

А.Г.Грабчак Ю.Н.Малышев
В.И.Комащенко Б.И.Федунец

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНО - РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК И ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

*Рекомендовано
Министерством общего и профессионального
образования Российской Федерации
в качестве учебника для студентов
высших учебных заведений,
обучающихся по горным и геологическим
специальностям*



МОСКВА 1997

ВВЕДЕНИЕ

Горная промышленность и связанные с ней горно-разведочные работы при поисках и разведке месторождений полезных ископаемых имеют очень большое значение в развитии хозяйственного комплекса. Добыча руд редких и цветных металлов, минерального топлива, строительных материалов, минеральных удобрений и других полезных ископаемых обеспечивает технический прогресс практически всех отраслей промышленности.

С целью обеспечения потребностей хозяйственного комплекса сырьем открывают новые месторождения, запасы которых могут на много лет вперед обеспечить быстро развивающиеся промышленность и сельское хозяйство.

Основными задачами разведчиков недр являются открытие месторождений, определение количества и качества полезного ископаемого и изучение геологических и гидрогеологических условий его залегания. Обобщение геологических данных по разрабатываемым и разведываемым месторождениям, составление прогнозных карт на основе изучения полученных при этом материалов с привлечением современных способов и средств разведки позволило существенно повысить точность поисково-разведочных работ.

Условия залегания полезных ископаемых в недрах Земли, их качество и запасы, экономическую целесообразность эксплуатации месторождения определяют с помощью буровых скважин и горно-разведочных выработок. Основным методом установления запасов месторождения с крайне неравномерным содержанием полезных компонентов и невыдержанностью рудных тел по мощности, которые нельзя разведать буровым способом, является проведение горно-разведочных выработок, позволяющих получить наиболее достоверную информацию о месторождении. Горные выработки, пройденные в земной коре, дают возможность наблюдать за условиями и элементами залегания месторождения, детально и всесторонне исследовать геологическую обстановку, определять ценность полезного ископаемого и его запасы.

Сочетание горно-разведочных работ с подземным бурением, геофизическими и другими методами изучения месторождений полезных ископаемых позволяет значительно повысить эффективность работ геологов-разведчиков

В последние годы горные работы составляют 300 км/год, но наряду с высокой информативностью они являются дорогостоящими, малопроизводительными и особо опасными.

Буровые скважины в основном служат для разведки и эксплуатации жидких и газообразных полезных ископаемых, подземных пресных и минеральных вод. Их применяют также при разведке месторождений цветных металлов. Полиметаллические месторождения и руды редких и благородных металлов обычно разведывают комбинированным способом: буровыми скважинами в сочетании с горно-разведочными выработками.

Проведение горно-разведочных выработок имеет свою специфику, поскольку работы ведут в неизученном массиве. Внедрение ультразвуковой аппаратуры и методов контроля массива, позволяющих определять физико-механические свойства горных пород, структурные особенности и условия их залегания, значительно расширило область их применения.

В последнее время область использования горных выработок при разведке месторождений расширилась в результате совершенствования технологии, механизации и организации горно-разведочных работ.

В крупных геологоразведочных организациях в последнее время широко внедряют механизацию основных и вспомогательных проходческих операций, применяют комбайны, обеспечивающие комплексную механизацию проведения горных выработок и автоматизацию производственного процесса.

Однако временный характер горно-разведочных работ, небольшие объемы по сравнению с горными предприятиями, разбросанность, отдаленность от промышленных центров, производство их в труднодоступных районах все еще затрудняют внедрение передовой технологии и механизации.

При детальной разведке месторождений основными горными выработками являются штольни и стволы шахт с комплексом других подземных выработок. Преимущество их перед бурением сказывается при детальной разведке месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов, причем масштабы их возрастают с увеличением размеров, сложности и глубины залегания месторождений.

При эксплуатационной разведке на горных предприятиях проводят разнообразные разведочные горные выработки, выбор которых в значительной степени определяется способом разработки месторождений. Штольни, стволы, шахты, квершлагги, штреки, рассечки и восстающие проходы с учетом возможности использования их при эксплуатации — впоследствии эти выработки становятся эксплуатационными.

Внедрение новой техники и технологии горно-разведочных работ на базе внедрения современных достижений науки и техники позволило создать горно-разведочные предприятия нового типа, оснащенные высокопроизводительной горнотранспортной техникой на основе комплексной механизации и автоматизации производственных процессов.

Повышение степени использования имеющейся и вновь поступающей техники, совершенствование технологических процессов, упрощение технологии и применение технических средств, обеспечивающих комплексную механизацию основных и вспомогательных процессов, — резерв повышения производительности труда при проведении горно-разведочных работ.

Большое значение имеют также правильная организация производства и управление геологоразведочными предприятиями на основе использования методов математического программирования, сетевого планирования и др.

В результате применения математических методов, вычислительной техники, автоматики и телемеханики можно обеспечить комплексную механизацию геологоразведочных работ.

Раздел I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ РАБОТАХ И СВОЙСТВАХ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава I

ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНЫ

Горные выработки — сооружения в недрах Земли или на ее поверхности, созданные в результате ведения горных работ и представляющие собой полость в массиве пород. В зависимости от назначения их подразделяют на разведочные и эксплуатационные.

Разведочные горные выработки проводят с целью поисков месторождения, определения запасов и характера залегания полезного ископаемого

Эксплуатационные горные выработки проводят для добычи полезного ископаемого открытым или подземным способом. Они делятся на капитальные, подготовительные и очистные.

Забой — поверхность полезного ископаемого или вмещающих его пород, перемещающаяся в пространстве в процессе проходки выработки. Поверхности горных пород, ограничивающие выработку с боков, называют *боковыми стенками* (сверху — кровлей выработки, а снизу — ее подошвой или почвой).

Забой выработки в зависимости от направления проходки (вниз, по горизонтали или вверх) может располагаться в ее почве, боку и кровле.

§ 2. ОТКРЫТЫЕ И ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Горные выработки подразделяются на открытые и подземные.

К открытым горным выработкам относят копуши, канавы, траншеи, расчистки (рис. 1.1, а, б), карьеры (см. рис. 1.1, в), разрезы. Их проводят на разных стадиях поисково-разведочных работ и при разработке месторождений полезных ископаемых.

При геологических съемках и поисках месторождений с целью создания искусственных обнажений и для взятия образцов пород в наносах проводят небольшие ямообразные выработки сечением 0,6×0,6 м и глубиной 0,4–0,6 м, называемые *копушами*. Поскольку глубина такой выработки меньше ее длины

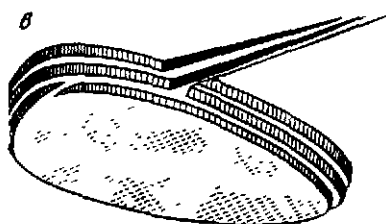
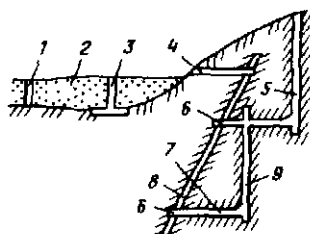


Рис 1 1 Открытые горные выработки:
а — канава, б — траншея, в — карьер

Рис 1 2 Подземные горные выработки:
1 — шурф, 2 — наносы, 3 — шурф с рассеч-
кой, 4 — штольня, 5 — ствол шахты, 6 —
штреки, 7 — квершлага, 8 — восстающий,
9 — слепой ствол



(или диаметра), осевая линия располагается горизонтально, а контур поперечного сечения незамкнутый, копуши следует относить к открытым горно-разведочным выработкам.

Канава — открытая горная выработка с сравнительно малыми размерами трапецидального или прямоугольного поперечного сечения значительной длины и небольшой глубины, проводимая при поисках и разведке месторождений полезных ископаемых. Глубина канав обычно не превышает 4 м; длина их значительно больше глубины и измеряется десятками, а в некоторых случаях и сотнями метров. Канавы проводят для защиты горных выработок от затопления ливневыми или паводковыми водами, понижения уровня подземных, отвода карьерных и шахтных вод и других целей.

Траншея — открытая горная выработка с трапециевидной формой поперечного сечения, ограниченная снизу подошвой (дном), а с боков наклонными плоскостями (по длине — бортами, по ширине — торцами).

Разведочные траншеи отличаются от разведочных канав в основном значительно большими размерами и формой поперечных сечений, обеспечивающих устойчивость боков выработки без применения крепления.

При разработке месторождений широко применяют разрезные траншеи, которые являются транспортными выработками, а также дренажные траншеи для отвода воды. Площади поперечных сечений разведочных траншей могут измеряться десятками, а эксплуатационных — сотнями квадратных метров.

Карьер — горное предприятие, представляющее собой совокупность разнообразных горных выработок (траншей, котлованов, рудоспусков и др.) и осуществляющее разработку месторождений полезных ископаемых открытым способом. Карьеры применяют не только для добычи, но и для разведки и попутной добычи (например, при разведке кварцевого сырья).

Разрез — горное предприятие по добыче угля открытым способом, представляющее собой обычно комплекс, состоящий из карьера, погрузочно-транспортного и отвального хозяйства, ремонтно-механических мастерских, иногда обогатительной фабрики.

Месторождение, разрабатываемое открытым способом, разделяется на отдельные горизонтальные слои, обычно с учетом изменения качества полезного ископаемого или наличия пустых пород. Разработка каждого верхнего слоя опережает разработку нижнего, поэтому карьер приобретает уступчатую форму.

Подземные горные выработки по сравнению с открытыми характеризуются большим разнообразием (рис. 1.2): вертикальные, горизонтальные и наклонные.

Подземные выработки, имеющие сопоставимые размеры по длине, высоте и ширине (сравнительно короткие выработки с большой площадью поперечного сечения), называют *камерами*. Они предназначены для установки машин, хранения оборудования, материалов и т.п. В них устраивают подземные склады для взрывчатых материалов, устанавливают буровые снаряды и станки для бурения скважин, лебедки и другое оборудование.

Существуют *очистные выработки*, образуемые вследствие выемки полезного ископаемого. Они служат для подготовки блока к выемке. Эти выработки сохраняют только в момент выемки полезного ископаемого из блока. К очистным выработкам относят рудоспуски, выработки горизонтов вторичного дробления и скрепирования.

К вертикальным горным выработкам относят шурфы и стволы шахт. *Шурфом* называют вертикальную подземную горную выработку обычно малого сечения и небольшой глубины, имеющую непосредственный выход на поверхность и предназначенную для разведочных целей, обслуживания подземных горных или взрывных работ. Глубина разведочных шурфов составляет от 20 до 40 м, а площадь поперечного сечения — от 1 до 4 м². На шахтах шурфы используют в качестве вспомогательных выработок для соединения подземных горизонтальных выработок с поверхностью. На карьерах шурфы применяют для размещения в них зарядов при взрывных работах.

Шахтным стволом называют вертикальную или наклонную горную выработку круглого или прямоугольного сечения, имею-

шую непосредственный выход на поверхность и предназначенную для обслуживания подземных работ в пределах всего шахтного поля, его крыла или блока. Стволы разведочных шахт проходят на глубину до 150 м, а в некоторых случаях до 400 м и более; площадь поперечного сечения их составляет от 4 до 20 м².

Вертикальная подземная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, предназначенная для обслуживания подземных работ, называется *слепым стволом*.

Стволы служат для подъема полезного ископаемого и пустой породы, спуска и подъема людей, оборудования и грузов различного назначения. Через шахтный ствол осуществляют энергоснабжение и вентиляцию добычных забоев, водоотлив. Оборудуют стволы подъемными установками, а по ним прокладывают электрические кабели, трубы для воды и сжатого воздуха.

К горизонтальным подземным выработкам относят штольни, квершлаг, штреки, рассечки и орты.

Штольня — горизонтальная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ. Штольни бывают разведочные и эксплуатационные, а также откаточные, вентиляционные и водоотливные.

Квершлаг — горизонтальная подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, проведенная по вмещающим породам вкрест простирания месторождения и используемая для транспорта, вентиляции, передвижения людей, водоотлива, прокладки электрических кабелей и линий связи. Устье квершлага, как правило, располагается в боковой стенке камерной выработки, ствола или штольни.

Штрек — горизонтальная подземная горная выработка, проведенная по простиранию наклонно залегающего месторождения или в любом направлении при горизонтальном его залегании. Штреки, проводимые по пустым породам, называют полевыми.

Рассечка — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и проводимая с целью поиска и разведки полезных ископаемых из шурфов, штолен, штреков или восстающих вкрест простирания горных пород. Длина рассечек небольшая — 20–30 м, реже 50–100 м.

Горизонтальную горную выработку для добычи полезного ископаемого, пройденную вкрест простиранию пласта, не имеющую непосредственного выхода на поверхность, называют *ортом*, устье которого располагают в боковой части штрека.

К наклонным горным выработкам относят шурфы и стволы шахт (когда их ось не вертикальна), а также уклоны, восстающие бремсберги, гезенки, печи, просеки.

Уклон — подземная наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для подъема полезного ископаемого. Нередко используется для подачи свежего воздуха с верхних горизонтов на нижние.

Восстающим называют подземную вертикальную или наклонную горную выработку, проводимую по восстанию залежи (пласта) и служащую для проветривания, передвижения людей, спуска полезного ископаемого или породы, доставки материалов и оборудования, подачи энергии и воды, а также для разведочных целей.

Бремсберг — подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, создаваемая по направлению падения пласта или залежи полезного ископаемого и предназначенная для спуска полезного ископаемого на откаточный горизонт этажа или шахты. Оснащен конвейерной установкой.

Гезенк — вертикальная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для спуска полезного ископаемого на откаточный горизонт. Может быть использован также для вентиляции и спуска (подъема) людей, оборудования.

Печь — подземная горная выработка, проводимая по восстанию продуктивного пласта или залежи и предназначенная для проветривания, передвижения людей и транспортирования грузов.

Просек — подземная горная выработка, создаваемая обычно в толще полезного ископаемого по простиранию и предназначенная для проветривания, передвижения людей и транспортирования грузов. Соединяется со штреком обычно с помощью печей.

Околоствольный двор — совокупность выработок, служащих для соединения шахтного ствола с остальными выработками шахты и размещения некоторых общешахтных производственных служб (водоотлива, электроподстанции, электровозного гаража, склада противопожарного инвентаря).

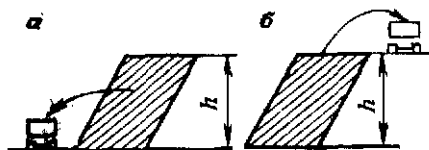
§ 3. ЭЛЕМЕНТЫ ВЫРАБОТОК

При освоении месторождений открытым способом отработка каждого верхнего слоя опережает разработку нижнего, поэтому карьер приобретает уступчатую форму (рис. 1.3).

Часть толщи пустых пород или полезного ископаемого, разрабатываемая самостоятельными средствами отбойки, погрузки и транспорта, называют *уступом*, элементами которого являются площадки, откос и бровки. Площадки уступа подразделяют на рабочие и нерабочие. На первых располагают выемочно-погрузочное оборудование, а вторые оставляют свободными. Площад-

Рис. 1.3. Уступ карьера:

а — с нижней погрузкой горной массы,
б — то же, с верхней; *h* — высота уступа



ку, на которой расположено горнотранспортное оборудование, называют *рабочим горизонтом уступа*.

В подземных условиях горным выработкам придают сводчатую, трапециевидную, арочную или круглую формы.

Различают площади поперечного сечения в свету и вчерне. Размеры поперечного сечения выработки вчерне определяют сложением размеров в свету и толщины крепи с учетом размера затяжки.

При проведении разведочных выработок главным образом им придают прямоугольную и трапециевидную формы.

§ 4. ПАРАМЕТРЫ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Различия в длинах (глубинах) горных эксплуатационных и разведочных выработок в ряде случаев несущественны, так, например, длину разведочных штолен иногда измеряют километрами, а глубина стволов разведочных шахт достигает 400 м и болсе. Отметим, что во многих случаях длина (штолен, квершлаггов, рассечек) или глубина (канав, траншей, шурфов) разведочных выработок при проектировании может быть принята только в качестве ориентировочных величин. *Площадь поперечного сечения в свету* горно-разведочной выработки — это площадь, ограниченная внутренним контуром крепи (для вертикальных выработок) и поверхностью балластного слоя рельсового пути, а *вчерне* — площадь, ограниченная проектным контуром выработки.

Площадь поперечного сечения в проходке горно-разведочной выработки — это площадь, ограниченная ее контуром в забое. Поперечные размеры разведочных выработок принимают значительно меньшими по сравнению с поперечными размерами эксплуатационных. Это объясняется тем, что площади поперечного сечения последних определяют исходя из их пропускной способности (транспортирования горных пород и перемещения необходимого количества воздуха для проветривания очистных забоев), а площади поперечного сечения разведочных выработок, как правило, из условий возможности и эффективности проходческих работ. Исключением являются иногда стволы разведочных шахт и выработки, проводимые при детальной и эксплуатационной разведках и предназначенные впоследствии для использования в процессе разработки месторождения.

Меньшие по сравнению с эксплуатационными параметры разведочных выработок определяют особенности технологии и механизации проходческих работ.

В связи с этим выбирают следующие технологические схемы: а) без средств механизации; б) с частичной механизацией производственных операций; в) с механизацией основных производственных операций; г) с комплексной механизацией всех производственных операций.

Ниже приведены установленные стандартные размеры горизонтальных горно-разведочных выработок с учетом размеров применяемого оборудования (погрузочная машина, электровоз и др.) и зазоров:

Размер в свету, м	1х1,8	1,5х1,8	1,8х2	2х2
Сечение в свету, м ²	1,8	2,7	3,6	4,0
Размер в свету, м	2,75х2,22	2,06х2,46	2,5х2,57	3,35х2,25
Сечение в свету, м ²	5,0	5,1	6,4	7,5

Таблица 1.1

Выработки	Минимальная высота выработки от головки рельса, м	Минимальная площадь поперечного сечения выработки, м ²	
		при деревянной, сборной железобетонной и металлической крепях	при каменной, монолитной железобетонной, бетонной и гладкостенной железобетонной крепях
Главные откаточные и вентиляционные	1,9	4,5	4,0
Участковые вентиляционные, промежуточные и конвейерные штреки, людские ходки, участковые бремсберги, уклоны и орты	1,8	3,7	—
Вентиляционные просеки, печи, косовичники и пр.	—	1,5	

В соответствии с правилами безопасности ведения горных работ [8] минимальная высота и площадь поперечного сечения выработки в свету не должны быть ниже нормативных значений, приведенных в табл. 1.1.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОПЕРАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

Подготовка горных пород к выемке включает: 1) осушение массива, подлежащего выемке; 2) разупрочнение пород; 3) изменение агрегатного состояния полезного ископаемого с целью повышения производительности погрузки; 4) другие виды работ, основанные на использовании физических свойств горных пород для облегчения проведения выработок и разработки месторождения.

Подготовку горных пород к выемке осуществляют следующими способами: механическим, буровзрывным, гидравлическим, физическими и химическими.

Выемку рыхлых и мелкоразрушенных горных пород проводят выемочно-погрузочным оборудованием. Скальные и полускальные породы обычно подготавливают к выемке взрывным способом, т.е. бурением и последующим взрыванием. Однако во многих случаях, по-прежнему, применяют ручную выемку.

§ 2. РАЗРУШЕНИЕ ПОРОД

При проведении горной выработки необходимо массив горных пород тем или иным способом разрушить на куски заданного размера. Процесс разрушения в основном сводится к *отбойке (первичному дроблению)* массива некоторого количества пород. Если в результате отделяются крупные куски, не подлежащие транспортированию на поверхность, их измельчают до транспортируемых (кондиционных) размеров. Эту операцию называют *вторичным дроблением*.

Разрушение породы при отбойке и вторичном дроблении происходит разнообразно и осуществляют его различными способами. В одних случаях этот процесс прост и нетрудоемок, в других он состоит из ряда производственных операций, связанных со значительными затратами труда, средств и времени.

Способ разрушения и средства, применяемые для этих целей, выбирают с учетом физико-механических свойств горных пород и структурных особенностей массивов, а также масштабов горных работ.

При отбойке пород наиболее эффективен взрывной способ, который основан на взрывании зарядов ВВ, размещенных в специальных полостях горной породы, называемых *зарядными камерами*

(шпуры, скважина или камера). При вторичном дроблении применяют взрывной способ с использованием накладных зарядов.

В полускальных и мягких породах применяют следующие способы разрушения: машинный, ручной или под действием напора водяной струи. Существуют способы разрушения, основанные на воздействии гравитационных сил и внутренних напряжений, имеющих место в породах, залегающих на той или иной глубине от поверхности.

В производственных условиях применяют также термический, электрофизический, плазменный, электрогидравлический и электроимпульсный способы.

§ 3. ПОГРУЗКА И ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ

Порода, отделенная от массива, должна быть выдана на поверхность или удалена из призабойного пространства. Выемочно-погрузочные работы предусматривают процесс отделения разрушенной породы от массива или разрыхленного навала и погрузки ее в транспортные средства, что осуществляют различными способами с использованием разнообразных машин и оборудования. В качестве основного оборудования при выемочно-погрузочных работах в карьерах применяют экскаваторы.

Комплекс операций, предназначенных для перемещения горных пород из выработок на поверхность или в другие выработки, на горных предприятиях носит название *рудничного транспорта*, который используют для перевозки по горным выработкам материалов, оборудования и людей.

При проведении разведочных канав, траншей и шурфов транспортирование горных пород из забоев на поверхность можно не выделять в самостоятельную операцию, а совмещать с их отбойкой, например, при проведении разведочных канав с помощью канавокопателя или скрепера.

Перемещение горных пород по горизонтальным выработкам называют в общем случае *транспортированием*, а при использовании колесных транспортных средств — *откаткой*. Перемещение горных пород вниз по наклонным или вертикальным выработкам называют *спуском*, а вверх до поверхности или выше-расположенных выработок — *подъемом*. Процесс перемещения грузов по стволам шахт называют *шахтным подъемом*.

Перемещение горных пород на поверхности от устья ствола или штольни до складов, погрузочных устройств или отвалов называют *поверхностным транспортированием*.

При горно-разведочных работах объем перевозок по горным выработкам относительно невелик. При разработке же место-

рождений, особенно открытым способом, количество перемещаемых горных пород очень большое и достигает миллионов тонн в год и более. Расстояние перевозок в этом случае изменяется от десятков метров до десятков километров.

§ 4. ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТКИ

Поддержание выработки — комплекс работ по содержанию выработки в состоянии, указанном в паспорте ее проведения и крепления.

На породы, находящиеся в толще земли, давит массив вышележащих слоев.

В нетронутом массиве силы, действующие на породу сверху, снизу и с боков, взаимно уравновешиваются, однако в случае, когда в земной коре проводят горные выработки, равновесное напряженное состояние породы нарушается, вследствие этого в массиве, граничащем с выработкой, возникают внутренние силы, направленные к контуру выработки, — *горное давление*.

Поэтому горные выработки не всегда сохраняют свою первоначальную форму. Их стенки, кровля или даже почва часто деформируются, и при этом наблюдаются вывалы отдельных кусков породы из кровли и боков, т.е. происходит частичное или полное разрушение выработки.

Последнее происходит особенно интенсивно в тех случаях, когда выработка пройдена в несвязных породах или в породах, обладающих незначительной устойчивостью.

Деформация выработок является следствием того, что горные породы находятся в напряженно-деформированном состоянии, возникающем под действием массы вышележащих слоев пород и реакции нижележащих.

Величина горного давления зависит от свойств пород, глубины заложения горной выработки, ее размеров и формы. Если горное давление превышает прочностные показатели пород, выработка деформируется или разрушается. Чтобы предотвратить это явление, на практике выработкам придают наиболее устойчивые формы или возводят специальные строительные конструкции в виде крепи.

Крепь рассчитывают по предельным состояниям на ожидаемые максимальные нагрузки. Предельным называют такое состояние, при котором крепь перестает удовлетворять предъявляемым требованиям по прочности или величине допускаемой деформации. Выбор того или иного крепежного материала зависит от величины и характера горного давления, срока службы, размеров и формы поперечного сечения выработок.

Процесс установки крепи называют *креплением* выработок. При больших размерах последних кроме крепи применяют и другие эффективные способы поддержания выработанного пространства: заполняют кусками породы (поддержание закладкой) или временно оставляют (магасинируют) отбитую руду.

При очистных работах осуществляют управляемое обрушение вышележащих пород в выработанное пространство, в результате чего достигают перераспределения горного давления в массиве, окружающем очистные выработки, что облегчает их поддержание.

Выработки в монолитных устойчивых породах с коэффициентом крепости f , равным 9 и более, а также в вязких породах можно эксплуатировать без крепи.

§ 5. ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫРАБОТОК И ДРУГИЕ ОПЕРАЦИИ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

При проведении горных выработок осуществляют проветривание, водоотлив и другие вспомогательные операции.

Проветривание. Газообразные и минеральные примеси в рудничном воздухе ухудшают условия труда в подземных горных выработках, могут быть причиной профессиональных заболеваний и несчастных случаев. Метан и угольная пыль в смеси с воздухом образуют взрывчатые смеси. Качество рудничного воздуха зависит от свойств пород и интенсивности проведения горных работ.

Основным средством для улучшения газового состава рудничного воздуха является проветривание горных выработок — весьма важная производственная операция, обеспечивающая безопасность и высокую производительность работ.

При больших глубинах разработки приходится снижать температуру в выработке путем подачи кондиционированного воздуха.

В комплекс мероприятий по снижению запыленности рудничного воздуха входит также пылеподавление (устройство водяных заслонов, туманообразование, пенопылеподавление, орошение отбитой породы и стенок выработок, увлажнение пласта угля перед отбойкой, отсос пыли при бурении и пр.).

Водоотлив. Для предупреждения возможности попадания в подземные или открытые горные выработки вод их отводят или делают дренаж. Воды, проникающие в горные выработки, ухудшают условия труда, осложняют проведение горных работ или вообще могут затопить выработки, поэтому их следует удалять на поверхность самотеком, как это имеет место в штольнях, или с помощью насосов. В зависимости от гидрогеологических

условий приток воды в горные выработки может быть весьма различным, и средства водоотлива выбирают в зависимости от количества поступающей воды.

Вспомогательные операции при горных работах. К ним относятся путевые работы, монтаж и демонтаж оборудования и различных устройств, прокладка энергетических коммуникаций, линий связи и другие систематически проводимые работы.

Подземные горные выработки должны быть хорошо освещены. От этого зависят безопасность и качество работ, а также производительность и условия труда рабочих. В горных выработках пользуются стационарными и переносными источниками света. Стационарными источниками света являются светильники с электрическими и люминесцентными лампами, прожекторы.

При спуске в шахту каждый рабочий должен иметь при себе переносной светильник, представляющий собой аккумуляторную лампу. Учитывая специфические условия работ в подземных выработках, к конструкциям стационарных и переносных светильников предъявляют ряд особых требований. При работах в открытых выработках для освещения в ночное время используют прожекторы и реже электроламповые светильники.

Глава 3

СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

На выбор технологического процесса или оборудования, а также на характер, способы и режимы горных работ при разведке и разработке месторождений полезных ископаемых большое влияние оказывают так называемые *горнотехнологические* свойства пород.

При ведении горных работ необходимо знать следующие свойства пород:

- 1) физико-технические (плотность, объемная и насыпная масса, пористость, коэффициент и угол трения);
- 2) прочностные, отражающие способность пород разрушаться под действием нагрузок;
- 3) горнотехнические, определяющие поведение пород под влиянием того или иного вида горных работ.

Существуют три основных способа ~~воздействия~~ на породы при их добыче и переработке — механический термический и электромагнитный — в зависимости от физико-механических

свойств горных пород. Последние разделяют на следующие пять основных классов: плотностные, механические, термические, электромагнитные и радиационные. Охарактеризуем основные особенности каждого класса.

I класс. Плотностные свойства горных пород проявляются в результате действия гравитационного поля Земли. Их подразделяют на две группы: гравитационные и структурные. Первые характеризуются плотностью, вторые, кроме того, — общей и открытой пористостью.

Плотностные показатели горных пород широко используют при решении различных горнотехнических задач. Они входят в качестве основных параметров в формулы для расчета устойчивости обнажений в толще пород, их учитывают при изучении данных геофизических методов разведки, используют как исходные при выборе эффективных способов обогащения полезных ископаемых. Широко применяют плотностные показатели при определении основных параметров буровзрывных работ.

II класс. Механические свойства характеризуют поведение горных пород в различных механических силовых полях. К этим свойствам относят показатели, связывающие механические напряжения и деформации в горных породах. Свойства этого класса подразделяют на ряд групп: а) прочностные, характеризующие связь между напряжениями и необратимыми разрушающими деформациями; б) упругие, характеризующие связь между напряжениями и обратимыми деформациями; в) акустические, отражающие условия передачи породами упругих колебаний. Сюда относят и реологические свойства, связывающие напряжения с необратимыми пластическими деформациями во времени, и горнотехнологические свойства, характеризующие сопротивление пород различным видам механического разрушения при добыче и переработке.

Механические показатели широко используют при расчетах практически всех основных технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых, и поэтому они представляют наибольший практический интерес.

III класс. Термические свойства характеризуют условия теплопередачи в горных породах и их поведение в температурном поле.

Тепловые показатели горных пород играют важную роль при расчетах тепловых режимов шахт и вентиляции, термическом разрушении пород, изучении теплового состояния Земли. В последние годы тепловые процессы нашли применение в горнотехнологических методах добычи полезных ископаемых, в частности, в связи с возможностью использования атомной энергии в горнодобывающей промышленности.

IV класс. Электромагнитные свойства характеризуют условия взаимодействия горных пород с электромагнитными полями. Выделяют две группы свойств этого класса: а) электрические; б) магнитные.

Изучению электромагнитных свойств уделяют огромное внимание. Основные показатели их широко используют для получения информации о различных свойствах горных пород, а также при расчетах их электродинамического разрушения. Особую роль отводят магнитным свойствам при обогащении полезных ископаемых.

V класс. Радиационные свойства горных пород — это естественная (собственная) радиоактивность и поглощающая способность. Естественная радиоактивность обуславливается наличием в составе пород минералов, содержащих радиоактивные элементы, либо их изотопы.

Радиационные свойства используют для определения плотностных показателей горных пород и создания безопасных условий разработки радиоактивных руд, а также для их сортировки и обогащения.

§ 2. ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПОРОД

Горному инженеру важно знать физико-технические свойства и характеристики горных пород: плотность, пористость, влажность, сопротивление различным усилиям, абразивность, вязкость, хрупкость, устойчивость, увеличение объема при разрушении и др.

К горнотехническим характеристикам пород отнесем показатели, непосредственно влияющие на эффективность основного процесса горных работ, а именно разрушения пород. Главные из этих характеристик (абразивность, буримость и взрываемость) можно определять на производстве при непосредственном выполнении технологического процесса отбойки пород или в лабораторных условиях.

Абразивность — это способность горных пород изнашивать породоразрушающий инструмент или рабочие, контактирующие с породой органы погрузочно-транспортных машин. Материалы и конструкция породоразрушающего инструмента следует выбирать с учетом абразивности пород. Определение ее сводится к установлению интенсивности воздействия породы на материал инструмента при трении между ними.

Один из методов оценки относительной абразивности заключается в истирании торцов цилиндрических стальных стержней при их вращении и трении о необработанную поверхность породного керна. Износ стержней при этом, выраженный через

уменьшение их массы (в миллиграммах), принимают за показатель абразивности. В опытах в качестве основного оборудования используют настольный сверлильный станок.

Буримость — это сопротивляемость породы разрушающему действию инструмента в процессе бурения шпура или скважины, являющегося одной из операций широко распространенной взрывной отбойки пород. Поэтому буримость — весьма важная технологическая характеристика, определяющая эффективность разрушения породы.

За единицу буримости принимают или длину шпура (скважины), выбуриваемую за единицу времени (1 мин), или число минут, затрачиваемых на проходку 1 м шпура (скважины), при вполне определенных, строго регламентированных условиях выполнения технологической операции бурения.

Так как буримость зависит от многих технологических факторов (размеров, формы и материала бурового инструмента, режима бурения, энергии удара, числа оборотов, осевого давления, способа удаления буровой мелочи и пр.), то этот показатель целесообразно определять применительно к конкретному виду бурения и типу бурового инструмента.

Взрываемость — это сопротивляемость породы разрушению действием взрыва, характеризуемое расходом взрывчатого вещества (ВВ) на разрушение единицы объема породы до кусков определенной крупности при стандартных условиях взрывания.

Взрываемость оценивают удельным расходом взрывчатых веществ, т.е. количеством ВВ (в килограммах), необходимым для разрушения 1 м³ породы в массиве. Иногда за показатель взрываемости принимают удельный расход бурения, представляющий число метров шпуров (шпурометров), в которых может быть размещено необходимое для разрушения 1 м³ породы количество взрывчатого вещества.

При использовании первого из приведенных показателей можно нормировать расход взрывчатых веществ на отбойку пород, второй показатель характеризует в известной степени и трудоемкость подготовительной операции взрывной отбойки — бурения шпуров. В некоторых случаях применяют и иные характеристики взрываемости пород, а именно «выход породы» на 1 м шпура (скважины) или на 1 кг израсходованного ВВ.

Взрываемость пород определяют непосредственно в производственных условиях; при этом на горных предприятиях довольно широко распространена методика испытаний, предложенная А.Ф.Сухановым.

При разрушении массивов пород различной трещиноватости необходимо знать степень их дробления, т.е. крупность получаю-

щихся кусков. В этом случае оценивают взрываемость массива, которая характеризуется величиной расхода эталонного ВВ на дробление 1 м³ массива на куски необходимого размера, т.е.

$$q_p = q_f \frac{V_e}{V_e - V_n} \quad (3.1)$$

где q_p — расчетный удельный расход эталонного ВВ, кг/м³; V_e — содержание крупных отдельностей в массиве до взрыва, %; V_n — выход негабарита этого же размера при взрыве, %; q_f — фактический удельный расход ВВ при массовом взрыве, кг/м³.

Твердость — это сопротивляемость породы внедрению в нее твердого тела, не получающего остаточной деформации. Твердость минералов оценивают по шкале Мооса, в которой 10 эталонных минералов расположены в таком порядке, что каждым последующим из них можно наносить царапину на предыдущем: 1 — тальк; 2 — гипс; 3 — кальцит; 4 — флюорит; 5 — апатит; 6 — ортоклаз; 7 — кварц; 8 — топаз; 9 — корунд; 10 — алмаз.

Для горных пород, являющихся совокупностью минералов, шкала Мооса не применима. Для них характерна агрегатная твердость, которую определяют путем вдавливания штампа в образец породы с двумя плоскопараллельными шлифованными поверхностями. При вдавливании цилиндрического штампа с плоским основанием (диаметром 2–3 мм) в естественную поверхность образца устанавливают контактную прочность, за величину которой принимают значение нагрузки в момент образования выкола (лунки) под штампом, отнесенное к его площади. Приведем значения контактной прочности некоторых пород, МПа: сланец филлитовый — 3, известняк — 3–4, мрамор — 10, гранит — 24, кварцит — 29.

Контактную прочность можно оценивать при статических и динамических испытаниях.

Статическую прочность для пластичных пород определяют способами, применяемыми при испытании металлов, — вдавливанием стального закаленного шарика в образец (метод Бринеля) или алмазной пирамидки (метод Виккерса) и др.

Динамическая твердость может быть установлена методом Шора или ДорНИИ. По методу Шора на поверхность породы с некоторой высоты сбрасывают груз со сферическим алмазным бойком. За показатель твердости принимают высоту отскока бойка.

Метод ДорНИИ используют для оценки динамической твердости в забое. При этом определяют энергию, которая необходима для внедрения в породу пуансона установленной длины.

Дробимость — относительная сопротивляемость породы измельчению при воздействии динамической нагрузки. Дроби-

мость зависит от упругих, прочностных и вязких свойств пород. По методу, предложенному Л.И. Бароном, испытания на дробимость основаны на разрушении образцов неправильной формы однократным ударом падающего груза массой 16 кг с высоты 0,5 м с последующим ситовым анализом продуктов разрушения. Приведем значения показателя дробимости некоторых горных пород, см³: сиенит — 1,18, диорит — 1,45, кварцит — 2,48, песчаник мелкозернистый — 3,0, алевролит красный — 3,7, диабаз — 4,3, перидотит — 4,5, гранит — 5,1, апатит — 6,1.

Крепость — это относительная сопротивляемость породы внешним усилиям (при бурении, взрывании, резании и т.п.), обусловленная, по М.М. Протодяконову, некоторой комбинацией элементарных сопротивлений растяжению, сжатию, сдвигу, которая также разнообразна, как разнообразен способ воздействия усилий. М.М. Протодяконов для сравнения пород ввел понятие относительной их крепости, так называемый *коэффициент крепости пород* f . Для его определения можно использовать различные способы. Наиболее распространен метод определения крепости пород по их прочности на сжатие, при котором $f = 1$ характеризует породу с пределом прочности на сжатие, равным 9,81 МПа. В соответствии с этим коэффициент крепости породы*

$$f = \sigma_{сж} / 9,8, \quad (3.2)$$

где $\sigma_{сж}$ — предел прочности кубика породы с ребром 50 мм на сжатие, МПа; 9,8 МПа — эталонное значение предела прочности на сжатие. По величине временного сопротивления породы сжатию $\sigma_{сж}$

$$f = \sigma_{сж} / 100. \quad (3.3)$$

Часто коэффициент крепости пород f_T оценивают методом толчения, предложенным М.М. Протодяконовым. В этом случае берут пять кусков породы массой по 20–50 г. Каждый кусок дробят грузом 2,4 кг, сбрасываемым с высоты 0,6 м в специальном стакане. После нескольких сбрасываний получившуюся мелочь просеивают через сито с отверстиями 0,5 мм. Фракцию мелочи размером менее 0,5 мм собирают с пяти образцов, насыпают в объеммер диаметром 23 мм и определяют высоту столбца пыли. При этом

$$f_T = 20 n / l, \quad (3.4)$$

где n — число сбрасываний груза (для мягких пород — 3–5, для крепких — 15–20); l — высота столбца пыли в объеммере, мм.

* Здесь и далее f означает коэффициент крепости горных пород по шкале М.М. Протодяконова.

§ 3. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПОРОД

Важное значение при проведении горных выработок имеют структура и текстура горных пород.

Структура — это петрографический признак строения пород, который определяется формой, размерами и количественным соотношением слагающих их частиц. Структура пород оказывает влияние на их прочность. Различают кристаллическую, скрытокристаллическую, стекловатую, порфировую и обломочную структуры.

Кристаллическая грубо- и крупнозернистая порода состоит из кристаллических зерен размером 0,5–5 мм, среднезернистая — до 0,5 мм, мелкозернистая — до 0,25 мм, афанитовая — зерна различимы лишь через лупу, скрытокристаллическая — кристаллы не видны даже при увеличении; стекловатая — сплошная стекловатая масса, порфировая — в общую стекловатую или кристаллическую массу вкраплены крупные зерна, обломочная — породы сцементированы из обломков.

Текстура — это особенности строения породы, определяющие пространственное размещение слагающих ее частиц и их взаимное расположение. Текстура часто обуславливает различную прочность пород в разных направлениях. Выделяют массивную, пористую и слоистую текстуры: массивная — частицы породы не ориентированы, плотно прилегают друг к другу, пористая — частицы породы неплотно прилегают друг к другу, образуя большое число микропустот; слоистая — частицы породы чередуются, образуя слои и напластования.

Пористость — суммарный относительный объем пор, содержащихся в горной породе. Последние могут быть пористыми и практически непористыми. Пористость породы зависит от размеров слагающих ее зерен, ее однородности, формы зерен или частиц, их минерального состава, а также от плотности сложения. Пористость определяют по наличию малых пустот и полостей в горной породе. Она характеризуется отношением объема пустот в данной породе ко всему ее объему.

Приведем значения коэффициентов пористости некоторых пород, %: габбро — 1,0, гранит — 1,2, песчаники — 4,8–28,3, известняки, мрамор — 0,53–13,4, глины — 44–47.

Плотность — это масса единицы объема горной породы в ее естественном состоянии. Ее определяют по отношению массы к общему объему породы, включая объем пор, содержащихся в ней. Приведем значения плотности для некоторых пород, г/см³: песок — 1,6–1,95, глина — 1,2–2,1, песчаник — 1,8–2,5, кварцит — 1,5–2,8, гипс — 1,9–2,6, известняк — 2,5–2,7, мрамор — 2,6–2,8.

мор — 2,7–2,8, доломит — 2,3–2,9, антрацит — 1,3–1,5, гранит, диорит, сиенит, габбро — 2,2–2,3, базальт — 2,6–3,3.

Трещиноватость — нарушенность монолитности пород трещинами, что оказывает большое влияние на все технологические процессы. Она связана с условиями образования горных пород или тектоническими процессами, происходящими в земной коре. Трещины снижают сопротивляемость пород механическим воздействиям. Трещиноватость характеризуют частотой и пространственным расположением трещин в массиве. Сеть трещин разделяет горную породу на структурные отдельности (блоки, куски) разных форм и размеров.

Слоистость — наличие хорошо различимых слоев и пластов в осадочных горных породах или присутствие в пределах одного слоя поверхностей осаждения, которые являются плоскостями напластования. Каждый пласт довольно однороден и отличается от других структурой, составом, цветом, твердостью и другими признаками. Многие пласты обладают плоскостями слоистости, вдоль которых порода легко раскалывается.

Кливаж — делимость горных пород по густоразвитой системе мелких субпараллельных плоскостей тектонического происхождения на тонкие пластинки, мелкие призмочки, грифелевидные столбики, волокна, линзы и т.д. Различают кливаж течения и разлома. При ведении работ породы разрушаются по кливажу в форме параллельных плит различной толщины. Кливаж отличается от тектонических трещин тем, что не нарушает сплошности породы. В обнажениях в зоне выветривания имеет вид открытых или закрытых частых параллельных трещин с ровными поверхностями, иногда со следами скольжения и притирания.

§ 4. ПРОЧНОСТНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПОРОД

К механическим свойствам пород, оказывающим влияние на процессы бурения и взрывания, относят упругие и прочностные.

Упругость — это свойство пород восстанавливать свою первоначальную форму и объем после прекращения действия внешних нагрузок. Характеризуется она пределом упругости — максимальным значением сжимающего или растягивающего напряжения, при достижении которого порода деформируется упруго, а при превышении — появляются остаточные деформации.

Горные породы, необратимо изменяющие свою форму и объем под действием внешних сил без разрушения, называют *пластичными*.

Хрупкость — свойство пород разрушаться при приложении внешних сил без пластических деформаций.

Вязкость — свойство породы оказывать сопротивление при перемещении одной части относительно другой (внутреннее трение). Вязкость зависит от состава и структуры породы, формы и размера частиц, состава и количества цементирующего вещества и содержания влаги. Чем выше вязкость, тем труднее разрушить породу. Вязкие породы сильно поглощают энергию упругих колебаний.

Прочность на сжатие (растяжение, сдвиг) — это предел прочности породы на сжатие, представляющий критическое значение одноосного сжимающего (растягивающего, сдвигающего) напряжения, при котором происходит разрушение породы. Прочность горных пород (сопротивление их растяжению, сжатию и сдвигу) изменяется в широких пределах: на сжатие — от 0,1 до 400 МПа, на сдвиг — от 0,01 до 70 МПа, на растяжение — от 0 до 40 МПа.

При всестороннем сжатии прочность возрастает в 3–5 раз, повышается и предел упругости. Прочность зависит также от скорости приложения нагрузки. При динамическом (ударном) вдавливании пуансона в породу сопротивление ее в 8–9 раз меньше, чем при статическом. Однако при очень больших скоростях приложения сжимающих нагрузок (например, при взрыве) сопротивление горных пород сжатию в 10–12 раз больше, чем при статических нагрузках.

Большинство пород при достаточно точных исследованиях анизотропны — их сопротивление сжатию различно в различных направлениях. Особенно это характерно для осадочных пород.

Основными упругими характеристиками горной породы являются модуль упругости, модуль сдвига и коэффициент Пуассона.

Модуль упругости (модуль Юнга) — это коэффициент пропорциональности между вертикальным давлением на грунт и его относительной вертикальной деформацией. В соответствии с этим нормальное напряжение в породе

$$\sigma_n = E\varepsilon, \quad (3.5)$$

где E — модуль упругости, Па; ε — относительная продольная деформация, равная $\Delta l/l$ (Δl — абсолютная деформация образца породы, м; l — его длина, м).

Модуль сдвига — это коэффициент пропорциональности между касательным напряжением и деформацией сдвига. В соответствии с этим касательное напряжение

$$\tau = G\nu, \quad (3.6)$$

где G — модуль сдвига, Па; ν — относительная деформация породы при сдвиге.

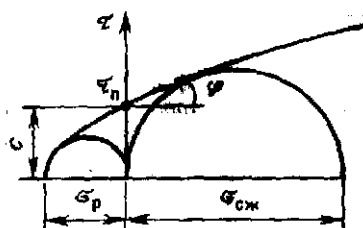


Рис. 3.1. Зависимость касательного напряжения τ от нормального напряженного состояния горных пород σ_n
 σ_p и $\sigma_{сж}$ — пределы прочности породы на растяжение и сжатие

Для пород предельное касательное напряжение τ_n , при котором происходит ее разрушение, в зависимости от действующих нормальных напряжений σ_n выражается формулой:

$$\tau_n = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi + c, \quad (3.7)$$

где φ — угол наклона прямой, касательной к полуокружностям (рис. 3.1); c — сцепление породы.

Угол φ называют углом внутреннего трения, а $\operatorname{tg} \varphi$ — коэффициентом внутреннего трения, т.е. коэффициентом пропорциональности между разрушающими касательными и нормальными напряжениями. Сцепление породы численно равно пределу ее прочности на срез при отсутствии нормальных напряжений (т.е. когда $\sigma_n = 0$). Для рыхлых пород $c = 0$, а зависимость (3.7) примет следующий вид:

$$\tau_n = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi. \quad (3.8)$$

При этом угол φ характеризует угол естественного откоса рыхлых пород.

Коэффициент Пуассона — это безразмерная величина, показывающая связь между относительной продольной и поперечной деформациями горной породы:

$$\mu = \alpha / \varepsilon, \quad (3.9)$$

или

$$\mu = \frac{E - 2G}{2G}, \quad (3.10)$$

где α — относительная поперечная деформация, равная $\Delta d/d$ (Δd — абсолютная поперечная деформация породы, м; d — поперечный размер ее образца, м).

Для изотропных тел (у которых свойства по всем направлениям одинаковы) по формулам теории упругости по двум параметрам, характеризующим упругие свойства породы, могут быть вычислены другие параметры, отражающие эти свойства. Например, по E и G можно определить модуль всестороннего сжа-

тия, по модулю всестороннего сжатия и модулю сдвига — скорость распространения продольных волн в породе и т.д.

Модуль всестороннего сжатия — это коэффициент пропорциональности между напряжением и относительным изменением объема $\Delta V/V$ при объемном напряженном состоянии породы:

$$\sigma_0 = k \frac{\Delta V}{V}, \quad (3.11)$$

где σ_0 — напряжение в породе при объемном напряженном состоянии, Па; k — модуль всестороннего сжатия, равный $EG/3(G-E)$, Па; ΔV — абсолютная деформация (абсолютное изменение) объема породы, м^3 ; V — первоначальный объем породы, подвергающейся деформациям, м^3 .

Модуль одностороннего сжатия — это коэффициент пропорциональности между продольным напряжением и продольной относительной деформацией при расположении рыхлой породы в цилиндре с жесткими стенками. Модуль одностороннего сжатия через модуль Юнга и коэффициент Пуассона можно представить в следующем виде:

$$M = \frac{E(1-\mu)}{(1+\mu)(1-2\mu)} \quad (3.12)$$

К динамическим характеристикам горных пород относят скорость распространения продольных и поперечных волн, акустическую жесткость, динамические модули упругости и сдвига.

Скорость продольной волны в скальных породах составляет 2–7 км/с и вычисляется по формуле:

$$v_p = \sqrt{\frac{k + \frac{4}{3}G}{\rho}}, \quad (3.13)$$

где k — модуль всестороннего сжатия, Па; ρ — плотность породы, кг/м^3 .

Скорость поперечной волны

$$v_s = \sqrt{\frac{G}{\rho}}. \quad (3.14)$$

Скорость распространения продольных волн в упругом изотропном однородном массиве

$$v_m = v_{ст} \sqrt{\frac{1-\mu}{1-\mu-2\mu^2}}. \quad (3.15)$$

Скорость продольной волны в стержне с поперечным сечением, значительно меньшим длины волны,

$$v_{ст} = \sqrt{\frac{E}{\rho}} \quad (3.16)$$

По значениям v_m , $v_{ст}$ и плотности породы можно вычислить все остальные динамические характеристики упругих свойств:

$$E_d = \frac{v_{ст}^2}{\rho}; \quad (3.17)$$

$$k_d = \frac{E_d}{3(1 - 2\mu)}; \quad (3.18)$$

$$G_d = \frac{E_d}{2(1 + \mu)}, \quad (3.19)$$

где E_d , k_d , G_d — динамические модули соответственно упругости, всестороннего сжатия и сдвига.

По поверхности горных пород при динамическом нагружении (ударе, взрыве) распространяется также поверхностная волна (волна Рэлея). Знание параметров поверхностной волны необходимо для оценки сейсмостойкости зданий и сооружений.

Приведенные скорости распространения волн находятся в следующем соотношении:

$$v_p > v_s > v_R. \quad (3.20)$$

Акустическая жесткость — удельное акустическое сопротивление пород, представляющее произведение плотности породы на скорость продольной волны:

$$R = \rho v_p. \quad (3.21)$$

Рассмотренные выше физические свойства относятся к образцам пород. В массиве горных пород из-за их трещиноватости, плоскостей ослабления, влажности показатели этих свойств существенно ниже. Так, предел прочности массива из-за наличия макронарушений может быть в десятки и сотни раз меньше предела прочности, определенного в лабораторных условиях.

Предел прочности массива на сжатие

$$\sigma_{сж.м} = \sigma_{сж.о} \sqrt{\frac{d_o}{d_m} \frac{E_m}{E_o}}, \quad (3.22)$$

где $\sigma_{сж.м}$ — предел прочности на сжатие рассматриваемого участка массива, имеющего линейный размер d_m , м, и модуль

упругости E_m , Па; $\sigma_{сж.о}$ — предел прочности породы на сжатие, Па, определенный на образце, имеющем линейный размер d_0 , м, и модуль упругости E_0 , Па.

Для оценки модуля упругости участка массива используют скорость распространения в нем продольной волны, которую определяют непосредственно в массиве в результате прохождения акустических волн при сейсмических исследованиях.

Пластичность (в отличие от упругих пластические деформации) — это необратимые изменения внутреннего строения породы. К последним относят сдвиговые деформации зерен, диффузионное перемещение вещества в кристаллической решетке и т.п.

Пластические деформации проявляются в горных породах при более или менее продолжительном воздействии нагрузок, причем с увеличением времени они возрастают. В качестве наиболее наглядной иллюстрации огромных пластических деформаций могут быть приведены процессы складкообразования, при которых изменения форм залегания пластов без разрывов и разрушений происходят в течение целых геологических периодов.

Учет пластических свойств пород приобретает практическое значение главным образом при решении вопросов, связанных с горным давлением и поддержанием выработок. В процессе разрушения породы ее пластичность приводит к увеличению затрат энергии.

У осадочных отложений пластические свойства проявляются более интенсивно, чем у магматических. Хорошей пластичностью обладают глины, особенно влажные.

За параметр, характеризующий пластические свойства пород, может быть принят коэффициент пластичности, равный по величине отношению между общей работой, затраченной на разрушение породы и израсходованной на ее упругие деформации, предшествующие разрушению.

§ 5. КЛАССИФИКАЦИИ ПОРОД

При проектировании, нормировании и производстве горных работ используют различные классификации пород, в которых последние разделены на классы по тем или иным их свойствам, определяющим способ или эффективность выполнения производственных процессов.

По степени трудности отбойки пород от массива их разделяют на четыре или пять групп и при этом заменяют термин «отбойка» терминами «добывание» или «выемка» с учетом того, что

операция отбойки во многих случаях неотделима от операции удаления породы из забоя, в частности ее погрузки.

Таким образом, классификации горных пород построены на основе различных геологических особенностей физических и горнотехнологических свойств пород и их характеристик.

Первой научнообоснованной классификацией, получившей широкое распространение в горной практике, является классификация М.М. Протодяконова, используемая для ориентировочной оценки пород при укрупненных проектных и сметных расчетах. В ее основу положены величины коэффициента крепости f , определяемые по формуле (3.4).

В строительстве применяют классификацию пород по буримости, которая отражена в «Единых нормах и расценках на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы (ЕНиР)». Разработаны классификации горных пород по буримости для отдельных отраслей горнодобывающей промышленности, а также для разных способов бурения.

Представляет интерес оценка буримости пород на основе относительного показателя трудности бурения, предложенного В.В.Ржевским. В основу его определения положены физические характеристики пород — предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}$ и сдвиг $\sigma_{сдв}$, плотность ρ .

По этому показателю горные породы разделены на пять классов, а класс подразделяется на категории (табл. 3.1). Породы с показателем буримости $P_b > 25$ относятся к внекатегорным.

Таблица 3.1

Класс	Характеристика класса	Показатель буримости	Категория пород	Породы
I	Легкобуримые	1-5	1-2	Глина сланцеватая, галечно-щебенистые породы, мергель глинистый, мягкие угли, мерзлый песок, супесь
			2-3	Слабосцементированные алевролиты и аргиллиты, выветрелые доломиты, углестые сланцы, мерзлые тяжелые суглинки и жирные глины
			3-4	Глинистые плотные алевролиты, мягкие известняки, мармитовые руды, отвердевшие глины, крепкие угли, мерзлые породы 2-й категории
			4-5	Песчано-глинистые алевролиты, аргиллиты средней крепости, антрациты, свинцово-цинковые окисленные руды, мерзлые породы 3-й категории

Продолжение табл. 3.1

Класс	Характеристика класса	Показатель буримости	Категория пород	Породы
II	Средней трудности бурения	6-10	5-6	Песчаники с глинистым цементом, аргиллиты плотные, алевролиты с кварцевыми включениями, рудные брекчи, сильно выветрелые граниты, дуниты
			6-7	Плотные доломиты, весьма плотные аргиллиты, гематитовые, мармитовые, сульфидные, свинцово-цинковые, медно-никелевые, апатито-нефелиновые руды
			7-8	Среднезернистые амфиболиты, кварцево-карбонатные породы, аркозовые медные песчаники, фосфориты, выветрелые крупнозернистые андезиты
			8-9	Габбро измененные, выветрелые скарны, медный колчедан, выветрелые среднезернистые андезиты
			9-10	Крупнозернистые гнейсы, граниты, гранодиориты, диабазы, среднезернистые сиениты, плотные змеевики
III	Труднобуримые	11-15	11-12	Среднезернистые граниты и гранодиориты, мелкозернистые амфиболиты, мрамор
			12-13	Окварцованные доломиты, мелкозернистые песчаники с известковым цементом, кварцевые альбитофиры
			13-14	Пористые базальты, среднезернистые габбро и гнейсы, кремнистые песчаники и известняки, окремненные фосфориты, мелкозернистые кварциты
IV	Весьма труднобуримые	16-20	15-17	Среднезернистые базальты, мелкозернистые габбро, граниты, гранодиориты, плотные кварцевые альбитофиры, плотные джеспилиты
			18-20	Железистые роговики, мелкозернистые диориты, плотные андезиты, биотитовые, биотит-гранатовые и пироксеновые окварцованные гнейсы, мелкозернистые базальты, мелкозернистые магнетито-гематитовые груды
V	Исключительно труднобуримые	16-20	21-22	Окремненные скарны, микрограниты, мелкозернистые скальнокварцованные альбитофиры, весьма плотные андезиты, базальты, диабазы, диориты, очень плотные джеспилиты
			23-25	Кремень, сливной кварц, очень плотные сливные микрокварциты, интенсивно окремненные скарны, джеспилиты, базальты

Для различных массивов горных пород характерна неодинаковая трещиноватость, определяемая числом трещин и их размером. Она оказывает существенное влияние на устойчивость пород и способность их разрушаться при горных работах. В практике взрыв-

ных работ распространена классификация массивов горных пород по степени трещиноватости (табл. 3.2). В качестве классификационных признаков приняты среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, измеренное по прямой произвольного направления, и процентное содержание крупных отдельностей в массиве. Среднему расстоянию между трещинами соответствует средний диаметр естественной отдельности в массиве. Величина, обратная среднему расстоянию, называется удельной трещиноватостью.

Таблица 3.2

Категория трещиноватости пород	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Удельная трещиноватость, $\frac{1}{\text{м}}$	Содержание (%) в массиве отдельностей в размере, мм			
				300	500	700	1000
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	>10	До 10	До 5	Близкое к нулю	Нет
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1–0,5	2–10	10–70	5–40	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5–1,0	1–2	70–100	40–100	30–80	5–40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0–1,5	1,0–0,65	100	100	80–100	40–100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	>1,5	<0,65	100	100	100	100

Удельная трещиноватость — это число трещин, приходящихся на единицу прямой, проведенной в произвольном направлении.

Для расчета различных параметров процессов разрушения массивов целесообразно знать коэффициент структурного ослабления k и надежно определять степень трещиноватости массива, так как открытые поверхности пород могут быть скрыты от непосредственного наблюдения (под взорванной породой, снегом и т.д.) (табл. 3.3). Надежным способом оценки степени трещиноватости является акустический, при котором вычисляют акустический показатель трещиноватости:

$$A_i = \frac{v_{PM}^2}{v_{P0}^2}, \quad (3.23)$$

где v_{PM} — скорость продольной волны в массиве, v_{P0} — скорость продольной волны в образце породы, м/с.

v_{P0} — ско-

Таблица 3.3

Степень трещиноватости пород	A_i	k
I	0-0,1	0,05-0,1
II	0,1-0,25	0,2-0,5
III	0,25-0,4	0,6-0,8
IV	0,4-0,6	0,8-0,95
V	0,6-1,0	0,95-1,0

Для характеристики взрываемости горных пород наиболее широко применяют классификацию горных пород по взрываемости.

Для трещиноватых (блочных) массивов, породы которых имеют различную крепость, для получения взорванной горной массы, имеющей минимальное число кусков размером более 500 мм, используют классификацию пород по величине эталонного удельного расхода ВВ (табл. 3.4).

Таблица 3.4

Категория трещиноватости пород	Величина эталонного удельного расхода ВВ в зависимости от коэффициента крепости пород (при размере кусков менее 500 мм), кг/м ³		
	2-5	5-10	10-20
I	До 0,30	До 0,35	До 0,45
II	0,3-0,5	0,35-0,6	0,45-0,75
III	0,5-0,75	0,6-0,9	0,75-1,1
IV	0,75-1,0	0,9-1,2	1,1-1,4
V	>1,0	>1,2	>1,4

По результатам определения взрываемости массивов и получающихся при этом расчетных удельных расходов ВВ предложена Единая шкала взрываемости (дробимости) горных пород (табл. 3.5), которая служит основанием для составления на карьерах местных классификаций пород по взрываемости. На карьерах цветной металлургии применяют более подробную классификацию пород по взрываемости, в которой выделяют 10 категорий.

При проведении горно-разведочных выработок часто используют классификацию пород по крепости (табл. 3.6).

Отметим, что в практике разведки и разработки месторождений нередко встречаются породы с пределом прочности на сжатие, превышающем 200 МПа, в то время как наибольшая величина коэффициента крепости в приведенной классификации принята равной 20. Многолетний опыт использования шкалы, предложенной М.М.Протодяконовым, свидетельствует о том, что расчетные формулы, в которые входит величина f , дают достаточно точные для практических целей результаты и в тех случаях, когда наиболее крепчайшие породы имеют $f = 20$, поэтому вводить более высокие баллы для коэффициента нет необходимости.

Таблица 3.5

Категория взрываемости пород	Степень взрываемости	Расчетный расход ВВ, кг/м ³ (для кусков менее 500 мм)	Породы (регион)	Категория трещиноватости пород	Коэффициент крепости пород	Плотность, кг/м ³
I	Легковзрываемые	До 0,35	Гранодиоритпорфиры (Кальмакыр) Сильно выветрелые пироксениты (Каджаран) Бурый уголь (Ангрен) Известняки (Кузбасс)	I I-IV I-II I	5-8 3-5 — 6-7	2500-2600 2500-2700 — 2600
II	Средневзрываемые	0,35-0,6	Алевриты (Джесказган) Вторичные кварциты (Кальмакыр) Каменная соль	II-III III V	3-6 3-4 3-4	2500-2600 2500-2600 —
III	Трудновзрываемые	0,6-0,9	Граниты (Шарташ) Известняки (Медвежья гора) Монциты (Каджаран) Песчаники (Коркино)	III-IV III-IV V III	10 6-7 5-8 —	2700 2600 2700 —
IV	Весьма трудновзрываемые	0,9-1,2	Железная руда (Дашкесан) Известняки (Ахан-Гаран) Габбро (Первоуральск) Известняки (Каратау)	IV V III IV	10-12 3-5 16 10-12	5500 2400 2800 —
V	Исключительно трудновзрываемые	>1,2	Горнблендиты (Первоуральск) Вторичные кварциты (Гай) Брекчии спилитов (Сибай) Крупнозернистые пироксениты, перидотиты и габбро (Качканар)	V V V IV-V	10-12 6-8 12 6-12	3200 2800-3000 2700 3000-3450

Таблица 3.6

Категория пород	Степень крепости пород	Породы	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты и исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитные породы, кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец, менее крепкие кварциты, самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитные породы, очень крепкие песчаники и известняки, кварцевые рудные жилы, крепкий конгломерат, очень крепкие железные руды	10
IIIa	—	Известняки (крепкие), некрепкий гранит, крепкие песчаники, мрамор, доломит, колчеданы	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник, железные руды	6
IVa	—	Песчанистые сланцы, сланцевые песчаники	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец, некрепкие песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	—	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, антрацит, обыкновенный мергель, разрушенный песчаник, сцементированная галька и хряц, каменистый грунт	2
VIa	—	Щебенистый грунт, разрушенный сланец, слежавшиеся галька и щебень, крепкий каменный уголь, отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкий нанос, глинистый грунт	1
VIIa	—	Мягкая песчанистая глина, лёсс, гранит	0,8
VIII	Землистые	Дернина, торф, мягкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие	Песок, осыпи, мягкий гравий, насыпная земля, уголь	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3

Наличие классификации пород М.М. Протодыяконова, приближенно отражающей их общую характеристику по добываемости, не исключает целесообразности классифицировать горные породы по частным признакам для оценки тех или иных их технологических характеристик.

Для расчета норм выработки на бурение шпуров в геологоразведочных организациях и на горных предприятиях используют

единую классификацию пород с разделением их на 20 категорий. В основу этой классификации, принятой в Единых нормах выработки (ЕНВ), положено деление пород на категории по чистому времени бурения шпуров в стандартных условиях.

Сопоставление категорий пород по классификации М.М.Протодяконова и ЕНВ приведено в табл. 3.7.

Таблица 3.7

Классификация пород	Категория пород			
По ЕНВ	V	VI-X	XI-XII	XIII-XIV
По М.М.Протодьяконову (в скобках величина f)	V (4)	IV-V (4-5)	III-IV (6-8)	III (8-10)

Продолжение табл. 3.7

Классификация пород	Категория пород			
По ЕНВ	XV	XVI-XVII	XVIII	XIX-XX
По М.М.Протодьяконову (в скобках величина f)	II (12-15)	I (16)	I (18)	I (20)

С учетом того, что в сыпучих, малосвязных и мягких породах геологоразведочные выработки во многих случаях проходят пока с применением ручной выемки, в действующих ЕНВ на горно-проходческие работы приводится классификация горных пород по способам выемки (табл. 3.8).

Таблица 3.8

Категория пород по ЕНВ	Способ выемки
I	Подборочными и штыковыми лопатами
II	Штыковыми лопатами с частичным предварительным рыхлением
III	Штыковыми лопатами со сплошным рыхлением кирками и частично ломами
IV	Штыковыми лопатами со сплошным рыхлением кирками, ломами и частично клиньями и молотками
V	То же или буровзрывная отбойка

Весьма существенное значение для технологии горных работ в процессе разведки и разработки месторождений имеют такие характеристики породных массивов, как трещиноватость, водопроницаемость или водообильность и устойчивость.

Водопроницаемость — способность породы пропускать сквозь себя воду. В рыхлых породах вода фильтруется в горную выработку, в более плотных — попадает в нее через открытые соединенные между собой поры и трещины. Количество воды, поступающее в выработку, характеризуется также *водообильнос-*

тью пород. По этому признаку их подразделяют на следующие группы:

- 1) сильноводообильные — дебит скважин >10 л/с;
- 2) водообильные — от 1 до 10 л/с;
- 3) слабоводообильные — от 0,1 до 1 л/с;
- 4) водоносные — от 0,01 до 0,1 л/с;
- 5) водоупорные — практически сухие;
- 6) водонепроницаемые — безводные.

В зависимости от количества воды, поступающей в горные выработки, применяют те или иные средства водоотлива.

Устойчивость — способность пород не обрушаться при обнажении снизу или с боков. Это свойство важно знать при выборе средств поддержания выработок. Устойчивость зависит от прочностных показателей пород, трещиноватости и в некоторых случаях — от водообильности. Классификации пород по устойчивости носят несколько условный характер. Ниже приведена одна из них:

1) весьма неустойчивые, не допускающие даже незначительных обнажений и требующие незамедлительного или даже опережающего возведения крепи;

2) неустойчивые — допускающие на короткое время небольшое обнажение и требующие прочного крепления;

3) средней устойчивости — допускающие на непродолжительное время обнажение на значительной площади и требующие поддержания вслед за обнажением;

4) устойчивые — допускающие обнажение значительных площадей на сравнительно длительное время и требующие лишь частичного поддержания;

5) весьма устойчивые — допускающие обнажение больших площадей на длительное время и не требующие поддержания.

Применяемые количественные характеристики устойчивости пород различны не только в разных отраслях горной промышленности (горнорудной или угольной), но и в отдельных (например, угольных) бассейнах.

Раздел II

ПРОЦЕССЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава 4

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ ШПУРОВ И СКВАЖИН

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ И ХАРАКТЕРИСТИКА СПОСОБОВ БУРЕНИЯ

Процесс бурения заключается в последовательном разрушении поверхности забоя скважины и извлечении продуктов разрушения на поверхность. По характеру разрушения все способы бурения шпуров и скважин делятся на *механические* и *немеханические*. Механические разделяют на ударный и вращательный способы.

При *ударном бурении* разрушение происходит в результате последовательных ударов по забою скважины (или шпура) инструмента (штанг и буровой коронки), совершающего вращательно-поступательное движение. Перед каждым следующим ударом инструмент поворачивается на некоторый угол, обеспечивая тем самым разрушение по всей площади забоя. Ударное бурение делится на ударно-поворотное, ударно-вращательное, вращательно-ударное, ударно-канатное.

При *вращательном бурении* разрушение забоя скважины производится путем смятия, раздавливания, скалывания и истирания пород вращающимся буровым инструментом (коронками, долотом, дробью, шарошечными долотами, сверлами абразивами).

К немеханическим способам бурения относятся: *термическое, взрывное, электроимпульсное, ультразвуковое, электрогидравлическое, электромагнитное, огневое, плазменное.*

По характеру передачи энергии породе способы бурения делят на контактные (ударно-поворотное, вращательно-ударное, электротермическое) и бесконтактные (термическое, плазменное, гидравлическое, электрогидравлическое, ультразвуковое).

По характеру воздействия на породу различают следующие виды бурения: 1) твердым породоразрушающим инструментом (ударное, вращательное, ударно-поворотное, вращательно-ударное); 2) газами (взрывное, патронированными зарядами); 3) жидкостью (электрогидравлическое и гидравлическое);

4) электрическим током (электрическое и электроимпульсное);
5) комбинированное (с помощью газов и тепла — струйное взрывание, огневое, плазменное, с помощью абразива и жидкости — ультразвуковое).

По схеме разрушения забоя выделяют колонковое бурение с отбором керна, когда по периферии сечения забоя выбурируется кольцевое углубление, а центральная неразрушенная часть породы (кern) извлекается с помощью специальных керноподъемников на поверхность, и бурение сплошным забоем, когда буровой инструмент разрушает всю его площадь.

По способу удаления продуктов разрушения с забоя различают периодическую (с помощью желонки, различных буров и грунтоносов) и непрерывную очистку. Последнюю осуществляют механически с помощью витых штанг и шнеков (при вращательном бурении) и циркулирующим жидким аэрированным или газообразным агентом (при вращательном и ударном бурении).

По способу подачи промывочного агента к забою выделяют прямую очистку, при которой агент движется внутри бурового става, омывает забой и вместе с продуктами разрушения поднимается по затрубному пространству на поверхность, и обратную, при которой промывочный агент подается по затрубному пространству, поступает вместе с продуктами разрушения внутрь бурового става и поднимается на поверхность.

По виду используемой энергии различают ручное бурение, когда все операции выполняются вручную, и машинное (с помощью электрической, пневматической, пневмо- и гидравлической энергии), когда все процессы бурения выполняют с применением различных механизмов для разрушения породы и транспортирования продуктов разрушения на поверхность.

Скважины и шпур бурят разнообразными молотками, станками и установками, которые характеризуются разными принципами воздействия бурового инструмента на забой и очистку скважин или шпуров от продуктов разрушения. Процесс бурения состоит из следующих основных операций: подготовки и установки бурильной машины, бурения с очисткой скважины от продуктов разрушения, наращивания бурового става для достижения требуемой глубины бурения и его разборки после окончания работ, смены затупленного бурового инструмента.

Ударное бурение в зависимости от применяемого инструмента подразделяется на:

1) ударно-поворотное обычными и погруженными бурильными молотками (перфораторами), при котором инструмент поворачивается только в промежутках между ударами специальным

поворотным устройством; в бурильных молотках инструмент поворачивается в период нанесения удара поршнем;

2) ударно-поворотное погружными пневмоударниками с бурильными молотками с независимым вращением, при котором удары наносятся по непрерывно вращающемуся инструменту. Породы в этих способах бурения разрушаются только в результате ударов;

3) вращательно-ударное специальными машинами, при котором удары наносятся по непрерывно вращающемуся под большим осевым давлением инструменту. Разрушение происходит как вследствие ударов, так и в результате вращательного движения инструмента.

Бурение шарошечными долотами относится к ударному при долотах чистого качения и к вращательно-ударному при долотах, в которых зубцы наряду с перекатыванием срезают породу скользящим движением по забой.

При вращательном бурении инструмент вращается вокруг оси, которая совпадает с осью шпура или скважины, и одновременно с определенным усилием подается на забой. Величину усилия задают из расчета превышения предела прочности породы на выдавливание в месте контакта режущих лезвий инструмента с породой. При этом происходит последовательное скалывание отдельных частиц породы и углубление инструмента по винтовой линии. Продукты разрушения с забоя удаляют механическим способом с помощью витых штанг (при бурении шпуров), шнеков (при бурении скважин) или прямой очисткой забоя водой или воздухом.

При вращательном способе бурения используют резцы, работающие с помощью ручных и колонковых сверл (при бурении шпуров) или бурильных станков (при открытых и подземных работах), алмазные инструменты, дробилки.

При огневом бурении разрушение породы происходит в результате термонапряжений, возникающих при быстром нагреве поверхности породы потоками раскаленных ($+2000^{\circ}\text{C}$) газов, вылетающих из сопел горелок со скоростью 2000 м/с и более. Горелки изготовляют из меди и охлаждают водой или воздухом.

Термическое бурение применяют в основном в труднобуримых кварцсодержащих породах.

При взрывном бурении скважин породы разрушаются в результате последовательного взрывания на забое небольших зарядов ВВ. Различают два способа взрывания: с помощью патронов жидких или твердых ВВ, взрывающихся на забое от удара, и струйный, при котором из взрывобура, расположенного над за-

боем, происходит подача жидких компонентов ВВ (горючего и окислителя) на забой и формируется плоский заряд, взрыв которого вызывается впрыскиванием инициатора (сплав калия или натрия).

Взрывное бурение используют в весьма крепких породах, где другие способы малоэффективны, а стойкость бурового инструмента низкая.

В табл. 4.1 приведены области применения способов бурения в зависимости от физико-механических свойств горных пород. Для крепких пород эффективны ударные способы бурения, а для мягких способы, в которых преобладает резание. Классификация способов бурения приведена на рис. 4.1.

Таблица 4.1

Способ бурения	Крепость пород, при которой рекомендуется применять оборудование	Инструмент	Буровое оборудование	Диаметр шпура или скважины, мм
<i>Подземные работы</i>				
Вращательный	8 и менее	Твердосплавные резцы	Сверла, станки СБВ	40-50
	6 и менее	Шарошечные долота	Станки СБШ	110-150
Вращательно-ударный	8-14	Твердосплавные коронки	Бурильные установки БУ	42-52
Ударно-поворотный	6-20	То же	Станки СБУ с выносными пневмоударниками	60-85
Ударно-вращательный	6-20		То же, с погружными пневмоударниками	85-105
То же	4-20		Перфораторы	36-60
<i>Открытые работы</i>				
Вращательный	2-6	Твердосплавные резцы	Станки СБР	125-160
	6-18	Шарошечные долота	Станки СБШ	145-320
Ударно-поворотный	10-18	Твердосплавные коронки	Станки СБУ	105-200
Ударный	10-18	Стальные долота	Станки СБК	320
Термический	14-20		Станки СБО	180-250

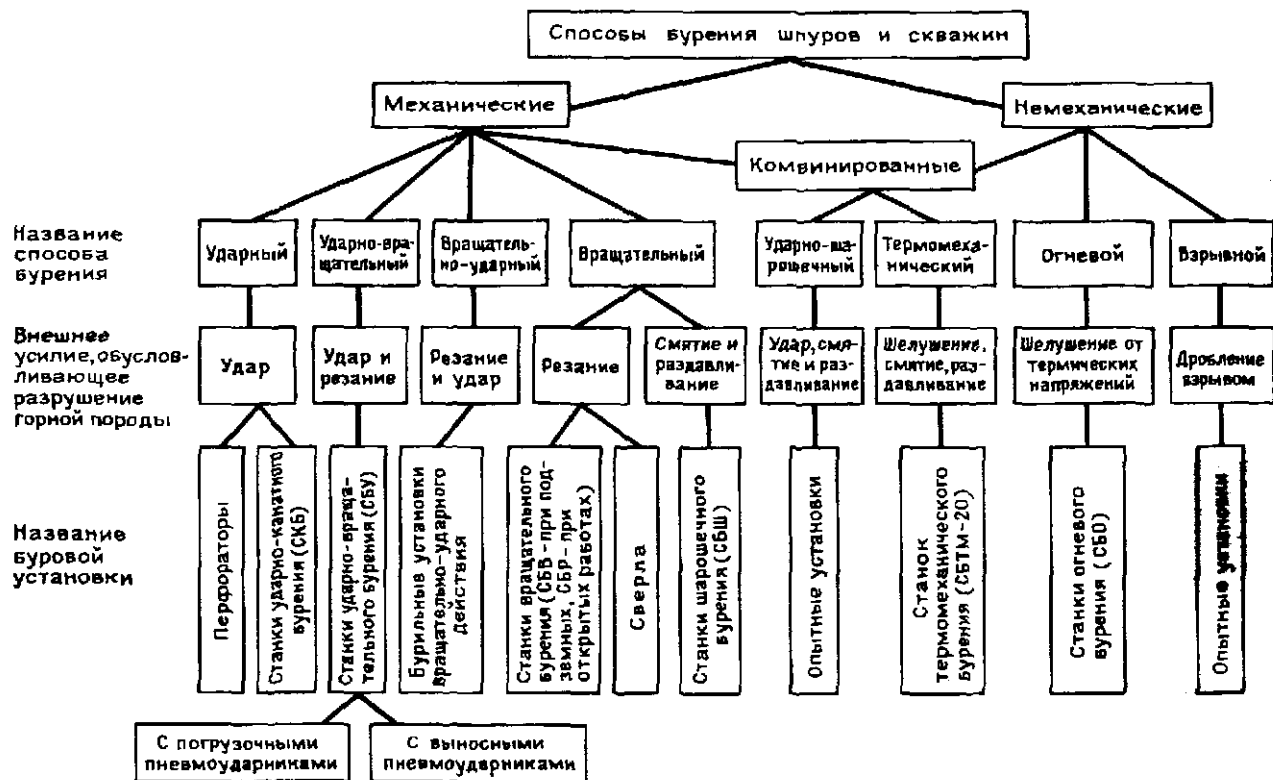


Рис. 4.1. Классификация способов бурения

§ 2. ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД

В основу изучения процесса разрушения пород при бурении шпуров и скважин положена физическая сущность явления, позволяющая установить зависимости, используемые в инженерных расчетах, и определить оптимальные параметры создаваемых машин.

При рассмотрении процесса разрушения следует учитывать волновые явления при передаче энергии и разрушении породы.

В процессе разрушения время внедрения инструмента на глубину 3–5 мм составляет 200–400 мс. В течение этого времени начальный импульс распространится в породу на 80–160 см при средней скорости распространения волн в породе 4 км/с.

На рис. 4.2 приведен график изменений усилий в зоне разрушения.

При динамических воздействиях максимальная глубина внедрения инструмента значительно меньше глубины разрушения, поскольку в процессе разрушения между породой и инструментом образуется зона разрушенной породы, через которую передается энергия.

При малых скоростях внедрения инструмента картина несколько меняется, поскольку инструмент, внедряясь, разрушает отдельные выступы и кристаллы породы, дробит их на мелкие частицы и тем самым создает хороший контакт инструмента с породой. Постепенно происходит нагружение последней под всей рабочей поверхностью инструмента. При его дальнейшем внедрении нормальные напряжения в породе будут увеличиваться до тех пор, пока их критическое значение не распространится на слой толщиной, равной среднему размеру кристаллов, образующих породу. Процесс разрушения породы на забое вращающимся резцом

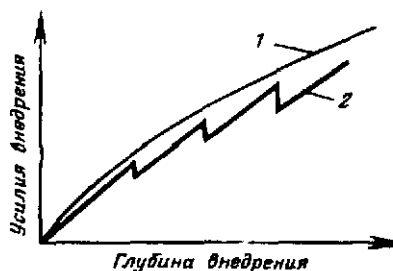


Рис. 4.2. График изменения усилий с увеличением глубины внедрения инструмента в породу при малых (1) и больших (2) скоростях

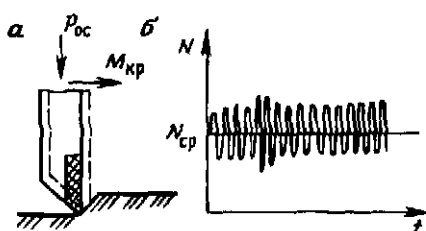


Рис. 4.3. Схема разрушения породы при вращательном бурении:

а — внедрение резца в породу и ее скол;
б — колебание потребляемой мощности двигателем вращателя при бурении

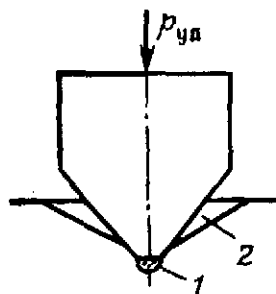


Рис. 4.4. Схема разрушения породы при ударном бурении:

1 — зона дробления; 2 — зона скола; $p_{уд}$ — усилие удара

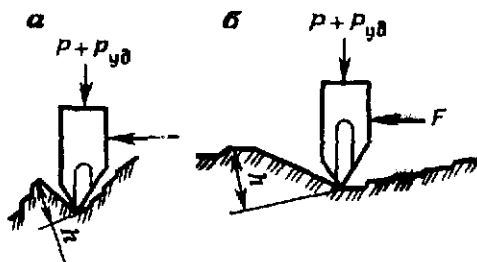


Рис. 4.5. Схема разрушения пород при ударно-вращательном (а) и вращательно-ударном (б) бурении; F — крутящий момент; p — статическое усилие; h — углубление внедрения реза

включает два повторяющихся цикла: вдавливание режущих лезвий под действием осевого усилия $p_{ос}$ с образованием перед ними определенного объема тонкоизмельченной породы и скола породы под действием крутящего момента $M_{кр}$ в виде стружки перед режущим лезвием (рис. 4.3, а). В процессе разрушения породы перед передней гранью реза сопротивление продвижению лезвия и потребляемая мощность двигателя сверла N увеличиваются до максимума, а после скола породы — снижаются до минимума. Цикличность этого процесса во времени t показана на рис. 4.3, б. Таким образом происходит объемное разрушение слоя породы. Следующий слой разрушается при новом нагружении породы до предельного состояния.

Если скорости внедрения инструмента большие, то частицы очередного разрушенного слоя породы не успевают существенно переместиться в стороны из-под лезвия инструмента вследствие больших сил трения, возникающих между отдельными частицами. Поэтому сила сопротивления, обусловленная деформированием горной породы, практически не изменится после объемного разрушения ее очередного слоя, что подтверждается плавным характером графика.

В процессе динамического внедрения инструмента в породу (рис. 4.4) вначале происходит ее разрушение на мелкие частицы, затем при дальнейшем продвижении инструмента в глубь пласта появляются трещины. При дальнейшем внедрении инструмента послойно образуется зона объемного разрушения. На контакте инструмента с породой возникают трещины, которые распространяются по пласту, вследствие чего по краям зоны разрушения происходит откол породы (рис. 4.5).

§ 3. СХЕМЫ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА С ПОРОДОЙ

В зависимости от способа бурения и породоразрушающего инструмента существуют различные схемы взаимодействия инструмента с породой. На рис. 4.6 приведена схема процесса разрушения породы при ударном бурении. Проф. А.Ф.Суханов рассматривал систему сил сопротивления породы внедрению в нее инструмента клиновидной формы при ударном бурении без учета механизма разрушения породы. При внедрении в породу поршня под лезвием инструмента с определенной поверхностью притупления формируется зона тонкоизмельченной породы. После завершения разрушения лезвие следует повернуть на такой угол, чтобы при следующем внедрении произошел скол секторов породы между смежными ударами (см. рис. 4.6). В процессе нескольких ударов разрушается большой объем породы.

При вращательном бурении разрушение горных пород производит резец, который под действием осевого усилия внедряется в породу, перемещается поступательно и, вращаясь, разрушает ее по площади забоя шпура. Резец, пройдя определенный путь до соприкосновения с ненарушенным массивом породы, наносит по породе удар. Сопротивление движению резца резко возрастает, перед режущей гранью образуется разгруженный слой и цикл разрушения повторяется вновь.

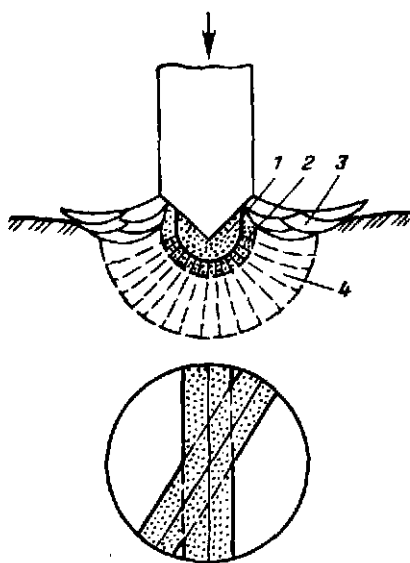
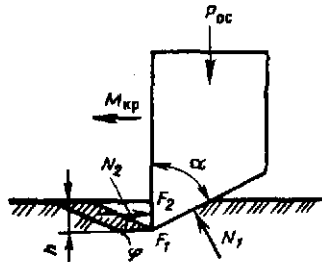


Рис. 4.6. Схема механизма разрушения породы при ударном бурении:

1 — зона дробления; 2 — разрушенный слой; 3 — зона растрескивания; 4 — зона скола

Рис. 4.7. Распределение усилий, действующих на резец при вращательном бурении:

$P_{ос}$ — осевое усилие; $M_{кр}$ — крутящий момент инструмента; N_1 и N_2 — силы сопротивления породы внедрению инструмента; F_1 и F_2 — силы трения по граням



Распределение усилий, действующих на резец, показано на рис. 4.7. Резец под действием осевого усилия вдавливается в породу на глубину h , преодолевая сопротивление породы вдавливанию. При недостаточном давлении на резец разрушение породы будет иметь характер поверхностного абразивного износа. Скорость бурения в области разрушения

$$v_{\text{мех}} = h n m, \quad (4.1)$$

где h — глубина внедрения резца, м; n — частота вращения, мин^{-1} ; m — число лезвий на резце. Глубину внедрения определяют по следующей зависимости:

$$h = \frac{\cos \alpha \cos^2 \varphi}{\sin(\alpha + 2\varphi)} \frac{P_{\text{ос}}}{\sigma_{\text{в}} l}, \quad (4.2)$$

где $P_{\text{ос}}$ — осевое усилие, Н; $\sigma_{\text{в}}$ — предел прочности породы на вдавливание, Па; l — длина лезвий резца, м; α — угол заточки инструмента, градус; φ — угол трения, градус ($\text{tg } \varphi$ — коэффициент трения инструмента о породу). С помощью формул (4.1) и (4.2) можно установить влияние режимных факторов на скорость бурения.

Оптимальные режимы бурения для конкретных условий работы устанавливают в основном экспериментально.

При использовании шарошечного долота происходит поступательное движение его зубка с переменной скоростью (от максимального значения до нуля), а также вращательное движение зубка в процессе внедрения в породу и скольжение его по забою, т.е. движение шарошки подобно движению по плоской поверхности катка с острыми зубьями.

При скольжении по забою вследствие того, что глубина разрушения породы всегда больше глубины внедрения зубка, последний не производит дополнительного разрушения, а только способствует очистке забоя от продуктов разрушения.

§ 4. ОСНОВЫ РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ПРИ УДАРНОМ, ВРАЩАТЕЛЬНОМ И УДАРНО-ПОВОРОТНОМ БУРЕНИИ

При бурении шпуров и скважин ударным способом энергия поршня бурильной машины, совершающего поступательно-возвратные движения, передается разрушаемой породе через бур или твердосплавный инструмент в течение времени, исчисляемого тысячными долями секунды, и породоразрушающий инструмент в течение этого времени внедряется на некоторую глубину.

За счет энергии, переданной в виде ударного импульса, внедряющееся лезвие бура образует на поверхности забоя шпура

лунку. Последующий удар наносится под некоторым углом к предыдущему. При определенных соотношениях энергии удара и угла поворота бурового инструмента происходит скалывание секторов породы между соседними лунками. Разрушенная порода транспортируется из забоя шпура водой или сжатым воздухом.

Механизм и закономерности разрушения породы при вращательном бурении состоят в последовательном периодическом сколе определенных объемов породы в виде стружки.

Скол породы происходит в результате давления определенного объема разрушенной породы перед передней гранью лезвия резца. Последний в период формирования разрушения существенно не продвигается, а усилие на лезвие увеличивается до максимума. Скол происходит в результате усилия, передаваемого от основного объема разрушенной породы. Далее с увеличением осевого давления для определенной породы скорость бурения увеличивается до некоторого предела, при котором дальнейший ее рост замедляется из-за недостаточного удаления продуктов разрушения.

При увеличении скорости вращения скорость бурения сначала увеличивается пропорционально, а затем темп ее роста снижается и возникают вибрации, при которых бурение невозможно.

В крепких породах рациональные значения осевых усилий возрастают, а скорости вращения уменьшаются. Поэтому при вращательном бурении целесообразно применять максимально возможные (в зависимости от технических характеристик сверл) осевые давления, а скорости вращения выбирать из допустимого уровня вибраций при бурении.

Ударно-поворотное бурение шпуров осуществляют пневматическими перфораторами, которые имеют меньшую массу на единицу развиваемой мощности, невелики по размерам и просты в обслуживании. Ими можно бурить шпуры в породах любой крепости как при проведении горных выработок и подземной разработке месторождений, так и при отбойке пород на карьерах небольшой производительности и вторичном дроблении негабарита.

При ударно-поворотном бурении механизм и закономерности разрушения породы состоят в следующем. При ударе поршня по хвостовику бура энергия удара передается по буру в виде волны, распространяющейся по штанге со скоростью 5 км/с.

При внедрении лезвия образуются секции, имеющие форму окружности, разрушенной трещинами на столбики-секторы. Трещины у поверхности забоя изгибаются и образуют зону скола. При внедрении инструмента размеры зон измельченной породы и тре-

щиноватости увеличиваются. Скорость бурения при ударно-поворотном бурении зависит от осевого давления сжатого воздуха, диаметра и глубины буримых шпуров. При увеличении осевого давления скорость бурения достигает максимума за счет подачи энергии от поршня через бур породе, а затем работа перфоратора становится неустойчивой, так как крутящий момент на буре недостаточен для преодоления силы трения его о забой.

При повышении давления воздуха увеличивается сила, действующая на поршень, его скорость и частота ударов, а также скорость бурения, шум и вибрация. Поэтому при бурении шпуров давление сжатого воздуха не должно превышать 490–690 кПа.

При шарошечном бурении разрушение породы и формирование скважины основано на последовательном образовании по всей поверхности забоя лунок скола в результате динамического внедрения зубьев долота в породу и непрерывного удаления продуктов разрушения с помощью нагнетаемого в скважину промывочного агента (бурового раствора или воздушно-водяной смеси).

Режим шарошечного бурения определяется осевым давлением, оказываемым буровым станком на забой, частотой вращения долота и количеством сжатого воздуха или воздушно-водяной смеси, расходуемой на продувку скважин.

Указанные параметры взаимосвязаны, и оптимальное их сочетание зависит от размеров и конструкции долота, характеристик станка и горнотехнических условий бурения.

При увеличении осевого усилия и постоянной частоте вращения увеличиваются глубина внедрения зубьев долота и объем разрушаемой породы. Таким образом, при повышении осевого давления соответственно возрастает скорость бурения. При недостаточном расходе продувного сжатого воздуха скорость бурения замедляется, а после достижения некоторой величины — начинает снижаться. Поэтому для повышения эффективности бурения в различных условиях величины осевого усилия на долото должны составлять от 100 до 300 кН.

Значительное влияние на скорость бурения оказывает частота вращения долота, с увеличением которой растет и скорость. Однако среднее углубление забоя за один оборот долота при этом не увеличивается.

Ограничение частоты вращения вызвано вибрациями бурового станка, которые растут по мере увеличения крепости пород. Частота вращения долота находится в пределах 40–46 с⁻¹. С увеличением крепости пород скорость вращения уменьшается.

Расход сжатого воздуха определяется эффективностью охлаждения долота и интенсивностью удаления буровой мелочи. Для современных станков шарошечного бурения скважин диаметром

от 214 до 269 мм рекомендуемый расход воздуха составляет от 20 до 30 м³/мин.

К станкам ударно-поворотного бурения относятся такие, у которых ударный и вращательный механизмы независимы (станки с погружными пневмоударниками), что позволяет создать на коронке большой крутящий момент. Коронка пневмоударника, находясь под большим осевым давлением и непрерывно вращаясь с большим крутящим моментом, срезает лезвием стружку породы. Одновременно под действием поршня-бойка пневмоударника коронка наносит по забою скважины удары, образуя в породе трещины, снижающие сопротивление ее резанию.

В крепких породах возможность резания уменьшается и механизм разрушения приближается к обычному ударному. Коронки для пневмоударного бурения состоят из головной части, армированной твердыми вставками, и хвостовика.

§ 5. КЛАССИФИКАЦИЯ МАШИН ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ СПОСОБОВ БУРЕНИЯ

Буровые станки, применяемые для бурения шпуров и скважин на открытых разработках, различают по способу бурения, виду вращателя, типу силового привода и ходовой тележки.

Буровые станки по способу бурения подразделяют на механические (вращательные, ударные, ударно-вращательные) и специальные (термические, электрофизические, взрывные и др.); по виду вращателя — на шпиндельные, роторные, с забойной буровой машиной; по типу силового привода — на станки с электродвигателем, двигателем внутреннего сгорания, дизель-электрическим и пневматическим приводами; по типу ходовой тележки — самоходные (установки, смонтированные на автомобилях, тракторах, самоходных тележках и т.д.), передвижные на специальных тележках (на гусеничном, пневмошинном и санном ходу), стационарные (перемещающиеся автомобильным, железнодорожным и другими видами транспорта) и переносные (на колонках для подземных условий).

Наиболее распространены механические буровые станки. В буровых станках ударного действия породы разрушаются инструментом, энергия которому передается поршнем-ударником.

Вращательные буровые станки снабжены только механизмами вращения и подачи, но не имеют ударного узла. На них устанавливают электро- и пневмоприводы. С пневматическим приводом станки применяют в тех условиях, где имеется сжатый воздух, поэтому широкое распространение получили станки с электрическим приводом. Вращательно-ударные и ударно-вращательные

буровые станки снабжают механизмами, позволяющими отдельно осуществлять вращение и удар по инструменту.

Буровые станки применяют для проходки разведочных, эксплуатационных, дренажных и взрывных скважин как на геолого-разведочных предприятиях, так и на открытых и подземных разработках. В табл. 4.2 приведена классификация бурильных машин по виду энергии, области применения, типу подачи бурового стока и условий работы.

В настоящее время при проведении открытых горно-разведочных выработок и добыче полезных ископаемых открытым способом используют бурение шарошечными долотами, погружными пневмоударниками, огневое, взрывное.

Бурение скважин шарошечными долотами наиболее эффективно из известных способов. На крупных горных предприятиях применяют в основном мощные станки шарошечного бурения типа 2СБШ-200Н, СБШ-250МН, СБШ-320 и пневмоударного бурения «Урал-61», «Урал-64», СБМК для бурения скважин диаметром 100–160 мм.

В подземных условиях при проведении горно-разведочных выработок используют методы отбойки шпуровыми (диаметр до 75 мм), скважинными (диаметр 75–100 мм) и камерными зарядами.

Шпуры бурят в основном перфораторами среднего и тяжелого типов. На практике наиболее часто применяют следующие перфораторы: телескопные (ПТ-29, ПТ-38, ПТ-29М, ПТ-36М), колонковые (ПК-50), а также мощные колонковые с независимым вращением бура (ПК-60, ПК-75, ПК-120, ПК-150, ПК-175).

Ручными перфораторами (масса от 22 до 30 кг) бурят с рук или чаще с установок, называемых подставками или поддержками. Колонковые перфораторы (масса от 50 до 100 кг) для бурения устанавливают на распорных колонках или манипуляторах. Они предназначены для бурения в крепких породах преимущественно горизонтальных и слабонаклонных шпуров. Телескопные перфораторы предназначены для бурения шпуров и скважин, направленных вверх, диаметром до 85 мм и глубиной до 15 м в средних и крепких породах.

Самоходные буровые установки (СБУ-2М, СБУ-2К) оснащены двумя или тремя манипуляторами и колонковыми перфораторами.

Для скважин используют штанговое (перфораторами с составными бурами), шарошечное и вращательное бурение. Для шпуров применяют компактные транспортабельные бурильные машины небольшой мощности. При разведке месторождений они облегчают транспортирование оборудования к месту производства горных работ.

Таблица 4.2

Тип машины	Энергия	Область применения	Подача бурового става	Способ работы или установки машины
<i>Ударно-поворотные бурильные машины</i>				
Ручные перфораторы	Пневматическая	Породы различной крепости	Ручная	Бурение на пневмоподдержке
Колонковые перфораторы	"	Крепкие породы	Механическая	На колонке, манипуляторе или буровой каретке
Телескопичные перфораторы	"	Породы различной крепости	"	На телескопных податчиках
<i>Вращательные бурильные машины</i>				
Ручные сверла	Электрическая, пневматическая, гидравлическая	Угли и мягкие породы	Ручная	Бурение на колонке
Ручные сверла с механической (принудительной) подачей	То же	Крепкие угли, мягкие и ниже средней крепости породы	Механическая	На колонке или податчике
Длинноходные сверла	Электрическая, гидравлическая	Породы средней крепости	"	На манипуляторе или буровой каретке
<i>Ударно-вращательные бурильные машины</i>				
Колонковые длинноходные сверла с механической подачей	Пневматическая, гидравлическая и электрическая	Породы различной крепости	Механическая	На буровой каретке или манипуляторе

Таблица 4.3

Марка перфоратора	Назначение переносных (ручных) перфораторов	Энергия удара, Дж	Частота ударов, с ⁻¹	Крутящий момент, Н·м	Удельный расход воздуха, м ³ ·с ⁻¹ ·кВт ⁻¹	Номинальное давление воздуха, МПа	Размеры хвостовика, мм	Масса, кг
ПП 36В (ПР 20В)	Для бурения горизонтальных и наклонных шпуров диаметром 32–40 мм с пневмоподдержкой в породах мягких и средней крепости. Глубина бурения до 2 м	36	38,33	20	0,029	0,5	22×108	24
ПП 54В (ПР 27В)	Для бурения горизонтальных и наклонных шпуров диаметром 40–46 мм с пневмоподдержкой в породах мягких и средней крепости. Глубина бурения до 4 м	54	38,33	29,43	0,029	0,5	25×108	31,5
ПП 54ВБ (ПР 27ВБ)	То же, с боковой промывкой	54	38,33	29,43	0,029	0,5	25×108	31,5
ПП 63В (ПР 30В)	Для бурения горизонтальных и наклонных шпуров диаметром 40–46 мм с пневмоподдержкой в породах средней крепости и крепких с центральной промывкой. Глубина бурения до 5 м	63,74	30	26,93	0,029	0,5	25×108	33
ПП 63В8 (ПР 30ВБ)	То же, с боковой промывкой	63,74	30	26,93	0,029	0,5	25×108	33
ПП 63С (ПР 30ВС)	Для бурения нисходящих шпуров диаметром до 46 мм и глубиной до 5 м при проходке обводненных шахтных стволов	63,74	30	26,93	0,029	0,5	25×108	33
ПП 63П (ПР 30ВП)	Для бурения шпуров с пылеотсосом диаметром до 5 м с пневмоподдержкой в породах средней крепости и крепких	63,74	30	26,93	0,029	0,5	28×108 (специальный)	33
ПП 63СВП (ПР 30ВРШ)	Для бурения шпуров диаметром до 46 мм и глубиной до 5 м с интенсивной продувкой и подавлением пыли методом увлажнения	63,74	30	26,93	0,029	0,5	25×100	33
ПП 50В (ПР 25МВ)	Для бурения горизонтальных и наклонных шпуров в породах средней крепости. Глубина бурения до 3 м	50	33,99	20	0,029	0,5	25×108	25

Тип каретки	СБКН-2М	2УБН-2Л
Производительность при бурении шпуров, м/мин	0,8—0,9	0,8—0,9
Сечение выработки минимальное, м ²	5	6,7
Высота забоя, обуриваемого установкой, м	3,2	3,5
Ширина забоя, обуриваемого установкой, м	3,7	4,5
Число бурильных машин	2	2
Тип бурильных головок	Перфоратор ПК-60	
Тип податчика	Цепной с пневмодвигателями ДАР-5	
Ход подачи, м	2,5	2,5
Осевое усилие, Н	0—7000	0—7000
Общий расход сжатого воздуха при бурении, м ³ /мин	25	25
Ходовая часть	Самоходная колесно-рельсовая	Пневмо-машинная от машины ПТ-4
Скорость передвижения, км/ч	3,5	3
Размеры в транспортном положении, мм:		
длина	6500	6800
ширина	1250	1500
высота	1500	1450
Масса, т	5,7	6

Колонковое электросверло состоит из двухскоростного электродвигателя, редуктора, встроенных в алюминиевую оболочку, механизма ручного управления для подачи шпинделя и подающего устройства.

В мягких породах для бурения шпуров используют пневматические сверла СР-3 и СР-3М; в более крепких — СР-36 на пневмоподдержках.

Бурят шпур с помощью машин, которые по принципу воздействия инструмента на породу и способу его подачи на забой делят на три класса: ударно-поворотные, вращательные (с ручной подачей), вращательно-ударные (с механической подачей).

Ударно-поворотное бурение. При ударно-поворотном бурении шпуров и скважин применяют пневматические бурильные молотки (перфораторы). Скважины большого диаметра бурят станками ударно-канатного бурения.

Бурильные молотки работают на энергии сжатого воздуха (рис. 4.9) и имеют следующие конструктивные элементы: стальной цилиндр 3 с поршнем 5, воздухораспределительное устройство 1 с клапаном 2 и поворотный механизм с винтовым стержнем 12. Под давлением сжатого воздуха поршень со што-

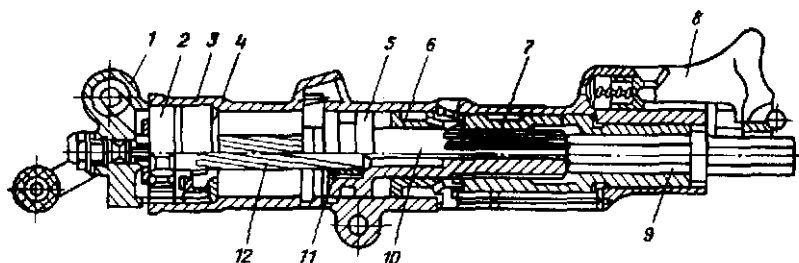


Рис. 4.9. Бурильный молоток

ком 10 совершает поступательно-возвратное движение с частотой 1700—3000 ударов в минуту, нанося удары по торцу бура 9, удерживаемого буродержателем 8.

Клапан 2 воздухораспределительного устройства обеспечивает поочередное поступление сжатого воздуха в левую и правую части цилиндра. Положение клапана меняется автоматически за счет сжатого воздуха в полости цилиндра по ходу движения поршня. В конце его переднего хода задняя часть цилиндра через выхлопное отверстие сообщается с атмосферой. Происходит выхлоп сжатого воздуха, под давлением которого совершался рабочий ход поршня. Дальнейшее его движение вперед вызывает сжатие воздуха в передней части цилиндра. Сжатый воздух из передней части по каналам в его корпусе, поступая в воздухораспределительную коробку, меняет положение клапана 2, и поршень идет назад.

При обратном ходе шлицы поршневой гайки 11 стремятся повернуть винтовой стержень 12 вправо, чему препятствует храповичный механизм головки винтового стержня 4.

При обратном ходе поршень с поворотной гайкой, поворотной втулкой 6, патроном 7 и буром поворачивается влево. За один ход поршня бур поворачивается на 15—40°. При рабочем ходе поршня под действием шлицов поршневой гайки перемещается влево винтовой стержень. Буровая мелочь удаляется из шпура водой, сжатым воздухом, отсасыванием.

В подземных выработках и открытых разработках на больших глубинах разрешается применять либо только мокрое бурение с осевым или боковым подводом воды, либо сухое пылеулавливание. На верхних горизонтах карьеров при разбуривании негабаритных отдельных местностей допускается удаление буровой мелочи сжатым воздухом.

При осевом подводе вода по стальной трубке, проходящей по оси молотка сквозь винтовой стержень, поршень и шток, посту-

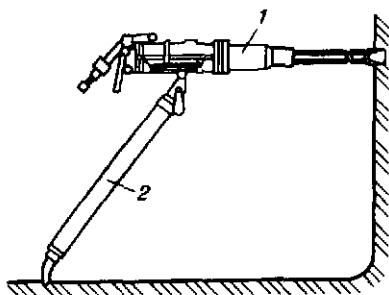


Рис. 4.10. Поддерживающе-подающее устройство с колонковым перфоратором:

1 — перфоратор; 2 — пневмоподдержка

ласт в канал бура и далее в шпур, вымывая из него буровую мелочь.

При боковом подводе вода для промывки шпура, минуя буровой молоток, посредством муфты подводится непосредственно к хвостовику бура, который в данном случае делается на 60–70 мм длиннее обычного для посадки промывочной муфты. При этом способе исключается возможность проникновения воды в цилиндр бурового молотка, обеспечивается надежная промывка глубоких шпуров. Молотки с боковым подводом воды имеют в марке индекс Б (например, ПР-27ВБ).

При отсосе удаление пыли обеспечивается эжектором пылеуловителя. Диаметр канала буровой штанги и пылеотводящей трубки молотка увеличивается до 12–13 мм. Эжектор создает вакуум до 53 кПа. Крупная буровая пыль при входе в пылеуловитель выпадает в бункер, а мелкая задерживается фильтром и сбрасывается в бункер вибратором.

Пневматические бурильные машины (перфораторы) предназначены для бурения шпуров, реже скважин, преимущественно в крепких и очень крепких породах.

Колонковые перфораторы применяют для бурения шпуров и скважин на уступах. По устройству они аналогичны ручным. Их монтируют на поддерживающе-подающих механизмах (рис. 4.10). Отличаются они от ручных большей массой, энергией удара и возможностью бурения шпуров глубиной до 12 м, а также скважин диаметром до 75 мм.

Телескопные бурильные молотки используют для бурения восстающих шпуров и проходки восстающих выработок. Корпус бурильного молотка соединен с распорной пневматической телескопной колонкой. Удар от поршня к буру передается через промежуточный боек, расположенный в передней головке и предохраняющий цилиндр от засорения буровой пылью. Ниже приведена техническая характеристика колонковых перфораторов:

Марка перфоратора	ПК-60	ПК-75
Энергия удара, Дж	90	150
Частота ударов, с ⁻¹	41,6-45	33,3-41,6
Крутящий момент, Н·м	160	220
Удельный расход воздуха, м ³ /(с·кВт)	0,029	0,029
Рабочее давление воздуха, МПа	0,5	0,5
Осевое усилие подачи, кН	До 7	10
Длина, мм	575	695
Диаметр цилиндра, мм	110	120
Диаметр шланга (рукава), мм:		
воздушного	32	38
водяного	18	18
Глубина бурения, м	До 25	до 50
Масса бурового инструмента, гидрокоммутации, звукогасящего устройства, кг	60	75

Режим работы перфораторов характеризуется энергией однократного удара, числом ударов в минуту, углом поворота бура и усилием подачи.

Вращательное бурение. В мягких породах вращательные бурильные машины работают с высокой производительностью и значительно меньшим шумом, чем ударные.

По потребляемой энергии они делятся на пневматические, электрические и гидравлические, а по мощности и способу установки — на ручные и колонковые.

Ручные электросверла предназначены для бурения шпуров при прохождении различных горных выработок в породах с коэффициентом крепости не более 4. Бурят ими с руки или вспомогательной распорной колонки.

Ручные электросверла конструктивно выполнены одинаково и отличаются только некоторыми параметрами (табл. 4.4). Они состоят из электродвигателя, редуктора, шпинделя, пускового устройства, вентилятора, закрепленного на свободном конце вала электродвигателя, кожуха и вводной муфты.

Таблица 4.4

Показатели	Пневмосверла		
	СРЗБ-1М	СРЗМ	СРЗБ
Давление сжатого воздуха, МПа	0,4	0,4	0,4
Крутящий момент на шпинделе, Н·м	67,5	67,5	35,1
Напряжение, В	—	—	—
Эффективная мощность, кВт	2,58	2,58	2,58
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	3,5	3,5	3,5
Частота вращения шпинделя под нагрузкой, с ⁻¹	5,6	5,6	9,0
Размеры, мм	345×445×280	345×445×280	325×445×280
Масса, кг	13	13,2	12,5

Продолжение табл. 4.4

Показатели	Электросверла			
	ЭР14Д-2М	ЭР18Д-2М	ЭРП18Д-2М	ЭСР-19М
Давление сжатого воздуха, МПа	—	—	—	—
Крутящий момент на шпинделе, Н·м	10,4	19,5	39,2	13,7; 108; 8,8
Напряжение, В	—	127	127	127
Эффективная мощность, кВт	1,0	1,4	1,5	1,2
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	—	—	—	—
Частота вращения шпинделя под нагрузкой, с ⁻¹	14,33	10,69	5	12,53
Размеры, мм	380×316×248	395×316×248	460×316×248	365×318×300
Масса, кг	16,5	18	24,5	16,5

Колонковые сверла — более мощные буровые машины (масса 100–120 кг, мощность двигателя от 2,5 до 5 кВт), которые применяют при бурении шпуров и скважин диаметром до 50 мм, глубиной до 5 м в породах с коэффициентом крепости до 8.

Бурение шпуров по углю в шахтах, опасных из-за наличия газа или пыли, осуществляют наряду с электросверлами также пневмосверлами, в которых в качестве привода используют ротационные пневматические двигатели.

Колонковые электросверла предназначены для бурения шпуров в породах средней и выше средней крепости ($f = 4 \div 8$). Их устанавливают на колонках, манипуляторах или буровых каретках.

Они состоят из двухскоростного электродвигателя, редуктора, механизма ручного управления и подающего устройства. Механизмы подачи — дифференциально-винтовые и гидравлические. Подача бурового инструмента автоматизирована.

Ниже приведена характеристика колонкового электросверла ЭБГП-1:

Мощность электродвигателя полчасовая, кВт	2,5
Напряжение, В	660/380
Частота вращения, с ⁻¹	2,84–5,26
Размеры, мм	1680×410×400
Масса, кг	130
Ход подачи шпинделя, мм	900
Глубина бурения одной штангой, мм	2200

Гидросверлами бурят наклонные ($\pm 40^\circ$ к горизонту) и горизонтальные шпуры.

Вода к гидроприводу сверла подводится от водопровода по высоконапорному шлангу диаметром 16 мм и более под давлением 3000 кПа.

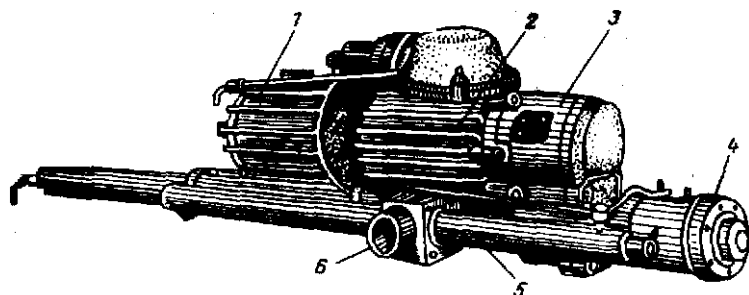


Рис. 4.11. Электрогидравлический бур ЭБГП-1М

Электрогидравлический бур ЭБГП-1М с гидроподачей и перехватом показан на рис. 4.11. Он состоит из реверсивного асинхронного двигателя 2 мощностью 2,5 кВт (напряжение 660/380 В), четырехступенчатого редуктора 3, маслососа 1 и двух спаренных гидроцилиндров 4. Штоки поршней гидроцилиндров соединены траверсой, в упорном подшипнике которой закреплен пустотелый шпиндель 5. В шпинделе с помощью зажимного патрона крепится буровая штанга. Электробур устанавливают на колонке или манипуляторе посредством цапф 6. Ход гидроподатчика составляет 900 мм.

Максимальная глубина шпуров без замены штанги равна 2,2 м. После выбуривания шпура на длину хода гидроподатчика зажимной патрон освобождает буровую штангу и поршни с траверсой и шпинделем возвращаются для перехвата в исходное положение. Усилие подачи плавно регулируется независимо от частоты вращения шпинделя.

Использование электрических и пневматических бурильных машин возможно при наличии энергетических источников достаточной мощности. Между тем в ряде случаев горно-разведочные работы в поисковых и разведочных партиях проводят при отсутствии энергоисточников. При этом ручное бурение шпуров для взрывной отбойки может быть заменено бурением машинами, имеющими небольшие бензиновые двигатели.

При шнековом способе используют мотобуры М-1, МП-1 и ДС-10, которые предназначены для бурения шпуров и скважин в мягких породах и грунтах (в том числе мерзлых) при поисковых и разведочных работах. Мотобур М-1 можно применять в породах I–III категорий с отбором проб при поисковых и геологосъемочных работах, а также для бурения шпуров витыми штангами в породах до V категории включительно и мерзлых грунтах.

Мотобур М-1 имеет следующие показатели:

Глубина бурения, м:	
штангами с породными резцами	2
шнеками диаметром 65 мм	7—10
шнеками диаметром 92 мм	1,5
Диаметр бурения, мм:	
штангами с породными резцами	43
шнеками	65, 92
Диаметр отбираемых образцов пород, мм (соответственно при бурении шнеками диаметрами 65 и 92 мм)	24, 30
Частота вращения шпинделя, с ⁻¹ :	
I скорость	4,25
II скорость	10,25
Двигатель	«Дружба-4»
Мощность, кВт	2,9
Габариты, мм:	
длина	540
ширина	450
высота	540
Масса рюкзака, кг	1,5
Масса мотобура без рюкзака, кг	15

Вращательное (шнековое) бурение скважин. Этим способом бурят скважины диаметром 110—160 мм в породах с коэффициентом крепости $f \leq 6$; продукты разрушения из забоя удаляют шнеками. Вращательное бурение осуществляют легкими буровыми станками на шагающем ходу (СБР-125) и тяжелыми на гусеничном ходу (СБР-160).

На горных предприятиях в настоящее время работают станки следующих марок: БС-110/25м, БСН-1, СББ-2, СБР-125, СБР-160.

При бурении скважин вращатель движется по направляющим и своей массой вместе со ставом-штангой создает осевое усилие на забой.

Производительность станков СББ-2 в смену при $f = 3$ составляет 80 м. При бурении в крепких породах из-за низкой производительности и малой стойкости резцов использовать их нецелесообразно. Низкие технико-экономические показатели получаются при бурении в абразивных породах (песчаниках, песчанистых сланцах).

Рациональный режим бурения устанавливают с учетом типа резцов на основе проведения экспериментов по определению производительности станка и стоимости бурения.

Недостатком этого вида бурения является значительная потеря глубины скважины (до 15 %) из-за неполного удаления шнеками продуктов разрушения.

Мощные станки с большим диаметром инструмента предназначены для бурения восстающих скважин в подземных выработках.

Интенсификация вращательного бурения ведется на основе создания резцов торцевого резания, резцов со смежными рабочими элементами, комбинированного шарошечно-вращательного

инструмента и моделей станков с механизированным наращиванием и разборкой бурового става.

Комбинированные механические способы бурения. Эффективность и производительность буровых машин значительно повышаются при применении комбинированных способов механического разрушения породы.

При вращательно-ударном бурении буровой инструмент, прижатый к забою статическим усилием ($p = 500 \div 1000$ Н на 1 см лезвия) внедряется в породу за счет ударного импульса силы $p_{уд}$.

После удара буровой инструмент не отходит от забоя, как это имеет место при ударном бурении. При повороте буровой коронки под действием статического крутящего усилия $F = 1,5 \div 3,0$ кН лезвие коронки сминает и скалывает породу. Поверхность забоя шпура приобретает ступенчатую форму, перпендикулярную оси скважины.

Статические и поворотные усилия при вращательно-ударном бурении значительно выше, чем при ударном. Ударное усилие примерно такое же, как при бурении перфоратором (0,5–1,0 кН на 1 см лезвия коронки бура).

Вращательно-ударное бурение применяют в породах с коэффициентом крепости $f = 6 \div 14$. Скорость бурения ударно-вращательными машинами в породах с $f = 9 \div 12$ в несколько раз выше, чем при бурении перфораторами. При $f = 14$ эффективность ударно-вращательного бурения снижается, скорость бурения меньше, чем при бурении перфораторами. В связи с тем, что сопротивление породы вдавливанию инструмента превосходит по величине осевое статическое усилие прижатия p , контактное давление на лезвии коронки недостаточно для статического разрушения породы. Оно малоэффективно и носит характер абразивного износа.

Буровые машины ударно-вращательного действия характеризуются следующими величинами силовых компонентов, воздействующих на инструмент: $p_{уд} = 10 \div 20$ Н на 1 см лезвия коронки, $p = 150 \div 2000$ Н на 1 см лезвия, крутящие усилия $F = 6 \div 8$ кН.

Машина для ударно-вращательного (вращательно-ударного) бурения состоит из вращателя, ударного и подающего механизмов. Их устанавливают на буровых каретках или манипуляторах породопогрузочных машин.

Шарошечное бурение — этот способ является одним из наиболее прогрессивных при бурении на карьерах и в породах любой крепости. Однако в породах с $f > 14$ эффективность его значительно снижается.

Станки шарошечного бурения для открытых горных работ имеют гусеничный, реже колесный ход и электрический или ди-

зельный привод. Современные шарошечные станки позволяют бурить как вертикальные, так и наклонные (до 60°) к горизонту скважины до глубины 45 м.

По характеристикам их подразделяют следующим образом:

- по массе — от 20 до 120 т;
- по диаметру скважин — от 145 до 320 мм;
- по глубине бурения — от 25 до 45 м;
- по конструкции бурового станка — с неразборным ставом и со ставом, состоящим из отдельных последовательно наращиваемых и соединяемых резьбой штанг;
- по расположению мачты на станке — с консольной мачтой и мачтой по центру станка;
- по механизму подачи бурового става — с гидравлической, цепной, канатно-гидравлической;
- по расположению механизма вращения — с верхним (над штангой) и на раме станка (роторная схема).

Различают станки по их массе и диаметру бурения:

- 1) легкие (30–50 т), диаметр долота 214 и 243 мм для пород с $f = 6 \div 14$ (2СБШ-200);
- 2) средние (55–75 т), диаметр долота 243 и 269 мм для пород с $f = 10 \div 16$ (СБШ-250МН);
- 3) тяжелые (более 75 т), диаметр долота 269 и 320 мм для пород с $f = 10 \div 20$ (СБШ-320, БАШ-324).

На карьерах широко применяют буровые станки следующих марок: 2СБШ-200Н, 2СБШ-200, БАШ-250, БАШ-320, СБШ-250МН, СБШ-320.

Использование шарошечного бурения позволило существенно повысить показатели буровзрывных работ при открытых разработках.

Станки шарошечного бурения для подземных работ широко применяют при проведении выработок и разработке мощных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Они должны быть маневренны, транспортабельны по выработкам, иметь минимальные габариты и развивать большие осевые усилия. Буровые станки подразделяют на две основные группы:

- 1) самоходные, обеспечивающие выполнение всего комплекса операций в процессе бурения;
- 2) состоящие из отдельных агрегатов — собственно бурового станка и механизмов, обеспечивающих его работу и перемещение по выработкам.

К первой группе относится самоходный буровой станок АБШ-3, оборудованный гусеничным ходом с электрическим приводом и позволяющий бурить круговой всер скважин диаметром 97–157 мм

на глубину до 100 м; ко второй — станки БШ-145 м, БАШ-150, РШ-50А.

Шарошечные буровые станки совершенствуют путем улучшения их параметров, увеличения диаметра и глубины бурения скважин, производительности компрессорных установок, а также повышения надежности станка, автоматизации и механизаций основных и вспомогательных процессов, пылеподавления, создания комфортных условий труда для обслуживающего персонала.

Эффективность работы шарошечного станка определяют усилием прижатия долота к забою и частотой вращения штанги. Оптимальные величины этих основных параметров зависят от многих факторов, важнейшими из которых являются физико-механические свойства горных пород и конструкция долота. За критерий оптимальности режима принимают линейную скорость проходки скважин. Режим шарошечного бурения характеризуется осевым усилием, оказываемым буровым станком на забой, частотой вращения долота и количеством сжатого воздуха или воздушно-водяной смеси, расходуемой на очистку скважины. Данные параметры взаимосвязаны, а оптимальное их сочетание зависит от размеров и конструкции долота, характеристик станка и конкретных условий бурения. Так, при росте осевого усилия при постоянной частоте вращения увеличивается глубина внедрения зубьев долота и, соответственно, объем разрушенной породы, что повышает производительность бурения.

Таким образом, определение оптимального режима бурения сводится прежде всего к нахождению рациональной скорости вращения долота, повышающей скорость бурения. При недостаточном расходе продувочного сжатого воздуха прирост скорости бурения замедляется, а при достижении некоторой критической величины — начинает снижаться.

Для обеспечения нормальных режимов шарошечного бурения в различных горнотехнических условиях величины удельного осевого усилия на долото должны составлять от 2 до 15 кН/см.

На рост производительности большое влияние оказывает частота вращения долота. Средняя величина углубления забоя за один оборот при этом не снижается. Однако увеличение частоты вращения ограничивается уровнем вибраций бурового станка. Оптимальная скорость вращения долота колеблется в пределах 80–150 мин⁻¹.

Для эффективного охлаждения долота и интенсивного удаления буровой мелочи должен быть установлен рациональный расход воздуха.

При бурении скважин диаметром от 214 до 269 мм рекомендуемый расход воздуха находится в пределах 20–30 м³/мин. Шарошечным станком можно бурить при максимальной скорости

за счет увеличения частоты вращения долота и осевого усилия, однако при этом оптимальный режим бурения обеспечивается при повышенном износе долота.

Скорость и производительность бурения повышают путем увеличения скорости вращения долот и применения принудительной смазки подшипников опор.

Одним из перспективных методов повышения шарошечного бурения и разрушения при этом пород долотами является использование на станках магнитострикторных ставов, сообщающих долотам высокочастотные (до 400 Гц) вибрации.

§ 6. КЛАССИФИКАЦИЯ ИНСТРУМЕНТОВ ДЛЯ БУРЕНИЯ

Инструмент для ударного бурения. В качестве инструмента при ударно-поворотном бурении применяют цельные и составные буры. Наиболее распространены составные буры, которые имеют штангу с хвостовиком и съемную коронку с резьбовыми и конусными соединениями со штангой под углом $3^{\circ}30'$.

При бурении угол заострения лезвия должен составлять для пород мягких — 90° , средней крепости — $100-110^{\circ}$ и крепких — 120° . В зависимости от крепости и трещиноватости массива горных пород используют коронки различной формы.

Для перфораторов и станков вращательно-ударного действия при бурении пород различной крепости используют следующие типы съемных коронок: КДП (долотчатые пластинчатые) — вязких монолитных; ККП (крестовые пластинчатые) — вязких трещиноватых и абразивных; КДШ (долотчатые штыревые) — хрупких монолитных; КТШ (трехперые штыревые) — хрупких монолитных и трещиноватых; КНШ (неперетягиваемые штыревые) — хрупких абразивных.

Наиболее широко используют коронки крестовой и долотчатой форм (рис. 4.12). Коронки долотчатой формы применяют для бурения в монолитных породах; крестовой формы — в трещиноватых и нарушенных породах. Их выпускают следующих диаметров — 36, 40, 43, 46, 52, 56, 60, 65, 70, 75, 85 мм. Затупившуюся коронку необходимо заменять коронкой меньшего размера (диаметра). Разницу в диаметрах двух последовательно работающих коронок называют *шагом*, который составляет 1–2 мм.

Съемные коронки изготавливаются из следующих марок стали: 35ХГСА, 20Х2Н4А, 18Х2Н4МА, 18Х2Н4ВА или 38ХНЗМФА. В пазы коронок вставляют плотно пригнанные пластинки из твердых (вольфрамово-кобальтовых, металлокерамических) сплавов, которые припаивают бронзой или медью. Вольфрам, входящий в

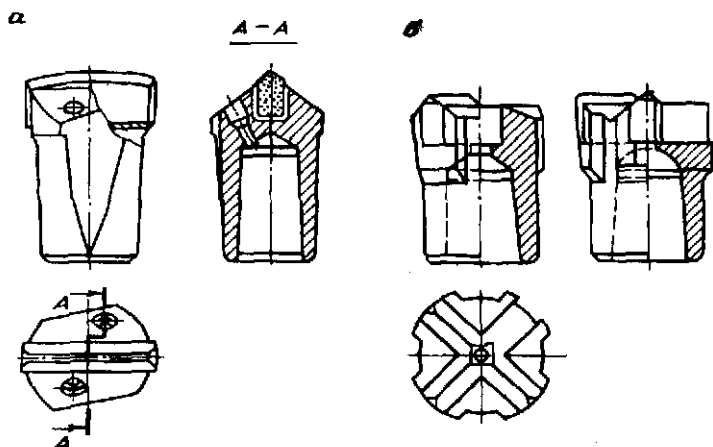


Рис. 4.12. Съёмные коронки: *а* — долотчатая; *б* — крестовая

сплав в виде карбида, придает сплаву твердость, а кобальт является цементирующим компонентом.

Для армирования коронок при ударном бурении применяют сплавы ВК6В, ВК8В, ВК11В, ВК15, ВК10КС. Номер сплава характеризует процентное содержание в нем кобальта. Увеличение содержания последнего повышает вязкость сплава, но уменьшает его твердость.

Кроме того, используют коронки с прерывистым лезвием, армированные пластинками или стержнями из твердого сплава. Для поддержания постоянной скорости бурения коронки необходимо своевременно затачивать. В процессе бурения образование площадок затупления на расстоянии 5 мм от периферии коронки шириной более 2,5–3 мм снижает скорость бурения и увеличивает расход твердого сплава.

Буровые штанги под съемные коронки изготавливают из стали марок Ш-22-6-55С2 и Ш-25-7-55С2. При бурении быстроударными молотками с частотой более 2500 ударов/мин буровые штанги следует изготавливать из буровой стали К-32П9-55С2, увеличивающей стойкость первых штанг соответственно в 1,2 раза.

Инструмент для вращательного бурения. При вращательном бурении шпуров применяют резцы со стальными лезвиями или армированные пластинками сплава. Для армирования лезвий применяют пластинки из твердых сплавов марок ВК4В, ВК6, ВК8, ВК8В, ВК8ВК.

Резец для вращательного бурения шпуров состоит из корпуса, режущих лезвий и хвостовика. Геометрические характеристики

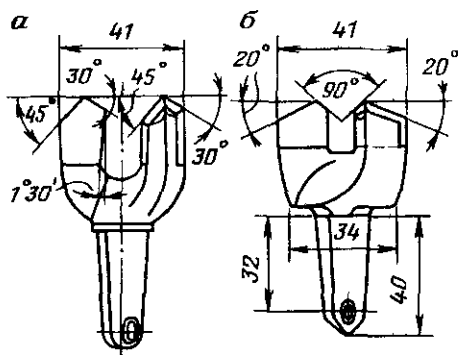


Рис 4.13. Резцы
а — РУ-13; б — РП-17

резцов меняют в зависимости от крепости пород. В крепких породах используют резцы торцевого резания, лезвия которых имеют отрицательный передний угол.

Хвостовики резцов в зависимости от характера соединения со штангой подразделяют на клиновые, цилиндрические и конические, кроме того, имеются резцы с внутренним конусом и резьбовым соединением со штангой.

Штанги для вращательного бурения шпуров изготавливают из полосовых сталей ромбического профиля с шагом витка 100–110 мм, шестигранные и круглые диаметрами 25 и 32 мм. Буровые штанги выполняют три основные функции: передачу резцу крутящего момента и осевого усилия, а также выдачу буровой мелочи. В зависимости от способа удаления шлама из шпура или скважины штанги имеют различную конструкцию. При вращательном бурении с промывкой водой применяют шестигранные или круглые штанги с центральным отверстием диаметром 6–8 мм; при сухом бурении — витые; при бурении с промывкой — шестигранные и круглые.

Для бурения по углю и мягким породам выпускают резцы РУ-13 с узкими и длинными перьями (рис. 4.13, а), в более крепких породах применяют резцы РП-17 с короткими и более широкими перьями (рис. 4.13, б). Резцы для бурения с промывкой водой изготавливают с хвостовиками круглого сечения и осевым каналом. К штангам резцы для мокрого бурения крепят с помощью конусно-клинового и резьбового соединений.

На карьерах и разрезах используют штанги-шнеки, представляющие собой трубы с навитой на них стальной спиралью-ребордой.

В качестве основного рабочего органа пневмоударных станков применяют погружные пневмоударники.

Поршень-ударник в нем совершает поступательно-возвратное движение, нанося при рабочем ходе удары по хвостовику долота.

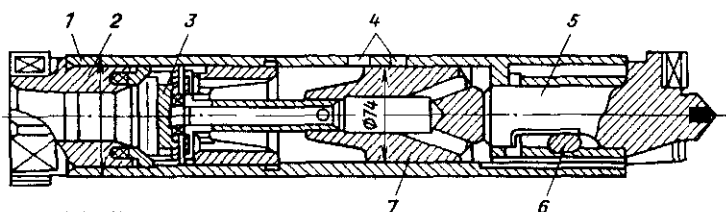


Рис 4.14 Пневмоударник

Пневмоударник (рис. 4.14) состоит из цилиндрического корпуса 1, в который помещаются поршень-ударник 7 и воздухораспределительная коробка 3, которая подает попеременно сжатый воздух или воздушно-водяную смесь в рабочие камеры. Переходник 2 служит для присоединения пневмоударника к штангам. В переднюю часть пневмоударника вставляется хвостовик коронки 5, который удерживается от выпадения шпонкой 6. Оработанный воздух выбрасывается в атмосферу через выхлопные отверстия 4. Технические характеристики пневмоударников приведены в табл. 4.5.

Таблица 4 5

Показатели	Пневмоударник				
	НКР-100м	1СБУ-125	СБМК-5	БМК-4м	П-31м (3СБУ-125)
	для подзем- ных работ	для открытых работ			
Диаметр скважины, мм	105	105; 125	105	105	105; 125
Максимальная глуби- на бурения, м	50	24	35	35	25
Направление бурения к горизонтали, градус	Любое	14–104	14–104	0–104	45–90
Частота вращения бу- рового снаряда, с ⁻¹	1,2	0,25, 0,6, 1,2	0,6	0,6	1,2
Мощность электродви- гателя, вращателя, кВт	2,8	4,5, 3,5, 2,8	3,0	3,0	2,8
Тип податчика	Штокс- поршневой	Цепной с пневмо- двигателем	Штокопоршневой		
Осевое усилие, кН	0–6,0	0–13,0	0–7,6	0–7,6	0–6,0
Ход податчика, мм	365	2600	1000	1000	365
Масса станка (агрега- та) без штанг, кг	630	5720	2600	470	1300

Буровые долота погружных пневмоударников классифициру-
ются по следующим признакам:

- по диаметру — 85, 100–105, 155–160 и 190–200 мм;
- по расположению лезвий — одно-, двух- и многоступенчатые;
- по форме твердого сплава — с цилиндрическими вставками и призматическими пластинками;

- по способу удаления продуктов разрушения — с центральной, боковой и внешней продувкой.

Для бурения погружными пневмоударниками используют коронки с опережающим лезвием: К100В (БК105), К130, БК155, а также Х-образные коронки: К85К, К10ГК, К125К, К125КМ.

Долота армируют пластинками твердого сплава ВК15 или цилиндрическими штырями. Для уменьшения искривления скважин применяют долота с опережающим лезвием. Стойкость долот армированных цилиндрическими вставками твердого сплава со сферической поверхностью составляет 1200–2500 м.

При вращательно-ударном бурении применяют коронки типа БУ-43-25, БУ-52-25 и КУВШ-43-25. Шпуры бурят с помощью установок типа БУ-1, БУР-2, СБУ-2М, СБУ-2К в монолитных породах с коэффициентом крепости $f = 16$.

Инструмент для шарошечного бурения. Породо-разрушающим инструментом в этом случае является шарошечное долото, состоящее из корпуса и соединенных с ним наклонных цапф, на которых посредством подшипников (качения или скольжения) установлены шарошки.

Долота бывают одно-, двух-, трех- и четырехшарошечные. В горной промышленности на открытых работах наиболее распространены трехшарошечные долота диаметром от 145 до 320 мм. Корпус долота сварен из отдельных лап, предварительно собранных с шарошкой и цапфой. Шарошки представляют собой тела вращения конической или сферической форм с зубьями на наружной поверхности, разрушающими породу.

Шарошечное долото с помощью соединительной конической замковой резьбы соединяется с бурильной штангой. Для осуществления процесса бурения долоту через штангу сообщают вращательное движение и необходимое прижатие к забою (осевое усилие).

На эффективность шарошечного бурения влияют конструкция долота, частота вращения и усилия прижатия его к забою, расход и характеристика промывочного агента, а также физико-механические свойства горных пород.

При постоянном осевом усилии с увеличением частоты вращения долота скорость бурения растет, причем в начальном диапазоне от $0,25-0,65 \text{ с}^{-1}$ по степенной зависимости с показателем больше единицы, а затем практически по линейной. После достижения некоторой достаточно высокой частоты вращения прирост скорости замедляется. Оптимальная частота вращения для различных условий составляет от $0,65$ до $3,0 \text{ с}^{-1}$.

При постоянной частоте вращения долота скорость бурения зависит от осевого усилия и увеличивается с его возрастанием. Оптимальное осевое усилие зависит от типа и размеров долота, а также от физико-механических свойств и трещиноватости массива.

С целью эффективного разрушения породы в процессе бурения забой скважины должен быстро очищаться сжатым воздухом от буровой мелочи. Расход сжатого воздуха на современных станках при бурении скважин различного диаметра следующий:

Диаметр долота, мм	127—145	171	214	243	320
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	7	14	18	25	50

Шарошечные долота бывают зубчатыми, если зубки выполнены из одного материала, и штыревыми, если последние выполнены в виде запрессованных цилиндрических вставок твердого сплава диаметром 6—16 мм, а также комбинированными, состоящими из зубков и штырей (рис. 4.15).

Различают зубчатые долота с индексами: М — для мягких, С — средних, Т — твердых пород, и штыревые: К — для крепких, ОК — очень крепких пород, ТЗ — с клиновыми зубками. Долота, в опоры которых подают воздух для их охлаждения и лучшей очистки, обозначают индексом ПВ. В табл. 4.6 приведены марки долот, применяемых при горно-разведочных работах.

Таблица 4.6

Диаметр долота, мм	Марка долота				
	для пород средней твердости с включением твердых и абразивных пород	для твердых пород	для твердых абразивных пород	для крепких, хрупких и абразивных пород	для самых крепких и абразивных пород
59	—	—	—	Ш-59К	—
76	—	Ш-76Т	Н-76ТЗ	Ш-76К	Ш-760К
93	—	В-93Т	—	В-93К	—
97	—	В-97Т	В-97ТЗ	—	В-970К
112	—	В-112Т	Ш-112ТЗ	Ш-112К	Ш-1120К
118	—	В-118Т	В-118ТЗ	В-118К	В-1180К
140	—	В-140Т	В-140ТЗ	В-140К	В-1400К
145	—	ЭВ-145Т	Ш-145ТЗ	Ш-145К	Ш-1450К
190	В-190СТП	В-190ТП К-1900ТП	В-190ТЗП 2Н-190ТЗП	В-190КП Р-190КП	К-1900КП 7Р-1900КП ОМ-1900КП
214	2К-214СТП	К-214ТП	2К-214ТЗП	—	2К-2140КП 8Р-2140КП 13Р-2140КП
243	—	АСТ-2143ТП	У-243ТЗП	—	Р-2430КП В-2430КП 3У-2430КП
269	—	ОМ-269ТП У-269ТП	У-269ТЗП Н-269ТЗП	—	Р-2690КП У-26990КП ОМ-2690КП
295	—	—	У-295ТЗП	—	У-2950КП
320	—	—	—	—	Ш-3200КП Р-3200КП

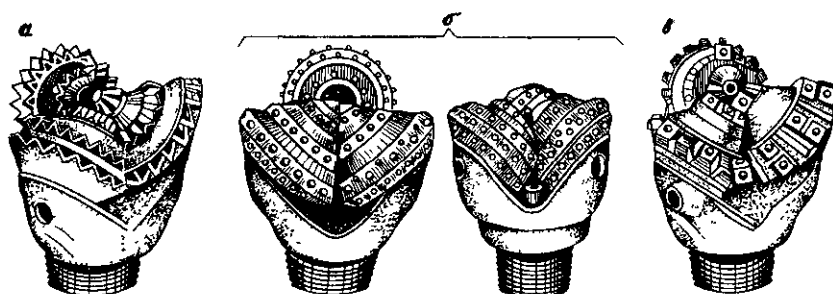


Рис. 4.15 Шарошечные долота.

а — зубчатые, б — штыревые, в — комбинированные

Двухшарошечные долота используют для бурения скважин наибольшего (до 100 мм) диаметра в подземных условиях, трехшарошечные диаметром 190–320 мм — в основном на карьерах при бурении взрывных скважин, а четырехшарошечные — для бурения скважин диаметром 269–320 мм.

§ 7. УСТАНОВОЧНЫЕ ПРИСПОСОБЛЕНИЯ ДЛЯ БУРИЛЬНЫХ МАШИН

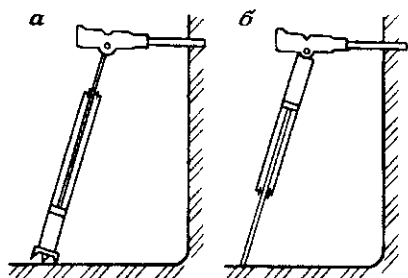
Для облегчения бурения ручными перфораторами применяют пневмоподдержки (рис. 4.16), представляющие собой раздвижную телескопическую трубу, состоящую из пневматического цилиндра и штока с манжетами, цилиндр оборудован устройством для крепления перфоратора, шток — упором.

В зависимости от типа перфоратора используют унифицированные пневмоподдержки, имеющие следующие технические характеристики:

Тип пневмоподдержки	П8	П11	П13
Масса, кг	17	20	22
Длина, мм.			
в сдвинутом положении	1200	1500	1700
в развернутом положении	20000	2600	3000
Максимальный ход штока, мм	800	1100	1300
Максимальная подъемная сила, Н	1716	1716	1716

Более совершенна переносная бурильная установка УПБ-1, представляющая собой трубчатую раму с установленным на ней податчиком, который с перфоратором поднимают и опускают на требуемую высоту с помощью канатно-червячного механизма. Установка имеет дистанционное управление и характеризуется следующими показателями:

Рис. 4.16. Схемы пневмоподдержек с нижним (а) и верхним (б) расположением пневмоцилиндров



Энергия удара, Дж (не менее)	60
Крутящий момент, Н м (не менее)	17,6
Удельный расход воздуха, м ³ (с кВт)	0,089
Диаметр бурения, мм	36–40
Рабочее давление воздуха, кПа	500
Число ударов в минуту (не менее)	1600
Глубина бурения, м	2,25
Усилие подачи, кН	1,4
Величина подачи, мм	1300
Высота установки, мм:	
без удлинителей	1800–2400
с удлинителями	2400–3000
Внутренний диаметр рукава, мм:	
воздушного	25
водяного	12
Уровень шума, дБ (не более)	115
Масса, кг:	
установки	102
транспортируемого узла	37

Колонки изготавливаются трех типов: В — винтовые — для перфораторов с подающим устройством (усилие подачи до 8 кН); П — пневматические — для установки переносных перфораторов (до 1,5 кН); Г — гидравлические — для перфораторов с подающим устройством (до 12 кН).

Колонка для перфораторов состоит из трубы, на одном конце которой жестко укреплен опорная головка, а на другом имеются винтовое распорное устройство и опорная пята. На трубе с помощью разъемного хомута и болтов крепят трубчатый рукав, оборудованный седлом для установки податчика с перфоратором.

Распорная колонка для электросверл состоит из двух сварных рам. Трубы верхней рамы телескопически вставляют в трубы нижней и закрепляют в нужном положении. Верхняя рама снабжена винтовым устройством, с помощью которого колонка расширяется в забое. Способ подъема сверла ручной.

Ниже приведена техническая характеристика распорных колонок:

Тип колонки	КЭВ-5	КЭВ-3	КЭВ-2
Высота, мм:			
минимальная	2000	2330	1464
максимальная	3000	3200	2400
Масса, кг.	60,9	55,8	35

Манипулятор применяют для бурения шпуров тяжелыми бурильными машинами в горизонтальных или наклонных выработках большого сечения. Он выполнен в виде трубчатого рычага, шарнирно соединенного с вертикальной колонкой, укрепленной на погрузочной машине. Подъем и опускание стрелы манипулятора в легких конструкциях осуществляют вручную, в более тяжелых — с помощью электродвигателя. Манипуляторы могут быть съемные (МБИ-5у) и несъемные (МН-2) (первые после окончания процесса бурения снимают с погрузочной машины, вторые оставляют закрепленными на ней, но при этом складывают).

Кроме манипуляторов для перфораторов и электросверл выпускают комплексы навесного бурильного оборудования НБ-1п, НБ-1, НБ-3, предназначенные для установки их на погрузочные машины.

Для бурения шпуров на горно-разведочных выработках применяются также буровые установки и буровые каретки. Установочно-подающие приспособления используют для закрепления бурильной машины и поддержания нормального режима бурения в течение работы станка. Они предназначены также для защиты бурильщика от вредного воздействия вибрации.

По конструкции различают следующие установочно-подающие приспособления: раздвижные поддержки, пневматические поддержки, распорные колонки, манипуляторы, буровые каретки. Для уменьшения вибрации в процессе бурения применяют виброгасящие каретки и амортизирующие рукоятки.

Бурение шпуров пневматическими бурильными машинами осуществляют с помощью сжатого воздуха. Для обеспечения горных работ сжатым воздухом на горных предприятиях оборудуют компрессорные станции со стационарными компрессорами.

При горно-разведочных работах различают передвижные и переносные компрессоры.

На открытой поверхности бурения шпуров при разделке порохов и негабаритных отделистостей используют самоходные компрессорные установки, смонтированные на шасси автомобиля.

§ 8. ВОССТАНОВЛЕНИЕ БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА

На горных геологоразведочных предприятиях буровой инструмент восстанавливают в бурозаправочных мастерских, откуда коронки, долота и буры доставляют на участки работ. В геологоразведочных партиях с небольшим объемом исследований инструмент восстанавливают вручную.

На крупных горных предприятиях, в геологоразведочных партиях и экспедициях изготовление и восстановление инструмента проводят в центральных механических мастерских, имеющих нагревательные и нефтяные печи, бурозаправочные и заточные станки, оснащенные приборами и контрольно-измерительной аппаратурой.

Печи предназначены для нагрева буровых штанг перед механической обработкой и закалкой. Более совершенны нефтяные и электрические печи. Последние по сравнению с нефтяными имеют ряд преимуществ: простота обслуживания, большая равномерность нагрева стали, механизация и автоматизация при выполнении работ. Нефтяные печи отапливаются нефтью, поступающей под небольшим давлением по трубе в форсунку, где она распыляется сжатым воздухом и сжигается в пламенной камере. Пламя регулируют вентилями, установленными на трубопроводе подачи нефти и воздуха.

Бурозаправочные станки предназначены для изготовления иправки головок и хвостовиков буров. Кроме того, они выполняют вспомогательные работы: изготовление болтов, заклепок, костылей и т.п.

Промышленность выпускает бурозаправочные станки различных марок, имеющие сходную конструкцию и состоящие из нижней и верхней станин, вертикального молота, горизонтального ковочного молота, молота-пробойника, воздухораспределительного устройства и системы управления.

Пайку пластинок проводят в нефтяных горнах, муфельных печах газосварочными аппаратами (автогеном, ацетиленом) и в отдельных случаях в кузнечных горнах с применением припая.

На заводах, выпускающих буровой инструмент, пайку пластинок твердого сплава осуществляют при помощи индукционного электрического нагрева с использованием токов высокой частоты. Качество пайки при этом высокое. После охлаждения головки осуществляют обдирку и заточку пластин твердого сплава на специальных заточных станках.

Закалочные ванны предназначены для закалки инструмента после механической обработки. Для этих целей применяют водяную ВЗВ-1 и масляную МЗВ-1 ванны, закалочной средой в которых соответственно служат вода и масло специального состава.

Заточные станки предназначены для грубой обдирки головок буров, заточки коронок и резцов, армированных твердым сплавом, в условиях геологоразведочных партий. Станок БЗС помимо заправки головок и хвостовиков буров может служить для рубки сталей, изготовления пик для отбойных молотков.

Обдирку и заточку проводят на карборундовых кругах предварительную — на крупно- и среднезернистых кругах, а окончательную — на мелкозернистых. Заточка буров на кругах должна сопровождаться постоянным охлаждением водой или эмульсией.

Затупившиеся коронки затачивают на следующих станках: ВЗ-130М — для долотчатых, ВЗ-140- крестовых; ВЗ-140С1 — трехперых коронок; ВЗ-141М — цельных долотчатых буров и долотчатых буров, ВЗ-145 — любых коронок и шнековки конусов буровых штанг.

Шарошечные долота восстанавливают в механических цехах путем резания их на отдельные части и замены изношенных твердосплавных штырей и подшипников отдельных секций.

§ 9. ОГНЕВОЕ БУРЕНИЕ СКВАЖИН

При огневом (термическом) бурении породы разрушаются в результате интенсивного воздействия на них высокотемпературной газовой струи, вылетающей из сопла со сверхзвуковой скоростью.

При мгновенном нагреве породы в ней образуется поле термических напряжений, вызывающих разрушение поверхностного слоя (на глубину до 3–5 мм) на отдельные мелкие частицы — чешуйки.

Бурение осуществляют самоходными огнеструйными буровыми станками, имеющими термобур с горелкой. Вращением термобура достигают периодического нагревания отдельных участков забоя.

Технологические операции выполняют в следующей последовательности: зажигание горелки, бурение, расширение скважин в нижней части и очистка.

При зажигании в камере сгорания огнеструйной горелки смешиваются горючее и окислитель и образуются высокотемпературные газовые струи, которые проходят через сопловой аппарат, приобретая при этом сверхзвуковую скорость.

При бурении в крепких породах стойкость горелок составляет 800–1000 м. На производительность станков огневого бурения оказывают влияние температуры истекающих из сопел горелки газов, их скорости и массовый расход, а также физико-механические характеристики горных пород — минеральный состав, крепость, трещиноватость, упругость и теплофизические свойства.

Рис 4 17 Буровой станок СБО-160/20
1 — вентиляционная установка, 2 — рабочий орган (буровая штанга), 3 — мачта, 4 — гидрорцилиндры для подъема мачты, 5 — лебедка для спуска и подъема рабочего органа, 6 — маслораспределительная станция, 7 — станция управления, 8 — насосная станция, 9 — ходовая часть, 10 — пульт управления, 11 — отсасывающая установка, 12 — электрозапал

Огневое бурение следует применять в окисленных и неокисленных железных рудах, так как в них разрушение происходит путем шелушения с образованием мелкой крошки, т.е. без плавления. В породах, где скорость бурения и плавления низкая, данный способ не эффективен.

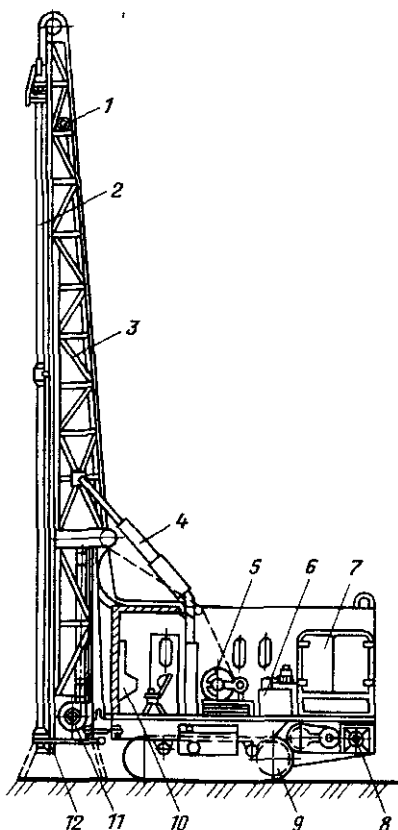
Перспективно огневое бурение в комбинации с шарошечным: вначале скважину бурят шарошечным станком, а затем нижнюю ее часть (в месте размещения заряда ВВ) расширяют огнем способом. Для бурения скважин по такой технологии применяют термшарошечные станки.

Тепловые потоки создают горелками ракетного типа, которые работают на смеси керосина и кислорода либо бензина со сжатым воздухом.

Скважины диаметром 160–225 мм и более на карьерах бурят с помощью станков СБО-1, СБО-2, СБО-4 и СБО-5, СБО-160/20 (рис. 4.17), которые способны расширять нижнюю часть скважины до 500 мм.

На станках огневого бурения в качестве горючего служит керосин и реже бензин, а окислителя — газообразный кислород или сжатый воздух. Использование кислорода позволяет значительно повысить температуру газов, но приводит к высоким затратам на бурение (доля затрат на кислород и его доставку достигает 40–45 %). При этом повышаются требования к технике безопасности.

В последнее время в качестве окислителя широко применяют сжатый воздух, что упрощает организацию огневого бурения и существенно снижает стоимость работ.



Шпурь глубиной 1–1,5 м и диаметром 50–60 мм бурят ручными термобурами с односопловыми горелками. Окислитель — сжатый воздух подается в термобур под давлением 50–60 Н/см² от передвижного компрессора. Горючим веществом служит бензин.

Ручные термобуры используют также для термического разрушения негабаритных кусков, резания каменных блоков и обработки их поверхности.

Совершенствование станков и повышение эффективности огневого бурения осуществляют в результате:

- 1) создания станков комбинированного действия;
- 2) комбинированного термомеханического бурения скважин с разрушением пород высокотемпературными газовыми струями совместно с механическими органами;
- 3) механического бурения трудно термобуриемых пород с последующим расширением скважин воздушно-огневым способом;
- 4) разрушения трудно термобуриемых пород знакопеременным полем (поочередное воздействие на забой скважины газовой струей и распыленной сжатым воздухом водой).

На режим термического бурения большое влияние оказывают температура и скорость газового потока. Поэтому скорость вращения и подачу на забой термобура регулируют изменением теплового потока.

Оптимальный режим бурения характеризуется минимальными затратами энергии при высокой скорости бурения. Оптимальная скорость вращения термобура составляет 15–30 мин⁻¹.

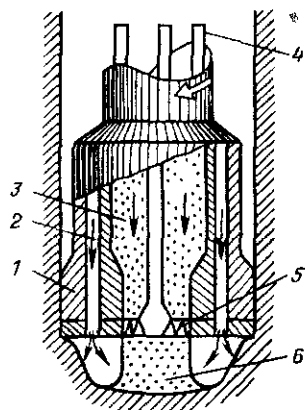
Скорость бурения зависит от расстояния между срезом сопла горелки и забоем скважины; оптимальная величина его находится в пределах 100–150 мм (при меньшей величине происходит плавление породы, при большей — растекание теплового потока).

В сильно нарушенных и трещиноватых породах скорость бурения снижается на 25–30 %, поэтому в этих условиях рационально использовать горелки с наклонным расположением сопел.

К термическому бурению относится также разрушение пород лазерным лучом в результате их нагревания и создания термических напряжений (шелушения) и их расплавления. Лазерный луч получают посредством возбуждения группы атомов в кристалле или газе до их высокоэнергетического состояния, после чего атомы начинают излучать фотоны, образуя поперечный световой луч. Данный способ найдет широкое практическое применение в случае увеличения выходной мощности лазерной установки и обеспечения безопасности работ. Для буровых условий используют кристаллические и газовые лазеры.

Еще одной разновидностью термического бурения (рис. 4.18) является плазменный способ, основанный на создании устойчи-

Рис 418 Схема плазмобура с расширителем
1 — механический расширитель, 2 — промывочная
жидкость, 3 — газ (гелий или аргон), 4 — кабель
(постоянный ток), 5 — электродуга, 6 — плазма



вой электрической дуги между двумя электродами и выдувании из сопла продуктов сгорания с помощью сжатого воздуха. Источником холодной плазмы является плазмотрон. Струя плазмы создается электродуговым разрядом и продувкой газа через столб разряда. Для интенсивного разрушения породы оптимальными считаются температура $5500-6000^{\circ}\text{C}$ и скорость истечения газов 2000 м/с . Под действием плазменных струй на горные породы последние быстро плавятся, в результате чего образуется скважина. Скорость бурения по кварцитам в легкобуримых породах составляет до 3 м/ч , в труднобуримых — от 5 до 10 м/ч . Скважины при этом получаются небольшого диаметра, поэтому в дальнейшем механическими способами их увеличивают до нужных размеров.

§ 10. НОВЫЕ СПОСОБЫ БУРЕНИЯ

В настоящее время с применением существующего бурового оборудования разработаны новые более эффективные средства и способы бурения. Физические способы основаны на непосредственном использовании для разрушения горных пород и формирования скважин электрической, электролучевой энергии, энергии взрывчатых веществ, магнитострикционного эффекта и т.д.

Бурение с использованием магнитострикторов осуществляется шарошечным станком с наложением на долото вибраций, генерируемых магнитостриктором, встроенным в первую штангу бурового става станка. Выполнен он в виде набора системы стержней из ферромагнитной стали, продольные колебания которых происходят под влиянием магнитного поля с частотой генерирующего его переменного тока. С целью обеспечения наиболее эффективного резонансного режима предусмотре-

но, чтобы период собственных колебаний магнитостриктора, определяемый его длиной, совпадал с периодом вынужденных электромагнитных колебаний. За счет создания физического эффекта механическая скорость бурения в горных породах увеличивается в 2–3 раза.

Взрывной способ бурения основан на последовательном многократном взрывании непосредственно на забое зарядов ВВ для разрушения горных пород и формирования таким образом скважин без применения механического породоразрушающего инструмента.

Длительности и непрерывности данного способа бурения способствуют:

- 1) быстрое выделение энергии, создающее в зоне забоя, прилегающей к заряду, весьма высокое поле давлений и скоростей смещения среды;

- 2) отсутствие потерь энергии на транспортирование зарядов ВВ к забою скважины и изнашивания породоразрушающего инструмента.

При использовании ВВ для бурения не всегда можно получить заданную форму скважин и достаточно мелко разрушенную, легко удаляемую породу. В качестве ВВ используются флегматизированный гексоген и тротил.

Эффективность разрушения породы при взрывном бурении зависит от бризантности заряда (его плотности и скорости детонации), а также выделяемой при взрыве энергии (удельной теплоты взрыва).

При взрывном бурении по трубам вместе с промывочной жидкостью с большой частотой подаются пластинатые ампулы 50-граммовые с компонентами жидкого ВВ. При взрыве заряда ампулы порода разрушается в результате удара продуктов детонации и гидравлического удара жидкости.

Взрывное бурение с продувкой скважин сжатым воздухом характеризуется следующими показателями: при диаметре буримой скважины 250 мм величина заряда ВВ должна составлять 300 г, средняя проходка за один взрыв — 40–80 мм, а скорость бурения — 30–40 м/ч. Этот способ наиболее перспективен для бурения крепких и крепчайших горных пород.

Кроме того, применяется также способ «струйного» взрывобурения, при котором заряд ВВ образуется непосредственно в забое путем слияния подаваемых по отдельным трубам (каналам) струй жидких горючего и окислителя. Взрыв инициируется с помощью третьего компонента — специального сплава калия и натрия. Взрывы при данном способе протекают с небольшой скоростью и характеризуются относительно низкой эффективностью разрушения. При данном методе бурения также

сложно своевременно удалять образующиеся при взрыве продукты разрушения, поскольку в забой непрерывно подаются струи компонентов жидких ВВ.

На карьерах для бурения скважин предложены два способа взрывного разрушения: патронами твердых и жидких ВВ. Скорость бурения достигает 30 м/ч при расходе жидкого ВВ 0,3–0,5 л/дм³ скважины.

Применяется способ гидробурения, эффективное разрушение крепких пород при котором осуществляется струей воды, истекающей из сопла со сверхзвуковой скоростью с напором 10–20 кН/см².

Давление напора воды устанавливается с учетом физико-механических свойств горных пород и прежде всего коэффициента крепости. Данный принцип разрушения используется в гидроимпульсном комбайне для скоростного проведения горизонтальных выработок в крепких породах. Гидробурение найдет широкое применение при разработке россыпей и мерзлых пород.

Сущность электрогидравлического способа заключается в создании при помощи двух электродов разряда в жидкости, заполняющей скважину. Образующийся при этом вакуумный канал затем захлопывается. Вокруг разряда возникает ударная волна, которая воздействует на поверхность забоя знакопеременными нагрузками и вызывает разрушение породы.

Ультразвуковой, электроискровой, электрогидравлический способы бурения находятся пока в стадии опытно-промышленного испытания.

§ 11. УЛУЧШЕНИЕ УСЛОВИЙ ТРУДА БУРИЛЬЩИКОВ

Производительность труда бурильщиков во многом зависит от его условий, которые определяются уровнем развития техники и технологии производства, характером выполняемых работ, соответствием окружающей обстановки санитарно-гигиеническим, эстетическим и физиологическим требованиям.

Задачами организации труда являются установление рационального режима труда и отдыха, а также проведение мероприятий по снижению влияния факторов, вызывающих утомление работников.

При работе на горно-разведочных предприятиях на работоспособность человека оказывают влияние многие факторы, но учитываются только те из них, которые вызывают утомляемость: нервное напряжение, физические усилия, темп работы, рабочее положение, монотонность работы, производственный шум, вибрация, температура, влажность и запыленность воздуха в рабочей зоне.

Затраты физических усилий обуславливаются характером выполнения работы и зависят от массы перемещаемых грузов, усилий по поддержанию тяжести и др. Затраты физических усилий до 15 кг считаются незначительными, 16–30 кг — средними, 31–50 кг — тяжелыми, 51–80 кг — очень тяжелыми.

Нервное напряжение (умственное или органов слуха и зрения) вызывается сложными формами выполнения работы, необходимостью соблюдения особых требований безопасности при ведении горных работ.

Бурение взрывных скважин шарошечными станками сопровождается значительной вибрацией станков, влияние которой зависит от продолжительности и характера воздействия на рабочего (местная или общая вибрация, повороты, круговые движения, толчки). Действие этого фактора считается повышенным при наличии местной или общей вибрации на протяжении более половины рабочей смены. Если рабочий испытывает местную или общую вибрацию на протяжении всей смены, сильные толчки и повороты, то действие этого фактора считается сильным. На буровых станках у пульта управления, где находится машинист станка, применяют резиновые коврики, а также амортизаторы, снижающие вибрацию станка при бурении.

Рудничный воздух не должен содержать пыли. Ниже приведены предельно допустимые концентрации аэрозолей, мг/м³:

Кремнеземсодержащие пыли:

а) диоксид кремния кристаллический (кварц, кристобалит, трилмит) при содержании его в пыли свыше 70 % (кварцит и др.)	1
б) диоксид кремния кристаллический при содержании его в пыли от 10 до 70 % (гранит, шамот, слюда-сырец, углеродная пыль и др.) . .	2
в) диоксид кремния кристаллический при содержании его в пыли от 2 до 10 % (горючие кукерситные сланцы, медно-сульфидные руды, углеродная и угольная пыль, глина и медно-никелевая руда) . .	4
Доломит, известняк, нефелин	6
Магnezит	10

Силикаты и силикатсодержащие пыли:

а) асбест природный при содержании в нем асбеста более 10 %	2
б) тальк, слюда-флогопит и мусковит	4
Каменный уголь с содержанием двуоксида кремния менее 2 %	10

Запыленность воздуха в зависимости от содержания пыли в процентах от предельно допустимой концентрации делится на незначительную (до 50 %), среднюю (51–60 %), повышенную (61–70 %), сильную (71–85 %) и очень сильную (свыше 85 %).

При выполнении подготовительно-заключительных операций время на отдых, как правило, не предоставляется, так как чере-

дование оперативной и непродолжительной подготовительно-заключительной работ — одна из форм активного отдыха (к ним относятся: перегон станка, замена долота, штанг и т.д.). Однако если выполнение подготовительно-заключительных операций в течение смены в балансе времени рабочего занимает значительную долю, эта работа уже не может рассматриваться как перемена деятельности, способствующая снижению утомляемости. Поэтому в тех случаях, когда продолжительность работы по выполнению подготовительно-заключительных операций превышает 45 мин в смену, время на отдых исчисляется от суммы времени, необходимого на выполнение оперативной и подготовительно-заключительной работ.

Правильно установленная продолжительность отдыха и рациональное распределение его времени на протяжении рабочего дня позволяют предупреждать утомляемость, поддерживать высокую и равномерную работоспособность в течение рабочей смены.

Обычно в течение первого часа работы производительность труда бурильщика повышается, что соответствует периоду постепенной вработываемости рабочего. Далее достигнутый высокий уровень производительности держится около 1,5 ч, а затем к середине рабочего дня постепенно падает. После перерыва для отдыха и принятия пищи в середине смены производительность труда снова повышается, хотя и не достигает того высокого уровня, который был в первой половине смены.

Для подавления пыле-газового облака после взрывания в забоях штреков на пластах, опасных по внезапным выбросам, применяют полиэтиленовые мешки с водой, а в призабойной части подготовительных выработок на пластах, не опасных по внезапным выбросам, — установки туманообразователей.

Важными условиями роста производительности труда являются повышение общей культуры производства и частота рабочего места, а также личная гигиена рабочего.

В создании благоприятных условий труда первостепенное значение принадлежит технической эстетике — научному направлению, формулирующему требования к условиям производства на основе достижения техники, искусства с учетом комплекса социологических, психологических и физиологических факторов на каждом рабочем месте.

Техническая эстетика определяет культуру производственной среды (окраска интерьера и оборудования, уровень и характер освещенности помещений и рабочих мест, микроклимат, культура быта и т.д.).

Средства и технология пылеподавления. При проведении горно-разведочных выработок, а также при бурении,

взрывании, погрузке и транспортировании горной массы образуется большое количество пыли. Основным источником ее выделения является процесс бурения шпуров и скважин (количество пыли, выделяемой при этом, составляет 75–80 %)

Наиболее опасными для человека видами пыли (размером 10 мкм и менее), находящимися во взвешенном состоянии и вызывающими тяжелые заболевания легких, являются пневмокониозы (силикоз, антракоз, бериллоз, апатитоз, асбестоз и др.).

Поэтому при проведении горно-разведочных выработок и ведении горных работ проводят комплекс мероприятий по борьбе с пылью: бурение шпуров и скважин с промывкой водой, сухое пылеулавливание, подавление пыли пеной, орошение забоев взорванной горной массы с добавлением поверхностно-активных веществ (ПАВ), а также работа с применением индивидуальных средств защиты — респираторов

При бурении с промывкой водой перфоратором вода, поступающая к забою с помощью сжатого воздуха, разбрызгивается на мелкие частицы (размерами 40–60 мкм), которые обволакивают пылинки (крупнее 2 мкм), оседают на стенках шпура, а затем стекают в забой в виде шлама.

Расход воды при бурении составляет для ручных перфораторов не менее 3 л/мин, для колонковых и телескопических — не менее 5 л/мин, для бурильных машин вращательно-ударного действия — не менее 12 л/мин. В результате добавления к промывочной воде ПАВ в количестве 0,1–0,2 % все пылинки обволакиваются пленкой, выпадают в осадок, образуя стекающий из шпура шлам. Промышленностью выпускаются следующие виды ПАВ: ДБ (дибутил), смачиватели ОП-7, ОП-10, ОП-25, ДС-РАС, ОТ, сульфонал, мылонафт, контакт Петрова и др.

При подаче воды в шпур через водоподводящую трубку промывка называется центральной или осевой. В забой вода подается централизованно, полужцентрализованно и индивидуально. Для обеспечения бурильных машин водой в выработке прокладывают трубопровод, по которому воду подают к бурильной машине.

На горных предприятиях, где нет возможности бурить шпуры и скважины с промывкой, применяют сухое пылеулавливание. Пыль из шпура или скважины отсасывают специальными приспособлениями, т.е. сухими или водяными фильтрами либо циклонными устройствами. Наиболее эффективными пылеуловителями являются ВНИИ-1, УПЗ-2 и УПЗ-3 (Гипроникель), ПО-4М (ЦНИГРИ и др.).

Широко используют способ связывания пыли в процессе бурения шпуров с пористой пеной, представляющей 3 %-и водный раствор пирогена.

При ведении горных работ на открытых разработках, где для бурения скважин применяют станки шарошечного бурения, используют в основном сухие системы пылеулавливания (пылесоса-дочные камеры, циклоны, мультициклоны и тканевые фильтры) и системы пылеподавления с помощью воды (бурение с промыв-кой и водо-воздушной смесью, очисткой отсасываемого воздуха в гидрофилтрах).

Широко применяют трехступенчатые системы улавливания пыли. Они состоят из бункера или зонда для улавливания буровой мелочи размером более 3000 мкм (I ступень), циклонов и мультициклонов для улавливания пылевидных частиц размером от 3000 до 60 мкм (II ступень), рукавных фильтров для осаждения частиц менее 60 мкм (III ступень). Иногда на II и III ступенях устанавливают мокрые пылеуловители.

Перечисленные системы обеспечивают снижение запыленности до предельно допустимой концентрации (ПДК).

Орошение забоев и увлажнение взорванной горной массы являются основными средствами борьбы с пылеобразованием.

Применяющиеся для орошения средства подавляют пыль и газы, образующиеся при взрывных работах, и увлажняют взорванную породу путем образования тумана. Их подразделяют на оросители и туманообразователи. Факел тонкораспыленной воды образуют оросительными форсунками (ЭФ-5, ФМЦ-3, ОК-1), а туман — с помощью туманообразователей (ТУ-6, ТЗ и ТК-1).

Оросители представляют собой переносные насадки, смонтированные на специальных штангах. Туманообразователи отличаются от оросителей тем, что благодаря сжато-му воздуху, поступающему в насадку, вода диспергируется и выбрасывается в виде воздушно-водяной эмульсии.

Осевший толстый слой пыли убирают специальными машинами. Рудничную пыль смывают поливной машиной конструкции МакНИИ.

Во всех случаях, когда применение перечисленных выше технических средств и инженерных мероприятий не позволяет снизить запыленность воздуха до ПДК, работы должны выполняться в противопылевых респираторах: «Астра-2», Ф-62Ш, ШВ-1, «Лепесток-5», У-2к, РП-К и др.

Борьба с шумом и вибрацией. Снижает внимание, работоспособность и неблагоприятно сказывается на здоровье рабочего *производственный шум*. Чрезмерный шум снижает производительность труда на 20–30 %.

Степень его вредности зависит от интенсивности и частоты, а также от продолжительности пребывания работающего в этих условиях.

Таблица 4.7

Условия труда	Уровень громкости шума, дБ		
	низкочастотный (до 300 Гц)	среднечастотный (от 300 до 800 Гц)	высокочастотный (>800 Гц)
Нормальные	До 90	До 75	До 65
Допустимые	От 91 до 100	От 76 до 85	От 66 до 75
Неблагоприятные	от 101 до 115	От 86 до 100	От 76 до 90
Особо неблагоприятные	>115	>100	>90

В табл. 4.7 приведена зависимость условий труда от уровня и частоты шума.

Главным и эффективным способом борьбы с шумом является переход на другие источники энергии — электрический, гидравлический, электрогидравлический и т.д.

Для поглощения шума при работе бурильных машин ударно-поворотного действия применяют различные конструкции глушителей и индивидуальные средства защиты. Так, реактивные и комбинированные глушители позволяют снизить шум от выхлопа сжатого воздуха до 20 дБ. Однако при использовании глушителей производительность бурения снижается более чем на 10 %.

Индивидуальными средствами защиты от шума служат полупластичные антифоны и заглушки. Антифоны представляют собой наушники, которые прижимаются к околоушной области пластинчатой пружиной и с помощью ремешка удерживаются на голове бурильщика. Заглушки состоят из резиновой оболочки, наполнителя и направляющего стержня из пластмассы, который вставляется в слуховой аппарат.

Если работа связана с наличием шума, необходимо с помощью специальных приборов (шумомеров и частотомеров) установить его интенсивность (в децибелах) и частоту (в герцах) и в необходимых случаях наметить мероприятия по снижению этого явления.

Если устранение шума невозможно, следует применять индивидуальные средства защиты.

Длительное воздействие *вибрации* может вызвать так называемую вибрационную болезнь (заболевание суставов с нарушением двигательных рефлексов организма человека). Воздействие вибрации приводит к снижению производительности труда рабочих и уменьшению надежности работы оборудования. Так, большая часть аварий и поломок происходит в результате завышенных уровней вибраций.

Для уменьшения вибраций, возникающих при работе оборудования и инструментов, следует применять различные вибро-

поглощающие устройства, виброизоляторы, а также средства индивидуальной защиты.

С целью предупреждения заболевания вибрационной болезнью рабочих, занятых бурением при проведении горных выработок, необходимо использовать проходческие буровые каретки для устранения контакта рабочих с буровым инструментом.

На горных предприятиях действуют санитарные нормы и правила, регламентирующие уровень вибрации. Допустимые значения виброскорости в двух интервалах частот колеблются от 11 до 3000 и от 2 до 63 Гц.

Предельно допустимые уровни вибрации в октановых полосах по частоте имеют следующие значения:

Частота, Гц	До 11	16	32	63	125	250	500	1000	2000
Виброскорость, см/с . .	5	5	3,5	2,5	1,8	1,2	0,9	0,63	0,45

На геологоразведочных и горных предприятиях наибольший процент заболеваний вибрационной болезнью приходится на долю людей, работающих с ручными инструментами ударного и вращательного действий.

В последние годы специалисты многих институтов совместно с работниками заводов-изготовителей проводят большую работу по снижению вибрации машин и влияния ее на организм человека.

Для снижения уровня вибраций на станках шарошечного бурения широко применяют забойные амортизаторы, устанавливаемые между долотом и буровыми штангами. Упругие элементы амортизатора гасят осевые и крутильные вибрации, возникающие при работе долота на забое.

Уровень вибрации на станках снижается в 2–5 раз, а стойкость долот увеличивается на 30–60 %. Скорость бурения при одинаковых осевых усилиях с амортизаторами и без них примерно одинакова или даже несколько (на 15–20 %) выше.

Решающее значение в профилактике вибрационной и шумовой болезней у горнорабочих имеют инженерно-технические мероприятия, как, например, усовершенствование горных машин и механизмов в направлении ликвидации вредных воздействий на организм человека при работе этих машин, а также переход на автоматическое и дистанционное управление горными машинами и механизмами.

В настоящее время возможности ручных пневматических бурильных машин для проведения геологоразведочных выработок исчерпаны. Наместились тенденции использования более тяжелых буровых машин с массой свыше 30 кг, смонтированных на манипуляторах или салазках. Тяжелые бурильные машины по-

звolyют на 30—50 % сократить время бурения за счет высоких усилий подачи и на 10—15 % повысить его производительность.

В горизонтальных разведочных выработках применяются буровые каретки и буровые самоходные машины типов СБКНС-2, КБГР-2, СБКН-2ПР на пневмошинном ходу и СБКН на колесном ходу.

Ограниченность применения бурильных установок в основном связана с трудностью их разминьки с погрузочными машинами в однопутевых выработках, а также относительно высокой стоимостью.

Усовершенствование указанных бурильных установок и широкое их применение позволяют исключить непосредственный контакт проходчика с бурильной машиной.

§ 12. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ БУРЕНИИ

Большое значение на ритмичность работы геологоразведочных и горных предприятий оказывает форма организации труда, которая должна соответствовать техническому уровню производства.

Для обеспечения согласованной, четкой и бесперебойной работы как бурового, так и взрывного цеха разрабатывают и осуществляют организационно-технические мероприятия.

С учетом конкретных горногеологических, физико-механических и структурных особенностей массива выбирают наиболее эффективные способы и методы ведения буровзрывных работ, современные высокопроизводительные буровые станки, зарядные, забоечные машины и водооткачивающие установки, соответствующие применяемой технологии ведения горных работ.

Используют методы автоматизированного расчета параметров на обуривание и взрывание блока, планирование типа и количества ВМ с учетом продвижения фронта работы, изменения физико-механических свойств пород, структурных особенностей массива и обводненности по горизонтам и временам года.

Применяют эффективные методы ремонта буровых станков и зарядных машин, включая мероприятия по регулярному планово-предупредительному осмотру и ремонту оборудования.

Ритмичности в работе буровых станков достигают в результате четкой организации обслуживания рабочих, к которой относятся: бесперебойное снабжение электроэнергией, регулярная подача запчастей и бурового инструмента, создание благоприятных условий труда и отдыха.

Очень важную роль играет наличие четкого графика доставки бригадам бурового инструмента и материалов, ликвидирующего простои.

Для этого на геологоразведочных и горных предприятиях оборудуют передвижные мастерские, служащие также для хранения инструмента, смазочных материалов, мелких запчастей.

Высоких технико-экономических показателей работы достигают там, где коллективы участков своевременно вскрывают «узкие места», используют внутренние резервы производства, осуществляют реконструкцию складов ВВ и замену устаревшего оборудования.

Большое значение для ритмичной работы забоев, участков и горного предприятия в целом при добыче скальных горных пород с применением буровзрывной техники имеют качество обустройства и поддержание взрывных скважин. Несоответствие параметров сетки скважин паспортным данным, их неудовлетворительное состояние, недо- или переобустройство, засорение взорванной горной массой значительно ухудшают качество и нарушают ритмичность работы горного предприятия.

Переобустройство взрываемого блока требует дополнительных трудовых, энергетических и материальных затрат, что значительно увеличивает себестоимость работ.

Вопрос о контроле и поддержании взрывных скважин распространяется в основном на открытые горные работы, где применяются скважины диаметром 190–320 мм. На подземных угольных шахтах и рудниках для взрыва небольших объемов горной массы применяются шпуровые или скважины диаметром 32–105 мм, поэтому в случае подземных работ задача поддержки скважин не актуальна.

Трудоемкость работы по содержанию взрывных скважин зависит от многих причин: физико-механических свойств пород, трещиноватости массива, обводненности месторождения, климатических условий, объема взрываемого блока, организации надзора и ухода за взрывными скважинами, крепления скважин и укрытия их деревянными щитами и др.

Ввиду отсутствия научно обоснованной классификации горных пород с точки зрения влияния условий их залегания и физико-механических свойств на поддержание взрывных скважин принято горные породы делить на устойчивые, средней устойчивости и неустойчивые.

Самая высокая трудоемкость и стоимость переобустройства взрываемого блока имеют место при неустойчивых породах (I и II категории) и менее — в породах средней устойчивости и устойчивых (III, IV, V категории).

Как показывает опыт работы горных предприятий, основными путями снижения трудоемкости поддержания взрывных скважин являются замена станков ударно-канатного бурения

станками шарошечного бурения, сохранение устойчивости скважин химическими методами, крепление их обсадными трубами, применение защитных щитов, предохраняющих скважины от заваливания.

Тщательно организованные осмотр, контроль и уход за взрываемым блоком позволяют установить условия неустойчивости скважин, наметить необходимые мероприятия по их устранению, а также предупредить повреждения взрывных скважин от воздействия массовых взрывов и климатических условий.

Паспорт на взрыв, т.е. документ, в котором систематизируют данные о взрываемом блоке, числе, глубине и общей длине скважин, составляют проектной группой взрывного участка совместно с маркшейдером.

При взрывании небольших (10–30 тыс. м³) объемов горной массы может быть использован метод непосредственной зарядки скважин сразу же после обурирования.

Проведение указанных мероприятий обеспечивает значительный рост производительности труда и повышение технико-экономических показателей бурения скважин.

Применение наклонных скважин при ведении буровзрывных работ по сравнению с вертикальными имеет ряд преимуществ: равномерное и интенсивное дробление горной массы, сокращение времени бурения в связи с возможностью увеличения расстояния между скважинами и уменьшения их диаметра, снижение действия взрыва в глубину массива и опасности образования заколов за линией скважины, исключение случаев выброса горной массы назад за линию скважин, лучшая проработка подошвы и устранение образования в ней порогов. Бурение наклонных скважин различных диаметров в комбинации с вертикальными, а также расширение скважин в нижней части обеспечивают более интенсивное и равномерное дробление горной массы.

Главным условием совершенствования буровых работ геологоразведочных и горных предприятий является улучшение организации процесса бурения. Важная проблема организации производства — рациональное использование рабочего времени. Снижение потерь и увеличение чистого времени бурения — основной источник роста производительности труда.

Кроме непосредственного бурения скважин осуществляется целый комплекс вспомогательных операций: опускание и подъем бурового инструмента, наращивание и рассоединение бурового става, чистка скважин, замена и заточка породоразрушающего инструмента и др. Время, затрачиваемое на выполнение этих операций, определяется видом бурения (ударное, вращательное, ударно-вращательное, термическое, гидравлическое и т.д.), дли-

ной штанг, уровнем механизации подачи бурового инструмента на забой, расстоянием между скважинами и др.

Основными направлениями повышения производительности станков являются также новые конструктивные и технологические решения, повышающие скорость бурения, увеличивающие стойкость бурового инструмента и сокращающие время вспомогательных операций. Последнему способствуют полная механизация всех операций, автоматизация процесса бурения и совершенствование организации буровых работ.

Глава 5

ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВЗРЫВА И ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

§ 1. РЕАКЦИЯ ВЗРЫВЧАТОГО ПРЕВРАЩЕНИЯ ВВ И КИСЛОРОДНЫЙ БАЛАНС

В химическом отношении взрыв ВВ представляет собой необратимую реакцию превращения взрывчатого вещества в газообразные продукты. Реакция, которая происходит при этом, и состав конечных продуктов определяют основные параметры взрыва — его теплоту, температуру, давление, скорость детонации. Направление реакции взрывчатого превращения подчиняется основным законам термодинамики. Взрыв ВВ можно рассматривать как адиабатное необратимое превращение, т.е. разложение веществ в форме взрыва при создании определенных условий.

Молекулы всех веществ находятся в постоянном движении, при этом чем выше температура, тем оно интенсивнее. Для возбуждения реакции в массе ВВ необходимо увеличить скорость движения молекул вещества и их энергию за счет мгновенного нагревания вещества или сильного удара по небольшому его участку. Таким образом, мгновенное увеличение скорости движения молекул — необходимое условие возникновения химического распада или взаимодействия молекул вещества. Когда скорости движения молекул достигают определенных значений, то внутримолекулярные и молекулярные связи оказываются недостаточно прочными, вследствие чего происходит необратимая реакция взрывчатого превращения исходного вещества, обычно в газообразные продукты с более устойчивыми молекулярными и внутримолекулярными связями. Большое количество тепла выделяется при разрыве этих связей. Причем чем меньше период разложения ВВ, тем мощнее поток выделяемой энергии.

При взрыве огромная скорость реакции взрывчатого разложения ВВ достигается в результате мгновенного разогрева и сжатия вещества при прохождении по массе ВВ детонационной волны, в то время как при горении происходят последовательное окисление и сгорание вещества, а скорость выделения энергии в десятки и сотни раз ниже, чем при взрыве.

Взрыв — чрезвычайно быстрое изменение состояния вещества, сопровождающееся таким же быстрым превращением его потенциальной энергии в механическую работу, т.е. в энергию сжатия и движения самого вещества или продуктов его превращения и окружающей среды. Работа взрыва основана на стремлении образовавшихся при нем газов к расширению. Внешний признак взрыва — звуковой эффект и разрушение. Взрывы могут быть физические (взрыв парового котла, сильный искровой разряд, беспламенное взрывание и т.д.), химические (взрыв зарядов ВВ, горение порохов, пиротехнических составов) и ядерные (атомный взрыв, основанный на делении ядер, и термоядерный — на синтезе ядер).

При ведении горных работ главным образом используют химические взрывы, представляющие крайне быстрое самораспространяющееся химическое превращение ВВ с выделением тепловой энергии в виде раскаленных газообразных продуктов взрыва, производящих работу вследствие резкого повышения давления в месте их образования (например, взрыв промышленных ВВ, взрыв метана и т.п.).

Соотношение окислителя и горючих компонентов в составе ВВ определяет полное или неполное окисление горючих элементов. Это соотношение характеризуется *кислородным балансом ВВ*. Недостаток кислорода в ВВ приводит к неполному окислению горючих элементов, в этом случае ВВ имеет отрицательный кислородный баланс. Если в ВВ окислителя хватает для полного окисления горючих элементов, то он характеризуется нулевым кислородным балансом, если имеется избыток — положительным.

Следовательно, если ВВ имеет состав $C_aH_bN_cO_d$, то кислородный баланс можно выражать в процентах избытка или недостатка кислорода для полного окисления горючих элементов в молекуле ВВ.

$$K_6 = \frac{d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)}{M_{ВВ}} \cdot 16, \quad (5.1)$$

где a , b , c и d — соответственно число атомов углерода, водорода, азота и кислорода в молекуле, 16 — атомная масса кислорода; $M_{ВВ}$ — молекулярная масса ВВ.

Для взрывчатых смесей расчет можно вести на 1 кг, тогда в числитель дроби войдет число молей соответствующих элемен-

тов, содержащихся в 1 кг смесового ВВ, а в знаменатель — 1000 вместо $M_{ВВ}$. Положительный кислородный баланс имеем при $d > 2a + b/2$, нулевой — при $d = 2a + b/2$ и отрицательный — при $d < 2a + b/2$.

Поскольку для полного окисления горючих элементов не хватает кислорода, он должен вступать прежде всего в те реакции, которые сопровождаются наибольшим выделением тепла. Поэтому при взрыве ВВ с отрицательным кислородным балансом в зависимости от относительного количества кислорода образуются либо ядовитый оксид углерода (угарный газ) с меньшим выделением тепла, чем при образовании углекислоты, либо чистый углерод в виде сажи, снижающий образование газов. Таким образом, ВВ с нулевым кислородным балансом выделяют максимальное количество энергии и минимальное — ядовитых газов.



При положительном кислородном балансе ВВ образуют различные оксиды азота, являющиеся весьма ядовитыми газами, образование которых сопровождается поглощением тепла.



Наиболее рационален нулевой кислородный баланс ВВ. Отклонение от него сопровождается образованием ядовитых газов и уменьшением выделения энергии при взрыве. Например, требуется определить кислородный баланс тротила $C_7H_5(NO_2)_3$, относительная молекулярная масса которого равна 227. Для полного окисления необходимо $2a + b/2$ или $2 \cdot 7 + 5/2 = 16,5$ атома кислорода. В наличии имеется шесть атомов кислорода.

$$K_6 = \frac{(6 - 16,5) 16}{227} 100 \% = -74 \%$$

Реакции взрывчатого превращения зависят от кислородного баланса ВВ и делятся на три типа: I — реакция взрыва ВВ с положительным и нулевым кислородным балансом, II — то же, с отрицательным, но достаточным для полного газообразования, III — реакция взрыва ВВ с выделением углерода. Реакции взрывчатого превращения позволяют определять характеристики ВВ (теплоту, температуру, объем и давление газов взрыва).

§ 2. ПОНЯТИЕ О ДЕТОНАЦИИ И ВЗРЫВНОМ ГОРЕНИИ

Детонацией называют чрезвычайно быстрое распространение взрыва, обусловленное прохождением ударной волны по ВВ с постоянной сверхзвуковой скоростью, порядка несколько тысяч метров в секунду.

Согласно гидродинамической теории, детонацией считают перемещение по ВВ зоны химического превращения, ведомой ударной волной постоянной амплитуды. При этом амплитуда и скорость перемещения ударной волны постоянны, так как диссипативные потери, сопровождающие ударное сжатие вещества, компенсируются теплотой реакции превращения ВВ.

Ударная волна характеризуется резким скачкообразным изменением параметров вещества — давления, плотности, температуры и скорости.

Детонационная волна отличается от ударной тем, что за фронтом последней идет зона химической реакции, где выделяется энергия взрывчатого превращения, часть которой расходуется на поддержание устойчивого распространения детонации. Зона химической реакции имеет значительно меньшую ширину (от миллиметров до нескольких сантиметров).

Горение возникает при местных нагревах (поджигание, разогрев трением и т.п.) ВВ выше температуры его вспышки и характеризуется относительно медленным распространением по веществу зоны реакции (пламени).

Взрывчатое превращение пороха при инициировании его пламенем или искрой происходит в форме взрывчатого горения, которое протекает со скоростью от десятков до сотен метров в секунду. Скорость горения зависит от физико-химических свойств ВВ и внешних условий (давления, температуры и т.п.).

Порох может детонировать при инициировании его капсюлем-детонатором. Однако при повышенном давлении газов в шпуре взрыв заряда ВВ может перейти в медленное его горение.

Таким образом, взрывное горение является как бы промежуточным звеном между горением и детонацией и отличается от основных форм непостоянством скорости. Формы взрывчатого превращения в зависимости от условий могут переходить одна в другую (например, горение в детонацию и т.п.). Порохам присуще сравнительно медленное разложение в форме горения, поэтому они оказывают на внешнюю среду преимущественно метальные действия.

§ 3. ПЛОТНОСТЬ ВВ И ЗАРЯДА

Плотность ВВ, т.е. отношение его массы к занимаемому объему, является одной из основных его характеристик, измеряемых в г/см^3 , кг/дм^3 , т/м^3 . Поэтому она значительно влияет на детонационную способность, бризантность, работоспособность, чувствительность и другие свойства ВВ. С увеличением плотности ВВ

концентрация энергии в единице объема повышается. Плотность ВВ определяют по формуле:

$$\Delta = Q/V_3, \quad (5.4)$$

где Q и V_3 — соответственно масса (кг) и объем (дм³) заряда. Повышение плотности ВВ позволяет значительно увеличить в единице объема взрывной камеры количество энергии и повысить качество дробления горных пород.

Различают действительную, гравиметрическую, оптимальную, критическую и относительную плотности.

Действительная плотность ВВ — отношение массы ВВ к занимаемому им объему без учета воздушных включений между гранулами или кристаллами ВВ.

Гравиметрическая плотность ВВ — это плотность ВВ в зарядных камерах (шпурах, скважинах и т.д.). В зависимости от объема воздушных промежутков, крупности гранул и формы кристаллов одно и тоже ВВ может иметь различную гравиметрическую плотность.

Кристаллическая плотность ВВ — максимально допустимая плотность, при которой заряд ВВ определенного диаметра имеет устойчивую детонацию. Начиная с некоторого предельного диаметра, скорость детонации для данных условий остается постоянной, а ниже критической — становится неустойчивой и затухает.

В практике взрывных работ используют следующие понятия плотности: плотность ВВ — отношение массы ВВ к его объему; плотность патронов ВВ — отношение массы патронов к их объему; плотность заряжения — отношение массы заряда ВВ к объему всей зарядной камеры, включая пустоты. Каждое ВВ имеет свои оптимальные значения плотности, за пределами которых происходит ухудшение взрывчатых характеристик ВВ вплоть до полной потери детонационной способности. При ведении взрывных работ стремятся увеличить плотность заряжения до оптимальных значений и тем самым повысить концентрацию энергии в единице объема.

Плотность однокомпонентных и смесевых ВВ по-разному влияет на скорость детонации. Для однокомпонентных ВВ плотность можно повысить до максимальных значений, при этом скорость детонации будет расти. У механических смесей с увеличением плотности скорость детонации возрастает до максимального значения, соответствующего критической плотности, а далее детонация затухает.

Критическая плотность возрастает с увеличением диаметра заряда. Например, сильно уплотненная аммиачная селитра в аммонитах ведет себя как инертное вещество и, поглощая энергию, делает невозможным распространение детонации по заряду.

§ 4. ТЕПЛОТА И ТЕМПЕРАТУРА ВЗРЫВА

Теплота взрыва — количество тепла, выделяющегося при взрывном превращении 1 кг ВВ, — является одной из основных характеристик при оценке эффективности ВВ при разрушении пород.

Теплоту взрыва определяют теоретически или экспериментально. В качестве стандартных условий применяют температуры 0 и 18°C и давление 10 Па. Чем больше теплота взрыва, тем выше работоспособность ВВ. Поэтому по величине теплоты взрыва можно оценивать эффективность ВВ, а также вычислять температуру продуктов его взрывчатого превращения. Теплоту взрыва можно определить через теплоту образования веществ. Вычисления основывают на термохимическом законе Гесса, согласно которому тепловой эффект реакции зависит не от пути реакции, а только от начального и конечного состояний системы. В соответствии с этим конечный тепловой эффект реакции, т.е. теплота превращения ВВ в продукты взрыва (теплота взрыва Q_v , Дж/моль), равен разности теплот образования продуктов взрыва $Q_{п.в}$ и исходных ВВ или их компонентов $Q_{ВВ}$:

$$Q_v = Q_{п.в} - Q_{ВВ} \quad (5.5)$$

Теплоту взрыва 1 кг ВВ (Дж/кг) рассчитывают по формуле:

$$Q_1 = \frac{Q_v \cdot 1000}{M_{ВВ}}, \quad (5.6)$$

где $M_{ВВ}$ — молекулярная масса ВВ. При взрыве 1 кг промышленного ВВ выделяется от 3,3 до 4,9 МДж тепла.

Теплоту взрыва определяют в специальной калориметрической бомбе, в которой при помощи электрической спирали взрывают заряды массой 1–2 кг. В промышленных условиях применяют бомбы, в которых заряды массой 50–100 г взрывают электродетонатором.

Температура взрыва — температура нагрева продуктов взрыва. Температуру газов вычисляют по формуле:

$$T = \frac{Q_v}{C_v}, \quad (5.7)$$

где T — искомая температура взрыва; Q_v — теплота взрыва ВВ, кДж/моль; $C_v = a + bT$ — средняя теплоемкость всех продуктов взрыва при постоянном объеме, также зависящая от температуры (a и b — эмпирические коэффициенты).

Подставив значение C_v и решив уравнение относительно T , находим:

$$T = \frac{-a + \sqrt{a^2 + 4bQ_v}}{2b}. \quad (5.8)$$

Теплоемкость некоторых газов в зависимости от температуры составляет, Дж/моль·°С:

Двухатомных	$4,8 + 4,3 \cdot 10^{-4} T$
Трехатомных	$7,2 + 4,5 \cdot 10^{-4} T$
Четырехатомных	$10 + 4,5 \cdot 10^{-4} T$
Углекислых	$9 + 5,8 \cdot 10^{-4} T$
Паров воды	$4 + 21,5 \cdot 10^{-4} T$

Знание температуры взрыва дает возможность правильно выбрать сорт ВВ при взрывании в шахтах, опасных по скоплению газа и пыли. Температура взрыва колеблется от 1800 (для предохранительных ВВ) до 4500°С (для гексогена и тэна). При этом максимальная температура, до которой могут нагреваться продукты взрыва, зависит от состава, влажности ВВ и вида образуемых продуктов взрыва. Температура увеличивается при добавке алюминиевой пудры и уменьшается при введении в состав ВВ инертных солей.

В целом мощность ВВ зависит от количества выделяемого тепла, скорости детонации, объема и состава газообразных продуктов взрыва.

Для расчета теплоты взрыва необходимо знать уравнение взрывчатого превращения ВВ. Например, требуется определить теплоту взрыва нитроглицерина, взрывчатое превращение которого протекает следующим образом: $C_3H_5(ONO_2)_3 \rightarrow 3CO_2 + 2,5 H_2O + 1,5 N_2 + 0,25 O_2$. Теплота образования нитроглицерина $Q_{1-2} = 351$ кДж/моль (табл. 5.1).

Теплота образования продуктов взрыва

$$Q_{1-3} = Q_{CO_2} + Q_{H_2O} = 3q_{CO_2} + 2,5q_{H_2O} = 3 \cdot 396 + 2,5 \cdot 241 = 1790 \text{ кДж/моль},$$

где $q_{CO_2} = 396$ кДж/моль и $q_{H_2O} = 241$ кДж/моль. Теплота взрыва

$$Q_{2-3} = Q_{1-3} - Q_{1-2} = 1790 - 351 = 1439 \text{ кДж/моль},$$

где Q_p — теплота взрыва при постоянном давлении.

Теплота взрыва при постоянном объеме Q_V связана с Q_p следующими выражениями:

а) если охлаждение продуктов взрыва идет до 15°С (288 К), то $Q_V = Q_p + 0,572n$;

б) если до 25°С (298 К), то $Q_V = Q_p + 0,592n$ (где n — число молей газообразных продуктов взрыва). Следовательно, если принять температуру среды за 15°С, то $Q_V = 1439 + 0,572(3 + 2,5 + 1,5 + 0,25) = 1439 + 4,2 = 1443,2$ кДж/моль. В расчете на 1 кг ВВ выделившаяся теплота составит

$$Q_1 = \frac{Q_V \cdot 1000}{M_{ВВ}} = \frac{1443 \cdot 1000}{227} = 6357 \text{ кДж/кг}.$$

Таблица 5 1

Вещество	Формула	Относительная молекулярная масса	Теплота образования при постоянном объеме, кДж/моль	Кислородный баланс, %
Вода (жидкая)	H ₂ O	18	283	0
Вода (газ)	H ₂ O	18	241	0
Углекислота (газ)	CO ₂	44	396	0
Оксид углерода (газ)	CO	28	113	-57
Метан (газ)	CH ₄	16	74	-200
Оксид азота (газ)	NO	30	90,5	52,2
Аммиак (газ)	NH ₃	17	43,5	-140
Хлористый водород (газ)	HCl	36,5	91,7	-21,9
Оксид алюминия	Al ₂ O ₃	102	1668	0
Оксид кальция	CaO	56	631,8	-
Углекислый калий	K ₂ CO ₃	138	1146	+34,7
Аммиачная селитра	NH ₄ NO ₃	80	355	+20
Азотнокислый калий	KNO ₃	101	490	+39,6
Перхлорат аммония	NH ₄ ClO ₄	117,5	282	+34
Тротил	C ₇ H ₅ N ₃ O ₅	227	56,5	-74
Динитронафталин	C ₁₀ H ₆ O ₄ N ₂	218	35,2	-
Тетрил	C ₇ H ₅ O ₈ N ₅	287	41,8	-47,4
Гексоген	C ₃ H ₆ O ₆ N ₆	222	87,4	-21,6
Тэн	C ₃ H ₈ O ₁₂ N ₄	316	512,9	-10,1
Нитроглицерин	C ₃ H ₅ (ONO ₂) ₃	227	350,7	+3,5
Нитроглицоль	C ₂ H ₄ (ONO ₂) ₂	152	233,6	0
Коллоидный хлопок (12,2 %)	C _{22,5} H _{28,8} O ₃₆ N _{8,7}	1000	2722,2	-33,5
Гремучая ртуть	Hg(CNO) ₂	284,5	273,6	-11,3
Стеарат кальция	C ₃₆ H ₇₀ O ₄ Ca	607	2686	-
Бумага (целлюлоза)	(C ₆ H ₁₀ O ₅) _x	222	-	-120
Древесная мука	C ₁₅ H ₂₂ O ₁₀	362	-	-137
Торф	-	-	-	-153
Уголь	C	12	-266,7	-
Парафин	C ₂₄ H ₅₀	338,5	-	-346
Алюминий	Al	27	-	-89
Керосин	-	-	-	-343,0
Сернокислый калий	K ₂ SO ₄	-	1442,2	-

§ 5. ОБЪЕМ И ДАВЛЕНИЕ ГАЗОВ ПРИ ВЗРЫВЕ

Объем газов взрыва согласно закону Авогадро равен объему, который занимает 1 моль различных газов при нулевой температуре и давлении $1,01 \cdot 10^5$ Па, и составляет $22,42 \cdot 10^{-3}$ м³. Объем газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ,

$$V_0 = \frac{22,42 (n_1 + n_2 + \dots + n_k)}{m_1 M_1 + m_2 M_2 + \dots + m_n M_n}, \quad (5.9)$$

где n — число молей газообразных продуктов взрыва; m — число молей составных частей, ВВ; M — относительная молекулярная масса составных частей ВВ.

При постоянном давлении и любой температуре газов объем газов взрыва определяют по формуле:

$$V_l = v_0 \left(1 + \frac{T_r}{273} \right), \text{ м}^3/\text{кг}, \quad (5.10)$$

где T_r — температура газов взрыва, °C.

При взрыве заряда выделяются газы, оказывающие огромное давление на окружающую среду. Оно зависит от удельного объема газов, температуры взрыва, плотности заряда и других факторов.

Давление газов взрыва в зарядной камере определяют по выражению:

$$p = \frac{p_0 V_0 T}{273 V}, \quad (5.11)$$

где p_0 и V_0 — при нулевой температуре соответственно атмосферное давление, равное $1,01 \cdot 10^5$ Па, и объем газов взрыва ВВ (м^3) при этом давлении; T — температура взрыва, считая от абсолютного нуля, К; V — объем зарядной камеры, м^3 ; $T = T_C + 273$ К (T_C — температура газов взрыва по Цельсию). Данная формула действительна для идеальных газов.

При плотности заряжания ВВ ($0,5\text{--}1,0$ т/ м^3) большую роль играет коэфф. α , учитывающий собственный объем молекул. Таким образом, формула (5.11) примет следующий вид:

$$p = \frac{p_0 V_0 T}{273 (V - \alpha)}. \quad (5.12)$$

Объем зарядной камеры заменим на плотность заряжания ВВ ($\Delta = M/V$), тогда при $M = 1$ (единичная масса) получим уравнение для расчета давления газов взрыва:

$$p = \frac{p_0 V_0 T}{273 \left(\frac{1}{\Delta} - \alpha \right)} = \frac{p_0 V_0 T \Delta}{273 (1 - \alpha \Delta)}. \quad (5.13)$$

Например, требуется определить давление газов при взрыве заряда тротила, имеющего плотность заряжания $0,9$ кг/ дм^3 , температуру взрыва 2950°C и удельный объем газов взрыва 750 л/кг. Для этого находим температуру взрыва:

$$T = T_C + 273 = 2950 + 273 = 3223\text{ К},$$

затем определяем расчетное давление газов при взрыве 1 кг заряда тротила:

$$p = \frac{1,03 \cdot 750 \cdot 3223}{273 (1 - 0,001 \cdot 750 \cdot 0,9)} = 2,6 \cdot 10^9 \text{ Па}. \quad (5.14)$$

Некоторые данные для расчета реакций взрывчатого превращения и других характеристик приведены в табл. 5.1.

§ 6. ОСНОВЫ ТЕОРИИ ДЕТОНАЦИИ ВВ

Большой вклад в создание теории детонации внесли В.А. Михельсон, С. Чепмен, Е. Жуге, которые связали явление детонации с прохождением по ВВ ударной волны. Положения эти были в дальнейшем развиты и вошли в основу гидродинамической теории детонации, которая нашла отражение в трудах таких крупных ученых как Я.Б. Зельдович, Ю.Б. Харитон, Л.Д. Ландау, К.П. Станюкович и др.

Согласно гидродинамической теории ударная волна, проходящая по ВВ, адиабатически сжимает и разогревает его, тем самым вызывая химическую реакцию. За ударным фронтом (зоной сильного сжатия) следует зона химической реакции, в которой вещество из своего первоначального состояния переходит в конечный продукт разложения. Реакция сопровождается выделением большого количества тепла, которое трансформируется в энергию сжатых газов и передается в головную ударную волну, тем самым компенсируя потери ее энергии на сжатие вещества. Ударная волна, распространяющаяся по ВВ и возбуждающая химическую реакцию (называемая детонационной), в отличие от волны в инертных материалах характеризуется постоянными скоростью, амплитудой и другими параметрами.

Изменение состояния ВВ в детонационной волне и координатах $p - V$ (где V — удельный объем) приведено на рис. 5.1.

Вещество с начальным объемом V_0 (точка A) сжимается в ударной волне до состояния M . При этом начинается химическая реакция и давление p_M достигает максимального значения. Идет развитие реакции с выделением тепла и расширением продуктов взрыва, давление при этом падает, а объем вещества увеличивается. Заканчивается реакция в точке K на ударной адиабате продуктов взрыва, называемой точкой Чепмена-Жуге. Прямая AKM , соединяющая параметры состояния исходного вещества с параметрами всплеска в состоянии максимального сжатия и завершения реакции, называется прямой Михельсона.

Вещество в детонационной волне последовательно проходит все состояния по прямой AKM . Участок AK соответствует зоне сжатия в ударной волне, участок KM — зоне химической реакции. Давление p_M примерно вдвое больше давления p_K .

По гидродинамической теории детонации, разработанной Я.Б. Зельдовичем и Д.Н. Нейманом, ВВ при сжатии характеризуется ударной адиабатой 1 (адиабатой Гюгоньо), а конечные продукты адиабатой 2 (ударной адиабатой продуктов взрыва) (см. рис. 5.1).

Зона сжатия ВВ в ударной волне очень мала (до 0,1 мкм), зона химических реакций зависит от физических и химических

свойств ВВ и имеет протяженность от 0,5 (для азида свинца) до 10 мм (для тротила). Продолжительность химической реакции в детонационной волне составляет 10^{-6} – 10^{-7} с.

Параметры детонационной волны — давление, объем, температура в точке, скорость детонации и скорость распространения продуктов взрыва за фронтом детонации — рассчитывают путем решения системы уравнений, основанных на законах сохранения массы, количества движения, энергии, состояния продуктов детонации и так называемого правила отбора скорости детонации Чепмена — Жуге, согласно которому в точке Жуге скорость детонации (м/с)

$$v_d = \omega + c, \quad (5.15)$$

где ω — скорость движения продуктов взрыва, м/с; c — скорость звука в продуктах, м/с.

Л.Д. Ландау и К.П. Станюковичем предложено уравнение политропы для состояния продуктов взрыва:

$$pV^n = \text{const}, \quad (5.16)$$

где p — давление; V — объем; n — показатель политропы, равный 3 для ВВ плотностью 1–1,2 г/см³.

Давление в плоскости Чепмена — Жуге рассчитывают с учетом основных законов сохранения и приведенных выше уравнений:

$$p_{\text{ж}} = \frac{\rho_0 v_d^2}{n+1} \approx \frac{\rho_0 v_d^2}{4}, \quad (5.17)$$

где ρ_0 — начальная плотность ВВ, кг/м³; v_d — скорость детонации, м/с. Плотность продуктов детонации

$$\rho = \frac{4}{3} \rho_0, \quad (5.18)$$

а скорость движения продуктов взрыва за плоскостью Чепмена — Жуге

$$\omega = \frac{v_d}{n+1} \approx \frac{v_d}{4}. \quad (5.19)$$

Давление, скорость детонации и скорость движения продуктов взрыва связаны зависимостью:

$$p_{\text{ж}} = \rho_0 v_d \omega. \quad (5.20)$$

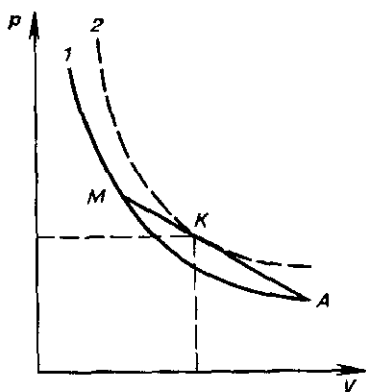


Рис. 5.1. Ударная адиабата

Скорость детонации находится по теплоте взрыва и показателю политропы продуктов взрыва из выражения.

$$v_d = 31,6 \sqrt{2(n^2 - 1) Q}, \quad (5.21)$$

где Q — теплота взрыва, кДж/кг.

Из всех перечисленных параметров ВВ одним из наиболее важных является скорость детонации. Она, в частности, определяет давление в детонационной волне.

§ 7. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА СКОРОСТЬ ДЕТОНАЦИИ ЗАРЯДОВ ВВ

Специфика промышленных ВВ состоит в том, что они являются физически и химически неоднородными системами, чем объясняются особенности их детонации. Промышленные ВВ представляют собой смеси разнородных по химическим и физическим свойствам материалов.

На детонационную способность промышленных ВВ может существенно влиять равномерность смешивания компонентов, а на скорость детонации — диаметр заряда в определенных пределах.

При увеличении диаметра заряда d скорость детонации v_d растет и приближается к максимальному значению (рис. 5.2). Начиная с некоторого *предельного диаметра* $d_{пр}$, скорость детонации близка к предельной. При *критическом диаметре* $d_{кр}$ детонация вообще не может распространяться по заряду, а ниже критического становится неустойчивой и затухает. Критический диаметр — это значение диаметра, ниже которого детонация невозможна. Чем меньше критический диаметр, тем больше детонационная способность ВВ.

Большое влияние на величину $d_{кр}$ оказывает прочность оболочки. У промышленных ВВ $d_{кр}$ открытого заряда колеблется от 4 до 120 мм. При увеличении прочности оболочки $d_{кр}$ резко уменьшается.

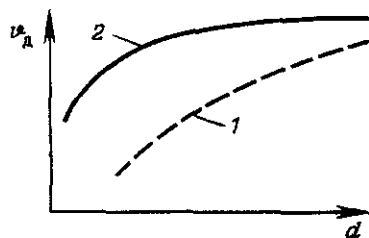


Рис 5.2 Зависимости скорости детонации открытого заряда (1) и в оболочке (2) от его диаметра

Критический диаметр детонации заряда гранулированных ВВ в бумажной оболочке составляет 60–120 мм, а в металлической трубке — 10–30 мм.

Плотность ВВ существенно влияет на устойчивость и скорость детонации. Для индивидуальных ВВ (тротил, гексоген, тэн и др.) с увеличением плотности ширина зоны реакции в детонационной волне сокращается и соответственно уменьшаются $d_{пр}$ и $d_{кр}$.

Для смесевых ВВ (граммониты, аммониты и т.п.) с увеличением плотности вначале $d_{пр}$ и $d_{кр}$ уменьшаются, а затем увеличиваются. У механических смесей с повышением плотности ν_d возрастает до максимального значения, соответствующего критической плотности, а далее детонация затухает. *Критическая плотность* смесевых ВВ — это значение плотности, выше которого детонация становится неустойчивой и затухает. Для увеличения критической плотности в состав ВВ вводят сильные сенсibilизаторы (гексоген, тэн и др.).

На детонационную способность ВВ большое влияние оказывает его *дисперсность*. Так, сокращение размеров частиц приводит к уменьшению $d_{кр}$ зарядов. Гранулированные и грубодисперсные ВВ имеют больший $d_{кр}$ по сравнению с порошкообразными того же состава.

На устойчивость детонации также влияет дисперсность ВВ. Тротил с частицами размером 0,01 мм имеет $d_{кр} = 9$ мм, а с частицами 0,5 мм — 28 мм. Критический диаметр для смесевых ВВ зависит и от процентного соотношения компонентов. Так, с уменьшением содержания тротила в аммонитах с 21 до 5 % он увеличивается от 12 до 25 мм.

§ 8. ХАРАКТЕРИСТИКА ВВ

К физико-химическим характеристикам относятся. плотность, пластичность, слеживаемость, гигроскопичность, водостойкость, расслаиваемость, чувствительность, экссудация, стойкость.

Плотность — это отношение массы ВВ к занимаемому им объему, которое выражается в г/см³, кг/дм³ и т/м³. Она влияет на взрывные характеристики ВВ. Для каждого ВВ существует оптимальная плотность, при которой достигается наибольший эффект при взрыве.

Пластичность — свойство ВВ легко деформироваться, изменяя форму заряда, но при этом сохраняя определенную жесткость. Пластичные ВВ (например, акваниты) по сравнению с порошкообразными обладают повышенной плотностью.

Слеживаемость — способность порошкообразных ВВ терять при хранении сыпучесть и превращаться в плотную массу с потерей восприимчивости к детонации.

Гигроскопичность — способность ВВ поглощать влагу и увлажняться.

Водоустойчивость — способность патронов ВВ при непосредственном соприкосновении с водой сохранять в течение определенного времени взрывчатые свойства. Она повышается при включении в состав ВВ гидрофобных добавок.

Расслаиваемость — свойство ВВ в условиях заряжания и транспортирования терять однородность состава.

Чувствительность ВВ к инициированию — величина начального импульса, необходимого для возбуждения взрыва.

Экссудация — способность ВВ выделять из своего состава жидкие и легкоплавкие компоненты при хранении. Она проявляется у ВВ, состоящих из жидких нитроэфиров.

Стойкость — способность ВВ сохранять химические и физические свойства. Различают химическую и физическую стойкость. Последняя — способность ВВ сохранять неизменными свои физические свойства и структуру. Химическая стойкость ВВ — способность противостоять разложению в течение определенного периода.

К взрывным характеристикам относят теплоту взрыва, объем газов, бризантность, детонацию, работоспособность и старение.

Теплота взрыва — одна из основных характеристик для оценки эффективности ВВ при разрушении пород. При взрыве большинства промышленных ВВ газы нагреваются до 1800–4400°С.

Объем газов — количество газообразных продуктов, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ. Объем газов при взрыве 1 кг промышленных ВВ находится в пределах от 300 до 1000 л/кг и зависит от состава и плотности ВВ.

Бризантность — способность ВВ при взрыве производить дробящее действие на окружающую твердую среду. Различают местное (бризантное) или дробящее действие и общее или фугасное. Бризантное действие взрыва характеризуется изменением породы на контакте с зарядом ВВ. При фугасном действии взрыва породы разрушаются на расстоянии от заряда за счет ударных волн и поршневого действия газов. Бризантность определяется на свинцовых столбиках (проба Гесса) и для большинства ВВ находится в пределах 10–30 мм.

Детонация обусловлена распространением по ВВ детонационной волны, которая вызывает в момент прохождения скачкообразное изменение давления, температуры и плотности ВВ. Скорость детонации заряда ВВ зависит от характеристик самого ВВ (состава, дисперсности, плотности), диаметра и условий взрывания. Скорость детонации определяют методом сравнения

известной скорости детонации шнура с ее значением, полученным при испытании заряда (метод Дотриша).

Работоспособность — способность ВВ при взрыве выполнять механическую работу по разрушению окружающей среды и ее сжатию. Работоспособность определяют в свинцовой бомбе (бомба Трауцля) и на породных образцах. Для испытания ВВ по способу Трауцля применяют бомбу из рафинированного свинца. Она имеет форму цилиндра высотой (200 ± 2) мм, диаметром (200 ± 2) мм, несквозной канал по оси цилиндра глубиной (125 ± 2) мм и диаметром $(25 \pm 0,5)$ мм. Заряд испытуемого ВВ массой $(10 \pm 0,01)$ г в оловянной фольге с детонатором помещают в канал свинцовой бомбы. Свободное пространство засыпают кварцевым песком. После взрыва в бомбе образуется раздутие, величина которого за вычетом начального объема $(61-62 \text{ см}^3)$ и расширения, производимого электродетонатором (30 см^3) , и является мерой относительной работоспособности.

Старение — необратимый процесс ухудшения или полной потери ВВ взрывчатых свойств в течение времени. При старении ВВ ухудшается их чувствительность к внешним воздействиям, а также снижается способность к передаче детонации.

Глава 6

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

В горном деле применяют большое число различных видов ВВ. Для правильной сравнительной оценки при выборе и использовании ВВ их делят на отдельные группы по общим признакам, основными из которых являются: условия применения, характер действия, физическое состояние, химический состав и свойства.

Взрывчатые вещества, которые служат для изготовления средств инициирования (капсюлей-детонаторов, электродетонаторов и детонирующего шнура), обычно выделяют в самостоятельную группу — инициирующие ВВ.

По условиям применения ВВ подразделяют на восемь классов (табл. 6.1).

По характеру действия на окружающую среду промышленные ВВ условно подразделяют на высоkobризантные ВВ (скорость детонации $v_d = 4500-7000 \text{ м/с}$), бризантные ($v_d = 3000-4500 \text{ м/с}$), низkobризантные ($v_d = 2000-3000 \text{ м/с}$) и метательные — порох (скорость взрывного горения $100-400 \text{ м/с}$).

Таблица 6.1

Класс ВВ	Вид ВВ и условия его применения
I	Непредохранительные ВВ для взрывания только на земной поверхности
II	Непредохранительные ВВ для взрывания на земной поверхности и в забоях подземных выработок, в которых либо отсутствует выделение горючих газов или пыли, либо применяется инертизация призабойного пространства, исключающая воспламенение взрывоопасной среды при взрывных работах
III	Предохранительные ВВ для взрывания только по породе в забоях подземных выработок, в которых имеется выделение метана и отсутствует взрывчатая пыль
IV	Предохранительные ВВ для взрывания: по углю и (или) породе или горючим сланцам в забоях подземных выработок, опасных по взрыву угольной или сланцевой пыли при отсутствии метана; или по углю и (или) породе в забоях подземных выработок, проводимых по угольному пласту, в которых имеется выделение метана, кроме забоев, огнесенных к особоопасным по метану при взрывных работах, или для сотрясательного взрывания в забоях подземных выработок
V	Предохранительные ВВ для взрывания по углю и (или) породе в особоопасных по метану при взрывных работах в забоях подземных выработок, проводимых по угольному пласту, когда исключен контакт боковой поверхности шпурового заряда с метановоздушной смесью, находящейся либо в пересекающих шпур трещинах горного массива, либо в выработке
VI	Предохранительные ВВ для взрывания: по углю и (или) породе в особоопасных по метану при взрывных работах в забоях подземных выработок, проводимых в условиях, когда возможен контакт боковой поверхности шпурового заряда с метановоздушной смесью, находящейся либо в пересекающих шпур трещинах горного массива, либо в выработке; или в угольных и смешанных забоях восстающих (с углом более 10°) выработок, в которых выделяется метан, при длине выработок более 20 м и проведении их без предварительно пробуренных скважин, обеспечивающих проветривание за счет общешахтной депрессии
VII	Предохранительные ВВ и изделия из предохранительных ВВ IV–VII классов для ведения специальных взрывных работ (для водораспыления и распыления порошкообразных ингибиторов, для взрывного перебивания деревянных стоек при посадке кровли, при ликвидации завесаний горной массы, в углеспускных выработках, для дробления негабаритов) в забоях подземных выработок, в которых возможно образование взрывоопасной концентрации метана и угольной пыли
Специальный (С)	Непредохранительные и предохранительные ВВ и изделия из них, предназначенные для специальных взрывных работ, кроме забоев подземных выработок, в которых возможно образование взрывоопасной концентрации метана и угольной пыли

Примечания. 1. Степень опасности забоев по метану при взрывных работах установлена специальными инструкциями и другими нормативными документами, утвержденными в установленном порядке.

2. Перечень конкретных видов подземных выработок, в которых необходимо применять ВВ соответствующих классов, установлен Едиными правилами безопасности при взрывных работах и другими нормативными документами, согласованными с Госгортехнадзором РФ.

По физическому состоянию промышленные ВВ классифицируют на порошкообразные, гранулированные, прессованные, литые и водонаполненные (льющиеся), по химическому составу и свойствам — на аммиачноселитренные, нитропроизводные и их сплавы, на основе жидких эфиров, хлоратные и перхлоратные и пороха. В настоящее время при ведении горных работ широко применяют лишь три первые группы ВВ и пороха.

Следует отметить, что иногда по химическому составу промышленные ВВ подразделяют на две основные группы — индивидуальные и смесевые. К индивидуальным относят химически однородные вещества (тротил, нитроглицерин, пирокселин, нитроглицоль, тол, гранулотол, тэн, гексоген, октоген, тетрил и др.). Среди смесевых ВВ, состоящих из двух и более механически смешанных веществ (как взрывчатых, так и невзрывчатых) выделяют аммиачноселитренные (аммониты, динафталиты, граммониты, акваниты, игданиты, ифзаниты, победиты) и нитроэфирсодержащие (динамиты, победиты, детониты и др.).

Для придания определенных свойств при изготовлении смесевых ВВ в их состав вводят следующие компоненты: горючие вещества, окислители, сенсibilизаторы, стабилизаторы, флегматизаторы и пламегасители (последние только в составе предохранительных ВВ).

Горючие вещества вводят в состав ВВ для увеличения количества энергии, выделяемой при взрыве. В качестве горючих веществ используют твердые или жидкие компоненты (как правило, невзрывчатые, типа тонкоизмельченного угля, древесной муки, солярового масла), богатые углеродом и водородом, или пудры (алюминия, магния и т.д.), способные легко окисляться и выделять большое количество тепла и газов. Роль горючих веществ выполняют также некоторые взрывчатые компоненты (тротил, гексоген и т.п.), имеющие в своем составе недостаточное количество кислорода для полного окисления углерода. При этом часть углерода реагирует с избыточным кислородом окислителя, повышая тем самым общую энергию взрыва.

Окислители содержат избыточный кислород и их вводят в состав ВВ для окисления горючих элементов. В качестве окислителя применяют аммиачную, калиевую и натриевую селитры, перхлораты калия и натрия, жидкий кислород и т.д.

Сенсибилизаторы — вещества, вводимые в состав ВВ для повышения его чувствительности к восприятию и передаче детонации. В качестве сенсибилизаторов обычно используют чувствительные мощные ВВ: тротил, нитроглицерин, нитроглицоль, гексоген и т.п. Иногда роль сенсибилизатора выполняют и

невзрывчатые вещества, такие, как соляровое масло (не более 6 %), уголь или древесная мука.

Стабилизаторы — вещества, вводимые в состав ВВ для повышения их химической и физической стойкости. В качестве стабилизатора в аммонитах используют древесную, жмыховую и торфяную муку, а в динамитах — мел и соду. Стабилизаторы, применяемые в аммонитах, выполняют также роль горючих добавок и разрыхлителей, уменьшая слеживаемость ВВ.

Флегматизаторы вводят в состав ВВ для снижения чувствительности его к механическим воздействиям. В качестве флегматизатора используют вазелин, различные масла, тальк, парафин и т.п. Эти вещества обволакивают частицы ВВ, не вступая с ними в реакцию, и тем самым снижают его чувствительность к механическим воздействиям.

Пламегасители — вещества, добавляемые в состав ВВ для снижения температуры взрыва и уменьшения вероятности воспламенения метано- и пыле-воздушных смесей в шахтах. В качестве пламегасителей применяют хлористый натрий, хлористый калий и т.п.

Индивидуальные ВВ по экономическим соображениям, а также из-за высокой чувствительности многих из них используют преимущественно как компоненты смесевых ВВ и для изготовления средств инициирования.

Выбор ВВ, имеющих разные взрывчатые физические и химические свойства, осуществляют с учетом характера решаемых задач и условий ведения взрывных работ.

§ 2. ИНДИВИДУАЛЬНЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ХИМИЧЕСКИЕ СОЕДИНЕНИЯ

Взрывчатыми соединениями, применяемыми в чистом виде или для приготовления взрывчатых смесей, являются нитроглицерин, нитроглицоль, тэн, тротил, гексоген, динитронафталин, тенерес, азид свинца, гремучая ртуть и др. Они относятся соответственно к следующим классам химических соединений: эфирам спиртов, нитросоединениям, солям азотистоводородной кислоты и гремучей ртути. Из перечисленных взрывчатых соединений в чистом виде в качестве промышленного ВВ применяют в основном тротил, а остальные используют в качестве компонентов смесевых промышленных ВВ. Такие ВВ, как тэн, гексоген, тенерес, гремучая ртуть и азид свинца, широко используют в качестве инициирующих.

Азотнокислые эфиры спиртов. *Нитроглицерин* (тринитроглицерин) $C_3H_5(ONO_2)_3$ — продукт нитрования глицерина азотной кислотой в присутствии серной кислоты. В чистом виде нитроглицерин — это бесцветная прозрачная маслянистая жид-

кость без запаха, которая при температуре $+13^{\circ}\text{C}$ переходит в твердое состояние (замерзает). В обычных условиях слабо летуч.

Нитроглицерин очень чувствителен к механическим и тепловым воздействиям ВВ. Он обладает высокой удельной энергией взрыва и детонационной способностью. Теплота взрыва — $6,3 \text{ МДж/кг}$. Кислородный баланс нитроглицерина близок к нулю. Плотность — $1,6 \text{ г/см}^3$.

Нитрогликоль (динитрогликоль) $\text{C}_2\text{H}_4(\text{ONO}_2)_2$ — продукт нитрования гликоля. Это прозрачная без запаха жидкость сладковатого вкуса. Обладает значительно большей, чем нитроглицерин, летучестью и токсичностью. Температура замерзания — $(-22)^{\circ}\text{C}$; плотность — $1,49 \text{ г/см}^3$. Нитрогликоль — мощное ВВ с нулевым кислородным балансом. Теплота взрыва — $6,8 \text{ МДж/кг}$. По взрывчатым характеристикам он близок к нитроглицерину. Нитрогликоль применяют в смеси с нитроглицерином при изготовлении смесевых ВВ (динамитов, детонитов, победитов и др.).

Нитросоединения. Взрывчатыми нитросоединениями называют ВВ, которые содержат богатую кислородом нитрогруппу NO_2 .

К нитросоединениям относятся тротил, динитронафталин, гексоген, тетрил, пикриновая кислота, октоген и др.

Тротил (тринитротолуол, тол) — продукт нитрации толуола. Это кристаллический порошок светло-желтого цвета, нерастворимый в воде. Химически стоек. Теплота взрыва — $4,2 \text{ МДж/кг}$; температура плавления — $(+80)^{\circ}\text{C}$, температура вспышки — $280-300^{\circ}\text{C}$; плотность кристалла — $1,66 \text{ г/см}^3$. Обладает хорошими детонационными способностями. Малочувствителен к внешним воздействиям. Широко используют в качестве компонента промышленных ВВ, и довольно часто в чистом виде, имеет отрицательный кислородный баланс (-74%). Легко детонирует от капсюля-детонатора.

Выпускают тротил в порошкообразной гранулированной, чешуйчатой, прессованной и литой формах.

Гранулированный тротил (гранулы желтого цвета диаметром 5 мм) применяют как самостоятельное ВВ (гранулотол), а также для изготовления граммонита, ифзанита и других ВВ. Он служит для взрывания в обводненных условиях. Чешуйчатый тротил — слабобризантное ВВ, используют его для изготовления граммонитов и водонаполненных ВВ; прессованный имеет повышенные взрывчатые свойства и служит для изготовления шашек-детонаторов, а литой — для кумулятивных зарядов и шашек-детонаторов.

Алюмотол — гранулированная смесь тротила с порошком алюминия. Выпускается в виде гранул диаметром 5 мм , плотность гранул — $1,5 \text{ г/см}^3$; теплота взрыва — $5,3-5,6 \text{ МДж/кг}$; работоспособность в воде — $420-440 \text{ см}^3$; бризантность сухого алюмо-

тола — 14–16 мм, в воде — 26–30 мм; скорость детонации сухого алюмотола—4000 м/с, в воде — 6000–6300 м/с; критический диаметр—40 мм. Алюмотол необходимо применять только в водонаполненном состоянии или в насыщенном растворе аммиачной селитры.

Динитронафталин $C_{10}H_6O_4N_2$ — однородный порошок или гранулы серо-желтого цвета. Динафталин малочувствителен к механическим воздействиям и плохо восприимчив к детонации. Взорвать его можно лишь в крупных зарядах с помощью больших промежуточных детонаторов из мощных ВВ. Теплота взрыва — 3,8 МДж/кг; плотность — 1 г/см³. Влажность не должна превышать 0,5 %. Применяется как компонент при изготовлении некоторых сортов аммиачноселитренных ВВ (динафталатов).

Соли азотной кислоты. К однородным взрывчатым соединениям можно отнести также аммиачную селитру. Это кристаллический порошок белого цвета с плотностью 1,7 г/см³.

Аммиачная селитра NH_4NO_3 (нитрат аммония) является наиболее распространенным окислителем в промышленных ВВ. В сухом состоянии представляет собой сыпучий кристаллический порошок белого цвета, горьковатый на вкус. Отрицательные свойства аммиачной селитры — гигроскопичность и слеживаемость. Для снижения слеживаемости аммиачную селитру гранулируют или вводят в нее специальные добавки.

Следует отметить, что аммиачную селитру можно применять как самостоятельное промышленное ВВ в очень ограниченных случаях, так как она обладает низкими детонационной способностью и чувствительностью к начальному импульсу и малой удельной энергией взрыва. Продукты взрыва ее содержат большое количество вредных газов (оксидов азота).

Калиевую и натриевую селитры не относят к взрывчатым веществам. Они являются только носителями кислорода и их широко применяют при изготовлении многих ВВ.

Аммоналы — смеси порошкообразной аммиачной селитры и тротила с металлической горючей добавкой — алюминиевой пудрой. Аммоналы в гранулированном состоянии называются грамоналами.

Динамоны — смеси аммиачной селитры с жидкими или твердыми горючими добавками (соляровое масло, древесная мука, сажа, алюминиевая пудра и т.д.). Динамоны в гранулированном состоянии называются гранулитам.

К динамонам относят *игданиты* — простейшие ВВ, готовящиеся непосредственно на местах работ и состоящие из гранулированной (или чешуйчатой) аммиачной селитры, пропитанной небольшим количеством жидкого горючего (солярового масла

или дизельного топлива). Игданиты — самые дешевые ВВ из всех применяемых в горной промышленности и пригодны для механизированного заряжания.

Водосодержащими называют ВВ, имеющие в своем составе в качестве жидкого наполнителя и пластифицирующего материала водные гели. Они мало восприимчивы к детонационному импульсу, детонируют только от мощного детонатора типа тротиловой шашки, патрона скального аммонита или детонита. Водосодержащие ВВ применяют как при открытых работах — акватолах и ифзанитах, так и на подземных — акванитах.

Акватолах — водосодержащие ВВ, предназначенные только для применения на открытых горных выработках. Характеризуются отрицательным кислородным балансом (от -15 до -25%).

Акватолах 65/35 и М-15 изготавливаются заводским способом на специальных установках в виде сухих полуфабрикатов, содержащих гранулированную селитру, чешуйчатый тротил и загуститель. Для заряжания скважин используют смесительно-зарядные машины типа «Акватолах».

Горячельющиеся водосодержащие ВВ — это насыщенный горячий (75°C) раствор аммиачной селитры, смешанной с тротилом. Смесь следует заливать в скважину при температуре, сохраняющей хорошую текучесть.

Таким способом изготавливают так называемые горячельющиеся акватолах и ифзаниты.

Ифзаниты — аммиачноселитренные ВВ; твердые компоненты — гранулированная аммиачная селитра и гранулол (или дисперсный алюминий), жидкая фаза — насыщенный раствор аммиачной селитры. Теплота взрыва — $2,9\text{--}4,6$ МДж/кг. Температура насыщения зависит от состава ВВ. При охлаждении в скважине эти смеси затвердевают и представляют твердую массу. На горных предприятиях используют мощные комплексы для приготовления ифзанитов и их механизированного заряжания.

Акваниты и акваналы предназначены для подземных работ, поскольку имеют кислородный баланс, близкий к нулевому. Часто их называют пластичными водосодержащими ВВ. В зависимости от содержания воды они могут быть либо жидкотекучими, либо тестообразными. Пластичный акванит 2 и акванал 1 применяются для заряжания шпуров и скважин.

Водосодержащие ВВ благодаря высокой плотности заряжания обеспечивают значительную объемную концентрацию энергии в шпуре и скважинах и являются эффективными промышленными ВВ.

§ 3. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВВ НА ОСНОВЕ АММИАЧНОЙ СЕЛИТРЫ

В настоящее время широкое применение получили ВВ, основной частью которых является аммиачная селитра.

Это объясняется прежде всего доступностью исходного сырья, а также простотой и безопасностью технологии его получения и переработки.

Промышленные взрывчатые вещества на основе аммиачной селитры представляют собой механические смеси аммиачной селитры с другими ВВ или с горючими невзрывчатыми веществами. Во взрывчатых веществах этой группы она выполняет роль окислителя. ВВ на основе аммиачной селитры безопасные в обращении, поддаются различным видам технологической обработки, имеют низкую стоимость.

По своим свойствам ВВ на основе аммиачной селитры делятся на несколько групп: акваниты, акватолы, аммоналы, граммоналы, аммониты, граммониты, гранулиты, динамоны, игданины.

Аммониты — самые распространенные ВВ на основе аммиачной селитры — представляют собой порошкообразные смеси аммиачной селитры с тротилом (реже с гексогеном, динитронафталином) и невзрывчатыми горючими компонентами. Соотношение компонентов взрывчатой смеси рассчитывается так, чтобы кислородный баланс аммонитов был близок к нулевому, поскольку они применяются как при открытых, так и при подземных горных работах.

С целью повышения водоустойчивости аммонитов, т.е. способности их сохранять взрывчатые свойства при погружении в воду, используют водоустойчивую селитру марок ЖВ и ЖВФ, а также различные добавки, например парафин, асфальтит и др.

Наиболее распространенным ВВ является аммонит № 6 ЖВ, который часто принимают за эталон при сравнительной оценке взрывчатых свойств ВВ.

Аммониты выпускают в порошкообразном, патронированном, прессованном и шнекованном видах. Индексы аммонитов означают: ЖВ — марка водоустойчивой селитры, АП — аммонит предохранительный, К — марка малослеживающейся аммиачной селитры с добавкой красителя (фуксина) для уменьшения слеживаемости.

К недостаткам аммонитов относятся малая плотность, слеживаемость, гигроскопичность, низкая водоустойчивость, недостаточная мощность при взрывании крупноблочных крепких скальных пород.

Динафталит — промышленное ВВ, основными компонентами которого являются аммиачная селитра и динитронафталин,

сыпучий порошок песочно-желтого цвета. Малочувствителен к механическим воздействиям. Применяется в патронированном виде при открытых и подземных работах с ручным заряданием шпуров, распространен ограниченно.

Граммониты — смесь гранулированной аммиачной селитры и тротила. Наиболее широкое применение нашли граммониты, состоящие из смеси аммиачной селитры с наплавленным на них тротилом или чешуйчатым тротилом, а также водоустойчивые граммониты, представляющие собой гранулы селитры, закапсюлированные в оболочку из тротила.

Выпускают граммониты следующих марок: 79/21Б — смесь гранул селитры с наплавленным на них тротилом; 79/21В — смесь гранулированной селитры с чешуйчатым тротилом; 30/70 — смесь гранул селитры с гранулолом; 30/70В — водоустойчивые граммониты, представляющие собой гранулы селитры, закапсюлированные в оболочку тротила. В граммоналы, кроме тротила, входит алюминий.

§ 4. НИТРОГЛИЦЕРИНОВЫЕ ВВ

ВВ, содержащие в своем составе в качестве основного компонента нитроглицерин, называют нитроглицериновыми.

Нитроглицериновые ВВ делятся на высокопроцентные желатинированные или пластичные ВВ (динамиты) и низкопроцентные порошкообразные ВВ, содержащие не более 15 % жидких нитроэфиров (победиты, детониты). В качестве нитроэфиров применяют нитроглицерин и нитроглицоль. Нитроглицериновые ВВ обладают высокой мощностью, водоустойчивостью и детонационной способностью.

Динамиты — смесь нитроглицерина, нитрогликоля, аммиачной селитры и инертных добавок. Они представляют собой пластичную светлую или желто-бурую массу, весьма чувствительную к удару, пламени и трению. При длительном хранении динамиты самоуплотняются и теряют способность к детонации. Этот процесс называется старением. Достоинствами динамитов являются высокая мощность, хорошие детонационные свойства и чувствительность к начальному импульсу, высокая плотность и пластичность, абсолютная водоустойчивость. Поэтому их целесообразно применять при отбойке трудновзрываемых пород в обводненных условиях. Из-за высокой стоимости в настоящее время применяются ограниченно.

Победиты содержат аммиачную селитру, небольшое количество нитропроизводных ароматического ряда, горючие добавки, соли и нитроэфиры. Победиты выпускаются с водоустойчивой

аммиачной селитрой и могут применяться в обводненных условиях. Они относятся к предохранительным ВВ и могут использоваться в шахтах, опасных по газу или пыли.

Детониты — порошкообразные ВВ (с увеличенным содержанием нитроэфиров приближаются к пластичным) — относятся к не-предохранительным ВВ. Они состоят из аммиачной селитры, тротила, алюминиевой пудры и нитроэфира. Патроны детонита имеют плотность 1,15–1,20 г/см³, что обеспечивает получение при взрывании высокого качества дробления массива горных пород.

При работе с детонитами необходимо соблюдать осторожность, защищая руки от действия нитроэфиров, не допуская просыпания ВВ из пачек и патронов.

Применение детонитов, несмотря на их сравнительно высокую стоимость, весьма эффективно и экономически выгодно при взрывании крепких крупноблочных пород.

§ 5. ПОРОХА И ОКСИЛИКВИТЫ

Пороха. Различают две разновидности порохов: дымный и бездымный. Дымные способны к взрывному горению, а бездымные — к взрывному горению и детонации. При взрывном горении пороха обладают метательными свойствами, при детонации — как метательными, так и бризантными.

При ведении горных работ широко используют дымные (так называемые минные) пороха. Их применяют также при добыче штучного камня. Дымные пороха неводоустойчивы, чувствительны к действию огня.

Бездымными порохами называют ВВ, изготовленные из нитратов целлюлозы с различным содержанием азота путем растворения их во взрывчатых и невзрывчатых растворителях. Они характеризуются следующими физическими и взрывными свойствами: плотность — 1,5–1,65 г/см³, насыпная плотность — 0,6–0,9 кг/дм³, бризантность — 6–24 мм, работоспособность — 180–360 см³, скорость детонации — 3500–8000 м/с, температура вспышки — 180–200°С, теплота взрыва — 2,9–4,6 МДж/кг.

В зависимости от технологии приготовления и их свойств бездымные пороха делятся на пироксилиновые и нитроглицериновые.

Пироксилиновые пороха представляют группу нитроцеллюлозных бездымных порохов. Они могут применяться для взрывания пород различной крепости.

Нитроглицериновые пороха представляют собой твердую желатиновую массу, полученную в результате пластификации нитроцеллюлозы нитроглицерином или другими нитроэфирами. В зависимости от состава характеризуются следующими физическими

и взрывчатыми свойствами: теплота взрыва — 2,9–5,0 МДж/кг, работоспособность — 180–360 см³, бризантность — 6–12 мм, скорость детонации — 3,5–8 км/с, температура вспышки — 180–200°C, действительная плотность — 1,5–1,65 г/см³, насыпная плотность — 0,6–0,9 г/см³.

При зарядании пороха электризуются. Искровой разряд способен вызвать вспышку пороховой пыли. Для снижения электризующей способности порохов их смачивают. Предусматривается также отвод статического электричества путем устройства заземлителей.

Оксиликвиты. Они представляют смесь жидкого кислорода с горючими веществами, являющимися одновременно поглотителями: активированный древесный уголь, торфяной мох, солома, бумажная масса. Жидкий кислород представляет собой подвижную жидкость голубоватого цвета с температурой — 182,5°C. Оксиликвиты чувствительны к пламени и удару, безотказно детонируют от КД и ДШ, быстро теряют взрывные свойства вследствие испарения кислорода. Их обычно изготавливают на месте производства взрывных работ непосредственно перед заряданием. Скорость детонации колеблется в пределах 2000–5000 м/с, работоспособность — 250–600 м³. Теплота взрыва достигает 8,9 МДж/кг, бризантность — 16–21 мм. Оксиликвиты в настоящее время в России не применяются.

§ 6. ИНИЦИИРУЮЩИЕ ВВ

Иницирующими называются ВВ, взрыв в небольших (< 1 г) количествах которых служит начальным импульсом для возбуждения детонации промышленных ВВ. Отличительной их особенностью является весьма быстрое, почти мгновенное нарастание скорости разложения. Возбуждение взрыва иницирующих ВВ осуществляется от теплового импульса — луча пламени или ОШ и электровоспламенителя.

Порошкообразные иницирующие ВВ очень опасны в обращении из-за высокой чувствительности к огню, удару и трению. В прессованном виде чувствительность к внешним воздействиям снижается. При увлажнении они теряют свои взрывчатые свойства.

По чувствительности эти ВВ условно разделяются на две группы: первичные и вторичные.

Первичные иницирующие ВВ предназначены для восприятия теплового импульса и передачи энергии в форме детонации заряду вторичного иницирующего ВВ. Они имеют большую плотность. К ним относятся гремучая ртуть, азид свинца и тенерес.

Гремучая ртуть $\text{Hg}(\text{CNO})_2$ — ртутная соль гремучей кислоты — образуется в результате взаимодействия растворенной в азотной кислоте металлической ртути и этилового спирта. Она представляет собой мелкокристаллический порошок белого или серого цвета. Скорость детонации ее — 5400 м/с. Теплота взрыва — 1,8 МДж/кг. В воде растворяется слабо, при влажности 10 % не взрывается, а при влажности 30 % не горит, поэтому средства взрывания, снаряженные гремучей ртутью, необходимо предохранять от увлажнения.

Азид свинца $\text{Pb}(\text{N}_3)_2$ — свинцовая соль азотисто-водородной кислоты — образуется из азиды натрия путем замещения натрия свинцом, представляет собой тонкокристаллический порошок белого или светло-серого цвета, который при хранении приобретает желтый цвет. Не растворяется в воде, взрывается даже при влажности 30 %. Азид свинца плохо прессуется, менее чувствителен по сравнению с гремучей ртутью к огню и обладает более мощной инициирующей способностью. Скорость детонации 5200 м/с. Теплота взрыва — 1,5 МДж/кг.

Тенерес (тринитрорезорцинат свинца ТНРС) $\text{C}_6\text{H}(\text{NO}_2)_3\text{Pb} \cdot \text{H}_2\text{O}$ — соль стифниковой кислоты — получается при взаимодействии тринитрорезорцината натрия и азотнокислого свинца. Представляет собой золотисто-желтый кристаллический порошок. Физически и химически стоек, водоустойчив, с металлами не реагирует, взрывается от удара, трения, искр, однако его чувствительность значительно ниже, чем гремучей ртути. Так как его инициирующая способность ниже, чем у гремучей ртути и азиды свинца, то как самостоятельное ВВ не используется, а его применяют совместно с азидом свинца в качестве чувствительной подсыпки. Теплота взрыва — 1,2 МДж/кг.

Вторичные инициирующие ВВ (тетрил, гексоген, тэн) служат для усиления детонации первичных инициирующих взрывчатых веществ и передачи мощного импульса основному заряду ВВ. Обладают меньшей чувствительностью и значительно высокой работоспособностью по сравнению с первичными. Из-за малой чувствительности к внешним воздействиям они более безопасны.

Тетрил $\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{N} < \begin{smallmatrix} \text{CH}_3 \\ \text{O}_2 \end{smallmatrix}$ — кристаллический порошок,

бледно-желтого цвета, не растворяется в воде, в реакцию с металлами не вступает, от огня загорается, а иногда и взрывается. Применяют его для снаряжения детонаторов в качестве вторичного инициирующего ВВ. Теплота взрыва — 4,6 МДж/кг.

Гексоген $\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_3(\text{NO}_2)_3$ — кристаллический белый порошок с плотностью 1,7 г/см³. Обладает высокой чувствительностью к

внешним воздействиям, от огня горит, но не взрывается. Теплота взрыва — 5,5 МДж/кг. Применяется в качестве вторичного инициирующего ВВ, а также для изготовления ДШ, детонаторов и скальных аммонитов.

Тэн $\text{C}(\text{CH}_2\text{ONO}_3)_4$ — кристаллический порошок белого цвета, без запаха и вкуса, плотность — 1,77 г/см³. Он не растворяется в воде и не теряет взрывчатых свойств. Теплота взрыва — 5,7 МДж/кг. Очень чувствителен к внешним механическим воздействиям. Температура плавления — 141–142°C, горит спокойно, с металлами не взаимодействует.

Применяют как вторичное инициирующее ВВ для снаряжения капсюлей-детонаторов и детонирующих шнуров.

§ 7. ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ ВВ

Предохранительными называют ВВ, содержащие пламегасящие добавки или упакованные в предохранительные оболочки. Применяются для ведения горных работ в шахтах, опасных по газу и пыли.

Классификация предохранительных ВВ (ПВВ) по области применения, а также составу и свойствам приведена в § 1 настоящей главы.

Для понижения температуры продуктов взрыва в момент их образования и предотвращения возможности вспышки взрывоопасных метано-воздушной и пыле-газовых смесей вводятся пламегасители. Они используются также для изготовления предохранительных оболочек.

В результате введения в состав ПВВ пламегасителей и инертных солей температура взрыва и мощность снижаются. В качестве сенсibilизаторов используют нитроэфиры.

Добавка нитроэфиров особенно важна в предохранительных ВВ, энергия и чувствительность которых ослаблены содержанием инертных пламегасителей. Выпускаемые промышленностью угленит Э-6, победит ВП-4, угленит № 5, серный аммонит № 1 ЖВ, нефтяной аммонит № 3 ЖВ, аммонит АП-5 ЖВ и другие ВВ содержат инертные соли и жидкие нитроэфиры.

Победит ВП-4 — мощное предохранительное ВВ, предназначенное для обводненных, чисто породных забоев шахт всех категорий. Замерзшие патроны победита требуют очень осторожного обращения и перед употреблением должны быть оттаяны.

Угленит № 5 — маломощное высокопредохранительное ВВ, которое может применяться при взрывании открытыми зарядами породы и угля в шахтах, опасных по газу или пыли. В комбинации с более мощными ВВ можно применять для взрывания шпуров в сухих забоях.

Гремучая ртуть $\text{Hg}(\text{CNO})_2$ — ртутная соль гремучей кислоты — образуется в результате взаимодействия растворенной в азотной кислоте металлической ртути и этилового спирта. Она представляет собой мелкокристаллический порошок белого или серого цвета. Скорость детонации ее — 5400 м/с. Теплота взрыва — 1,8 МДж/кг. В воде растворяется слабо, при влажности 10 % не взрывается, а при влажности 30 % не горит, поэтому средства взрывания, снаряженные гремучей ртутью, необходимо предохранять от увлажнения.

Азид свинца $\text{Pb}(\text{N}_3)_2$ — свинцовая соль азотисто-водородной кислоты — образуется из азида натрия путем замещения натрия свинцом, представляет собой тонкокристаллический порошок белого или светло-серого цвета, который при хранении приобретает желтый цвет. Не растворяется в воде, взрывается даже при влажности 30 %. Азид свинца плохо прессуется, менее чувствителен по сравнению с гремучей ртутью к огню и обладает более мощной иницирующей способностью. Скорость детонации 5200 м/с. Теплота взрыва — 1,5 МДж/кг.

Генерес (тринитрорезорцинат свинца ТНРС) $\text{C}_6\text{H}(\text{NO}_2)_3\text{Pb} \cdot \text{H}_2\text{O}$ — соль стифниковой кислоты — получается при взаимодействии тринитрорезорцината натрия и азотнокислого свинца. Представляет собой золотисто-желтый кристаллический порошок. Физически и химически стоек, водостойчив, с металлами не реагирует, взрывается от удара, трения, искр, однако его чувствительность значительно ниже, чем гремучей ртути. Так как его иницирующая способность ниже, чем у гремучей ртути и азид свинца, то как самостоятельное ВВ не используется, а его применяют совместно с азидом свинца в качестве чувствительной подсыпки. Теплота взрыва — 1,2 МДж/кг.

Вторичные иницирующие ВВ (тетрил, гексоген, тэн) служат для усиления детонации первичных иницирующих взрывчатых веществ и передачи мощного импульса основному заряду ВВ. Обладают меньшей чувствительностью и значительно высокой работоспособностью по сравнению с первичными. Из-за малой чувствительности к внешним воздействиям они более безопасны.

Тетрил $\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{N} < \begin{smallmatrix} \text{CH}_3 \\ \text{O}_2 \end{smallmatrix}$ — кристаллический порошок,

бледно-желтого цвета, не растворяется в воде, в реакцию с металлами не вступает, от огня загорается, а иногда и взрывается. Применяют его для снаряжения детонаторов в качестве вторичного иницирующего ВВ. Теплота взрыва — 4,6 МДж/кг.

Гексоген $\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_3(\text{NO}_2)_3$ — кристаллический белый порошок с плотностью 1,7 г/см³. Обладает высокой чувствительностью к

внешним воздействиям, от огня горит, но не взрывается. Теплота взрыва — 5,5 МДж/кг. Применяется в качестве вторичного инициирующего ВВ, а также для изготовления ДШ, детонаторов и скальных аммонитов.

Тэн $C(CH_2ONO_3)_4$ — кристаллический порошок белого цвета, без запаха и вкуса, плотность — 1,77 г/см³. Он не растворяется в воде и не теряет взрывчатых свойств. Теплота взрыва — 5,7 МДж/кг. Очень чувствителен к внешним механическим воздействиям. Температура плавления — 141–142°C, горит спокойно, с металлами не взаимодействует.

Применяют как вторичное инициирующее ВВ для снаряжения капсюлей-детонаторов и детонирующих шнуров.

§ 7. ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ ВВ

Предохранительными называют ВВ, содержащие пламегасящие добавки или упакованные в предохранительные оболочки. Применяются для ведения горных работ в шахтах, опасных по газу и пыли.

Классификация предохранительных ВВ (ПВВ) по области применения, а также составу и свойствам приведена в § 1 настоящей главы.

Для понижения температуры продуктов взрыва в момент их образования и предотвращения возможности вспышки взрывоопасных метано-воздушной и пыле-газовых смесей вводятся пламегасители. Они используются также для изготовления предохранительных оболочек.

В результате введения в состав ПВВ пламегасителей и инертных солей температура взрыва и мощность снижаются. В качестве сенсibilизаторов используют нитроэфиры.

Добавка нитроэфиров особенно важна в предохранительных ВВ, энергия и чувствительность которых ослаблены содержанием инертных пламегасителей. Выпускаемые промышленностью угленит Э-6, победит ВП-4, угленит № 5, серный аммонит № 1 ЖВ, нефтяной аммонит № 3 ЖВ, аммонит АП-5 ЖВ и другие ВВ содержат инертные соли и жидкие нитроэфиры.

Победит ВП-4 — мощное предохранительное ВВ, предназначенное для обводненных, чисто породных забоев шахт всех категорий. Замерзшие патроны победита требуют очень осторожного обращения и перед употреблением должны быть оттаяны.

Угленит № 5 — маломощное высокопредохранительное ВВ, которое может применяться при взрывании открытыми зарядами породы и угля в шахтах, опасных по газу или пыли. В комбинации с более мощными ВВ можно применять для взрывания шпуров в сухих забоях.

Угленит Э-6 — ВВ повышенной предохранительности, предназначенное для взрывания по углю в шахтах, опасных по метану или угольной пыли. Мощность его меньше, чем у аммонита ПЖВ-20, поэтому расход больше на 40—60 %. Несмотря на это, угленит Э-6 применяют в угольных шахтах с обильным метановыделением.

Аммониты серный № 1 ЖВ и нефтяной № 3 ЖВ являются предохранительными ВВ специального назначения.

Аммонит АП-5 ЖВ — порошкообразное ВВ с видимыми крупными частицами соли, характеризуется достаточно высокими взрывчатыми характеристиками.

К ПВВ предъявляются следующие требования: температура взрыва должна быть не более 2600°С, детонация устойчивая, кислородный баланс близок к нулю.

§ 8. СРЕДСТВА БЕСПЛАМЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ

В шахтах в условиях повышенной опасности (по газу и пыли) применяется беспламенное взрывание. При данном способе породы и уголь разрушаются за счет газов высокого давления, образующихся в металлических цилиндрах (патронах, гильзах), которые срезают специально установленные диски, диафрагмы и выбрасываются через выхлопные отверстия разрядных головок. Применение беспламенного взрывания допускается при содержании метана в воздухе до 2 %.

Средства беспламенного взрывания отличаются предохранительными свойствами. Различают способы беспламенного взрывания с применением патронов гидрокс, аэрдокс и кардокс.

Гидрокс (рис. 6.1) состоит из металлической гильзы 5, (диаметр 54 мм, длина 1320 мм) и заряда БВ-48 (масса 270 г). Металлическая гильза закрыта зарядной 7 и разрядной 1 головками. В гильзе, закрытой переходной муфтой со срезным диском 2, помещен заряд (БВ-48) 3, представляющий плотную бумажную гильзу, заполненную смесью обменных солей. Внутри патрона находятся инициатор реакции разложения 4, электротермический элемент 6. При включении тока срабатывают электровоспла-

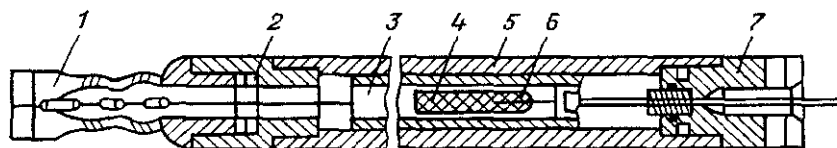


Рис 6.1 Патрон гидрокс



Рис. 6.2 Патрон аэрдокс

менитель и инициирующий патрон, возбуждающий реакцию в смеси обменных солей.

Заряд БВ-48 состоит из электротермического элемента ЭТЭ-62, бумажной гильзы, основного инициирующего состава. Реакция состава от тепла электротермического элемента происходит без пламени. Основной состав состоит из аммиачной селитры, азотно-кислого магния и древесной муки. Реакция основного состава происходит при давлении 3,5–5 МПа. Интервал времени между подачей импульса и прорывом диска составляет 2–10 с.

При погрузке взорвавшегося угля стальные цилиндры укладывают рядом с конвейером, а при следующем цикле их вновь заряжают патронами. Цилиндр выдерживает до 300 взрываний. Гидрокс обеспечивает более высокую безопасность взрывных работ, чем предохранительные ВВ. Взрыв осуществляется с помощью искробезопасного ИВП-1/12.

В патронах *аэрдокс* (рис. 6.2) источником потенциальной энергии является сжатый воздух под высоким давлением. Состоит он из стальной трубы 2, разрядной головки 5 с выхлопными окнами 4, штуцера 1 для подключения к воздушной сети и запорного диска 3. Длина патрона — 1,1–2,3 м, диаметр — 42–63 мм. Шпур бурят на 0,2–0,8 м короче патрона. Последний закладывают в шпур, затем специальным шлангом соединяют его с воздухопроводом и подают в патрон сжатый воздух под давлением 30–70 МПа. Для взрыва следующего шпура необходимо вставить новый запорный диск и впустить в патрон новую порцию сжатого воздуха.

Пневмопатроны выпускаются диаметром 42, 54 и 62 мм и длиной 1100–2300 мм. Типоразмеры патронов выбирают в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий разработки. Беспламенное взрывание обеспечивает безопасность работ в шахтах, опасных по газу или пыли, снижение трудоемкости добычных работ.

Использованные патроны передают в специальные зарядные мастерские, находящиеся на поверхности.

Беспламенное взрывание применяется при отбойке угля с $f = 1-2$ на пологих и наклонных пластах, в шахтах свержкатого-

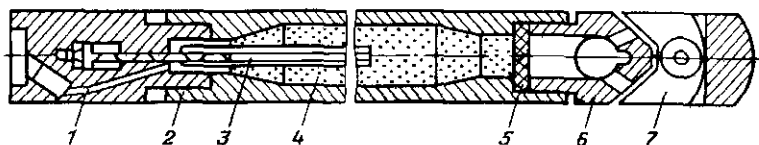


Рис. 6.3. Патрон кардокс для беспламенного взрывания

рных и III категории по газу, опасных по пыли, при проведении выработок по углю и в очистных забоях.

В кардоксе газы образуются в результате быстрого испарения жидкой углекислоты при нагревании. Патрон для беспламенного взрывания состоит из полого стального цилиндра 2, зарядной 1 и разрядной головок 6 (рис. 6.3). При пропускании тока через мостик накаливания нагревательного элемента 3 последний подогревает углекислоту 4 или другой состав, вызывая бурное выделение газов через разрядный диск 5 и откидные секторы 7. При этом давление в патроне может достигать 500 МПа. Применение патрона кардокс более надежно в шахтах, опасных по газу и пыли, но не обеспечивает полной безопасности, так как выходящая из патрона углекислота вызывает возникновение электростатического разряда, распространяющегося по всей электро-взрывной сети.

§ 9. МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЙ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

Вновь созданные ВВ, средства и приборы для взрывания, машины для механизированного заряжания должны проходить лабораторно-полигонные или стендовые испытания в научно-исследовательских институтах.

Для оценки взрывчатых свойств ВВ, характеризующих производственную эффективность их взрывания, экспериментально определяют скорость детонации, бризантность, работоспособность.

Кроме того, расчетным или экспериментальным путем для новых сортов определяют теплоту и работу продуктов взрыва, объем, температуру и давление газов взрыва.

Таким образом, испытание ВВ — это проверка по определенной методике на безотказность их действия и возможность дальнейшего хранения и применения; ВВ испытывают на базисных и расходных складах. Если взрывчатые вещества и средства инициирования (СИ) поступают на склад непосредственно от заводов-изготовителей или из базисного на расходный склад в неповрежденной таре, при наличии сертификатов его не испытывают.

Существуют следующие сроки для испытания ВВ:

а) ВВ, содержащие жидкие нитроэфиры, а также все предохранительные ВВ, — в конце гарантийного срока и каждый месяц после его истечения;

б) другие ВВ — в конце гарантийного срока и не реже чем через каждые три месяца после его истечения;

в) СИ — в конце гарантийного срока и не реже 1 раза в год после его истечения.

В случае получения неудовлетворительных результатов вся партия бракуется, а вопрос о дальнейшем использовании их решается комиссией с участием завода-изготовителя. ВВ и СВ подвергаются следующим испытаниям:

1) нитроэфирные ВВ — наружный осмотр тары и отобранных патронов; наличие экссудата; способность передачи детонации; 2) промышленные ВВ на основе аммиачной селитры — наружный осмотр тары и отобранных патронов; способность передачи детонации; содержание влаги; 3) пороха дымные — наружный осмотр тары и проверка наличия пыли; определение прочности порохового зерна; 4) электродетонаторы, капсюли-детонаторы — наружный осмотр тары; внешний осмотр отобранных электродетонаторов и капсюлей-детонаторов; 5) огнепроводный шнур — наружный осмотр тары; внешний осмотр тары отобранного ОШ; определение скорости, полноты и равномерности горения, водоустойчивости; 6) детонирующий шнур — наружный осмотр тары; внешний осмотр отобранного ДШ, определение водоустойчивости.

В новых сортах ВВ дополнительно оценивают:

1) теплоту и работу продуктов взрыва, объем, температуру и давление газов взрыва;

2) влажность, химическую и физическую стойкость с целью проверки качества ВВ;

3) чувствительность к тепловому импульсу, удару и трению, способность к инициированию, склонность к пылевыведению, электризации;

4) технологические характеристики, обеспечивающие надежность взрывания и производительность заряжания, сыпучесть, дисперсность, увлажняемость, водоустойчивость, расслаиваемость и смешиваемость.

Поскольку свойства ВВ могут изменяться в процессе транспортирования и хранения, то при поступлении на склад и в процессе хранения их периодически следует испытывать для определения пригодности к дальнейшему хранению и безопасному использованию при взрывных работах.

Весь комплекс испытаний проводят на базисном складе, а на расходных складах — только наружный осмотр. Взрывчатые вещества испытывают взрывники или лаборанты под руководством

заведующего складом в указанные выше сроки. При обнаружении дефектов во время осмотра или испытания всю партию ВВ бракуют и составляют акт, который направляют заводу-изготовителю и в Госгортехнадзор.

Промышленные ВВ на основе аммиачной селитры и тротила, кроме наружного осмотра тары и патронов, испытывают на передачу детонации, т.е. проверяют соответствие чувствительности ВВ к взрыву другого заряда паспортным данным. Для этого на плотном грунте укладывают два патрона ВВ на расстоянии, указанном в характеристике данного ВВ, и взрывают. О полноте взрыва судят по наличию углублений в грунте, отсутствию остатков бумаги и ВВ. Выдерживают испытание те ВВ, при двух взрывах которых не происходит отказов.

Водоустойчивые ВВ испытывают на передачу детонации после выдержки в течение 24 ч и более. Слежавшиеся патроны ВВ при испытаниях не разминают, кроме торца, в который вставляют детонатор. Для оценки влажности ВВ из пяти патронов, взятых для осмотра из пяти пачек, после смешивания берут две навески массой по 10 г, помещают их в стаканчиках в термостаты и сушат при +65°C до получения пробы постоянной массы.

Влажность определяется по формуле:

$$W = \frac{Q_1 - Q_2}{Q_3} 100 \% , \quad (6.1)$$

где Q_1 , Q_2 , Q_3 — соответственно масса навески ВВ со стаканчиком до сушки, после сушки и без стаканчика до сушки, г.

Влажность ВВ должна соответствовать требованиям ГОСТа.

Поступившие на базисный склад электродетонаторы (ЭД) подвергают наружному осмотру, а на расходном складе — проверке на проводимость, т.е. на соответствие требованиям «Единых правил безопасности при взрывных работах» и существующих стандартов.

При обнаружении на бумажных гильзах отслаивания бумаги в местах склеивания, нарушения изоляции проводов, загрязнения и окисления концов проводов составляют рекламационный акт, который высылают заводу-изготовителю и соответствующему институту по безопасности работ. Партию бракуют, и вопрос о дальнейшем их применении решает комиссия с участием представителей от потребителей и поставщиков.

Электрическое сопротивление проверяют перед выдачей ВВ в работу на расходных складах. Измеренное сопротивление должно соответствовать величине, указанной в паспорте, в противном случае их бракуют.

Капсюли-детонаторы (КД) поступающие на базисный склад, подвергают только наружному осмотру. При наличии дефектов

всю партию бракуют с составлением соответствующего акта. Капсюли-детонаторы с обнаруженными дефектами уничтожают.

Детонирующий шнур (ДШ), поступающий на базисный склад, подвергают наружному осмотру. Проверяют целостность оболочки, наличие пропусков сердцевины, переломов, утончений и утолщений.

Если число бухт с дефектами превышает 10 % от общего числа проверенных, то всю партию бракуют. ДШ испытывают также на безотказное взрывание, при этом берут три бухты, отрезают от каждой по пять отрезков длиной по 1 м и последовательно присоединяют их к оставшимся длинным (45 м) кускам ДШ, которые используют в качестве магистральных.

Детонирующий шнур считают бракованным, если при этом испытании происходит более одного отказа на магистрали или более двух отказов в подсоединенных отрезках. ДШ, предназначенные для обводненных условий, испытывают после замачивания его в воде на глубине 1 м. При использовании в мокрых условиях шнур выдерживают под водой в течение 1 ч, для работ в воде — в течение 4 ч. Если шнур не выдержал испытания на водоустойчивость, то его испытывают на передачу детонации без замачивания и при положительных результатах применяют для взрывных работ в сухих забоях. Взрывчатые материалы (ВМ), непригодные для дальнейшего применения и не соответствующие требованиям технических условий или ГОСТа, уничтожают на основании письменного распоряжения главного инженера или руководителя взрывных работ. При этом составляют акт в двух экземплярах, в котором указывается количество и наименование ВМ, причины и способ уничтожения.

Взрывчатые материалы уничтожают взрыванием, сжиганием, потоплением и растворением в воде. Взрыванием разрешается уничтожать детонаторы, ДШ и те ВВ, в полноте взрыва которых есть уверенность; сжиганием — все недетонирующие ВМ за исключением детонаторов; потоплением — только неводоустойчивые ВМ; растворением в воде — неводоустойчивые аммиачноселитренные ВВ и дымный порох (растворение допускается в бочках или других сосудах).

СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ИНИЦИИРОВАНИЯ ПРИ ВЗРЫВАНИИ

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВЗРЫВАНИЯ

При взрывных работах применяют различные технические приемы и средства, учитывающие конкретные условия и обеспечивающие надежное взрывание зарядов ВВ.

Способы взрывания различают по виду используемых средств, вызывающих детонацию зарядов, а также по величине интервала времени замедления между взрывом зарядов.

Взрывание — процесс детонирования зарядов ВВ в заданной последовательности и в определенный промежуток времени, осуществляемый средствами инициирования (СИ), передающими импульс заряду ВВ и тем самым вызывающими (возбуждающими) его детонацию.

По виду применяемых СИ, вызывающих детонацию зарядов, на горных предприятиях применяют следующие способы взрывания: огневой, электроогневой, электрический и с помощью детонирующего шнура.

Название способа взрывания определяется тем видом средств взрывания, который непосредственно вызывает детонацию ВВ. При огневом способе взрывание осуществляют с помощью огнепроводного шнура, капсюля-детонатора и средств поджигания; при электроогневом — с помощью СИ огневого и электрического способов, при электрическом — с помощью электродетонаторов, проводов, источников тока и контрольно-измерительных приборов; при взрывании с помощью детонирующего шнура — с помощью СИ огневого или электрического способа, инициирующих ДШ. Детонирующий шнур инициируют при помощи капсюля-детонатора (КД) или электродетонатора (ЭД).

По величине интервала времени замедления между зарядами различают мгновенное, короткозамедленное и замедленное взрывание.

При мгновенном взрывании заряды детонируют практически одновременно. Взрывание зарядов ВВ осуществляется электрическим способом при помощи детонирующего шнура или капсюля-детонатора. При этом способе порода дробится неравномерно, и практически нет возможности улучшить качество дробления, поскольку взрыв двух соседних зарядов происходит с интервалом 1–4 м/с при возрастании сейсмического эффекта взрыва.

При короткозамедленном взрывании группа зарядов ВВ взрывается в определенной последовательности с интервалом времени 25–250 мс при помощи детонаторов ЭДКЗ или ДШ совместно с набором замедлителей КЗДШ. Этот метод используют при массовых взрывах как в подземных условиях, так и при открытых разработках.

При замедленном способе взрывания интервалы между отдельными взрывами зарядов ВВ составляют 0,5–10 с. Взрывание осуществляют при помощи ЭД замедленного действия.

§ 2. ОГНЕВОЕ ВЗРЫВАНИЕ

При огневом способе взрывания детонация зарядов ВВ вызывается с помощью КД. Данный способ применяют на открытых работах, а также в шахтах, не опасных по газу и пыли, при проведении горизонтальных горных выработок.

С помощью специальных средств воспламенения поджигают отрезок ОШ, закрепленный в КД, от искры ОШ взрывается КД, вызывая детонацию всего заряда ВВ. При этом способе можно вести счет взрывающихся зарядов без специальных приборов.

Огневое взрывание представляет собой комплекс операций, включающий изготовление зажигательных и контрольных трубок, а также патронов-боевиков. Все эти операции выполняет взрывник.

При шпуровом методе взрывания зарядов допускается зажигание за один прием не более 16 шнуров, а при применении зажигательных патронов число шнуров, зажигаемых за один прием, должно быть не более 10 на забой.

При ведении взрывных работ в вертикальных и наклонных выработках с углом падения более 30° применять огневой способ запрещается (разрешается электроогневой или другие). Электроогневое взрывание используют при проходке вертикальных и наклонных восстающих выработок, а также при проведении горизонтальных и направленных вниз выработок. При этом способе взрывания действует электрозажигательный патрон ЭЗП-Б, т.е. создается возможность своевременного отхода взрывников на безопасное расстояние.

При огневом и электроогневом взрывании необходимо вести счет взорвавшихся зарядов, подходить к месту взрыва разрешается не ранее чем через 15 мин с момента последнего взрыва.

Описанные способы взрыва просты в применении, не требуют сложных расчетов. Имеют низкую стоимость. Однако существует ряд недостатков: значительная опасность для взрывания, ограниченность числа взрываемых зарядов, нахождение взрывника при зажигании непосредственно у зарядов, невозможность проверки какими-либо приборами качества подготовки зарядов к взрыву, невозможность получения точных интервалов замедлений, образо-

вание большого количества ядовитых газов при сгорании огнепроводного шнура, невозможность получения короткозамедленного взрывания и проверки взрывной сети.

Средствами инициирования называют принадлежности, с помощью которых осуществляется взрыв. Это зажигательные трубки, зажигательный тлеющий фитиль, зажигательная свеча, зажигательный патрон ЗП-Б, контрольная трубка, боевик, капсюль-детонатор, огнепроводный шнур.

Зажигательная трубка — капсюль-детонатор со вставленным в него и скрепленным с ним отрезком огнепроводного шнура определенной длины. Она служит для передачи начального импульса заряду. Изготавливают ее в отдельном помещении на столах, обитых брезентом по войлоку или резиной толщиной 3 мм, и переносят в специальных сумках отдельно от ВВ.

Тлеющий фитиль — шнур с сердцевинкой из льняных или хлопчатобумажных нитей, пропитанных концентрированным раствором калиевой селитры и помещенных в наружную нитяную оплетку. Скорость горения при поджоге открытым пламенем от 1,0 до 2,5 см/мин.

Зажигательные свечи — бумажные гильзы диаметром около 10 мм и длиной 200 мм, заполненные с одного конца горючим составом, а с другого — инертным веществом (для держания в руке при горении). На конце горючей части имеется зажигательная головка, воспламеняющаяся от спичечной терки. Время горения свечей — 1; 2; 3 мин.

Зажигательные патроны ЗП-Б — бумажные парафинированные гильзы с открытым концом, на дне которых находится упрочненные с помощью парафина и канифоли пороховые лепешки толщиной 2–3 мм. Диаметр зажигательных патронов — 18–41 мм, длина — 50–70 мм. Предназначаются для одновременного зажигания 37 отрезков огнепроводного шнура.

Контрольная трубка служит для контроля за временем при воспламенении зажигательных трубок взрывником. Во избежание разлета металлических осколков для изготовления контрольных трубок используют КД из бумажных гильз. Контрольные трубки применяют при взрывании на открытой поверхности в случае значительного удаления зарядов один от другого. В подземных условиях используют контрольный отрезок огнепроводного шнура.

Боевик — патрон ВВ (шашка-детонатор) или часть заряда ВВ в оболочке, смонтированный с инициатором взрыва. Применяют для возбуждения устойчивой детонации зарядов ВВ. Их изготавливают на месте работ или в специально отведенных местах и зарядных будках, расположенных не ближе 50 м от места производства взрывных работ.

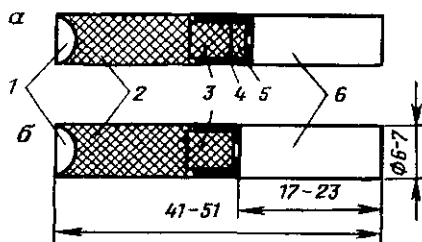


Рис. 7.1 Капсюли-детонаторы:
а — гремуче-ртутно-азидо-тетриловый, б —
гремуче-ртутно-тетриловый

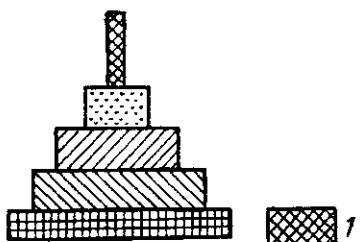
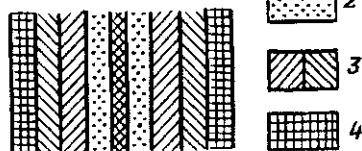


Рис. 7.2. Огнепроводный шнур:
1 — направляющая нить, 2 — порох, 3 —
льняные оплетки, 4 — наружная оболочка



Капсюль-детонатор (рис. 7.1) предназначен для возбуждения детонации ВВ при взрывных работах огнем способом. Он представляет собой открытую с одного конца медную, алюминиевую или бумажную гильзу 6, в которой запрессован заряд вторичного инициирующего ВВ 2. Заряд первичного инициирующего ВВ (гремучая ртуть 3 и тенерес или азид свинца 5) в капсюле-детонаторе запрессован в чашечку 4 из металла (меди, алюминия), имеющую в середине отверстие диаметром 2—2,5 мм, для усиления инициирующего действия доньшко капсюля-детонатора делают в виде кумулятивного углубления 1.

Широко применяют в горной промышленности капсюли-детонаторы в алюминиевой гильзе КД8-А, в бумажной гильзе КД8-Б и в металлической гильзе (стальной или биметаллической) КД8-С. Названия их зависят от вида инициирующих ВВ, которыми снаряжены капсюли-детонаторы; азидо-тетриловый, гремуче-ртутно-тетриловый, азидо-тэновый и т.д.

Огнепроводный шнур (рис. 7.2) служит для подвода пламени к первичному заряду капсюля-детонатора. 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. Отрезок шнура длиной 60 см имеет разброс во времени горения от 60 до 70 с, скорость горения — 1 см/с. Шнуры выпускают отрезками по 10 м (свернутыми в круги) с несколькими типами оболочек: асфальтированный ОШ-А, дважды асфальтированный ОШ-ДА и пластиковый ОШ-П.

§ 3. ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ВЗРЫВАНИЕ

Электрический способ взрывания является одним из основных и может применяться в любых условиях. Преимущества его по сравнению с огневым способом заключаются в отсутствии ядовитых газов, а также возможности взрывания с любого расстояния одновременно серии зарядов, а также с замедлением. Поэтому при применении данного способа обеспечиваются безопасность и возможность взрывания зарядов в любой последовательности. Электрическое взрывание используют также при взрывных работах в шахтах, опасных по газу и пыли. Однако этот способ имеет ряд недостатков: сложность подготовки, монтажа и расчета электровзрывной сети, изоляции участков, необходимость проверки сопротивления сети соответствующими приборами, опасность преждевременных взрывов от блуждающих токов и ликвидации зарядов, высокая стоимость.

Работы при электрическом способе взрывания выполняют в следующей последовательности: расчет взрывной сети, подбор и проверка электродетонаторов по сопротивлению, изготовление боевиков, зарядание, монтаж электровзрывной сети и ее проверка, подсоединение магистральных проводов к источнику тока и взрывание.

Действие электродетонаторов основано на нагревании электрическим током мостика накаливания. Температура его разогрева пропорциональна количеству выделившегося тепла Q , которое при протекании в течение времени t тока силой I через мостик с сопротивлением R составит.

$$Q = 0,24 I^2 R t.$$

Чем больше выделяется тепла, тем выше разогрев мостика и эффективней воспламенение горелки. Верхний предел постоянного тока, который, протекая через ЭД без ограничения времени, не вызывает их срабатывания, называют *безопасным током*.

Чувствительность к току характеризуется импульсом воспламенения. Под ним понимают импульс тока $I^2 t$, обеспечивающий взрыв детонатора.

Гарантийный ток — минимальный ток, проходящий через последовательно включенные электродетонаторы и вызывающий их воспламенение с заданной вероятностью. Обычно при постоянном токе его значение составляет 1 А, а при переменном — более 2,5 А.

Для безопасного ведения работ должны соблюдаться следующие условия: ток, проходящий через электродетонатор, должен быть меньше гарантийного, электродетонаторы проверены на проводимость и подобраны по сопротивлениям, электрическая сеть должна быть точно рассчитана, смонтирована и проверена.

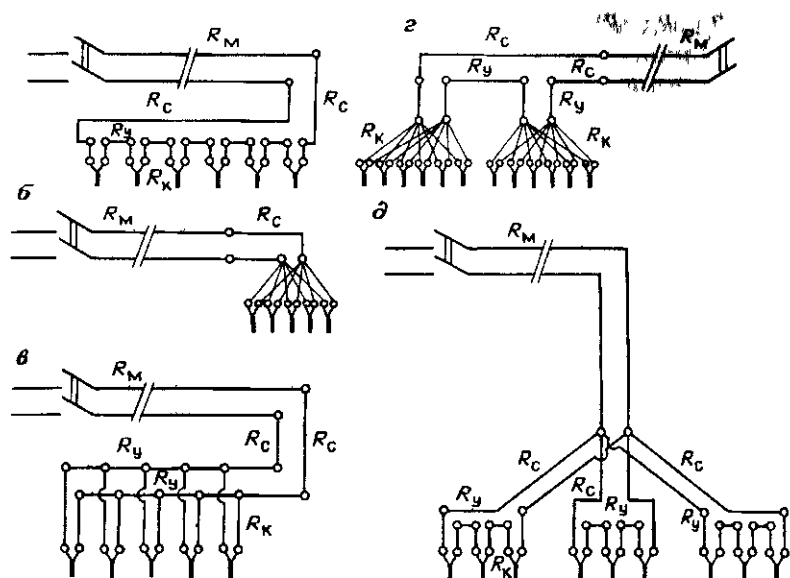


Рис 7.3 Схемы соединения электродетонаторов

a — последовательное, *б* — параллельно пучковое, *в* — параллельно-ступенчатое, *г* — параллельно-последовательное, *д* — последовательно параллельное

Источниками тока служат взрывные машинки, а также силовая и осветительная сети.

При работах с применением электрического взрыва групп ЭД соединяют между собой последовательно, параллельно или по смешанным схемам (последовательно-параллельно).

Последовательное соединение (рис. 7.3, *a*) состоит в том, что концы детонаторных проводников заряда ВВ соединяют между собой, а два крайних конца присоединяют к магистрали, идущей к источнику тока. При последовательном соединении через все ЭД проходит ток одинаковой силы

$$I = \frac{E}{r n + r_0 + R}, \quad (7.1)$$

где E — электродвижущая сила источника тока, В; r — сопротивление одного электродетонатора, Ом; n — число ЭД в цепи; r_0 — внутреннее сопротивление источника тока, Ом; R — сопротивление подводящих проводников, Ом. Общее сопротивление электровзрывной сети

$$R_{\text{общ}} = R_M + R_C + R_Y + N R_K + \sum_{1}^N R_{\text{ЭД}}, \quad (7.2)$$

где $R_m, R_c, R_y, R_k, R_{ЭД}$ — соответственно сопротивление магистральных проводов, соединительных, участков, концевых ЭД, Ом; N — число ЭД, а сопротивление проводов

$$R = \rho \frac{l}{S}, \quad (7.3)$$

где ρ — удельное сопротивление материала провода; l, S — соответственно длина и сечение провода. Безопасность при постоянном токе обеспечивается при условии.

$$I = \frac{U}{R_{\text{общ}}} \geq I_r, \quad (7.4)$$

где I — сила тока, поступающего в ЭД, А; U — напряжение источника тока, В; I_r — гарантийный ток, А; I равно 1 А при взрывании одного ЭД, 1,15 А — от 2 до 100 ЭД и 1,25 А — более 100 ЭД.

Параллельное соединение (см. рис. 7.3, б, в) состоит в том, что каждый концевой провод ЭД присоединяют к разным магистральным проводам. При этом способе соединения требуется значительно более мощный источник тока, чем при последовательном:

$$I = \frac{E}{\frac{r}{n} + r_0 + R}. \quad (7.5)$$

Общее сопротивление группы параллельно соединенных ЭД находится из выражения

$$\frac{1}{R_T} = \frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \dots + \frac{1}{R_n}, \quad (7.6)$$

где $R_1, R_2, \dots, R_n$ — сопротивление электродетонаторов, Ом.

Различают параллельно-ступенчатое соединение (см. рис. 7.3, в), когда электродетонаторы постепенно присоединяют к двум параллельным проводам по ступеням, и параллельно-пучковое соединение (см. рис. 7.3, б), когда электродетонаторы в виде пучков присоединяют к металлическим проводам. Общее сопротивление при параллельно-ступенчатом соединении электро-взрывной сети рассчитывают по формуле:

$$R_{\text{общ}} = R_m + R_c + R_y + \frac{R_{ЭД} + R_k}{N}. \quad (7.7)$$

Параллельно-последовательный способ соединения (см. рис. 7.3, г) состоит в том, что ЭД разделяют на группы, в каждой из которых имеются последовательные и параллельные соединения. При данном способе соединения следует выполнять следующие условия: 1) в каждой группе должно быть одинаковое число ЭД;

2) сопротивление во всех группах должно быть одинаковым. Общее сопротивление взрывной сети в этом случае составит:

$$R_{\text{общ}} = R_{\text{м}} + R_{\text{с}} + \frac{R_{\text{у}} + R_{\text{к}} + R_{\text{ЭД}}}{n_1} m_1, \quad (7.8)$$

где m_1 — число последовательно соединенных групп ЭД; n_1 — число параллельно соединенных ЭД в группе, а величина тока в магистрали

$$I = \frac{U}{R_{\text{м}} + R_{\text{с}} \left(\frac{R_{\text{у}}}{n} + R_{\text{у}} \right) m}. \quad (7.9)$$

Последовательно-параллельный способ (см. рис. 7.3, *д*) состоит в том, что ЭД в группах соединяются между собой последовательно, а группы их включаются в электровзрывную сеть параллельно. Величина тока в этом случае

$$I = \frac{E}{\frac{n^2}{m} + r_0 + R}. \quad (7.10)$$

Общее сопротивление взрывной сети

$$R_{\text{общ}} = R_{\text{м}} + \frac{R_{\text{с}} + R_{\text{у}} + n_2 (R_{\text{ЭД}} + R_{\text{к}})}{m_1}, \quad (7.11)$$

где n_2 — число последовательно включенных ЭД в группе; m_1 — число параллельных групп ЭД, а величина тока в магистрали

$$I \geq m I_{\text{г}}. \quad (7.12)$$

При данном способе можно использовать источник тока небольшой мощности, чем обеспечивается большая надежность взрывания. Данный способ широко применяется. Некоторые комбинации описанных выше способов (например, в схемах с дублированием) приведены на рис. 7.3.

Средства электрического инициирования. Электродетонатор представляет собой капсюль-детонатор, соединенный в одно целое с электровоспламенителем, преобразующим электрическую энергию в тепловую и соответственно вызывающим вспышку воспламеняющегося состава.

Электродетонаторы по характеру действия подразделяют на три группы: мгновенные, замедленные и короткозамедленные.

У *электродетонаторов мгновенного действия* электровоспламенитель находится непосредственно у чашечки капсюля-детонатора, который при включении тока взрывается практически мгновенно.

Принцип действия их следующий: электрический ток, поступающий по проводникам от источника тока к мостику накалива-

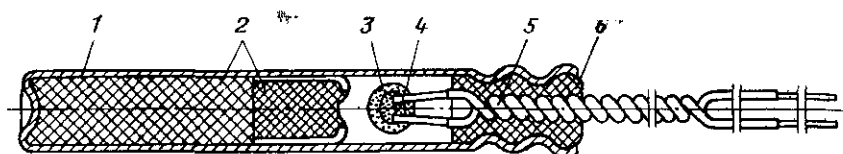


Рис. 7.4 Электродетонатор мгновенного действия ЭД-8-Ж

1 — гильза, 2 — заряд детонатора, 3 — двуслойная воспламенительная головка, 4 — мостик; 5 — выводные провода, 6 — пластиковая пробка

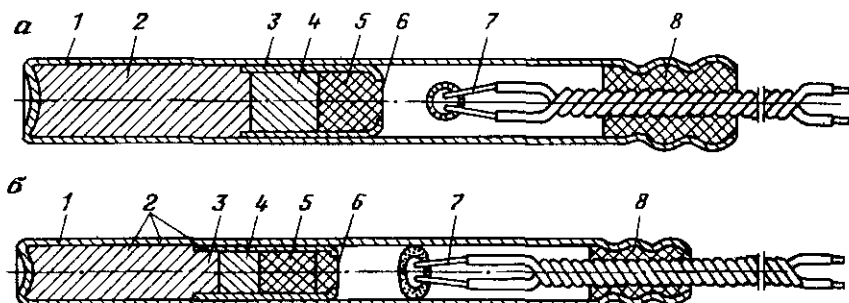


Рис. 7.5. Электродетонаторы короткозамедленного ЭДКЗ (а) и замедленного ЭДЗД (б) действия:

1 — гильза, 2 — тетрил, 3 — колпачок, 4 — азид свинца, 5 — замедляющий состав, 6 — шелковая сетка, 7 — электровоспламенитель, 8 — мостик

ния, воспламеняет зажигательный состав, от пламени которого детонирует первично инициирующее ВВ, возбуждая взрыв электродетонатора.

Серийно выпускают следующие электродетонаторы: ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж (рис. 7.4); ЭД-8-ПМ; ЭД-1-8Т; ТЭД-2; ЭДВ-1, ЭДВ-2 (ВЭД)*.

Электродетонаторы замедленного действия (ЭДЗД) взрываются через строго определенный промежуток времени (0,5–10 с) после пропуска электрического тока через мостик накаливания (рис. 7.5, б). Замедляющее устройство представляет собой гильзу с особо медленно горящим составом, расположенную между воспламенительным составом и чашечкой капсюля-детонатора.

Промышленностью выпускаются электродетонаторы замедленного действия типа ЭДЗД с замедлением 0,5; 0,75; 1; 2; 4; 6;

* Буквы означают: Э, Ж — соответственно эластичный и жесткий способы крепления мостика накаливания, ПМ — предохранительные мощные, Т — термостойкие.

8 и 10 с. Применение их позволяет улучшить качество дробления горной массы.

Электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ) по конструкции и принципу действия аналогичны электродетонаторам замедленного действия. Они состоят из электровоспламенителя, замедлителя и детонатора, смонтированных в одной гильзе (см. рис. 7.5, а).

Необходимая величина замедления (до 250 мс) достигается подбором состава замедлителя и высотой его столба. В качестве замедлителей применяют составы, сгорающие с образованием только твердых веществ. Для их изготовления применяют следующие смеси: свинцового сурика с кремнием; сурика с ферросилицием; сурика с ферросиликохромом; хромата сурика с ферросилицием и др.

Номинальное время срабатывания ЭД указано на дне гильзы или на металлической бирке. Интервалы замедления короткозамедленных ЭД зависят от содержания кремния в составе замедляющего элемента. Ниже приведены интервалы замедлений (мс) ЭД, применяемых при горно-разведочных работах:

ЭДКЗ-15	15	30	45	60	—	100	120	—	—
ЭДКЗ	25	50	75	100	150	250	—	—	—
ЭДКЗ-ПМ-25	25	50	75	100	—	—	—	—	—
ЭДКЗ-ПМ-15	15	30	45	60	75	—	105	120	—
ЭДЗ-Н	20	40	60	80	100	120	140	160	180
ЭД-1-8Т	20	40	60	80	100	124	—	—	—
ЭДЗД	0,5	0,75	1	—	2	4	6	8	10

Электродетонаторы ЭД-1-8Т и ЭД-1-3Т имеют 29 ступеней замедления.

Эти электродетонаторы применяют при короткозамедленном взрывании, когда взрывы отдельных зарядов должны следовать один за другим в определенной последовательности через весьма малые промежутки времени. Данный метод широко используют при открытых и подземных разработках, а также при проведении горно-разведочных выработок.

Проводники электрического тока. В качестве проводников при монтаже электровзрывных сетей используют медные, алюминиевые или стальные провода с полихлорвиниловой или резиновой изоляцией. Провода должны выдерживать напряжение переменного тока до 500 В или постоянного тока до 1200 В. Поэтому важнейшей характеристикой провода является удельное сопротивление ρ_0 (Ом · мм²/м), составляющее для медных проводов — 0,0175, алюминиевых — 0,03, стальных — 0,132.

При выборе сечения проводов следует исходить из допустимого сопротивления сети и необходимости обеспечения достаточной механической ее прочности. Поэтому сечение проводов распределительной сети должно составлять не менее $0,2 \text{ мм}^2$. В подземных условиях предпочтительнее использовать провода с полиэтиленовой изоляцией.

В зависимости от назначения провода разделяются на выводные, концевые, участковые, соединительные и магистральные.

Места соединения проводов в электровзрывной сети называются *сростками*. Во влажных местах для изоляции сростков используют специальные контактные зажимы.

Испытание и параметры электродетонаторов. Перед монтажом электровзрывной сети одной из основных операций является проверка электродетонаторов. Эту работу выполняют на расходном складе в специально оборудованном помещении, на приборах, которые в свою очередь не реже 1 раза в три месяца следует проверять в электрических мастерских. Сопротивление электродетонаторов и их изоляция измеряются омметрами М-57Д, ОКЭД-1, измерительным мостом Р-353, а для проверки взрывных линий используют омметр ОВЦ-3 и более современные приборы ВИС-1 и Ю-140. Измеренное сопротивление должно соответствовать величине, которая указана в паспорте. При отклонениях от указанных в паспорте величин электродетонаторы бракуют в соответствии с требованиями правил безопасности. Пригодные к применению ЭД складывают в коробку, при этом концы выводных проводов замыкают накоротко и свертывают в буртик.

Параметрами ЭД являются: сопротивление, токи (безопасный, длительный воспламеняющий, стомиллисекундный воспламеняющий, гарантийный), импульсы (воспламенения, номинальный, плавления мостика), время (передачи электровоспламенителя, срабатывания).

Сопротивление электродетонаторов складывается из электрического сопротивления мостика и выводных проводов в холодном состоянии. Данный параметр дает возможность судить об отсутствии неисправностей в электровоспламенителе.

Безопасный ток I_6 — максимальное значение (верхний предел) постоянного тока, который, протекая через электродетонатор без ограничений времени, не вызывает взрыва. Величина его дает возможность судить об устойчивости электродетонаторов к блуждающим токам.

Длительный воспламеняющий ток $I_{\text{дл}}$ — величина постоянного тока, который, проходя без ограничения времени через одиночный ЭД, вызывает его взрыв с заданной вероятностью.

Стоимиллисекундный воспламеняющий ток I_{100} — нижний предел постоянного тока, который, протекая через одиночный электродетонатор в течение 100 мс, вызывает их взрыв.

Гарантийный ток I_r — минимальный ток, который, проходя через последовательно соединенные электродетонаторы, вызывает воспламенение всех ЭД. Гарантийная величина постоянного тока должна быть не менее двукратного значения стоимиллисекундного тока, т.е. ее принимают равной 1 А.

В Правилах безопасности указано, что при ведении взрывных работ с использованием переменного тока, гарантийный ток должен быть не менее 2,5 А. При взрывании постоянным током в каждый электродетонатор должен поступать ток силой не менее 1 А при одновременном взрывании до 100 ЭД и не менее 1,3 А при таком же взрывании до 300 ЭД.

Импульс воспламенения K_B — наименьшее значение импульса постоянного тока, при котором происходит взрыв электродетонатора.

$$K_B = I^2 t_B, \quad (7.13)$$

где I — ток, А; t_B — время воспламенения, с.

Чувствительность электродетонатора S — величина, обратная импульсу воспламенения. *Номинальный импульс воспламенения* K_H — такое его значение, которое становится практически постоянным при токе, примерно равном двукратному значению стоимиллисекундного воспламеняющего тока. *Импульс плавления мостика* $K_{пл}$ — наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит плавление (перегорание) мостика ЭД.

Время передачи электровоспламенителя θ — время от начала саморазвивающейся реакции в воспламенительном составе до выхода луча (форса) огня из головки ЭВ. Величину передачи используют при вычислении тока для безотказного взрывания последовательно соединенных групп.

Время срабатывания τ — время с момента включения тока до момента взрыва ЭД. Для ЭД мгновенного действия

$$\tau = t_B + \theta, \quad (7.14)$$

где t_B , θ — соответственно время воспламенения и передачи, с.

Для ЭД замедленного и короткозамедленного действий время воспламенения складывается из общего времени воспламенения, передачи и горения зажигательного и замедляющего состава θ_3 :

$$\tau' = t_B + \theta + \theta_3. \quad (7.15)$$

Время горения зажигательного и замедляющего состава не зависит от величины воспламеняющего тока.

Источники тока для электрического взрывания. Источниками тока при электрическом взрывании являются

При выборе сечения проводов следует исходить из допустимого сопротивления сети и необходимости обеспечения достаточной механической ее прочности. Поэтому сечение проводов распределительной сети должно составлять не менее $0,2 \text{ мм}^2$. В подземных условиях предпочтительнее использовать провода с полиэтиленовой изоляцией.

В зависимости от назначения провода разделяются на выводные, концевые, участковые, соединительные и магистральные.

Места соединения проводов в электровзрывной сети называются *сростками*. Во влажных местах для изоляции сростков используют специальные контактные зажимы.

Испытание и параметры электродетонаторов. Перед монтажом электровзрывной сети одной из основных операций является проверка электродетонаторов. Эту работу выполняют на расходном складе в специально оборудованном помещении, на приборах, которые в свою очередь не реже 1 раза в три месяца следует проверять в электрических мастерских. Сопротивление электродетонаторов и их изоляция измеряются омметрами М-57Д, ОКЭД-1, измерительным мостом Р-353, а для проверки взрывных линий используют омметр ОВЦ-3 и более современные приборы ВИС-1 и Ю-140. Измеренное сопротивление должно соответствовать величине, которая указана в паспорте. При отклонениях от указанных в паспорте величин электродетонаторы бракуют в соответствии с требованиями правил безопасности. Пригодные к применению ЭД складывают в коробку, при этом концы выводных проводов замыкают накоротко и свертывают в буртик.

Параметрами ЭД являются: сопротивление, токи (безопасный, длительный воспламеняющий, стомиллисекундный воспламеняющий, гарантийный), импульсы (воспламенения, номинальный, плавления мостика), время (передачи электровоспламенителя, срабатывания).

Сопротивление электродетонаторов складывается из электрического сопротивления мостика и выводных проводов в холодном состоянии. Данный параметр дает возможность судить об отсутствии неисправностей в электровоспламенителе.

Безопасный ток I_6 — максимальное значение (верхний предел) постоянного тока, который, протекая через электродетонатор без ограничений времени, не вызывает взрыва. Величина его дает возможность судить об устойчивости электродетонаторов к блуждающим токам.

Длительный воспламеняющий ток $I_{дл}$ — величина постоянного тока, который, проходя без ограничения времени через одиночный ЭД, вызывает его взрыв с заданной вероятностью.

Стоимиллисекундный воспламеняющий ток I_{100} — нижний предел постоянного тока, который, протекая через одиночный электродетонатор в течение 100 мс, вызывает их взрыв.

Гарантийный ток I_r — минимальный ток, который, проходя через последовательно соединенные электродетонаторы, вызывает воспламенение всех ЭД. Гарантийная величина постоянного тока должна быть не менее двухкратного значения стоимиллисекундного тока, т.е. ее принимают равной 1 А.

В Правилах безопасности указано, что при ведении взрывных работ с использованием переменного тока, гарантийный ток должен быть не менее 2,5 А. При взрывании постоянным током в каждый электродетонатор должен поступать ток силой не менее 1 А при одновременном взрывании до 100 ЭД и не менее 1,3 А при таком же взрывании до 300 ЭД.

Импульс воспламенения K_v — наименьшее значение импульса постоянного тока, при котором происходит взрыв электродетонатора:

$$K_v = I^2 t_v, \quad (7.13)$$

где I — ток, А; t_v — время воспламенения, с.

Чувствительность электродетонатора S — величина, обратная импульсу воспламенения. *Номинальный импульс воспламенения* K_n — такое его значение, которое становится практически постоянным при токе, примерно равном двухкратному значению стоимиллисекундного воспламеняющего тока. *Импульс плавления мостика* $K_{пл}$ — наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит плавление (перегорание) мостика ЭД.

Время передачи электровоспламенителя θ — время от начала саморазвивающейся реакции в воспламенительном составе до выхода луча (форса) огня из головки ЭВ. Величину передачи используют при вычислении тока для безотказного взрывания последовательно соединенных групп.

Время срабатывания τ — время с момента включения тока до момента взрыва ЭД. Для ЭД мгновенного действия

$$\tau = t_v + \theta, \quad (7.14)$$

где t_v , θ — соответственно время воспламенения и передачи, с.

Для ЭД замедленного и короткозамедленного действий время воспламенения складывается из общего времени воспламенения, передачи и горения зажигательного и замедляющего состава θ_3 :

$$\tau' = t_v + \theta + \theta_3. \quad (7.15)$$

Время горения зажигательного и замедляющего состава не зависит от величины воспламеняющего тока.

Источники тока для электрического взрывания. Источниками тока при электрическом взрывании являют-

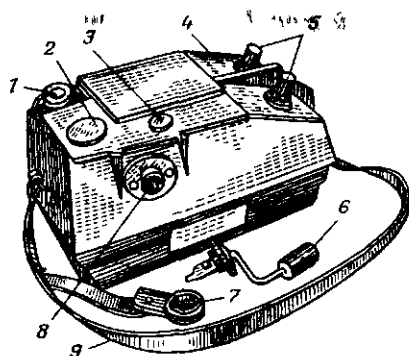


Рис 7.6. Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500

1 — розетка штепсельного разъема, 2 — взрывная кнопка, 3 — окно светосигнального устройства, 4 — корпус, 5 — линейные зажимы, 6 — приводная рукоятка, 7 — заглушка гнезда приводной рукоятки, 8 — гнездо приводной рукоятки, 9 — плечевой ремень

ся взрывные машинки, осветительные и силовые электрические линии, передвижные электрические станции.

Наиболее распространены взрывные приборы, в которых источниками тока служат маломощные генераторы с ручным приводом, — *взрывные машинки*. Они бывают двух типов: динамоэлектрические и конденсаторные (первые в настоящее время почти не применяются). В конденсаторных взрывных машинках используется конденсатор, заряжаемый в течение 10–20 с от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, который затем весьма быстро (в течение 3–4 с) разряжается в сеть.

При ведении взрывных работ на горных предприятиях широко применяют конденсаторные взрывные машинки, которые по принципу питания делят на индукторные, аккумуляторные и батарейные. Промышленностью выпускаются конденсаторные машинки следующих марок: КПМ-1А, КПМ-2, КПМ-3, КВП-1/100м, ПИВ-100м, ВМК-500, СВМ-2. Машинку КПМ-1А используют для взрывания ЭД в шахтах, не опасных по газу и пыли; КПМ-2 — при открытых работах и в шахтах, не опасных по газу и пыли. Этой машинкой взрывают до 300 последовательно соединенных ЭД при общем сопротивлении взрывной сети до 1000 Ом. Напряжение в конденсаторе-накопителе достигает при этом 1500 В.

Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500 (рис. 7.6) предназначена для взрывания ЭД с нихромовым мостиком накаливания при открытых и подземных горных работах в шахтах, не опасных по газу и пыли, при температурах от 40 до 250°C и относительной влажности до 95 %.

Машинкой ВМК-500 можно взрывать одновременно до 800 ЭД при последовательном соединении с сопротивлением во взрывной сети до 2100 Ом или две параллельные группы, в каждой из которых последовательно соединено по 50 ЭД. При этом

сопротивление каждой группы должно быть не более 1300 Ом, а сопротивление всей взрывной сети — не более 650 Ом.

Взрывные машинки перед их применением проверяют с помощью приборов на длительность импульса напряжения, а также на развиваемые ими ток и импульсы тока. Осматривают внешнее состояние линейных зажимов корпуса, привода взрывного ключа и светосигнального устройства.

Взрывные машинки, не имеющие миллисекундного замыкателя, испытывают с помощью пульты-пробника. Машинки с миллисекундными замыкателями проверяют приборами контроля взрывного импульса ПКВИ-3, ПКВИ-3м. Прибор ИВМ-1м предназначен для проверки конденсаторных взрывных приборов и машинки любой мощности.

Характеристики некоторых взрывных машинок и приборов приведены в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Показатель	ВМК-500	КПМ-1А	ПИВ-100м	КВП-1/100м
Напряжение на конденсаторе, В	3000	1500	610—670	600—650
Емкость конденсатора-накопителя, мкФ	3,3	2	10	10
Время зарядания, с	20	4	8	8
Минимальная величина воспламеняющего импульса, 10^{-3} А с	3	3	3	3
Максимальное число ЭД, взрываваемых при последовательном соединении	800	100	100	100
Максимальное сопротивление взрывной цепи, Ом	2100	300	380	380
Число рабочих циклов	2000	2000	2500	2500

Осветительные и силовые линии могут быть использованы в качестве источника тока при производстве взрывных работ на карьерах там, где, как правило, имеется постоянное электроснабжение от мощных электростанций и подстанций. В целях безопасности для производства взрывных работ используют электролинии низкого (127 или 220 В) напряжения.

Сетевые взрывные приборы КВП-200 и КВП-750 служат для подачи тока в электровзрывную цепь от питающих сетей переменного и постоянного тока. Эти приборы получают энергию от осветительных или силовых сетей, электрических установок и могут быть следующих типов: с прямым включением тока, включением тока в фиксированной точке синусоиды, выпрямительные, конденсаторные. Их применяют при взрывных работах в карьерах, рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли. В шахтах, опасных по газу и пыли, используют автономные приборы взрывания.

Передвижные электростанции обычно применяют при производстве массовых взрывов, когда мощность взрывных машинок недостаточна, а силовых линий от стационарных электростанций или подстанций на месте производства работ нет. Переносная минная станция ПМС-220 предназначена для подачи тока во взрывную сеть от электрических сетей напряжением 200–220 В на карьерах и в шахтах, не опасных по газу и пыли.

Взрывные станции, как и все другие приборы, исключают возможность случайного замыкания взрывной сети. Стационарные станции смонтированы в запирающихся шкафах, могут работать от постоянного и переменного тока и состоят из двух рубильников, контрольных лампочек и контрольно-измерительных приборов.

Контрольно-измерительная аппаратура. При ведении взрывных работ электрическим способом применяют измерительные и контрольные приборы для определения исправности взрывной сети и величины ее сопротивления. Контрольно-измерительные приборы рассчитаны на подачу в цепь безопасного тока, не превышающего 0,05 А. Приборы проверяют в сроки, установленные в техническом паспорте, но не менее 1 раза в квартал и после каждой смены батарей.

Наиболее распространен прибор Р-353, предназначенный для измерения сопротивления проводов, электродетонаторов и электровзрывных сетей. Электрическая схема прибора выполнена по принципу одинарного моста постоянного тока. Он смонтирован в водонепроницаемом металлическом корпусе с крышкой. Размеры прибора — 160×140×85 мм; источником тока служит элемент МЦ-4К с напряжением 1,2 В; масса — 1,3 кг. Прибор имеет две шкалы измерений: от 0,2 до 50 Ом для проверки сопротивлений ЭД и от 20 до 5000 Ом для замера сопротивления электровзрывных сетей. Погрешность измерения составляет $\pm 5\%$ от замеряемого сопротивления.

Омметр ОКЭД-1 предназначен для быстрой классификации и проверки сопротивлений ЭД.

Омметр ОВЦ-3 служит для измерения сопротивления ЭД и электровзрывных сетей. Прибор имеет два предела измерений: 1–50 и 10–500 Ом; исполнение рудничное искробезопасное.

Испытатель взрывной цепи ИВЦ-2 смонтирован в пыле-, влагонепроницаемом корпусе и предназначен для проверки электродетонаторов, проводов взрывной цепи на проводимость тока, а также для измерения сопротивлений взрывной цепи. Пределы измерений прибора — 0–500 Ом. В качестве источника тока в приборе применяется малогабаритная батарея (размеры — 100×70×45 мм, масса — 0,4 кг).

Пьезоэлектрический взрывной испытатель ВИО-3 предназначен для проверки на проводимость тока ЭД и взрывной цепи при условии, что сопротивление последней не превышает 100 Ом. Прибор состоит из пьезоэлемента, на противоположных торцах которого при ударе возникает разность потенциалов около 100 В, ударного механизма, двух трансформаторов и неоновой лампочки с потенциалом зажигания 65 В. Он не позволяет обнаружить короткие замыкания взрывной цепи, так как и в этом случае лампочка дает вспышку. Размеры прибора — 121×96×30 мм; масса — 0,54 кг.

Испытатель взрывной цепи ИВЦ-1 предназначен для измерения сопротивления электродетонаторов и электровзрывных цепей. Пределы измерения прибора составляют 0–200 Ом. Это малогабаритный мостовой взрывобезопасный прибор с акустической индикацией проводимости электрической цепи и указателем сопротивлений до 200 Ом. На корпусе испытателя имеются лимб со шкалой, кнопка для включения источника тока, телефон и линейный зажим. Ток для питания мостика получается путем преобразования постоянного тока батареи в переменный ток звуковой частоты, осуществляемого с помощью полупроводникового триода.

Прибор работает следующим образом. К линейным зажимам, подключается измеряемая цепь, прибор подносят к уху, после чего нажатием кнопки включают питание генератора. Не отнимая прибор от уха, вращают шкалу (диск) прибора до положения, при котором сила звука в телефонной капсуле минимальная. На шкале прибора против указателя находится величина измеренного сопротивления в цепи. Если при вращении лимба не наблюдается заметного изменения силы звука, то это свидетельствует о наличии обрыва в испытываемой цепи.

Для измерения сопротивлений от 1 до 500 Ом применяют прибор ИВЦ-2, принципиальная схема которого аналогична линейному мостику Р-353.

Малый омметр — наиболее простой из контрольно-измерительных приборов. В нем используется магнитоэлектрическая система с непосредственным отсчетом сопротивления цепи в омах.

Кроме того, применяют взрывной испытатель светодиодный ВИС-1 и фотозлектрический индикатор Ю-140. Первый снабжен индикатором-светодиодом, который начинает светиться, если контролируемая сеть цела и ее сопротивление не превышает определенного значения, позволяет проверять сопротивление сети и отдельных ее элементов. У второго в качестве источника электроэнергии используется фотоэлемент (работающий при освещении), к которому последовательно подключен микроамперметр. Отклонение стрелки микроамперметра указывает на целостность контролируемой электровзрывной сети.

§ 4. СРЕДСТВА ЭЛЕКТРООГНЕВОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ

Электроогневое или комбинированное взрывание применяют для воспламенения зажигательных патронов. Существует несколько способов воспламенения, сущность которых заключается в том, что через пороховую лепешку патрона параллельно его дну пропускается тонкая (0,1–0,3 мм) проволочка (из меди, стали, нихрома и др.), концы которой присоединяются к источнику тока. Проволочка в лепешке представляет собой мостик накаливания, при пропускании электрического тока воспламеняется пороховая лепешка, а от пламени последней зажигаются все отрезки огнепроводного шнура группы зарядов ВВ.

В вертикальных и наклонных выработках с углом наклона более 30°, а также в местах работ, где затруднен отход взрывников в безопасное место, применяется электроогневое взрывание, осуществляемое с помощью электрозажигателей или электрозажигательных патронов (табл. 7.2). ЭЗП-Б состоит из бумажной гильзы, на дне которой находится лепешка из воспламенительного состава. В лепешку вмонтирован электронагреватель — мостик накаливания. Применяется в сухих и влажных забоях. ЭЗОШ-Б предназначен для поджигания отрезков ОШ в сухих и влажных условиях. Срабатывает от постоянного (1 А) и переменного (2,5 А) токов.

Таблица 7.2

Номер патрона	ЗП-Б	ЭЗП-Б	Число вмещающих отрезков ОШ	Внутренний диаметр, мм	Высота, мм
1	ЗП-Б1	ЭЗП-Б1	1–7	16	50–60
2	ЗП-Б2	ЭЗП-Б2	8–12	24	—
3	ЗП-Б3	ЭЗП-Б3	13–19	30	70–80
4	ЗП-Б4	ЭЗП-Б4	20–27	35	80–90
5	ЗП-Б5	ЭЗП-Б5	28–32	43	90–100

Электрозажигательные патроны ЭЗБ состоят из картонной гильзы, покрытой влагоизоляцией, электрозапала и воспламенительного состава. Предназначены для зажигания нескольких отрезков огнепроводного шнура.

§ 5. ВЗРЫВАНИЕ С ПОМОЩЬЮ ДЕТОНИРУЮЩЕГО ШНУРА

Взрывание при помощи детонирующего шнура используют в том случае, когда необходимо обеспечить одновременный взрыв серии зарядов ВВ, а также при производстве массовых взрывов на карьерах при короткозамедленном взрывании.

Этот способ отличается от других тем, что заряды ВВ детонируют непосредственно от детонирующего шнура без введения в них капсюля-детонатора.

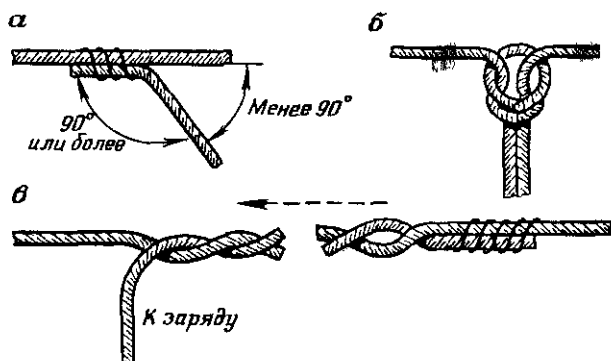


Рис. 7.7. Соединения детонирующего шнура:

а — внакладку; б — морским узлом, в — внакрутку

При взрывании зарядов патрон-боевик изготавливают из нескольких патронов путем обводки их детонирующим шнуром. Конец ДШ, который выходит из зарядной камеры (скважины), присоединяют к магистральной линии ДШ. Длина отрезка ДШ, выходящего из скважины, должна быть не более 1–1,5 м. После зарядки блока осуществляют присоединение к магистральной линии ДШ. При монтаже сети нельзя допускать изгибов, витков и скруток в шнуре.

Надежность взрывания во многом зависит от правильного монтажа, раскладки и сращивания шнура. Рекомендуется применять следующие виды соединений ДШ: «морской узел», «внакладку» и «внакрутку» (рис. 7.7) на длине l не менее 10 см. Шнуры соединяют изоляционной лентой, тесьмой, шпагатом или специальными соединителями.

Поскольку ответвление должно сохранять то же направление детонационной волны, что и в магистрали, то угол между ответвлением ДШ и магистралью по направлению детонации не должен быть более 90°.

Инициирование сети ДШ осуществляется КД или ЭД, который плотно привязывают к ДШ. При массовых взрывах применяют дублирование сетей ДШ. Хорошую надежность взрывания обеспечивают кольцевые схемы. Данный способ взрывания имеет как достоинства (минимальная опасность выполнения зарядания, особенно ликвидации отказов и простота их выполнения), так и недостатки (отсутствие контроля исправности сети перед взрывом, возможность подбоя ДШ и высокая его стоимость).

Детонирующий шнур предназначен для передачи и возбуждения детонации ВВ на определенное расстояние. Скорость детонации ДШ составляет 8,5 км/с.

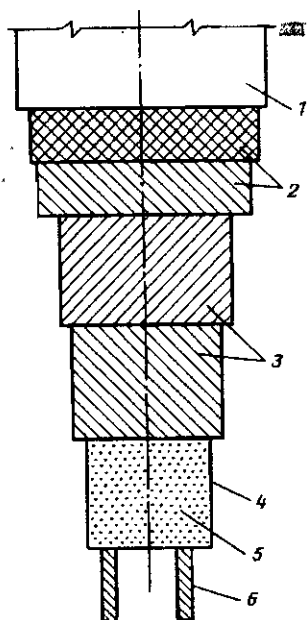


Рис. 7.8. Детонирующий шнур ДША

Сердцевина 5 детонирующего шнура ДША (рис. 7.8) изготавливается из тэна с направляющими нитями 6 или без них и покрывается оплетками из льняных 3, 4 и хлопчатобумажных 1, 2 ниток. Для повышения водостойкости ДШ наружные поверхности шнура покрываются воском или оксидом. Для внешнего отличия ДШ в наружные нити добавляют две нити красного цвета.

Для взрывания в обводненных условиях наружную часть ДШВ покрывают полихлорвиниловой оболочкой красного цвета. Сердцевина ДШ состоит из тэна, навеска которого составляет 12–13 г на 1 м шнура. Для взрывания в обводненных условиях применяется водостойкий ДШ в полиэтиленовой оболочке (ДШЭ-12).

Шнур имеет хорошую изоляцию, обеспечивающую его водостойкость на протяжении не менее чем 12-часового пребывания под водой. Шнуры (диаметром 5–6 мм) выпускают отрезками по 50 м, свернутыми в бухты и обернутыми бумагой.

В нефтяной промышленности применяют термостойкие детонирующие шнуры ДШТ-165, ДШТ-180 и ДШТ-200. При короткозамедленном взрывании зарядов ДШ используют детонационные реле, которые служат для создания замедлений на магистральных линиях ДШ между соседними сериями зарядов.

Пиротехническое детонационное реле КЗДШ-69 состоит из пластиковой или бумажной трубки, в которую введены капсуль-детонатор и пиротехнический замедлитель. Применяется для создания необходимых замедлений между взрывающимися зарядами при их инициировании детонирующим шнуром. КЗДШ-69 имеет замедления 10; 20; 35; 50; 75 и 100 мс. Замедлитель включается в разрыв магистральной сети ДШ и передает детонацию только в одном направлении; при монтаже направление стрелки на трубке КЗДШ должно совпадать с направлением детонации сети.

§ 1. ФИЗИЧЕСКАЯ СУЩНОСТЬ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ

Процесс разрушения породы характеризуется ее физико-механическими свойствами. В качестве обобщающей характеристики этих свойств используется *акустическая жесткость* R (волновое сопротивление, импеданс) среды, равная произведению ее плотности на скорость продольных волн, т.е. $R = \rho v_r$.

А.Н. Ханукаев делит горные породы по величине акустической жесткости на три группы: а) грунтовые массивы ($R \leq 5 \times 10^5$ г/см²·с); б) массивы средней прочности ($R = 5 \div 15 \times 10^5$ г/см²·с); в) крепкие ($R > 15 \cdot 10^5$ г/см²·с).

Породы с малой акустической жесткостью в основном разрушаются в результате давления газов взрыва, находящихся во взрывных камерах; жесткие породы — за счет волн напряжений. Характер разрушения при этом различен: волны напряжения вызывают радиальные и тангенциальные трещины, давление газов взрыва — смятие среды или разрушение ее в процессе движения. А.Н. Ханукаевым установлена следующая зависимость радиальных скоростей смещения (см/с) от расстояния до заряда:

$$u = \left(\frac{33210}{\bar{r}^3} + \frac{396}{\bar{r}^2} + \frac{36,3}{\bar{r}} \right) \cdot 10^2, \quad (8.1)$$

где u — радиальная скорость смещения; $\bar{r}$ — относительное расстояние до рассматриваемой точки, выраженное в радиусах зарядов. Напряжение в породе определяют умножением скорости смещения на акустическую жесткость. Для промышленных взрывчатых веществ и других форм заряда формула неприменима.

В дальней зоне волны напряжения вырождаются в серию сейсмических колебаний. Основная закономерность установлена М.А. Садовским и выражает следующую зависимость:

$$v = K \left(\frac{Q^{1/3}}{R} \right)^v, \quad (8.2)$$

где v — скорость колебания; Q — масса заряда; R — расстояние от места взрыва; K — коэффициент местных условий, средняя величина которого приблизительно составляет 400; v — показатель, учитывающий затухание волн напряжений с расстоянием (в дальней зоне приблизительно равен 1,5).

Формула в приведенном виде не учитывает формы заряда (зарядов), предполагая всю массу заряда сосредоточенной в одной точке. Для больших протяженных взрываемых блоков при расчетах следует делить их на участки, для каждого из которых рассчитывать по приведенной формуле скорость и затем алгебраически ее суммировать.

Сейсмический эффект взрыва может быть снижен путем применения короткозамедленного взрывания, эффект которого в данном случае состоит в том, что волны от разных взрывов приходят в точку наблюдения в разное время и не суммируются. Для его осуществления необходимо, чтобы интервал замедления между взрывами составлял не менее 30–50 мс.

На границах двух сред, различающихся акустической жесткостью, происходят отражение и преломление волн, которые в первом приближении соответствуют законам акустики и геометрической оптики. Основными факторами, определяющими преломленную и отраженные волны, являются акустическая жесткость и ширина трещины раздела. Коэффициент преломления выражается следующей формулой:

$$R = \frac{2 \rho_2 v_{p_2}}{\rho_1 v_{p_1} + \rho_2 v_{p_2}}, \quad (8.3)$$

где ρ — плотность среды; v_p — скорость продольной волны (индекс 1 относится к первой среде, индекс 2 — к среде, в которую проникает волна).

Из формулы (8.3) видно, что если акустическая жесткость второй среды равна нулю, то преломленной волны не возникает и волна сжатия отражается от границы сред, меняя при этом знак (волна растяжения). При переходе в более жесткую среду параметры волны напряжения, наоборот, увеличиваются и волна не меняет знак.

Разрушение, вызванное волнами напряжения, хорошо наблюдается в карьерах. Так например, при разделке негабарита (рис. 8.1) образуются радиальные трещины 1, рассекающие породу на куски пирамидальной формы (эти трещины вызываются тангенциальны-

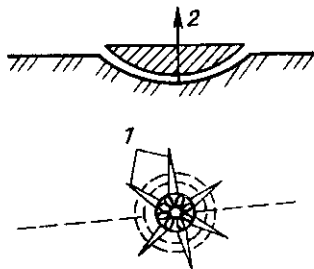


Рис. 8.1. Действие взрыва на массив

ми напряжениями в волне сжатия), и откольная воронка 2, вызванная растягивающими напряжениями в отраженной волне.

Отколы породы наблюдаются при относительно небольшой массе заряда, недостаточной для полного разрушения объекта. В данном случае при взрыве слоистого массива масса заряда оказалась недостаточной для разрушения всего массива, однако в его тылу образовалась откольная воронка, так как волны напряжений, распространяясь нормально (перпендикулярно) трещинам (плоскостям раздела слоев), испытывают минимум отражения и затухания. Об этом свидетельствует величина угла раствора воронки $\alpha = 90^\circ$.

После любого взрыва оставшаяся часть массива нарушается трещинами (заколами), которые обычно параллельны последнему ряду скважин; ширина заколов закономерно уменьшается с удалением от бровки уступа по следующему закону.

$$\Delta = 14 (d/l)^2, \quad (8.4)$$

где l — расстояние от верхней бровки уступа до закола, м; Δ , d — соответственно ширина и диаметр закола, м.

В пределах зоны 1 (см. рис. 8.1) массив нарушен заколами, которые вызывают расширение естественных трещин в 5–10 раз, что в свою очередь отрицательно сказывается на производительности бурения, ухудшает взрываемость пород, снижает устойчивость откоса уступа. Природа образования заколов состоит в том, что сжатая взрывом среда после прохождения волны напряжения смещается в обратном направлении, вследствие чего возникают трещины, параллельные линии зарядов.

Глубина проникновения закола под поверхность массива пропорциональна ширине его и выражается формулой:

$$l_3 = \Delta / K, \quad (8.5)$$

где l_3 — глубина проникновения закола, K — клиновидность трещины (обычно равная 10^{-3}).

Формула (8.4) может быть выведена из (8.1), если в ближней зоне пренебречь вторым и третьим членами.

Приведенные выше формулы отражают закон подобия, который может быть сформулирован следующим образом: при взрыве двух аналогичных по форме и химическому составу, но разных по массе зарядов ВВ на равных относительных расстояниях от заряда в сходных точках напряжения деформации и степень разрушения одинаковы.

Этот закон является основой расчета зарядов и может быть сформулирован в других формах, например: 1) разрушенный объем пропорционален массе заряда; 2) радиусы разрушения пропорциональны диаметрам заряда.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ О ДЕЙСТВИИ ЗАРЯДА В СРЕДЕ

Зарядом называют определенное количество взрывчатого вещества, подготовленного к взрыву. Заряды ВВ классифицируют по форме, конструкции, способу размещения во взрываемом массиве и характеру действия:

— по форме: сосредоточенные, удлинённые и фигурные (сосредоточенными называют заряды, имеющие форму шара, куба, цилиндра и т.п., у которых отношение наибольшей стороны к наименьшей составляет менее 4);

— по конструкции: сплошные и рассредоточенные (сплошными называют заряды, не разделенные на отдельные части промежутками; рассредоточенными — заряды, отдельные части которого разделены промежутками породы, воздуха, воды и т.д.);

— по способу размещения во взрываемом массиве: внутренние и наружные (накладные);

— по характеру действия: заряд камуфлета (или прострелочный), взрыв которого не проявляет видимого действия на поверхности; заряд откольный, при взрыве которого происходит отделение горной породы от массива и ее разрушение; заряд рыхления, вызывающий дробление массива, его вспучивание и перемещение, но без образования видимой воронки выброса; заряд выброса, вызывающий дробление и выброс раздробленной породы за пределы воронки взрыва.

Действие взрыва внутреннего заряда определенной величины на поверхности проявляется образованием воронки, имеющей следующие элементы (рис. 8.2): ω — линия наименьшего сопротивления (ЛНС); r — радиус воронки взрыва; 2α — угол раствора воронки взрыва; $n = r/\omega$ — показатель действия взрыва. В зависимости от его величины выделяют следующие разновидности зарядов и соответствующих им воронок выброса: 1) нормальный выброс при $n = 1$ (см. рис. 8.2, а); 2) усиленный — при $n > 1$ (см. рис. 8.2, б), уменьшенный — при $n < 1$ (см. рис. 8.2, в). При $n < 0,75$ видимой воронки на поверхности не образуется, разрушенная порода за ее пределы не выбрасывается и наружное действие проявляется в виде вспучивания. Такие заряды называют зарядами рыхления (см. рис. 8.2, г).

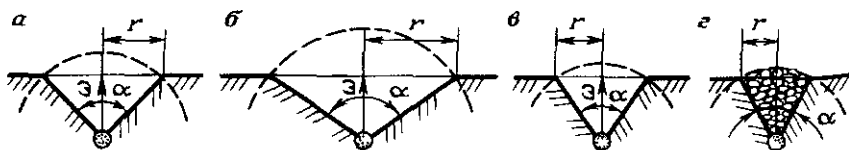


Рис. 8.2 Характер действия различных зарядов

а — нормального выброса, б — увеличенного, в — уменьшенного, г — рыхление

При взрыве сосредоточенного заряда, расположенного в скальном массиве, происходит мгновенное превращение ВВ в газообразные продукты с выделением температуры порядка несколько тысяч градусов, которые под давлением до десятков тысяч мегапаскалей наносят резкий удар, вследствие чего образуется ударная волна, распространяющаяся во все стороны от центра взрыва. При этом у поверхности породы воспринимается действие взрыва одновременно по всей площади, граничащей с зарядом. Масса сосредоточенного заряда нормального выброса

$$Q = q_n V \approx q_n \omega^3, \quad (8.6)$$

где Q — масса ВВ, кг; V — объем разрушенной породы, м^3 ; ω — линия наименьшего сопротивления, м; q_n — удельный расход ВВ нормального выброса, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Вблизи заряда породы быстро сжимаются, поэтому зона среды, расположенная непосредственно у заряда, которая подвергается наиболее сильному воздействию энергии взрыва, называется *сферой сжатия* или *измельчения*.

По мере удаления от зоны измельчения разрушение отдельных частей носит вероятностный характер: отдельность разрушается на две — три части, если в ней имеются дефекты или неоднородности, ослабляющие ее в некоторых сечениях. Эта зона называется *сферой рыхления*.

Удельный расход ВВ на рыхление $q_p \approx 0,33q_n$.

При больших расстояниях от заряда волна напряжений сильно ослаблена и не может нарушить связь между частицами среды, вызывая только колебания. Поэтому эта зона называется *сферой колебания* или *сотрясения*.

Радиус первых двух сфер называют радиусом действия заряда ВВ. На его параметры большое влияние оказывают величина заряда и работоспособность ВВ.

Взрыв удлинённого заряда действует на среду аналогично сосредоточенному, т.е. удлинённый заряд представляет совокупное действие нескольких сосредоточенных зарядов, расположенных на прямой линии.

Если заряд расположен в среде параллельно поверхности обнажения, то при взрыве на поверхности образуется удлинённая воронка в форме трехгранной призмы, имеющей на концах заряда полуконусы.

Величину заряда рассчитывают из учета разрушаемого взрывом объема породы.

При массовых взрывах с целью рыхления и дробления массива горных пород действия с удлинёнными зарядами проводят в несколько серий.

При взрыве массива горных пород с показателем действия взрыва n , отличающимся от единицы, необходимо вводить поправку, которая носит название *функции показателя действия взрыва* $f(n)$, имеющей следующие значения: 1) $f(n) > 1$ при $n > 1$; 2) $f(n) = 1$ при $n = 1$; 3) $f(n) < 1$ при $n < 1$. Тогда величину заряда рассчитывают по формуле:

$$Q = f(n) q_n V; \quad (8.7)$$

$$V = \omega_p a H, \quad (8.8)$$

где a — расстояние между скважинами; H — высота уступа. Приняв $a = m\omega_p$, получим

$$Q = q\omega_p^2 m H, \quad (8.9)$$

где ω_p — сопротивление по подошве (СПП), м; m — коэффициент сближения скважины, принимаемый в пределах 0,7–1,4, а при короткозамедленном взрывании от 1 до 3; q — удельный расход ВВ, кг/м³.

Удлиненный заряд может преодолеть не любое СПП, а лишь такое, которое не превышает определенной величины, зависящей от диаметра заряда, глубины перебура, высоты заряда над подошвами уступа, относительного расстояния между зарядами, плотности и работоспособности ВВ. Указанные величины СПП являются предельными; при их превышении по подошве уступа образуются завывшения, пороги, которые необходимо подвергать вторичному взрыванию с целью достижения проектных отметок горизонта.

Таким образом, Q определяют расчетным путем. Для этого величину удлиненного заряда следует оценивать по вместимости в скважине:

$$Q = P(H + l_{\text{пер}} - l_{\text{заб}}), \quad (8.10)$$

где P — вместимость скважины, кг; $l_{\text{пер}}$ — длина перебура, м; $l_{\text{заб}}$ — длина забойки, м.

Исходя из формулы (8.9), получим

$$q\omega_p^2 m H = P(H + l_{\text{пер}} - l_{\text{заб}}), \quad (8.11),$$

где m — коэффициент сближения скважин.

Отсюда

$$\omega_p = 0,9 \sqrt{\frac{P}{q}}. \quad (8.12)$$

Величину предельного СПП одиночного линейного заряда вычисляют по формуле С.А. Давыдова:

$$\omega_0 = 53 K_T d \sqrt{\frac{\Delta l}{\beta g}}, \quad (8.13)$$

где d — диаметр заряда, м; K_T — коэффициент трещиноватости, зависящий от строения массива и категорий блочности пород (колеблется в пределах 1–1,2); ρ — средняя плотность породы, кг/дм³; Δ — плотность ВВ, кг/дм³; l — переводной коэффициент ВВ к аммониту № 6ЖВ.

Эта формула выведена в предположении, что взрывом преодолевается инерционное сопротивление породы, как это имеет место при зарядах выброса, что не противоречит закону подобия. Расчеты показали, что для средних условий при $\rho = 2,2 - 2,8$ кг/дм³ величина предельного СПП составляет 15–17 м.

СПП, определенное по приведенным выше формулам, проверяется из условия безопасности бурения

$$\omega_6 = H \operatorname{tg} \alpha + b, \quad (8.14)$$

где b — минимальное расстояние между буровым станком и бровкой уступа.

Помимо сосредоточенных и удлинённых зарядов в отдельных случаях применяют заряды более сложной формы, называемые фигурными.

§ 3. РАЗРУШЕНИЕ ПОРОД ПРИ ВЗРЫВАНИИ ОДИНОЧНОГО И НЕСКОЛЬКИХ ЗАРЯДОВ

Рыхление массива горных пород на горных предприятиях осуществляют взрыванием серии зарядов. В исключительных случаях взрывают одиночные заряды, при взрыве которых порода быстро сжимается и смещается вслед за фронтом волны детонации. При этом образуется зона сильно деформируемой породы с системой многочисленных трещин. По мере удаления от заряда напряжение в волне сжатия быстро снижается, вследствие чего характер деформации и разрушения среды меняется.

Рассмотрим процесс разрушения породы при взрыве заряда вблизи открытой поверхности. Частицы среды под действием достигшей этой поверхности волны напряжений начинают свободно двигаться в сторону открытой поверхности, вовлекая в этот процесс все более отдаленные от нее участки среды. По массиву от поверхности начинает перемещаться отраженная волна разряжения или растяжения. Напряжения в ней противоположны напряжениям волн сжатия. Растягивающие напряжения этой волны вызывают разрушение породы в виде откола, образуется откольная воронка. Для построения фронта распространения волны растяжения используют так называемый «мнимый» заряд (или его зеркальное отражение), который располагается над открытой поверхностью на расстоянии, равном линии наименьшего сопротивления (рис. 8.3).

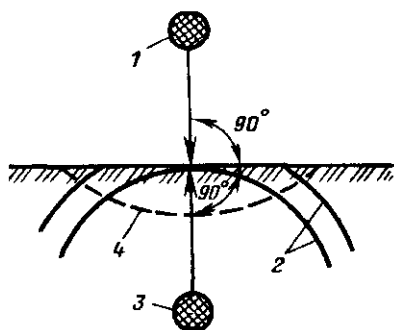


Рис. 8.3 Построение фронта отражения взрывной волны от свободной поверхности (по Г.И. Покровскому)

1 — зеркальное отражение заряда («мнимый» заряд), 2 — фронт падающей волны, 3 — заряд ВВ в породе, 4 — фронт отраженной волны

При взрывании серии зарядов, расположенных в массиве, происходит их взаимодействие, влияющее на процесс разрушения горных пород. Это следует учитывать при расчете оптимальных параметров взрывания.

Зная механизм взаимодействия между зарядами, можно повысить эффект взрыва серии зарядов, расположив их так, чтобы полностью ликвидировать зоны пониженных напряжений. Уменьшение участков этих зон достигается увеличением коэффициента сближения зарядов $m > 1$ в результате многорядного расположения скважин и применения разнообразных схем взрывания (см. § 4).

В промышленных условиях прибегают к уменьшению массы удлинённых зарядов и соответственно расстояния между ними, вследствие чего достигается перераспределение напряжений, обеспечивающее интенсивное дробление и отрыв породы по линии расположения зарядов без образования заколов в массиве и выброса взорванной горной массы на бровку уступа.

При многорядном взрывании дробление улучшается, так как последующие заряды работают в менее нарушенном массиве. Таким образом, чем больше рядов, тем меньше относительный объем нарушенной породы первого ряда.

Средний выход негабарита при взрыве n рядов зарядов составляет:

$$V_n = \frac{V_0 + V_i(n-1)}{n} = V_0 \frac{1 + \frac{V_i}{V_0}(n-1)}{n}, \quad (8.15)$$

где V_0 — выход негабарита от первого ряда скважин, %; V_i — то же, от второго и последующих рядов, %. Для средних условий $V_i/V_0 = 0,3$, поэтому по результатам однорядного взрывания можно найти выход негабарита при многорядном взрывании:

$$V_n = V_0 \frac{1 + 0,3(n-1)}{n}. \quad (8.16)$$

§ 4. РАЗРУШЕНИЕ ПОРОД ПРИ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ВЗРЫВАНИИ

Как указывалось выше, взрывание бывает мгновенным, замедленным и короткозамедленным. В первом случае все заряды взрывают одновременно с помощью электродетонаторов мгновенного действия или ДШ. Замедленное взрывание применяют лишь при шпуровом методе отбойки. В третьем случае — с некоторым интервалом замедления, исчисляемым миллисекундами или десятками миллисекунд. При короткозамедленном взрывании обеспечиваются лучшая степень дробления, минимальное нарушение массива, сокращается ширина развала взорванной массы, а также сейсмический эффект взрыва. Указанные преимущества могут проявляться одновременно, но чаще достигается только одно или два из них. Улучшение степени дробления при короткозамедленном взрывании обеспечивается образованием дополнительных свободных поверхностей и соответствующим уменьшением линий наименьшего сопротивления, а также частично соударением горных масс, движущихся от различных зарядов. Так, при взрыве второго и последующих рядов возникает сложная картина интерференции волн напряжений, прямых и отраженных от взрыва последующих зарядов. Увеличивается время нахождения участка массива в напряженном состоянии. Ширина развала при короткозамедленном взрывании может быть уменьшена за счет «косого» (по отношению к линии зарядов) броска горной массы. Снижение сейсмического эффекта достигается тем, что, поскольку при определенном интервале замедления в сейсмически опасную зону волны приходят в разное время, колебания от отдельных взрывов не складываются и суммарный эффект становится ниже.

Как видим, природа проявления короткозамедленного взрывания при различных действиях взрыва разная, поэтому не всегда все его преимущества достигаются одновременно.

Лучшее дробление достигается при интервале замедления

$$\tau = A\omega_p, \quad (8.17)$$

где τ — интервал замедления, мс; ω_p — СПП, м; A — коэффициент, величина которого находится в пределах 3–6 (верхний предел относится к легковзрываемым породам). Снижение сейсмического эффекта достигается при значительно больших интервалах, равных 30–50 мс.

Помимо интервала замедления существенное значение имеет схема взрывания, которая определяет последовательность взрывов зарядов — режим взрывания.

Известно много схем взрывания. врубовая, трапецеидальная, диагональная, радиальная, кольцевая, в елочку, взрывание парами скважин и др.

Основной особенностью короткозамедленного взрывания является то, что наибольший навал взорванной массы образуется вблизи скважины, взорванной первой.

Схема взрывания выбирается при составлении технического расчета на данный взрыв в соответствии с конкретными требованиями к нему.

Взрывание с внутрискважинным миллисекундным замедлением является разновидностью короткозамедленного взрывания. При нем удастся увеличить число очередей взрывааемых зарядов и продлить время воздействия взрыва на массив.

§ 5. КУМУЛЯТИВНОЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА

Местное действие взрыва зависит от геометрической формы заряда, т.е. формы (конической или сферической) выемки в торце заряда. Это явление называется *кумулятивным действием взрыва*.

При взрыве заряда с кумулятивной выемкой продукты детонации разлетаются вначале перпендикулярно поверхности, а затем сталкиваются, уплотняются и приобретают большую скорость в направлении оси выемки. Этот поток называется *кумулятивной струей*. Скорость движения продуктов взрыва в нем значительно выше скорости детонации и достигает 10 000 м/с.

Место струи, в котором плотность, скорость и давление имеют максимальные значения, а диаметр становится наименьшим, называется *фокусом*, а расстояние от фокуса до торца заряда — *фокусным расстоянием кумулятивной струи*.

На кумулятивном действии взрыва основано изготовление кумулятивных зарядов. На горных предприятиях применяют кумулятивные заряды типа ЗКП с массой заряда от 250 до 1000 г (рис. 8.4, табл. 8.1).

Применение кумулятивных зарядов ЗКП снижает в 8–9 раз удельный расход на вторичное дробление 1 м³ негабарита. В заряде ЗКП имеются кумулятивная выемка, облицованная сталью, промежуточный детонатор ДП-1 и проволоочная скоба для крепления детонирующего шнура. Величину заряда рассчитывают по формуле:

$$Q_n = q_n V, \quad (8.18)$$

где V — объем негабаритного куска, м; q_n — удельный расход ВВ, кг/м³ (для крепких пород составляет 0,25–0,40 кг/м³). Поверхность заряда ЗКП покрывают лаком или парафиновой мастикой.

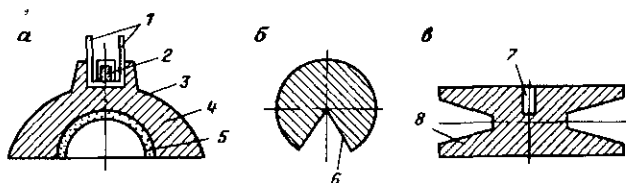


Рис 84 Конструкция кумулятивных зарядов

a — плоский заряд, *б* и *в* — заряды с кумулятивной соответственно призматической и кольцевой выемками, 1 — скоба для закрепления ДПЦ, 2 — промежуточный детонатор, 3 — оболочка заряда, 4 — ВВ основного заряда, 5 — металлическая облицовка, 6 — призматическая кумулятивная выемка, 7 — гнездо для детонатора, 8 — кольцевая коническая выемка

Таблица 8 1

Тип заряда	Тип тротиловой шанпки	Общая масса ВВ, г	Диаметр, мм	Высота, мм	Предельная толщина дробимого куска, м
<i>ВВ узла детонации — гексоген</i>					
ЗКН-180	Литой	180	90	35	0,55
ЗКН-260	"	260	100	40	0,75
ЗКН-500	"	500	130	50	1,0
ЗКН-1000	"	1000	150	75	1,2
ЗКН 2000	"	2000	190	90	1,6
ЗКН-4000	"	4000	230	115	2,0
ЗКН 25	Прессованный	48	48	24	0,13
ЗКП-50	"	76	58	29	0,25
ЗКП-100	"	135	90	36	0,5
ЗКП-200	"	245	100	41	0,8
ЗКП 400	"	475	125	52	2,0
<i>ВВ узла детонации — гексоген, прессованный тротил</i>					
ЗКП 1000	Литой	1250	172	72	1,4
ЗКП-2000	"	2180	200	82	2,2
ЗКП-4000	"	4200	251	105	2,8

При применении кумулятивных зарядов для дробления негабаритов и валунов раскалывающее действие взрыва проявляется в значительно большей степени, чем дробящее. В этой связи часто применяют комбинированный способ взрывания. Вначале в негабарите бурится шпур глубиной 10–15 см, затем в него устанавливают кумулятивный заряд так, чтобы вершина его выемки совпала с осью шнура. Комбинированный метод разделки негабарита обеспечивает лучший кумулятивный эффект при меньшем удельном расходе ВВ.

§ 6. КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ

При проведении горных выработок взрывным способом часто наблюдаются разрушения массива горных пород за пределами проектного контура выработки. Поэтому фактические размеры в некоторых случаях превышают проектные, вследствие чего образуются шероховатости, заколы и трещины, снижающие устойчивость выработок.

Характер разрушения законтурного массива при обычном взрывании зарядов оконтуривающих шпуров неодинаков в выработках различного поперечного сечения (рис. 8.5). Глубина распространения трещин l_T пропорциональна отношению давления продуктов детонации в шнуре в момент взрыва к прочности пород на сжатие:

$$l_T = K \frac{P_H}{\sigma_{сж}}. \quad (8.19)$$

Среднее значение коэффициента пропорциональности K равно 1,6. Глубина распространения зоны трещиноватости в песчаниках составляет 70–75 см, а в сланцах — 120–125 см.

Это обстоятельство следует учитывать при определении расстояния между линиями расположения отбойных и оконтуривающих шпуров, особенно при обычном способе взрывания.

От взрыва зарядов оконтуривающих шпуров последнего ряда в породе образуется зона трещинообразования, подобная рассмотренной, которая может существенно изменить условия работы оконтуривающих зарядов. При проведении выработок с длительным сроком службы, когда необходимо получить контур выработки, близкий к проектному, с возможно наименьшим нарушением законтурного массива, используют способ контурного

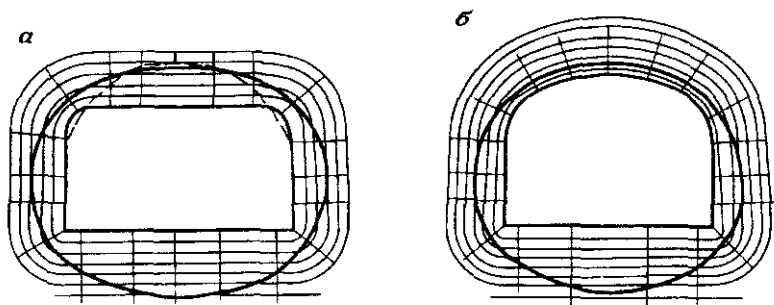


Рис. 8.5. Линии максимальных глубин трещинообразований в законтурном пространстве в выработках с прямоугольной (а) и арочной (б) формами поперечного сечения. Тонкими линиями показаны дальнейшие зоны разрушения

взрывания, в котором выделяют две группы: сближенных зарядов (гладкое взрывание) и предварительного щелеобразования. Первый способ применяют при проведении подземных горных выработок; второй — при сооружении открытых выемок и подземных выработок большого поперечного сечения.

На качество оконтуривания влияют расстояние между оконтуривающими шпурами, линии наименьшего сопротивления и отношение между ними, т.е. коэффициент сближения зарядов, величина удельного расхода ВВ, диаметр и конструкция заряда, очередность взрывания и расположение оконтуривающих шпуров.

Скорость развития трещин, распространение продольных волн в массиве и коэффициент оконтуривающих зарядов зависят от трещиноватости пород. На границе зоны трещиноватости отражается часть волны сжатия, образованная взрывом оконтуривающих зарядов.

Поэтому расстояние между шпурами в оконтуривающем ряду следует принимать с поправкой на глубину трещинообразования l_T от взрыва отбойных предконтурных зарядов последнего ряда

$$a_k \leq (0,8 + 1,0) (\omega_k - l_T), \quad (8.20)$$

где ω_k — линия наименьших сопротивлений оконтуривающих зарядов, м; a_k — расстояние между шпурами по контуру выработки, м. Число оконтуривающих шпуров определяют по формуле:

$$N_k \approx 1,05 \frac{P}{a_k} + 1, \quad (8.21)$$

где P — проектный периметр выработки, м.

Рациональная вместимость ВВ в 1 м оконтуривающих шпуров

$$p_k = \left[0,4 + K_m \left(0,63 - \frac{2,1}{f} \right) \right] \omega_k, \quad (8.22)$$

где K_m — коэффициент относительной монолитности пород (табл. 8.2).

Таблица 8.2

Породы	Расстояние между трещинами, м	Коэффициент относительной монолитности	ЛНС оконтуривающих шпуров, м
Относительно монолитные	1—1,5	1,0	0,5—0,6
Среднетрещиноватые	От 0,15 до 1,5	0,5	0,6—0,7
Сильнотрещиноватые	< 0,15—0,2	0,2	0,7—0,8

Величина заряда оконтуривающего шпура

$$Q_k = p_k l_k, \quad (8.23)$$

где l_k — длина оконтуривающего шпура, м. Расстояние между устьем шпуров и контурной линией не должно превышать 10 см.

при этом дно шпура должно точно выходить на проектный контур, глубину оконтуривающих шпуров рекомендуется принимать на 20–30 см меньше глубины врубовых и отбойных шпуров.

Контурное взрывание при проведении капитальных выработок позволяет получить почти точное соответствие фактического и проектного контуров выработки, снизить шероховатость стенок и кровли, сократить объем по уборке излишней породы, уменьшить законтурное разрушение массива. При этом применяют электрическое короткозамедленное взрывание, причем оконтуривающие шпуры взрывают с одним замедлением.

Выравнивание криволинейных участков достигается бурением дополнительных незаряженных шпуров, располагаемых по контуру выработки между заряжаемыми.

Глава 9

МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Технологию ведения взрывных работ на горных предприятиях определяют по принятому методу взрывания, который представляет собой систему приемов и способов подготовки зарядных выработок для размещения в них зарядов ВВ с целью решения поставленной горнотехнической задачи (дробление, перемещение, выброс, сброс и т.д.). В качестве зарядных камер используют шпуры, скважины, котлы, рукава, камеры.

В зависимости от целей взрывания, величины и формы зарядов ВВ, условий их назначений на горных предприятиях при проведении горно-разведочных выработок и добыче полезных ископаемых применяют следующие методы ведения взрывных работ: *шпуровых, скважинных, сосредоточенных, (камерных и малокамерных), котловых и накладных (наружных) зарядов*. Каждый из них характеризуется определенным техническим процессом подготовки заряда к взрыву.

§ 2. МЕТОД ШПУРОВЫХ ЗАРЯДОВ

Совокупность технических приемов и способов по подготовке и производству взрывов зарядов ВВ в шпурах, включая все операции (бурение, очистку шпуров, подготовку ВВ и боевиков, зарядание и забойку шпуров, монтаж сети и взрывание) называют *методом шпуровых зарядов*.

Шпур — это цилиндрическое углубление в горной породе, имеющее глубину до 5 м и диаметр до 75 мм, служащее для размещения заряда. Шпуровые заряды используют при проведении геологоразведочных выработок, разработке уступов высотой до 5 м, добыче кристаллического сырья, мраморных и гранитных блоков, проходке траншей и котлованов.

При проведении горно-разведочных выработок заряды ВВ размещают в шпурах диаметром до 75 мм и длиной до 5 м. Основные параметры взрывной отбойки — число, глубина и диаметр шпуров, коэффициент их использования и удельный расход ВВ.

Число шпуров N можно определить по формуле М.М. Прото-дыконова:

$$N = 2,7 \sqrt{\frac{f}{S}} \quad (9.1)$$

или (согласно СНиП-II-77) по формуле:

$$N = \frac{1,27 q S}{\gamma d^2 \rho}, \quad (9.2)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; S — площадь сечения выработки в проходке, м²; d — диаметр патрона, м; ρ — плотность ВВ в патронах, кг/м³; γ — коэффициент заполнения шпуров ВВ.

Глубина шпуров при ведении горных работ находится в пределах 1,5–3 м и зависит от крепости породы; в крепких породах она составляет 1,5–1,8 м, в породах средней крепости — 1,8–2,2 м и в слабых — 2,2–2,5 м.

Требуемая глубина шпуров $l_{\text{шп}}$ может быть определена из заданной месячной скорости проведения выработки или срока ее сооружения:

$$l_{\text{шп}} = \frac{L}{25 t n_{\text{см}} n_{\text{ц}} \eta}, \quad (9.3)$$

где L — длина выработки, м; t — срок сооружения выработки, мес; 25 — число рабочих дней в месяце; $n_{\text{см}}$ — число смен в сутки; $n_{\text{ц}}$ — число циклов в смену; η — коэффициент использования шпура, равный отношению величины подвигания забоя за один взрыв к средней глубине шпуров.

Удельный расход ВВ ориентировочно определяется по формуле:

$$q = q_1 f_1 \omega e, \quad (9.4)$$

где q_1 — нормальный расход эталонного ВВ, кг/м²; f_1 — коэффициент структуры породы, имеющий для различных пород разные значения (вязкие, упругие и пористые — 2,0, дислоцированные и с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью — 1,4, сланцевые с меняющейся крепостью и напластованием, перпен-

дикулярным направлению шпура, — 1,3, массивно-хрупкие — 1,1, мелкопористые, неплотные — 0,8), ω — коэффициент зажима породы, учитывающий глубину комплекса шпуров $l_{\text{шп}}$ и площадь поперечного сечения выработки в проходке S ($\omega = 3l_{\text{шп}}/\sqrt{S}$); e — коэффициент работоспособности ВВ (для аммонита № 6ЖВ равен единице).

Ниже приведены рекомендуемые предварительные значения нормального расхода ВВ в зависимости от крепости пород:

	20–15	15–10	8	6–4	3–2	>2
q_1 , кг/м ²	1,5–1,2	1,1–1,0	0,8–0,7	0,6–0,4	0,3–0,2	0,15

Фактический удельный расход ВВ рассчитывают по формуле:

$$q = \frac{Q}{Sl_{\text{шп}} \eta}, \quad (9.5)$$

где Q — общая величина заряда на забой, кг.

Величину заряда в шпурах при ведении взрывных работ на открытой поверхности рассчитывают по объемной формуле:

$$Q = qa\omega_p H, \quad (9.6)$$

где q — проектный расход ВВ, кг/м³ (принимается равным 0,85–0,90 в зависимости от типа ВВ, свойств породы и заданного размера куска); H — высота уступа (мощность слоя), м; ω_p — СПП, м, a — расстояние между шпурами, м.

Относительное расстояние m при короткозамедленном взрывании принимается равным 1,0–1,5, при мгновенном — 0,8–1,1.

Величину СПП определяют по формуле.

$$\omega_p = 0,95 \sqrt{\frac{P}{qm}} \quad (9.7)$$

с последующей корректировкой по данным опытных взрывов. Величина P — вместимость шпуров (табл. 9.1). Необходимо соблюдать условие $\omega_p \leq 0,7 - 1,0$ Н.

Таблица 9 1

Диаметр шпура, м	Вместимость 1 м шпура, кг/м	Диаметр шпура, м	Вместимость 1 м шпура, кг/м
25	0,44	55	2,1
30	0,63	60	2,5
35	0,86	65	3,0
40	1,10	70	3,4
45	1,40	75	4,0
50	1 80		

Примечание. Значение вместимости рассчитано при плотности ВВ 0,9 кг/дм³

Достоинствами метода шпуровых зарядов являются обеспечение мелкого и равномерного дробления взрываемых пород, возможность применения в любых горнотехнических условиях, а также разработки маломощных пластов сложного строения, слабое сейсмическое действие взрыва. К недостаткам метода относятся большой объем бурения, малый выход взорванной горной массы на 1 м шпура, большой удельный расход ВМ, трудоемкость заряжания. Из-за наличия этих недостатков шпуровой метод считается очень трудоемким и дорогим. Поэтому по возможности его стремятся заменить более производительным и безопасным методом (например, скважинных зарядов).

При открытых горных работах методом шпуровых зарядов производят рыхление скальных и мерзлых пород. Для этого в массивах с одной открытой поверхностью используют врубовые схемы короткозамедленного взрывания.

§ 3. МЕТОД СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Совокупность технических приемов и способов по подготовке и производству взрывов зарядов в скважине, включая все вспомогательные операции от бурения до взрывания, называют *методом скважинных зарядов*.

К методу скважинных зарядов относится отбойка пород с размещением зарядов в цилиндрических искусственных полостях глубиной от 5 м и более при диаметре более 75 мм (или любой глубины при диаметре полости менее 75 мм). Такие полости, созданные в горной породе при механическом или другом способе бурения для размещения в них зарядов ВВ, принято называть *скважинами*.

Метод скважинных зарядов применяют при добыче полезных ископаемых, посадке потолочин, выемке целиков и проходке восстающих выработок, траншей и котлованов, гидротехническом и транспортном строительстве.

Для каждого взрыва определяют линию наименьшего сопротивления (ЛНС), расстояние между скважинами или между концами веерных скважин, диаметр скважин, тип ВВ, конструкцию зарядов, интервалы замедлений.

В табл. 9.2 приведены значения ЛНС в зависимости от крепости пород f и диаметра скважин, рассчитанного по формуле.

$$d = \frac{\omega}{24 \sqrt{\frac{\Delta}{q}}}, \quad (9.8)$$

где ω — ЛНС, м, q — удельный расход ВВ, кг/м³; Δ — плотность заряжания, кг/дм³.

Таблица 9 2

Диаметр скважин мм	ЛНС (м) при разных значениях f				
	4-6	6-8	10-12	13-15	15-20
55	2,0	1,8	—	—	—
65	2,2	2,0	1,5	1,5	—
75	3,5	3,2	3,0	2,5	2,0
85	4,5	4,0	3,5	3,0	2,5
105	5,0	4,5	4,0	3,8	3,5

Обычно при открытых горных работах взрывают скважины диаметром 105–320 мм, а в некоторых случаях 400–600 мм.

При расположении скважин на карьерах (рис. 9.1) следует знать значения следующих параметров: d — диаметр скважины, мм; H — высота уступа, м; $h_{\text{п}}$ — глубина перебора, м; ω_p — СПП, м; a — расстояние между скважинами, м; b — расстояние между ядрами, м; c — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа; l_3 — длина заряда, м; l_1 — длина забойки, м; L — длина скважины, м; α — угол откоса уступа, градус.

Параметры расположения скважинных зарядов для открытых разработок рассчитываются с учетом величины проектного удельного расхода ВВ; диаметра заряда и его вместимости для той или иной категории пород по взрываемости. Величина ω_p — один из основных параметров — определяется по формуле:

$$\omega_p = \frac{\sqrt{0,25 P^2 + 4 q P H l} - 0,5 P}{2 q H} \approx 0,9 \sqrt{\frac{P}{q}}, \quad (9.9)$$

где q — проектный расход ВВ, кг/м³; P — вместимость 1 м скважины, кг/м; H — высота уступа, м; l — глубина скважины, м; Δ — фактическая плотность заряда, кг/дм³.

Расстояние между зарядами a и между рядами b , как правило, равно СПП, т.е. $a = b = \omega_p$. Все заряды в скважине вычисляются по формуле:

$$Q = P(L - l_3), \quad (9.10)$$

где l_3 — длина заряда, равная $0,5\omega_p$. Фактическая величина СПП

$$\omega_{\text{ф}} = H \operatorname{ctg} \alpha + 3, \quad (9.11)$$

где α — угол откоса уступа, градус.

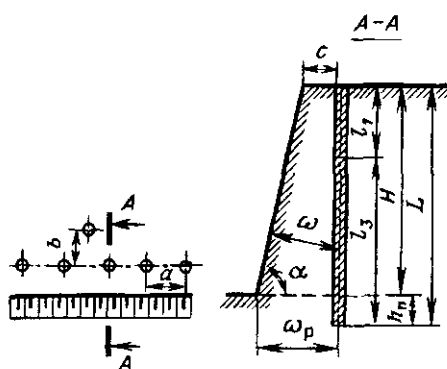


Рис. 9 1 Параметры расположения удлиненного вертикального заряда

Более качественное дробление достигается в результате равномерного распределения энергии ВВ в скважине, т.е. рассредоточением зарядов породным, воздушным или водным промежутком. Это дает возможность рационально использовать первоначальное динамическое действие взрыва на массив горных пород. В сочетании с короткозамедленным взрыванием рассредоточение зарядов повышает эффективность взрывных работ, снижает выход негабарита и переизмельченной породы или руды.

Взрывание с внутрискважинным замедлением также увеличивает время действия энергии взрыва скважинного заряда на массив горных пород. При данном способе взрывания происходит последовательное совместное воздействие прямых и отраженных волн напряжений в массиве в зоне действия одного скважинного заряда, что улучшает качество взрывания и способствует более равномерному дроблению массива. Используют верхнюю, нижнюю и ступенчатую схемы внутрискважинного замедления.

Метод скважинных зарядов по сравнению со шпуровым имеет ряд достоинств: 1) повышается (в 3 раза и более) производительность труда забойного рабочего; 2) сокращается объем трудоемких подготовительно-нарезных работ вследствие увеличения расстояния между выработками, из которых ведется отбойка; 3) создается возможность выемки без закладки и крепления очистного пространства даже при невысокой устойчивости массива горных пород; 4) шире, чем при других методах, применяется комплексная механизация труда; 5) повышается безопасность работ и улучшаются условия труда благодаря нахождению рабочих в процессе бурения в специальных буровых выработках или буровых камерах.

К недостаткам скважинной отбойки относятся: 1) невозможность применения при разработке маломощных залежей вследствие большого разубоживания руды; 2) трудность применения при разработке системами с креплением очистного пространства; 3) увеличение выхода крупных фракций и меньшая точность контуров отбойки по сравнению со шпуровым методом; 4) повышение расходов на вторичное взрывание; 5) обрушение руды за контурами скважин, особенно при недостаточно устойчивой руде и большим (> 100 мм) диаметре скважин; 6) возрастание сейсмического действия взрыва.

§ 4. МЕТОД КОТЛОВЫХ ЗАРЯДОВ

Для взрывания на карьерах с целью преодоления больших сопротивлений по подошве уступа применяют котловые заряды.

Полученное в конце шпура или скважины расширение называют *котлом*, помещенный в него заряд ВВ — *котловым зарядом*.

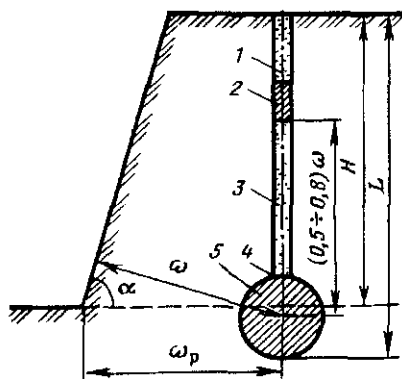


Рис. 9.2. Схема расположения котлового заряда на уступе:

1 — скважина, 2 — дополнительный заряд, 3 — забойка, 4 — котел, 5 — основной заряд

При методе котловых зарядов отбойка производится сосредоточенными зарядами, помещаемыми в особые камеры (котлы), образуемые в процессе бурения или последовательным взрыванием небольших зарядов на забое шпура или скважины (рис. 9.2).

Метод котловых зарядов — комплекс технических приемов и способов подготовки и взрывания зарядов, включающий бурение, простреливание, зарядание, забойку, монтаж сети, взрывание и осмотр места взрыва. Данный

метод применяют в горной промышленности: а) при больших сопротивлениях по подошве уступа, когда расчетный заряд ВВ, необходимый для разрушения нижней части уступа, не может быть полностью размещен в скважине, а также когда линия СПП настолько велика, что заряд, размещенный в нижней части скважины, не в состоянии ее преодолеть; б) при наличии трудновзрываемых пород в нижней части уступа, в) при обрушении высоких вскрышных уступов скальных пород.

Взрывания небольших зарядов для образования котла называются *простреливанием* шпура или скважины. Величина заряда для прострелки зависит от физико-механических свойств и структурных особенностей массива, а по отношению к основному заряду находится в прямо пропорциональной зависимости от величины его котловой части.

Внутренний заряд ВВ, предназначенный для образования полости (котла) в шпуре или скважине, называется *прострелочным зарядом*. Величину его определяют по формуле:

$$Q_{\text{пр}} = \frac{Q_{\text{к}}}{\Pi_{\text{пр}} \Delta}, \quad (9.12)$$

где $Q_{\text{к}}$ — масса котлового заряда, кг; Δ — плотность заряжания, кг/дм³; $\Pi_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости, представляющий отношение объема образованного котла к массе прострелочного заряда (колеблется от 2 до 120 дм³/кг). Этот показатель находят опытным путем либо заимствуют из справочников.

Число простреливаний принимают с учетом требуемых объемов котла, простреливаемости, крепости, трещиноватости и вязкости массива горных пород.

Объем котла, необходимый для размещения в нем заряда, рассчитывают по формуле:

$$V_k = Q_{\text{пр}} \Pi_{\text{пр}}, \quad (9.13)$$

где V_k — заданный объем котла, дм^3 ; $Q_{\text{пр}}$ — заряд камуфлета, кг.

Бурение скважин, подготовка и перевозка ВМ, изготовление боевиков, монтаж взрывной сети, взрывание зарядов и осмотр взрыва выполняются так же, как и при скважинном методе взрывания.

Образование котлов эффективно в пластичных мягких и средней крепости породах, где они приобретают круглую или грушеобразную форму. При простреливании скважины или шпура соблюдаются 15-минутные интервалы между взрывом и последующим заряданием. При прострелке заряд ВВ обычно опускают в патронах на шпагате или ДШ. В зависимости от свойств пород следует обязательно применять забойку.

Для простреливания скважин обычно используют электрический способ взрывания; для взрывания одиночных скважин глубиной до 10 м — огневой.

Безопасное расстояние при простреливании шпуров составляет 50 м, а скважин — 200 м. Котловые заряды лучше заряжать пневмозарядчиками, особенно в наклонных и горизонтальных скважинах. ЛНС для котловых зарядов принимают равными $(0,6 \div 0,9)H$, а расстояние между зарядами $(0,8 \div 1,4)\omega$.

Параметры взрывной отбойки при методе котловых зарядов определяют, как при методе скважинных зарядов, с уточнением на основе данных опытных взрывов.

Диаметр котла вычисляют по формуле:

$$D_k = 1,24 \frac{\sqrt[3]{Q_k}}{\Delta}, \quad (9.14)$$

а объем котловой полости

$$V_k = \frac{Q_k}{\Delta}. \quad (9.15)$$

Величина заряда определяется по формуле для расчета сосредоточенных зарядов (8.6).

Масса основного заряда располагается в котле, а остальная, составляющая 10–20 % от нее, рассредотачивается по всей скважине.

Достоинствами котлового метода взрывания являются резкое снижение объемов бурения, увеличение возможности преодоления больших СПП, уменьшение длины перебура.

К недостаткам относятся высокая трудоемкость работ по образованию котлов, особенно по прострелке и чистке скважин, неравномерность дробления трудновзрываемых пород, нарушение режима работы при прострелочных работах. Метод котловых зарядов обладает низкой надежностью взрывания, поэтому на горных предприятиях применяется в исключительных случаях.

§ 5. МЕТОД КАМЕРНЫХ ЗАРЯДОВ

Отбойка уступов *камерными зарядами* на карьере широко не распространена из-за большой трудоемкости проведения подготовительных выработок. Этот метод применяют в том случае, когда необходимо взрывать большие объемы горной массы как на вскрышных, так и на добычных работах при высоте уступа более 12–15 м, а также при взрывах на сброс и выброс при создании плотин и насыпей. Сущность его заключается в том, что заряды располагают в специально пройденных горных выработках — зарядных камерах с целью разрушения массива горных пород взрыванием сосредоточенных зарядов большой мощности.

Для обеспечения наибольшего сосредоточения зарядов камере придают по возможности кубическую форму, при больших зарядах, порядка десятков тонн, — крестообразную (рис. 9.3), кроме того, они могут быть параллелепипедальной и фигурной формы.

Метод камерных зарядов получил распространение при подземной разработке крепких и весьма крепких горных пород. Ведение взрывных работ данным способом представляет особую сложность, так как при этом приходится взрывать большие объе-

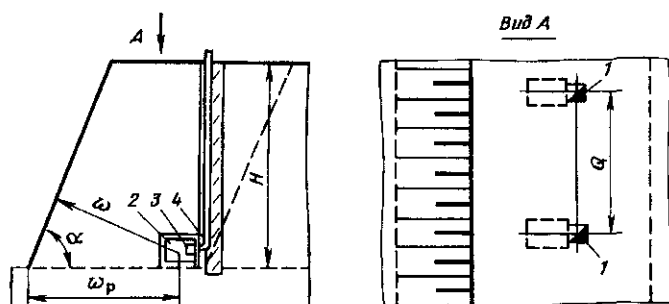


Рис. 9.3. Расположение камерных зарядов рыхления.

1 — шурф, 2 — заряд ВВ, 3 — ЭД, 4 — зарядная камера

мы ВВ, что требует очень точных расчетов параметров. Объем зарядной камеры вычисляют по формуле:

$$V_k = \frac{Q}{\Delta} K_V, \quad (9.16)$$

где V_k — объем зарядной камеры в черне, м^3 ; K_V — коэффициент, учитывающий увеличение объема камеры за счет объема, занимаемого креплением, и находится в пределах 1,1–1,8; Q — масса помещаемого в камеру заряда ВВ, т; Δ — плотность ВВ, $\text{т}/\text{м}^3$.

При расчете параметров взрыва определяют ЛНС, величину заряда, объем и линейные размеры камеры, расстояние между центрами зарядов, глубину шурфов и штолен.

Величину ЛНС принимают для камерных зарядов равной 0,7–0,9Н, а расстояние между зарядами $(0,8 \div 1,4)a$ с учетом физико-механических свойств пород и структурных особенностей массива, или

$$a = m\omega, \quad (9.17)$$

где m — коэффициент сближения зарядов в ряду. Величина камерного заряда на рыхление определяется по формуле:

$$Q_{k.з} = q\omega^3. \quad (9.18)$$

При взрывании нескольких зарядов, предназначенных для рыхления массива, $Q_{k.з} = q\omega_p^3 (0,5 \div 0,4)m$. Величина ω_p для камерных зарядов составляет $(0,5 \div 0,9)H$, м; $m = 0,8 \div 1,4$. Объем зарядной камеры

$$V_{пр} = K_V \frac{Q_{k.з}}{\Delta}, \quad (9.19)$$

где K_V — коэффициент увеличения объема зарядной камеры, равный 1,1–1,8. В расчетах величина ω_p принимается равной ЛНС. Ширина развала горной массы после взрыва составляет $(1,6 \div 2)H$, а высота $(0,7 \div 0,8)H$.

При взрывных работах методом камерных зарядов осуществляют следующий комплекс технических приемов: проходку подготовительных выработок (штолен сечением в свету $1,2 \text{ м}^2$ и шурфов 1 м^2) и зарядных камер, транспортирование ВМ, подготовку боевиков, зарядание и забойку зарядных камер, коммутацию взрывной сети, взрывание зарядов и осмотр места производства взрыва.

Зарядание осуществляют в следующей последовательности: подготовка ВВ для каждой выработки, спуск и укладка ВВ в зарядные камеры, изготовление патронов-боевиков, организация постов оцепления в радиусе опасной зоны; установка боевиков, забойка, монтаж взрывной сети.

При больших объемах взрывания применяют механизированное зарядание камер при помощи пневматического транспортирования порошкообразных или гранулированных ВВ по шлангам и трубам.

После окончания монтажа проверяют сопротивление всей сети. Взрывать камерные заряды разрешено только в светлое время суток. Осмотр места взрыва допускается не ранее чем через 15 мин после его проведения.

Данный метод имеет следующие достоинства: 1) отбойка больших объемов породы; 2) меньшее число взрывов; 3) возможность ведения взрывных работ при сложном рельефе местности; 4) большие запасы подготовленной взорванной горной массы; 5) повышенная производительность из-за применения зарядных комплексов.

К недостаткам относятся: 1) трудоемкость проведения выработок и подготовительных работ; 2) неравномерное дробление массива и значительный выход негабаритов; 3) большой сейсмический эффект; 4) высокая стоимость; 5) трудность и опасность ликвидации отказов. Данный метод применяют ограниченно. При ведении горных работ его почти не используют, но он широко распространен при гидротехническом и мелиоративном строительстве.

§ 6. МЕТОД МАЛОКАМЕРНЫХ ЗАРЯДОВ

При выполнении работ по взрыванию небольших объемов горных пород в условиях, где трудно применять буровую технику, небольшие заряды размещают в рукавах, т.е. в горизонтальных или наклонных выработках небольшого ($0,5 \times 0,5$ м) сечения и глубиной до 5 м (рис. 9.4).

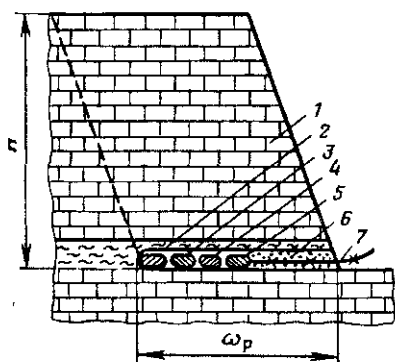


Рис. 9.4. Схема взрывания уступа методом малокамерных зарядов:

1 — скальная порода (известняк); 2 — пропласток мягкой породы (глина); 3 — рукав; 4 — пакеты с ВВ; 5 — боевик; 6 — забойка; 7 — детонирующий шнур

Комплекс технических мероприятий при взрывании *малокамерных зарядов* включает проходку выработок, зарядание и забойку рукавов, монтаж взрывной сети, взрывание и осмотр места взрыва.

Рукава, как правило, проходят вручную в мягких породах. В средних и крепких породах — с применением взрывных работ, путем простреливания шпуров.

Длину рукава принимают равной не более 5 м, а СПП — равной длине рукава: $\omega_p = (0,5 \div 0,85)H \leq 5$ м; расстояние между зарядами $a = (1,0 \div 1,4)\omega_p$.

Рукава заряжают ВВ в патронах или пакетах. Длина заряда не превышает 1/3 длины рукава, а остальную часть засыпают забойкой.

Данный метод взрывания применяется ограниченно из-за низкой производительности труда взрывников, большой трудоемкости проходки рукавов и повышенной опасности ведения взрывных работ. На карьерах этот метод может быть использован при высоте уступа до 8 м.

§ 7. МЕТОД НАКЛАДНЫХ ЗАРЯДОВ

Накладным зарядом называют заряд ВВ, располагаемый на поверхности разрушаемого объекта (рис. 9.5).

Взрывание накладными зарядами применяют при разделке негабаритов, т.е. при вторичном дроблении. Негабарит дробят взрыванием накладного заряда ВВ с помощью детонирующего шнура или детонатора.

Комплекс мероприятий при взрывании накладных зарядов включает размещение зарядов на объекте, их забойку, монтаж взрывной сети, взрывание и осмотр.

Разрушение и дробление объекта происходит в основном под действием только ударных волн, поэтому наблюдаются большой звуковой эффект и сильная ударная воздушная волна. Опасная зона при взрывании составляет не менее 300 м.

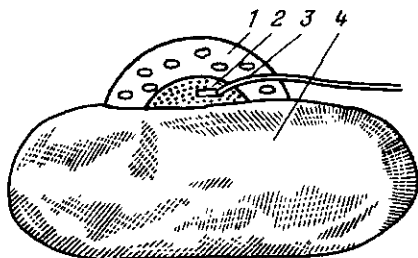


Рис. 9.5. Схема расположения накладного заряда на негабарите:

1 — забойный материал; 2 — заряд; 3 — зажигательная трубка; 4 — валун

Метод очень прост и не требует проведения буровых работ. Массу накладного заряда ВВ можно определить по формуле Л.И. Барона:

$$Q_n = \frac{q_n bc}{K_{ВВ} K_{\text{лин}}^2}, \quad (9.20)$$

где q_n — расчетный удельный расход ВВ, кг/м²; b, c — соответственно ширина и толщина куска, м; $K_{ВВ}$ — коэффициент, учитывающий количество ВВ (для аммонитов 1,0, для акваторов 1,4); $K_{\text{лин}}$ — переходный линейный коэффициент, учитывающий, что величины b и c не средние, а максимальные изменения куска ($K_{\text{лин}} = 1,3$).

Заряжание осуществляют порошкообразными, гранулированными, пластичными или прессованными ВВ, при этом их располагают таким образом, чтобы ВВ и инициатор имели устойчивое положение.

Удельный расход ВВ при этом способе достигает 3 кг/м³ и выбирается при средней длине негабарита 0,5–0,6 м в зависимости от крепости пород:

f	До 4	5–9	10–14	15–20
q , кг/м ³	До 1,3	1,3–1,5	1,6–1,8	1,8–2,0

Разновидностью взрывания накладных зарядов являются кумулятивные заряды. Разрушение происходит вследствие кумулятивного эффекта взрыва, зависящего от формы выемки и заряда, типа ВВ, толщины и материала облицовки (см. табл. 8.1). Для снаряжения зарядов используют наиболее мощные (гексоген, сальный аммонит, тротил) вещества.

Кумулятивный заряд ЗКП имеет промежуточный детонатор для инициирования всего заряда и алюминиевые скобы для закрепления одной или двух нитей ДШ. Кумулятивная выемка облицована тонколистовой сталью или медью. Поверхность заряда ЗКП покрыта лаком или парафиновой мастикой. При взрывании негабаритов и валунов кумулятивными зарядами эффективность взрыва существенно превосходит его дробящее действие.

РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ И ТЕХНОЛОГИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

§ 1. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ЗАРЯДОВ ПРИ ВЗРЫВАНИИ НА РЫХЛЕНИЕ И ВЫБРОС

Основным принципом расчета зарядов ВВ является выдвинутое более 300 лет назад положение о том, что разрушенный объем пропорционален массе заряда. Это положение, как следует из изложенного выше, — одно из следствий закона подобия, сформулированного в 50-х годах. Таким образом, известное из практики положение получило свое теоретическое объяснение лишь недавно.

Имеется много формул для расчета зарядов, которые, сохраняя указанный принцип, отличаются лишь формой и рассчитываемыми величинами. В частности, большинство известных формул различаются только предположениями о формах воронки взрыва, принимаемых при расчете (конус, усеченный конус, пирамида и др.), что приводит лишь к изменению величин коэффициентов. Такое различие несущественно, так как в формулы в виде множителя входит величина расчетного расхода ВВ, устанавливаемая по практическим данным весьма неточно.

Согласно закону подобия, разрушенный объем пропорционален: а) для одиночного сосредоточенного заряда — ω^3 ; б) для одиночного удлинённого заряда — ω^2 . Для сосредоточенных зарядов рыхления

$$Q = K\omega^3, \quad (10.1)$$

где Q — масса заряда, кг; ω — ЛНС; K — расчетный коэффициент, кг/м³.

Для сосредоточенных зарядов выброса

$$Q = q_n \omega^3 (0,4 + 0,6n^3), \quad (10.2)$$

где q_n — расчетный расход ВВ, кг/м³; n — показатель действия взрыва.

Эта формула выведена М.М. Боресковым в прошлом веке. Величину расчетного расхода ВВ определяют по формуле С.А. Давыдова: $q_n = 0,0007 \rho_{\text{ср}}$ (где $\rho_{\text{ср}}$ — средняя плотность породы, кг/м³).

Величина q_n численно дает удельный расход ВВ при $n = 1$. Погрешность этой формулы не превышает $\pm(10-15)\%$.

Величина K в формуле колеблется в значительных пределах в зависимости от требуемой степени дробления.

Скважины бурят с некоторым перебуром, целью которого являются увеличение величины преодолеваемой СПП и качественная проработка подошвы уступа. Исходя из этого, формула примет следующий вид:

$$Q = q\omega_p aH. \quad (10.3)$$

При наблюдении геометрического подобия ($q/\omega_p = m = \text{const}$)

$$Q = qmH\omega_p^2, \quad (10.4)$$

т.е. получаем результат, соответствующий закону подобия. Величина m — относительное расстояние между зарядами. Приблизительно оптимальное ее значение составляет 1,0–1,5, что не всегда удается достичь при однорядном взрывании из-за условия безопасности бурения скважины, а при многорядном короткозамедленным взрыванием — 2–3.

При многорядном взрывании величину a/b обычно принимают равной единице (здесь b — расстояние между рядами).

Расчет по основной формуле (10.3) затрудняется выбором величины q (удельного расхода ВВ), которая зависит от свойства породы, требований к взрывам и других условий, поэтому принимают его значение на основе практических данных.

Из основного принципа выводят весьма важную для практики зависимость выхода крупных кусков (негабарита) от удельного расхода ВВ следующим образом. Если принять, что V — взрываемый объем, V_p — объем, разрушенный на куски меньше заданного размера, Q — масса заряда, q — удельный расход ВВ, то для сплошного массива

$$V_p = kQ;$$

$$V_n = \frac{V - V_p}{V} \cdot 100 = 100 \left(1 - k \frac{Q}{V} \right) = 100 (1 - kq), \quad (10.5)$$

где V_n — выход негабарита, %; k — относительная работоспособность ВВ в породе, $\text{м}^3/\text{кг}$.

Экспериментально установлено, что приведенная зависимость справедлива для сплошного массива.

Единица объема трещиноватого массива содержит V_e^+ крупных отдельностей, поэтому

$$V_n = V_e^+ (1 - kq), \quad (10.6)$$

где V_e^+ устанавливают согласно классификации пород по трещиноватости.

Имеется много различных эмпирических формул (гиперболические, параболические и др.) типа:

$$V_n = \varphi(q), \quad (10.7)$$

не учитывающих трещиноватость пород и другие факторы.

Формула (10.7) справедлива в указанных выше пределах при условии равномерного размещения ВВ в массиве: $m = 1$; $l_j/\omega_p = 0,5 \div 0,7$.

Расчетный расход ВВ в зависимости от свойств пород и требований к крупности горной массы определяют по следующей формуле:

$$q_n = 0,47 \left(\frac{1}{\lambda} + 0,2 \right) f^{1/4} \left(\frac{500}{d} \right)^{2/5} \frac{\rho_{\text{ср}}}{2,6} e, \quad (10.8)$$

где λ — удельная трещиноватость массива пород, м^{-1} ; f — коэффициент крепости пород; $\rho_{\text{ср}}$ — средняя плотность породы, т/м^3 ; d — размер кондиционного куска, мм; e — переводной коэффициент ВВ к аммониту № 6ЖВ (табл. 10.1).

Эта формула позволяет с погрешностью $\pm(10-20)\%$ на стадии проектирования определить расход ВВ. Расчетный расход ВВ численно равен отношению массы заряда к объему раздробленных взрывом отдельностей и зависит только от породы, ВВ и кондиционного размера кусков.

Удельный расход ВВ представляет собой отношение массы заряда ко всему взорванному (отбитому) объему и может изменяться в зависимости от требований к крупности дробления. В отличие от него расчетный расход ВВ есть величина постоянная для данной пары «ВВ — порода» и при заданном ВВ однозначно характеризует взрываемость (дробимость) пород. Выход негабарита при расчете по формуле (10.8) равен нулю. С учетом рассмотренных зависимостей разработана единая шкала взрываемости пород для карьеров.

Фундаментальными исследованиями установлено:

1) при увеличении высоты заряда над подошвой уступа ($l_{\text{зар}}$) преодолеваемость СПП монотонно возрастает, достигая предельного значения при $\omega_p = 30d$ (где d — диаметр заряда); дальнейшее ее увеличение не приводит к росту предельной СПП, так как с расстоянием волны напряжений затухают более интенсивно;

Таблица 10.1

Категория	Степень взрываемости	Расчетный расход аммонита № 6ЖВ (кг/м^3) при фракции, мм	
		500–1000	≥ 1000
I	Легковзрываемые	До 0,35	До 0,27
II	Средневзрываемые	0,35–0,60	0,27–0,45
III	Трудновзрываемые	0,60–0,9	0,45–0,67
IV	Весьма трудновзрываемые	0,9–1,2	0,67–0,9
V	Исключительно трудновзрываемые	$> 1,2$	$> 0,9$

2) увеличение глубины перебура приводит к монотонно возрастающей преодолеваемости СПП, однако предельные его значения составляют 10–15 м.

Величину предельной СПП одиночного заряда вычисляют по формуле С.А. Давыдова (8.13).

§ 2. РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ НА ЗАДАННОЕ ДРОБЛЕНИЕ

При увеличении удельного расхода ВВ степень дробления массива сначала увеличивается, а затем энергия взрыва в основном расходуется на придание большой скорости взрываеваемой массе. Следовательно, дальнейшее повышение становится нецелесообразным.

Рассмотрим зависимость (рис 10.1) выхода крупных кусков (негабарита) от удельного расхода ВВ. На оси ординат отложен отрезок $V_{н.д.}$, соответствующий зоне нерегулируемого дробления. При массовом взрыве с удельным фактическим расходом $q_{ф}$ выход негабарита, равный $V_{ф}$, можно определить одним из указанных выше методов. Взрыв проводят в массиве с известной блочностью и содержанием отдельностей V_e , равных по размеру негабаритным кускам. Соединив точки $(0, V_e)$ и $(q_{ф}, V_{ф})$, получим прямую, пересекающую ось абсцисс в точке $(q_p, 0)$. Это расчетный расход ВВ, для данной функции условно обеспечивающий нулевой выход негабарита. Фактически при $q > q_1$, где q_1 соответствует точке $(q_1, V_{н.д.})$, увеличение удельного расхода ВВ не улучшает дробления из-за наличия зоны нерегулируемого дробления.

Основой расчета является оценка дробимости горных пород. При заданных ВВ и размере кондиционного куска дробимость пород может быть оценена величиной расчетного расхода ВВ

$$q_n = q \frac{V_e^+}{V_e^+ - V_n}, \quad (10.9)$$

где V_n — выход негабарита, %; q — удельный расход ВВ, кг/м³; V_e^+ — содержание в массиве отдельностей фракции e , %.

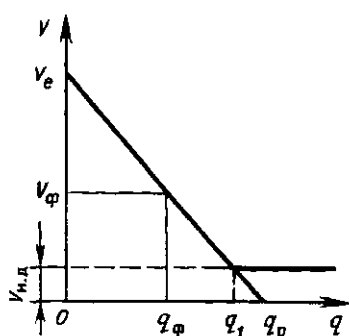


Рис 10.1 График зависимости выхода крупных кусков от удельного расхода ВВ

Таким образом, измерив при взрыве величины q , V_n и V_e , можно найти расчетный расход ВВ, по величине которого определить проектный его расход.

$$q_n = q_n \frac{V_e^+ - V_n}{V_e^+} e \left(\frac{d_n}{d} \right)^{2/5}, \quad (10.10)$$

где V_n — проектный выход негабарита, %; d — размер кондиционного куска, принятый в проекте; e — переводной коэффициент применяемого ВВ к эталонному.

По проектной величине удельного расхода ВВ устанавливают сетку расположения зарядов.

$$\omega_p = \sqrt{\frac{P}{q}}, \quad (10.14)$$

где ω_p — в данном случае расстояние между зарядами, м; P — вместимость скважины ВВ, кг/м.

Рассчитанная величина ω_p должна быть проверена на преодоление фактической СПП с учетом угла откоса уступа. Если она оказывается больше расчетной, то необходимо применять наклонные скважины, спаривать их, использовать более мощные ВВ и т.п.

Относительное расстояние между зарядами должно быть близким к единице, длина забойки (незаряженной части скважины) — не более 0,5–0,7 СПП, глубина перебура — 10–15 диаметров заряда. При этих условиях и точности обурирования сетки скважин $\pm(2-3)d$ заряда можно получить выход негабарита, отличающийся от проектного на $\pm(0,03-0,05)\%$ по сравнению с содержанием его в массиве (для трудно взрывае­мых пород 3–5%). Следовательно, расчет зарядов на заданное дробление требует некоторых измерений по промышленным взрывам для определения расчетного расхода ВВ, на стадии проектирования величина его может быть оценена по приведенным выше формулам.

§ 3. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ РАЗВЕДОЧНЫХ КАНАВ И ТРАНШЕЙ

Канавы проходят взрывами на выброс и рыхление.

При взрыве на выброс перемещение породы за пределы контура осуществляется в результате взрывания сосредоточенных зарядов либо расположенных в вертикальных и наклонных скважинах. За исходную величину для расчета параметров взрывания принимают диаметр шпура (скважины).

Глубина взрывного рыхления является оптимальной для шпура (скважины) определенного диаметра, и если она меньше проектной глубины канавы H , то целесообразно последнюю проводить послойно. При этом число слоев $K_c = H/H_0$, а мощность каждого слоя $H_c = H/K_c$. Величину заряда определяют с учетом максимального выброса горной массы при взрыве. Показатель действия взрыва n принимают равным от 1 до 2, а ширину канавы поверху — $2n\omega_p$.

Данный способ проходки канав нерационален, так как при взрыве образуются неправильные контуры и наносится существенный ущерб земной поверхности.

При проходке канав взрывом на рыхление применяют методы шпуровых и скважинных зарядов. Шпуры или скважины на уступе бурят вертикально или наклонно, глубиной от 1,5 до 5 м, ЛНС принимают равной от 0,4 до 1 H , т.е. $\omega = 0,9H_c$. Расстояние между зарядами в ряду или между рядами устанавливают опытным путем, и оно составляет 1,0–1,5 м.

При рыхлении горных пород взрывом используют сосредоточенные и колонковые заряды.

Параметры взрываний при проведении разведочных траншей рассчитывают с учетом проектных параметров выработки: глубины H , длины L , ширины понизу b , ширины поверху B , угла откоса бортов α .

Параметры взрывания (длина и диаметр шпуров или скважин, конструкция заряда ВВ, глубина заложения зарядов, масса зарядов, расстояние между зарядами в ряду и между рядами, величина забойки) определяют по следующим формулам:

масса заряда выброса

$$Q = q\omega^3 (0,4 + 0,6n^3), \quad (10.12)$$

расстояние между зарядами

$$a = n\omega; \quad (10.13)$$

ЛНС

$$\omega = 0,9H_c, \quad (10.14)$$

диаметр шпура или скважины

$$d = 1,35 H \sqrt{\frac{q_p}{\rho_{ВВ}}}; \quad (10.15)$$

вместимость шпура или скважины

$$P = 0,785 d^2 \rho_{ВВ}; \quad (10.16)$$

масса заряда рыхления

$$Q = 0,33q_p\omega^3; \quad (10.17)$$

масса колонкового заряда рыхления

$$Q = q\omega^3; \quad (10.18)$$

масса заряда в одной скважине

$$Q_{скв} = \frac{\pi d^2}{4} \Delta l_3, \quad (10.19)$$

где d — диаметр заряда, дм; $l_3 = 0,7$; Δ — плотность заряда, кг/дм³.

Расчетные параметры уточняют с помощью опытных взрывов.

При проведении разведочных траншей взрывным способом необходимо строго соблюдать требования правил безопасности.

§ 4. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Горные выработки, проводимые в массиве с различными физико-механическими свойствами и структурными особенностями, могут иметь различные направления, срок службы и назначение.

Выработки обычно проводят сплошным или уступным забоями. Первые применяют в неоднородных породах, когда ведут раздельную выемку; вторые — как в однородных, так и в неоднородных породах.

Проведение выработок включает в себя проходческие (бурение, заряджание и взрывание шпуров, погрузка породы и возведение крепи) и вспомогательные (транспортирование взорванной горной массы, прокладка вентиляционных труб и электрических кабелей) процессы.

Совокупность и взаимная увязка проходческих операций, повторяющихся в течение определенного промежутка времени, называются *проходческим циклом*.

Методы ведения буровзрывных работ при проходке выработок должны обеспечивать минимальные переборы и максимально возможное сохранение естественной прочности пород.

Продвижение забоя за цикл должно быть максимальным. Правильно выбранные параметры буровзрывных работ при проходке обеспечивают значение КИШ в пределах 0,85–0,9 (в мягких породах до 1,0). Необходимо, чтобы качество дробления горной массы соответствовало технологическим параметрам погрузочных машин и транспортных средств. Развал горной массы после взрыва комплекта шпуров должен быть удобным для погрузки породы и крепления выработки.

Основные условия безопасности проведения подземных горных выработок — поддержание их устойчивости, точное выполнение проекта временного крепления и сохранения крепи в целостности при ведении взрывных работ.

Последние разрешается вести только при наличии тщательно возведенной временной крепи, соответствующей данным геологическим условиям. Отставание возведения временной крепи не должно превышать величины одной заходки, определенной проектом.

Горный надзор обязан следить за правильностью обурирования забоя в соответствии с утвержденным паспортом. При этом большое внимание следует уделять врубовым шпурам, так как от них зависит эффективность взрыва всего комплекта.

В забое, где ведут взрывные работы, необходимо размещать схему расположения шпуров с указанием основных показателей, ожидаемых от взрыва.

Таким образом, проведение выработок взрывным методом должно обеспечивать проектные размеры и форму поперечного

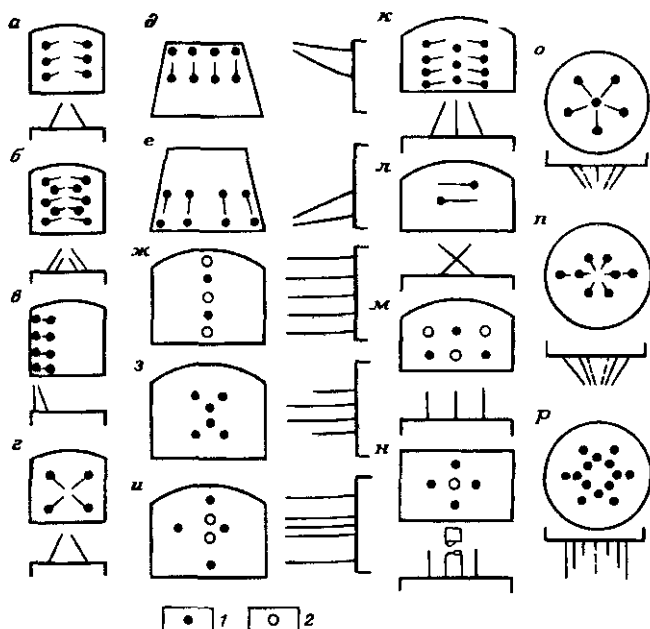


Рис. 10.2 Виды врубов для проходческих работ

а — вертикальный клиновой, *б* — двойной клиновой, *в* — боковой, *г* — пирамидальный, *д* — верхний, *е* — нижний, *ж* — щелевой, *з* — «шагающий», *и* — спиральный, *к* — клинощелевой, *л* — «ножницы», *м* — призматический, *н* — вруб-скважина, *о* — воронкообразный, *п* — эллиптический, *р* — тройной вертикальный (ступенчатый), шпурь 1 — заряженные, 2 — холостые

сечения выработки, качественное дробление горной массы и небольшой ее развал, максимальное использование энергии взрыва заряда ВВ при наименьших затратах труда и времени.

При взрыве зарядов ВВ во врубовых шпурах создается дополнительная свободная поверхность. Бурят врубовые шпурь на 0,2–0,3 м глубже остальных. При проведении подземных горных выработок применяют различные виды врубов (табл. 10.2, рис. 10.2).

Отбойные шпурь, взрывающиеся после врубовых, предназначены для расширения полости, образованной врубовыми шпурами; оконтуривающие (последние) — для придания выработке проектных сечения и формы.

Следовательно, расположение шпуров должно быть таким, чтобы исключить подрыв одного заряда взрывом другого. В большинстве случаев глубину шпуров принимают равной 1,5–2,5 м. Тип вруба определяют с учетом возможности и удобства бурения врубовых шпуров. Подвигание забоя за один взрыв всегда меньше глубины шпуров.

Таблица 10 2

Характеристика врубов	Отличительные признаки	Виды врубов (см рис 10 2)	Условия эффективности применения
Наклонные с расположением врубовых шпуров наклонно к плоскости забоя	Врубовая щель, с одной стороны, оконтурена врубовыми шпурами, а с другой, — одной стенкой выработки, врубовые шпуры наклонные	Верхний, нижний, боковой	Наличие ярко выраженной естественной плоскости, по которой может отрываться порода, напластование, кливаж, зеркало скольжения и др
То же	Врубовая щель оконтурена врубовыми шпурами с двух или нескольких сторон, врубовые шпуры наклонные	Клиновы́й (вертикальный), пирамидальный, воронкообразный	Выработки сечением $> 4 \text{ м}^2$ независимо от геологических особенностей
Прямые, расположенные перпендикулярно плоскости забоя	Врубовые шпуры, перпендикулярные плоскости забоя, сближены так, чтобы при взрыве разрушалась перегородка, отделяющая их один от другого	Призматический щелевой — спиральный, призматический с опережающим врубом	Выработки любого сечения независимо от геологических особенностей

На основе анализа достоинств и недостатков и практических данных установлены области применения различных врубов.

Клиновы́й вруб предназначен для проведения горизонтальных выработок сечением не менее 4 м^2 и шириной более 1,8 м в трещиноватых породах.

Пирамидальный и воронкообразный вruby применяют при проведении стволов шахт.

Прямые вruby (особенно призматический) широко используют в выработках малого сечения, в отдельных случаях при проведении выработок большого сечения, особенно в крепких и крупноблочных породах.

Основными параметрами буровзрывных работ при проведении горных выработок являются удельный расход ВВ, длина, глубина, число и диаметр шпуров, расстояние между ними, величина заряда в шпуре и расход ВВ на взрыв.

Параметры взрывания, расположение, число и глубина шпуров в комплекте указаны в паспорте буровзрывных работ. В нем описаны также геологические условия, физико-механические свойства пород и структурные особенности массива, сведения о взрывных работах в данном забое и мероприятия по технике безопасности.

Оконтуривающие шпурь бурят на расстоянии 10–15 см от проектного контура выработки и с некоторым наклоном от устья в направлении ее контура. Концы шпура не должны заходить за пределы проектного контура поперечного сечения выработки.

Концы отбойных шпуров комплекта должны заканчиваться в одной плоскости, соответствующей заданному продвижению забоя за одно взрывание.

Эффективность взрывных работ оценивают коэффициентом использования шпуров η , характеризующим отношение продвижения забоя за один цикл к глубине шпура и равным произведению $\eta_1 \eta_2$. Значение η_1 в зависимости от коэффициента крепости пород следующее при $f > 4 - 0,8$, $f = 3 - 4 - 0,9$ и $f < 3 - 1,0$; значение η_2 зависит от направления выработки: вниз — 0,8, горизонтально — 0,9, вверх — 1,0.

Средняя глубина комплекта шпуров

$$l = \frac{0,75 T_{\text{ц}} K_{\text{п}}}{T_{\text{см}} \left(\frac{\varphi_1 N}{H_{\text{б}} n_{\text{б}}} + \frac{S_{\text{пр}} \eta}{H_{\text{п}} n_{\text{п}}} + \frac{\varphi_2 \eta}{L_{\text{р}} H_{\text{кр}} n_{\text{кр}}} \right)} \quad (10.20)$$

где $T_{\text{ц}}$ — продолжительность проходимого цикла, ч (принимают кратным смене, т.е. 1–3 цикла в смену); $K_{\text{п}}$ — плановый коэффициент перевыполнения существующих технических норм выработки; $T_{\text{см}}$ — продолжительность рабочей смены, ч; φ_1 — коэффициент совмещения во времени бурения шпуров с погрузкой породы (при отсутствии совмещения равен 1, при полном совмещении — 0, в среднем составляет 0,3–0,6); N — число шпуров в забое; $H_{\text{б}}$, $H_{\text{п}}$, $H_{\text{кр}}$ — трудозатраты, соответствующие нормам выработки на бурение шпуров, погрузку породы и возведение крепи на одного рабочего в смену; $n_{\text{б}}$, $n_{\text{п}}$, $n_{\text{кр}}$ — соответственно число рабочих, занятых на бурении шпуров, погрузке породы и возведении крепи; $S_{\text{пр}}$ — сечение выработки в проходке, м²; η — коэффициент использования шпура; φ_2 — коэффициент совмещения во времени крепления выработок с погрузкой породы (принимают аналогично коэффициенту φ_1); $L_{\text{р}}$ — расстояние между рамами крепи, возводимой в забое, м.

Продвижения забоя за цикл

$$l_{\text{ц}} = l \eta, \quad (10.21)$$

а длина наклонного шпура

$$L = l / \sin \alpha, \quad (10.22)$$

где α — угол наклона шпура к плоскости забоя, градус.

При определении глубины клинового или пирамидального вруба в зависимости от ширины выработки соблюдают условие;

$$l_{\text{вр}} \leq l_{\text{пр}}$$

где $l_{\text{пр}}$ — предельная глубина шпуров клинового вруба, м; равная $(0,25B \pm 0,05)\text{tg } \alpha$ (B — наименьший размер выработки); знак «минус» принимают при клиновом и пирамидальном врубах, «плюс» — при врубе «ножницы».

Величину $l_{\text{пр}}$ ориентировочно можно оценить по данным, приведенным в табл. 10.3.

Таблица 10.3

Ширина выработки, м	Глубина вруба (м) при разных значениях f						
	2-6	6-8	8-10	10-13	13-16	16-18	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,2	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

Глубину врубовых шпуров для всех выработок следует увеличивать на 10–20 % по сравнению с глубиной остальных шпуров. Длина заряда в шпуре $l_{\text{зар}} = uL$ (где u , L — соответственно коэффициент заполнения и длина шпура).

При диаметре заряда ВВ, равном 28–40 мм, величины u для пород V–VIII групп ($f = 2 \div 6$) составляют 0,6–0,7, а для пород X–XI групп ($f = 10 \div 20$) — 0,7–0,75; при диаметре, равном 45 мм, — соответственно 0,35–0,45 и 0,45–0,5 (группы пород приведены по классификации СНиП).

Общее число шпуров на забой (комплект шпуров) определяют по формуле:

$$N = n_{\text{отб}} + n_{\text{вр}} = \frac{q(S_{\text{пр}} - n S_{\text{вр}}) h}{P u} + n_{\text{вр}}, \quad (10.23)$$

где $n_{\text{отб}}$, $n_{\text{вр}}$ — соответственно число отбойных и врубовых шпуров; q — удельный расход ВВ на 1 м³ отбиваемой породы, кг; $S_{\text{пр}}$ — сечение выработки в проходке, м²; $S_{\text{вр}}$ — площадь забоя, оконтуриваемая врубовыми шпурами, м²; P — вместимость шпура, кг; n — коэффициент, учитывающий тип применяемого вруба, равный $V_{\text{вр}} S_{\text{вр}} l_{\text{вр}}$ ($V_{\text{вр}}$, $l_{\text{вр}}$ — соответственно объем и глубина вруба); для призматического и щелевого врубов $n = 1$, для клинового — 1/2, для пирамидального — 1/3.

Значение q берут из табл 10 4 с введением приведенных ни значений поправочного коэффициента K , учитывающих удельный расход ВВ в зависимости от глубины шпуров

$l_{\text{шп}}, \text{ м}$	0,75	1,00	1 50	2,00	2 50 и более
K	1 10	1,00	0,90	0,85	0 80

Удельный расход ВВ уточняют в процессе проведения выработки

Масса заряда отбойного шпура зависит от вместимости заряжаемой его части

$$Q_{\text{отб}} = Pl_{\text{зар}}, \quad (10\ 24)$$

а врубового $Q_{\text{вр}}$ принимают на 20 % больше массы ВВ, расходующей на один отбойный шпур

Таблица 10 4

Группа грунтов и пород по классификации СНиП	Расход ВВ (кг) на 1 м ³ породы при разных сечениях забоя, м ²		
	до 3	3–7	> 7
IV	1,0	0,4	0,3
V	1,3	0,7	0,4
VI	2,3	1,3	0,9
VII–XI	3,3	2,0	1,6

Общий расход ВВ на весь комплект шпуров

$$Q = Q_{\text{отб}}n_{\text{отб}} + Q_{\text{вр}}n_{\text{вр}} \quad (10\ 25)$$

При ведении очистных работ применяют скважинные ($d = 80 - 150$ мм) заряды, так как взрывная отбойка, проводимая ими, более эффективна. Условия взрывания зарядов в очистных забоях разнообразны и зависят от крепости пород и системы разработки.

Скважины располагают параллельно или веером, а отбиваемые слои в зависимости от горнотехнических условий и системы разработки могут быть горизонтальными, вертикальными или наклонными. Число зарядов, взрываемых за один прием, и последовательность взрывания зависят от устойчивости кровли.

Расчет параметров шпуровой и скважинной отбойки приведен в гл 9 (§ 1–3)

§ 5. ВЗРЫВНАЯ ОТБОЙКА ПОРОД НА КАРЬЕРАХ

При ведении взрывных работ на карьерах применяют отбойку шпуровыми скважинами и реже камерными зарядами.

Шпуровые заряды используют при взрывании негабарита и выравнивании подошвы уступа. При скважинной отбойке пород на карьерах скважины бурят вертикально, наклонно или горизонтально, применяя разные схемы их расположения на уступе.

При использовании наклонных скважин несколько повышается себестоимость бурения. Однако это в значительной степени компенсируется дополнительным эффектом, получаемым от улучшенного качества взрыва, выражающегося в хорошей проработке подошвы уступа и снижении выхода негабарита.

Горизонтальные скважины применяют в исключительных случаях при особых горногеологических условиях.

Наиболее распространены скважинные заряды диаметром 105–320 мм, в отдельных случаях с расширением нижней части скважины до 500–600 мм.

Основными параметрами взрывных работ являются СПП, высота уступа, диаметр заряда, расстояния между зарядами, величина перебура, длина забойки, конструкции зарядов. От правильного выбора этих параметров зависят показатели эффективности буровзрывных работ. Качество взрыва оценивают по гранулометрическому составу горной массы, проценту выхода негабарита, параметрам развала, наличию заколов в массиве, выбросу горной массы на бровку уступа, а также полноте проработки подошвы уступа.

Параметры удлиненного скважинного заряда и его расположение в массиве приведены на рис. 9.1. Расчет параметров взрывания скважинными зарядами приведен в гл. 9 (§ 3).

§ 6 ОРГАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

При зарядных работах существует следующая организация труда: каждый взрывник измеряет глубину скважины, наличие в ней воды, опускает боевик, засыпает расчетное количество ВВ (измеряя при этом глубину скважины после засыпки 2–3 мешков ВВ), измеряет оставшуюся незаряженную часть скважины и, убедившись в соответствии фактической длины проектной, производит забойку скважины. Если в последней образовалась пробка, то взрывник докладывает об этом мастеру и ликвидирует пробку с помощью деревянного или алюминиевого забойника или других материалов, не дающих искры. Работу взрывников контролирует и координирует мастер, который по окончании зарядки каждой скважины заносит в проект взрыва значения фактической массы зарядов, глубины скважины и длины забойки, а также фамилию взрывника, производившего зарядание.

После окончания зарядки и забойки всех скважин проводят монтаж взрывной сети, общим правилом которого является осуществление работ от границ блока к точке инициирования или к концам магистралей.

При бескапсюльном взрывании к моменту подключения капсулей-детонаторов или электродетонаторов все посторонние лица должны быть удалены за пределы опасной зоны.

При электровзрывании применяют преимущественно последовательную схему соединения, обеспечивающую контроль целостности цепи и ее сопротивления. Сrostки магистралей между скважинами изолируют с помощью ленты или других приспособлений. При взрывании детонирующим шнуром используют различные схемы взрывания.

Взрывные работы осуществляют в следующей последовательности. На карьерах их проводят в строго назначенное время, о котором должны быть предупреждены все работники карьера. Кроме того, на границах опасной зоны выставляют щиты с указанием времени взрывов и принятой системы сигнализации. После окончания всех зарядных работ монтируют требуемую схему взрывания. Сигнализация взрывных работ предусматривает подачу трех сигналов:

- 1) предупредительного (один продолжительный), по которому начинают монтаж сети и удаляют всех посторонних лиц;

- 2) боевого (два продолжительных), по которому взрывники поджигают зажигательные трубки или включают взрывную машинку;

- 3) отбойного (три коротких), подаваемого после осмотра места взрыва.

После первого сигнала на границах опасной зоны выставляют посты оцепления, которые снимают по сигналу «отбой».

В тех случаях, когда взрывник на момент взрыва остался в карьере, он должен укрыться в блиндаже (укрытии), располагаемом в направлении, противоположном основному действию (развалу) взрыва, и на расстоянии, безопасном по действию ударной воздушной волны. При огневом взрывании взрывник обязан считать взорвавшиеся заряды. Если взорвалось меньшее число зарядов, то подходить к месту взрыва разрешается не раньше, чем через 15 мин.

При электрическом инициировании забой осматривают после полного его проветривания, отсоединения магистральных проводов от источника тока и замыкания их накоротко. Из укрытия можно выходить только через 5 мин после взрыва.

Если взрыва не произошло, отсоединяют магистральные провода от источника тока (ключ от которого берут с собой), накоротко замыкают их концы и через 10 мин независимо от типа ЭД подходят к месту взрыва для выяснения причины отказа. После устранения дефекта монтажа сети проводят повторное взрывание.

Через 15 мин после взрыва выезжают работники воензированной горноспасательной части (ВГСЧ) для проверки загазо-

ванности атмосферы и несколько взрывников для внешнего осмотра района взорванных блоков.

Сигнал «отбой» подают звуковой сиреной по команде ответственного за взрыв (обычно через 30 мин после взрыва). Он означает, что все взрывные работы окончены, места взрывов осмотрены и опасности нет. Трудящиеся допускают на рабочие места в районе взорванных блоков только после разрешения работников ВГСЧ.

Если после включения тока или взрыва зажигательной трубки взрыва зарядов не произошло, то такие заряды называют отказами. Сигнал «отбой» может быть дан только в том случае, если в забое нет отказов или ликвидация их невозможна. В данном случае отказавшие заряды отмечают красными флажками, при необходимости выставляют охрану и о случившемся доводят до сведения технического руководителя работ. Отказавший заряд регистрируют в специальной книге. Ликвидируют отказы в соответствии с правилами безопасности.

§ 7. ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ВЗРЫВА

Качество взрыва оценивают по следующим показателям: а) степени дробления, выраженной выходом негабарита, выходом мелочи или средним диаметром куска; б) шириной развала взорванной массы; в) степенью проработки подошвы уступа; г) нарушением массива, оцениваемым шириной и радиусом распространения заколов и др. Наибольшее влияние на *производительность экскавации* Q_3 (ЭКГ-4,6) оказывает степень дробления (в частности средний диаметр куска d_{cp}):

d_{cp} , см	10-15	20-25	30-35	40-50	60
Q_3 , тыс. м ³ /год . . .	200-250	150-200	120-150	80-100	70 и менее

Как видно из приведенных выше данных, производительность экскавации изменяется в 2-3 раза в зависимости от степени дробления пород. Фактически во многих случаях проектная производительность экскавации не достигается, как правило, из-за низкого качества взрыва. Зависимость Q_3 от выхода негабарита определяют по формуле:

$$Q_3 = Q_0 \frac{1,5}{1,5 + \sqrt{V_H}}, \quad (10.26)$$

где Q_0 — техническая производительность экскавации, м³ в смену; V_H — выход негабарита (кусков, не прошедших через ковш экскаватора), %.

Нетрудно подсчитать, что изменение выхода негабарита в пределах 0–8 % приводит к снижению производительности экскавации в 2,0–2,5 раза. Зависимость Q_3 от среднего диаметра куска рассчитывают по формуле.

$$Q_3 = Q_0 \sqrt{\frac{Qd_0}{d_{cp}}}, \quad (10.27)$$

где d_{cp} — средний диаметр куска горной массы, см, $d_0 = d_k/(10-13)$, здесь d_k — максимальный размер дна ковша экскаватора, см. Выход негабарита может быть учтен различными методами. а) поштучным подсчетом негабаритных кусков, б) непосредственным замером в забоях объема негабаритных кусков; в) планиметрическими измерениями по поверхности развала, г) линейным замером по поверхности развала и др.

Первые два способа используют производственники. Планиметрические и линейные замеры применяют при исследованиях, однако они достаточно трудоемки. Сущность планиметрического метода состоит в том, что по поверхности развала измеряют площадь негабаритных кусков и относят к общей площади замера.

$$V_n = \frac{\sum S}{ab} 100, \quad (10.28)$$

где S — площадь негабаритных кусков, м²; a , b — размеры площадки, м.

Сущность линейного способа состоит в том, что на избранной площадке измерений по однажды принятому правилу проводят ряд линий (например, через 1 м). По каждой из них подсчитывают длину негабаритных кусков и вычисляют выход негабарита по формуле:

$$V_n = \frac{\sum l}{NL} 100, \quad (10.29)$$

где N — число линий, L — длина одной линии; l — длина негабаритного куска, приходящаяся на линию.

Все указанные методы дают одинаковые результаты, в ряде случаев имеются отклонения, обусловленные неоднородностью строения развала взорванной массы (в частности, из-за того, что верхняя часть развала обычно представлена наиболее крупной фракцией, так как верхняя часть уступа в районе забойки обычно не дробится).

Между различными характеристиками кусковатости взорванной массы (средним диаметром, выходом негабарита и др.) существуют вполне определенные соотношения, зависящие от

структуры массива и физико-механических свойств пород. Так, например,

$$\frac{d_{\text{ср}}}{d_{\text{н}}} = \frac{0,27}{\left(1 - \frac{V_{\text{н}}}{V_{\text{е}}^+}\right)^3} \pm 10\% ; \quad (10.30)$$

$$V_{\text{н}} = aV_{\text{н}_1} + b ,$$

где $d_{\text{ср}}$ — средний диаметр куска, см, $V_{\text{н}_1}$ — выход фракции, размером $d_{\text{н}_1}$, $V_{\text{н}}$ — выход негабарита, %, $d_{\text{н}}$ — размер кондиционного (негабаритного куска), см, $V_{\text{е}}^+$ — содержание в массиве отдельностей фракции е, %; a и b — коэффициенты уравнения.

Пользуясь указанной формулой, можно не только осуществлять переход от одной фракции к другой, но и реконструировать гранулометрический состав массива до взрыва. В частности, измерив по данному взрыву величины $d_{\text{ср}}$, $V_{\text{н}}$ и зная $d_{\text{н}}$, можно найти $V_{\text{е}}^+$.

§ 8. ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВАНИЯ МЕРЗЛЫХ ПОРОД

Рыхление мерзлых пород взрывным способом осуществляют как при открытых, так и при подземных разработках. Рыхление мерзлых пород на открытой поверхности проводят скважинной отбойкой (рис. 10.3).

Качества дробления мерзлых пород достигают с помощью внедрения эффективных типов ВВ, применения многорядного короткозамедленного взрывания, рациональных схем коммутации взрывной сети, выбора эффективных параметров взрывания.

При проведении подземных выработок сечением 3–8 м² число шпуров на забой и их глубину определяют в зависимости от физико-механических свойств горных пород, способа бурения и организации работ. Как правило, бурят 7–12 шпуров на забой глубиной 1,2–1,5 м. Удельный расход ВВ составляет 1,2–1,8 кг/м³.

Для обеспечения эффективности дробления мерзлых пород глубина шпуров должна быть не более 0,95 глубины промерзания пород.

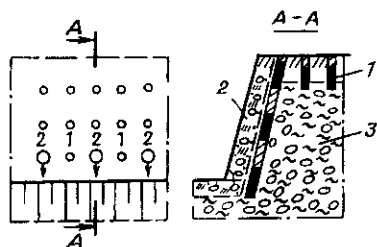


Рис. 10.3 Схема рыхления мерзлых пород на уступах
1 — шпур, 2 — скважина, 3 — мерзлая порода

Эффективность буровзрывных работ в данном случае в значительной степени зависит от расстояния между шпурами или скважинами в ряду и между рядами.

При сооружении котлованов, накатов и траншей часто применяют щелевзрывной способ рыхления мерзлых пород, сущность которого состоит в том, что при помощи дискофрезерной буровой машины нарезаются парные щели с расстоянием между ними 0,9–1,3 (от глубины щели).

При взрыве зарядов мерзлая порода дробится и смещается в сторону компенсирующей щели. Щель в свою очередь создает дополнительную свободную поверхность, способствующую улучшению дробления пород.

При щелевом методе рыхления мерзлых пород определяют следующие параметры: толщину слоя мерзлого грунта H , м; глубину щели $h_{\text{щ}} = 0,9H$, м; глубину заложения заряда h_z , м; ширину щели b , м; расстояние между щелями a , м. Величина $a/h_{\text{щ}} = m$ носит название *коэффициента сближения щелей*.

При взрывных работах рассчитывают основные параметры: удельный расход ВВ, массу сосредоточенного и линейного зарядов ВВ.

Расстояние между щелями

$$a = (0,9 \div 1,3) h_{\text{щ}}; \quad (10.31)$$

общий расход ВВ

$$Q = q(V - V_{\text{щ}}), \quad (10.32)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; $V_{\text{щ}}$ — объем грунта в щелях, м³.

При скважинной отбойке скважины бурят с некоторым перебором с целью повышения величины преодолеваемой СПП и качественной проработки подошвы уступа. Масса заряда для рыхления мерзлых пород скважинными зарядами

$$Q = q\omega_p aH. \quad (10.33)$$

Расчет параметров взрыва сводится к определению предельных СПП:

$$\omega_0 = 53 K_T d \sqrt{\frac{\Delta l}{\rho}}, \quad (10.34)$$

где d — диаметр заряда, м; K_T — коэффициент трещиноватости, зависящий от строения массива и трещиноватости ($K_T = 1 \div 1,2$). Полученное значение уточняется по проверочной формуле:

$$\omega_p = \sqrt{\frac{P}{q}}, \quad (10.35)$$

где P — вместимость 1 м скважины, кг.

Расстояние между рядами скважин

$$b = (0,75 - 1) \omega_p, \quad (10.36)$$

а расстояние между скважинами в ряду

$$a = m\omega_p, \quad (10.37)$$

где m — коэффициент сближения скважин, равный 1–2,5.

С целью безопасного ведения взрывных работ составляют технический расчет и паспорт на проведение взрывных работ с учетом их особенностей и требований, изложенных в «Единых правилах безопасности при взрывных работах».

§ 9. СОСТАВЛЕНИЕ ТИПОВЫХ ПРОЕКТОВ И ПАСПОРТОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Взрывные работы шпуровыми, камерными, скважинными, котловыми наружными зарядами ведут по проектам, составленным на каждый взрыв; в случае систематического взрывания по типовому проекту его корректируют для каждого взрыва.

Взрывание зарядов в котловых шпурах, рукавах и наружных зарядов проводят по паспортам. Специальные взрывные работы выполняют только по проектам.

Проекты утверждает главный инженер предприятия, ведущий взрывные работы. Паспорта утверждает начальник или главный инженер рудника, шахты, карьера, промысла либо руководитель взрывных работ.

При составлении проектов и паспортов необходимо учитывать передовой производственный опыт и научные достижения с целью обеспечения высокой эффективности буровзрывных работ.

При проектировании буровзрывных работ руководствуются «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», «Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом», «Техническими правилами ведения взрывных работ на земной поверхности», «Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах», действующими нормами, правилами, межотраслевой инструкцией, сметными нормативами, расценками и ценниками.

Чертежи, пояснительная записка и другие проектные материалы необходимо составлять достаточно четко.

Взрывные работы на горных предприятиях проводят на основе типовых проектов, разрабатываемых техническим отделом рудника (карьера, разреза) или вышестоящей организацией.

Типовой проект взрывных работ составляют на основе проекта карьера и данных, полученных при эксплуатации. Срок действия его обычно — несколько лет, после чего проект корректируют и

приводят в соответствие с изменившимися горнотехническими условиями и накопленным опытом.

Типовой проект для производства взрывных работ включает следующие разделы.

- общие сведения,
- местную классификацию пород по взрываемости, составленную на основе единой шкалы;
- краткое описание горногеологических и горнотехнических условий (описание полезного ископаемого, системы разработки, высоты уступа, бурового оборудования);
- типовые параметры взрывных работ для пород различных категорий (удельный расход ВВ, СПП, перебур и т.д.);
- схемы взрывания, конструкции боевиков, способ инициирования и т.д.;
- методы вторичного взрывания (шпуровой, накладными зарядами и т.д.);
- радиусы опасных зон по разлету кусков, воздушной волне, сейсмике и т.д.;
- организацию взрывных работ;
- основные технико-экономические показатели (экономическая часть), типовые формы исполнительной документации (технический расчет взрыва, акт приемки блока и т.п.), а также другие сведения;
- технику безопасности.

Типовой проект — основа для составления технического расчета на взрыв, однако он не подменяет его, так как в последнем учитывают конкретные требования к данному взрыву и другие условия, которые не могут быть предусмотрены типовым проектом. Составление последнего требует высокой квалификации персонала и глубокого обобщения опыта взрывных работ на данном предприятии. Обычно проект составляет начальник взрывных работ или начальник технического отдела.

К проекту прилагают: ситуационный план участка работ в масштабе 1:1000 или 1:2000 с нанесением места взрывных работ, границ опасной зоны, постов оцепления, блиндажей, шлагбаумов, предупредительных надписей, схему взрывной сети.

Паспорт на производство буровзрывных работ включает в себя: место и цель проведения работ, краткую характеристику их условий, описание массива горных работ, физико-механические свойства пород, расчет зарядов, схемы взрывания, способ взрывания зарядов и т.д.

Паспорт на взрыв служит исполнительным документом, который также включает:

- акт приемки-сдачи блока;

- план обуренного блока в масштабе 1:1000;
 - скорректированный расчет зарядов по каждой скважине, параметры и расположение которой приведены в плане,
 - выкопировку из плана горных работ в масштабе 1:2000 (1:5000) с нанесением места расположения взрыва и границ опасной зоны;
 - распоряжение на взрыв (приказ), включающий список ответственных лиц и мероприятий по обеспечению безопасности.
- Заряд рассчитывают на основании величины удельного расхода ВВ:

$$Q = q \omega_p H a, \quad (10.38)$$

где q — удельный расход ВВ согласно типового паспорта; H , ω_p , a — соответственно высота уступа, СПП и расстояние между рядами.

Расчетный расход ВВ может несколько отличаться от принятого в типовом проекте в зависимости от условий и требований к данному конкретному взрыву.

По каждой скважине величину заряда округляют до целого числа мешков или $1/2$ его, исходя из удобства заряжания. Затем, если в этом имеется необходимость, то расчетный заряд разделяют по типам ВВ, применяемым для заряжания (например, обводненная часть скважины заряжается водоустойчивым ВВ).

В паспортах буровзрывных работ для проходки выработок должны быть указаны: схема расположения шпуров, исключающая подрыв или обнажение зарядов в соседнем шпуре, число шпуров и их глубина, величина зарядов, наименование ВВ и СИ, число взрываемых серий зарядов и их последовательность, величина и материал забойки, величина радиуса опасной зоны, место укрытия взрывника и рабочих во время взрыва, время проветривания забоя, расположение постов оцепления. В случае изменения горногеологических и горнотехнических условий в забое по разрешению главного инженера шахты (карьера, разреза) или начальника участка (смены) допускаются единовременные отступления от паспорта буровзрывных работ в сторону уменьшения расхода ВВ.

Паспорт массового взрыва должен предусматривать после проведения взрыва и погрузки горной массы составление технического отчета о результатах взрыва — выход негабарита, наличие порогов, отказов, данные по погрузке горной массы и другие сведения.

Технический отчет позволяет анализировать последствия взрыва и отражает точные результаты, полученные при его подготовке и проведении.

МЕХАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕХАНИЗАЦИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Необходимость механизации взрывных работ определяется значительной трудоемкостью подготовки и заряжания ВВ, а также низким качеством взрыва при ручном зарядании.

Средства механизации применяют с целью уменьшения тяжелых ручных операций, связанных с поднятием и переноской мешков и ящиков с ВВ массой до 42 кг. Использование механизмов позволяет увеличить производительность труда и повысить качество взрывных работ. В связи с этим с увеличением объемов добычи полезных ископаемых и затрат на разрушение скальных пород массовым взрывом возникла необходимость в коренном совершенствовании техники и технологии взрывных работ. Решающее значение в этом имеет комплексная механизация всех процессов, связанных с проведением взрывных работ, являющаяся основой для успешного решения других задач по повышению эффективности отбойки горной массы взрывом.

Схемы механизации выбирают с учетом доставки ВВ с заводов-поставщиков, наличия машин и механизмов для переработки, зарядки и забойки скважин, а также мощности горных предприятий.

Механизацию взрывных работ на горных предприятиях осуществляют на основе принципов независимости процессов заряжания и забойки, а также технологических процессов — погрузки, транспортирования и т.д.

На многих геологоразведочных и горных предприятиях небольшой мощности зарядочные и забоечные машины пока не применяют, так как для эффективного их использования необходимо комплексно механизировать погрузочно-разгрузочные и складские работы на базисных и расходных складах ВМ. Для предприятий, ведущих взрывные работы в небольших объемах, принцип механизации должен быть другим, так как при малой потребности ВВ на руднике (карьере) неэффективно иметь специализированные машины для зарядки скважин. Одним из решений для горных предприятий малой мощности является создание специализированных участков (управлений), обслуживающих группу рудников (карьеров).

§ 2. ВВ ДЛЯ МЕХАНИЗИРОВАННОГО ЗАРЯЖАНИЯ

Механизация взрывных работ базируется на использовании ВВ и оборудования, исключающих образование взрывоопасных или токсичных концентраций пыли, воспламеняющихся от электро-

статических разрядов, испарение ВВ, вынос токсичной и взрывоопасной пыли из зарядных камер и заряжающих устройств.

Взрывчатые вещества, применяемые для механизированного заряжания, не должны содержать чувствительных компонентов — нитроэфиров, гексогена или тэна.

Этим требованиям в большей степени отвечают водосодержащие и россыпные ВВ. Применение водосодержащих ВВ позволяет сократить объем буровых работ. Безопасными в обращении при механизированном заряжании считают гранулиты, игданиты и горячельющиеся ВВ.

Для заряжания россыпными гранулированными ВВ используют пневмотранспорт. Образовавшиеся при этом пыль и электрические заряды создают опасные условия для возникновения вспышки пылевого облака от искрового разряда. Поэтому ВВ необходимо увлажнять путем подачи в трубопровод воды (2,4 %) и перемещать со скоростью не более 20 м/с.

При подготовке и хранении ВВ следует исключить его загрязнение горючими веществами, кислотами и щелочами, породной мелочью, химикатами и т.п., так как это увеличивает их чувствительность к внешним воздействиям и повышает опасность их дальнейшего использования.

Механизированные комплексы по приготовлению ВВ должны исключать вредное воздействие на окружающую среду. Следовательно, для механизированного заряжания пригодны различные сыпучие и льющиеся ВВ, отличающиеся достаточной прочностью частиц и отсутствием склонности к пылевыведению.

Такие ВВ как игданит, граммониты 79/21, 50/50, гранулиты АС-8, АС-4, С, М, ифзанит, динамон М-15, обеспечивают требуемую высокую эффективность действия взрывов и возможность широкого применения в разнообразных условиях, что в свою очередь является важнейшей предпосылкой для обеспечения технического развития взрывного дела.

§ 3. ЗАРЯДНЫЕ МАШИНЫ И УСТРОЙСТВА

На использование всех зарядных машин, устройств и механизмов для механизированного заряжания должно быть получено разрешение Госгортехнадзора РФ для их эксплуатации.

Необходимо, чтобы на зарядных устройствах и машинах в исправном состоянии были средства защиты и контрольно-измерительная аппаратура: регуляторы давления сжатого воздуха и редукционные клапаны, ограничители частоты вращения рабочего органа, орошающие и пылеулавливающие устройства, манометры, термометры и тахометры. Все зарядные устройства

снабжают приборами-счетчиками для контроля качества подаваемого ВВ в скважинах.

Электрический привод должен быть взрывобезопасным, а двигатель на зарядной машине или устройстве расположен вне зоны возможного пылеобразования.

Изменение конструкции в зарядных устройствах допускается только при согласовании с заводом-изготовителем.

На многих крупных горных предприятиях применяют схемы механизации, в основу которых заложено использование электропогрузчиков во взрывобезопасном исполнении и механизированных пунктов загрузки гранулированных ВВ и аммиачной селитры в зарядно-транспортные машины.

Машины и устройства для механизированного заряжания при открытых работах.

Зарядные машины и механизмы выпускают двух типов: для заряжания гранулированных и водосодержащих ВВ (табл. 11.1).

Машины МЗ-3, МЗ-4, МЗ-8 и МЗ-12 предназначены для заряжания скважин гранулированными ВВ заводского изготовления, а также игданитами и граммонитами, приготовленными в процессе заряжания.

Таблица 11.1

Показатели	Зарядная машина						
	МЗ-1	МЗ-2	МЗ-3	МЗ-4	МЗ-2В	МЗ-3В	МЗ-4В
	Для гранулированных ВВ				Для водосодержащих ВВ		
Производительность, кг/мин	180	180	300	450	180	300	450
Грузоподъемность, т	3	5	10	25	5	60	25
Годовой расход ВВ на карьере, т	500	2000	7000	> 7000	2000	7000	7000

Машина МЗ-1 предназначена для приготовления и пневматического заряжания скважин гранулированными водосодержащими ВВ и игданитом. Транспортно-зарядную машину «Универсал» используют для транспортирования, разгрузки ВВ, заряжания скважин гранулированными простейшими и водосодержащими ВВ и смешения их с жидкими горючими компонентами. Транспортно-зарядная машина «Зыряновск» предназначена для заряжания скважин гранулированными ВВ заводского изготовления и игданитом. Смесительно-зарядную установку «Акватол-4» применяют для смешивания с водой сухих акватолных смесей заводского изготовления непосредственно перед заряжанием. Транспортно-зарядная машина ТЗМ-1 (МЗ-3В) предназначена для заряжания игданитом и граммонитом.

Забойку скважин осуществляют машинами ЗС-1Б (рис. 11.1) и ЗС-2. Обводненные скважины перед заряжением осушают с

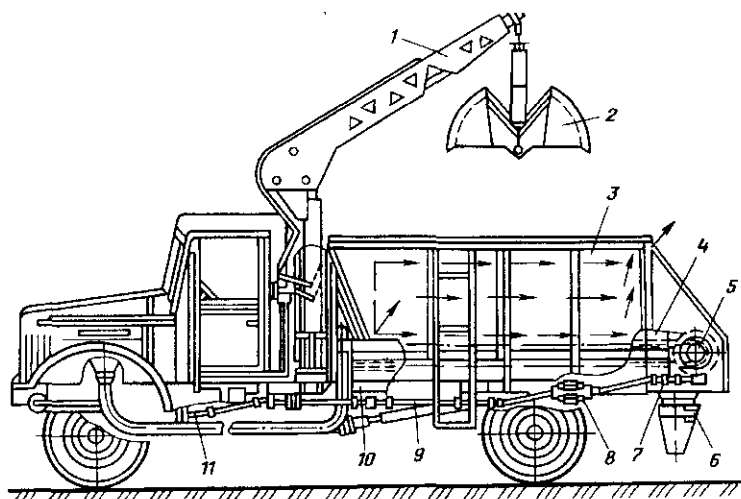


Рис 111 Забoечная машина ЗС-1Б

1 — подъемный гидрокран, 2 — гидравлический грейфер, 3 — бункер, 4 — скребковый конвейер, 5 — червячный редуктор, 6 — разгрузочная воронка, 7 — фрикционная муфта, 8 — промежуточный редуктор, 9 — распределительные валы, 10 — амортизаторы, 11 — коробка отбора мощности

помощью установок типа МОС-1. Скважины заряжают непосредственно после осушения во избежание наполнения их водой

Устройства для механизированного заряжания при подземных работах. Для заряжания шпуров и скважин патронированными ВВ применяют механические зарядчики толкательного и метательного типа, а для заряжания рассыпными ВВ — различные пневматические зарядные устройства (рис. 11.2).

Зарядчики по принципу действия исполнительного органа делят на бросающие и эжекторные.

Бросающими зарядчиками заряжают шпуров аммиачно-селенным ВВ. К ним относят кассетный зарядчик для шпуров (рис. 11.3), состоящий из трубки 1 (с вырезом для захвата патронов) и кассеты 2, в которую закладывают патроны ВВ 5. Кассету зажимом 3 и винтами 4 крепят к трубке, один конец которой вставляют в шпур, а другой соединяют со шлангом, подводящим сжатый воздух. Периодически открывая клапан, сжатым воздухом подают патроны в шпур.

Эжекторные зарядчики выпускают камерные, порционные, роторные и барабанные; кроме того, применяют зарядно-доставочные устройства. Эжекторные зарядчики предназначены для заряжания шпуров и скважин рассыпными ВВ.

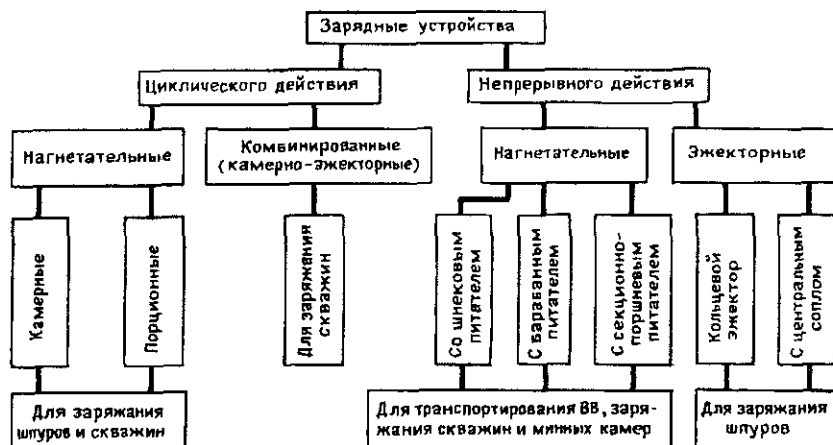


Рис. 11.2. Виды пневматических зарядных устройств

В эжекторных пневмозарядчиках (рис. 11.4) сжатый воздух поступает в эжектор 3, увлекая из воронки 2 ВВ и вдувает его по трубке 1 в шпур. Сжатый воздух подают к эжектору через клапан.

Эжекторные пневмозарядчики «Курама» применяют на горных предприятиях и выпускают двух типов: для зарядки горизонтальных и слабонаклонных шпуров ЗЭП-1 и зарядки вертикальных шпуров ЗЭП-В.

Камерный зарядчик ЗКП-5 («ВАХШ-5»), предназначенный для зарядки гранулированными ВВ шпуров и скважин любого направления (рис. 11.5), может транспортировать ВВ по пневмомагистрали на расстояние до 60 м в горизонтальном и до 40 м в вертикальном направлениях. Зарядчик состоит из герметическо-

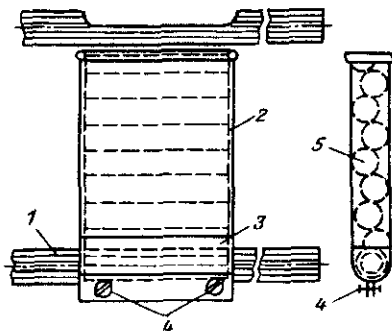


Рис 11.3. Кассетный пневмозарядчик

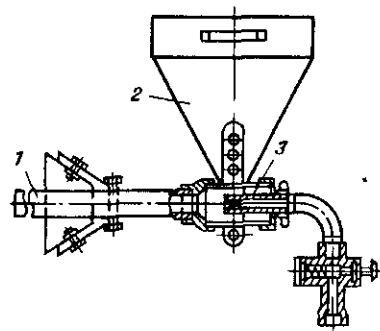


Рис. 11.4. Эжекторный пневмозарядчик

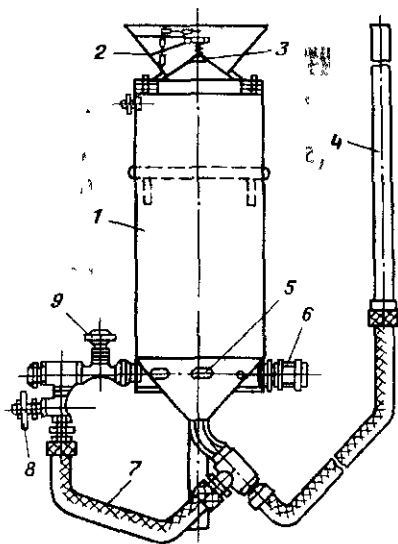


Рис. 11.5. Камерный зарядчик
«БАХШ-5»

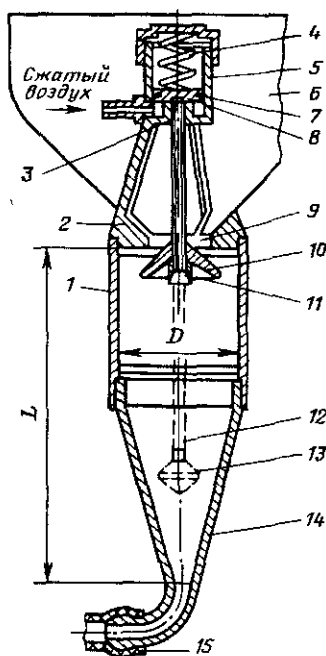


Рис. 11.6. Порционный зарядчик ЗП-1:

1 — цилиндрическая часть дозирующей камеры, 2 — стойка, 3 — золотниковое отверстие, 4 — пружина, 5 — пневмоцилиндр, 6 — бункер, 7 — уплотнительное кольцо, 8 — поршень, 9 — отверстие запорного клапана, 10 — запорный клапан, 11 — гайка-разделитель, 12 — удлинительная трубка, 13 — аэрирующая насадка, 14 — коническая часть дозирующей камеры, 15 — зарядный шланг

го металлического бункера 1, загрузочной воронки 2 с конусным затвором 3, кранов включения 9, воздушных сопел 5, регулятора давления 6 и зарядного шланга с зарядной трубкой 4. Имеются кран 8 и шланг 7 для дополнительной подачи воздуха в зарядный шланг.

Характеристики порционных пневмозарядчиков типа ЗП приведены в табл. 11.2. Взрывчатое вещество из бункера через конусный затвор (рис. 11.6), находящийся при отсутствии воздуха в пневмоцилиндре в открытом положении, просыпается в дозатор и заполняет его. При включении сжатого воздуха поршень отжимает пружину и конусный затвор перекрывает дозатор. В это время открывается канал подачи воздуха через шток и дозатор, происходит аэрация порции ВВ, находящейся в дозаторе. Под действием сжатого воздуха эта порция ВВ выталкивается в зарядный трубопровод и далее в шпур. Взрывчатое вещество, вылетая из зарядной трубки, при ударе о забой уплотняется (до 1,2 г/см³).

Таблица 11 2

Показатели	Порционный пневмозарядчик			
	ЗП-2	ЗП-5	ЗП-12	ЗП 25
Диаметр заряжаемых шпуров и скважин, мм	56	75–80	105	120–150
Производительность, кг/мин	20–50	50–70	120–150	130–170
Глубина шпуров и скважин, м	25	35	40	40
Вместимость приемного бункера, л	40	40	60	60
Масса порции, кг	0,5–2	5	12	25
Дальность транспортирования, м	30	70	100	150
Высота, мм	900	1040	1200	1200
Ширина (диаметр приемного бункера), мм	570	570	570	570
Диаметр зарядного шланга, мм	25	32	38–50	38–60
Масса зарядчика, кг	17	19	30	38

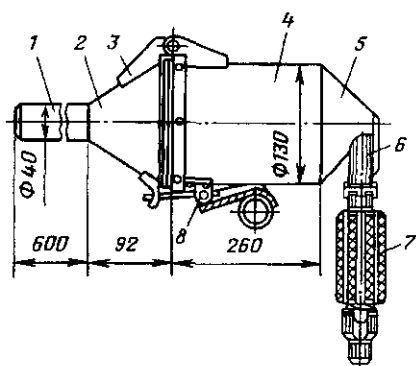


Рис 11.7. Пневмозабойник:

1 — трубка для подачи песка в шпур; 2 — крышка, 3 — засов, 4 — бункер, 5 — днище с завихрывающими лопастями внутри, 6 — трубка для сжатого воздуха; 7 — воздушный кран, 8 — замок

Модели зарядчиков ЗП различают по вместимости дозирующей камеры и конструкции аэрирующих устройств.

Барабанные и роторные зарядчики предназначены для доставки ВВ с откаточного горизонта в забой и заряжания скважин на очистных и проходческих работах. Достоинствами этих зарядчиков являются непрерывность процесса загрузки ВВ во время заряжания, более высокая по сравнению с камерными зарядчиками производительность и возможность регулирования концентрацией ВВ в трубопроводе; недостатками — наличие вращающегося барабана (понижает безопасность зарядчика) и малый срок службы узла цилиндра — барабана. Серийно выпускают УЗС-1500, УЗС-6000. смесительно-зарядную машину УЗДМ-1.

Зарядно-доставочная установка ЗДУ предназначена для заряжания скважин глубиной до 60 м игданитами и гранулитами.

Забойку шпуров крупно- и среднезернистым песком выполняют пневмозабойником (рис. 11.7).

СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

§ 1. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК БОЛЬШОГО СЕЧЕНИЯ

Проходка стволов. Взрывные работы при проведении выработок большого сечения имеют свои специфические особенности. Проходку стволов ведут шпуровым методом при диаметре до 45 мм или скважинным — при диаметре до 100 мм. При этом применяют короткозамедленное взрывание. Контурное взрывание, как правило, используют при небольшом диаметре шпуров.

При проходке стволов круглого поперечного сечения шпуры и скважины располагают по концентрическим окружностям, при этом соблюдают следующие соотношения числа шпуров в окружностях (за единицу принято число шпуров в ближайшей к центру ствола окружности):

Три окружности	1; 2,0—2,5, 3,2—4
Четыре окружности	1; 2,0—2,5; 3,0—3,5; 4,0—4,5
Пять окружностей	1; 2, 2,5—3,0; 3,5—4,0; 4,4—5,0

Величина заряда в шпуре

$$m, \quad (12.1)$$

где γ ВВ в патроне; K_3 — коэффициент заполнения шпура (для врубовых и отбойных шпуров равен 0,3—0,88, для контурных — 0,84—0,79); $l_{\text{шп}}$ — глубина шпура, м; $l_{\text{п}}$ — длина патрона ВВ; m — число патронов в шпуре.

При проходке восстающим забоем слепых стволов, соединяющих выработки на двух горизонтах, применяют центральную скважину с проходящим через нее стальным тросом для подвески рабочего полка, с которого ведут буровые работы.

В массивах горных пород с $f = 6-7$ стволы проходят с помощью сбоечно-буровой машины СБМ-3у, при этом бурят скважину диаметром 390 мм (прямым ходом — снизу вверх) с последующим разбуриванием (сверху вниз) и доводят величину диаметра до 850 мм.

Скважина большого диаметра, имеющая дополнительную обнаженную поверхность, облегчает работу врубовых шпуров и служит для спуска породы на нижний горизонт, где ее грузят в транспортные сосуды и подают на поверхность.

При проходке стволов применяют проходческий комплекс КПВ-1, который используют также для восстающей выработки сечением 2×2 м, затем расширяют ее до проектных размеров ствола, разрабатывая породу сверху вниз. Шпуры бурят телескопным перфоратором ПТ-45 с рабочего полка, который поднимают постепенным наращиванием звеньев монорельса по мере продвижения. Проходческий комплекс КПВ-1 следует оборудовать автоматическим эксцентриковым ловителем, ручным эксцентриковым тормозом и предохранительной цепью для подвески полка к монорельсу во время бурения шпуров. Расстояние от платформы до забоя не должно превышать 2,5 м.

Перед спуском после сборки забоя или окончания бурения, а также перед подъемом после взрыва полка необходимо промыть водой и обдуть сжатым воздухом.

Во избежание случайных взрывов отказавших зарядов шпуры каждого последующего комплекта бурят со смещением их на 30° в плане забоя ствола.

Проведение горизонтальных выработок. При проведении горизонтальных выработок большого сечения в крепких скальных породах ($f = 3 - 20$) применяют вертикальный клиновый, пирамидальный, верхний и нижний горизонтальные, боковой врубы, а также прямые (призматический, щелевой и спиральный).

Глубину шпура вертикального клинового вруба определяют по формуле:

$$h = \frac{B}{4 \operatorname{tg}(\alpha/2)}, \quad (12.2)$$

где B — ширина выработки, м, α — угол наклона шпура к плоскости забоя, градус. Для горных пород при $f = 1 - 4$ $\alpha = 40^\circ$, при $f = 5 - 14$ $\alpha = 50^\circ$, при $f = 15 - 20$ $\alpha = 60^\circ$.

Число врубовых шпуров выбирают с учетом гидрогеологических условий, обводненности, физико-механических свойств горных пород и структурных особенностей массива (обычно колеблется от 2 до 8 штук).

Широко используют прямые врубы, что значительно упрощает процесс обурирования забоя, так как в них все шпуры (вспомогательные и отбойные), за исключением контурных, бурят параллельно врубовым шпурам.

Применение прямых врубов обеспечивает небольшой разброс взорванной породы, предотвращающей повреждение механического оборудования, что особенно важно при щитовой проходке.

Число шпуров, приходящихся на 1 м² сечения горизонтальной выработки для забоя с одной обнаженной поверхностью, определяют по формуле Протодяконова:

$$n_1 = 2,7 \sqrt{f/S}; \quad (12.3)$$

где S — площадь поперечного сечения выработки

Число шпуров рассчитывают по следующей формуле Покровского

$$N = \frac{12,7 q_0 S}{d^2 \alpha \Delta K_{\Delta}} + \sqrt{S}, \quad (12.4)$$

при контурном взрывании

$$N = \frac{P}{a} + \frac{12,7 q_0 S}{d^2 \alpha \Delta K_{\Delta}} + \sqrt{S_1}, \quad (12.5)$$

где q_0 — удельный расход ВВ, определяемый опытным путем или по таблицам удельных расходов ВВ, кг/м³, S — площадь поперечного сечения выработки, м²; d — диаметр заряда в шпуре, мм; α — коэффициент заполнения шпура ВВ, принимаемый в пределах 0,55–0,75, Δ — плотность ВВ в заряде, г/см³; K_{Δ} — коэффициент, учитывающий увеличение плотности порошкообразных и пластичных ВВ в процессе заряжания, равный 1,05–1,15; P — периметр выработки, м, a — расстояние между контурными шпурами, м; S_1 — площадь поперечного сечения выработки, разрушаемая взрывом врубовых и отбойных шпуров

Расчетный удельный расход ВВ оценивают по формуле Протодьяконова.

$$q_0 = \frac{1}{b} \sqrt{f/S}, \quad (12.6)$$

где b — коэффициент, учитывающий мощность и плотность ВВ (для аммонитов № 6ЖВ $b = 0,69$).

Общий расход ВВ определяют по следующей формуле:

$$Q = q_0 V = q_0 S l, \quad (12.7)$$

где q_0 — удельный расход ВВ, полученный по результатам расчета или нормативным таблицам, кг/м³; V — объем породы, взрываваемый за одну заходку, равный произведению площади сечения выработки S на глубину заходки l , м³.

Среднюю величину заряда в шпуре вычисляют с учетом общего числа шпуров N и общего расхода ВВ:

$$Q_1 = Q/N. \quad (12.8)$$

Эффективность взрывания шпуровыми зарядами оценивают по коэффициенту использования шпура (КИШ), т.е. отношению величины отрыва породы к глубине шпура:

$$\eta = \frac{l - l_0}{l}. \quad (12.9)$$

Глубину шпуров при проведении горизонтальных выработок выбирают с учетом физико-механических свойств пород и трещиноватости массива, а также размеров поперечного сечения выработки.

Повышенного внимания требует взрывание во встречных забоях выработок с приближением момента сбойки. Между встречными забоями следует устанавливать надежную связь (телефонную или электрическую сигнализацию). При достижении разделяющего целика (20 м) перед заряданием шпуров в одном из забоев люди, работающие в обоих забоях, должны быть удалены на безопасное расстояние. Когда сближение встречных забоев достигает 15 м, взрывание в них проводят одновременно и после каждого взрыва определяют размеры целика. При величине последнего 7 м все работы ведут только в одном забое, причем необходимо бурить разведочные шпуры, глубина которых на 1 м превышает глубину взрываемых шпуров. После сближения забоев до 3 м все находящиеся в них люди должны быть удалены на безопасное расстояние. Последний взрыв на сбойку выполняют под руководством горного мастера по особому паспорту взрывных работ, составленному с учетом действия зарядов на обе стороны забоя одновременно. Отбойные и контурные шпуры следует заряжать рассредоточенными зарядами, которые должны действовать по всей длине шпура без разброса породы.

Проведение наклонных выработок. Проведение наклонных выработок представляет собой одну из сложных проходческих работ. Сооружают их под углом 30° (обычно от 10° до 30°).

При проведении наклонных выработок приходится пересекать горные породы различной крепости и обводненности, поэтому методы его отличаются большим разнообразием и выбирают их в зависимости от геологических и гидрогеологических условий. В соответствии с принятым методом проведения выработки решают вопрос о способе взрывания.

Проведение наклонных выработок с уклоном более 10° по условиям буровзрывных работ приближается к условиям проведения вертикальных выработок.

На горнорудных предприятиях применяют также проведение восстающих наклонных и вертикальных выработок сечением от 4 до 20 м^2 методом секционного или одновременного взрывания на всю глубину скважинных зарядов длиной до 50 м. Взрывные скважины заряжают на всю глубину секциями, составляющими 2—3 м, или сплошными колонковыми зарядами.

Диаметр врубовых и взрывных скважин колеблется от 75 до 105 мм, а расстояние между скважинами в зависимости от крепости породы, диаметра скважин и поперечного сечения выработки — от 0,8 до 1,0 м.

Все наклонные выработки, в которых перемещают грузы по рельсовым путям в соответствии с условиями безопасности, должны быть оборудованы специальным отделением для прохода людей. Перемещать по ним взрывчатые материалы можно только после прекращения всех работ в забое и удаления людей, не связанных с выполнением взрывных работ.

Буровзрывные работы как часть горнопроходческого комплекса при проведении выработок выполняют в соответствии с утвержденным проектом, действующими техническими условиями и СНиП, а также Едиными правилами безопасности.

Работы осуществляют по графику-циклограмме проходки, составной частью которого является график буровзрывных работ, выполняемых по специальному паспорту, утвержденному главным инженером предприятия. Циклограмма регистрирует выполнение всех операций проходческого цикла с учетом норм трудовых затрат, определяет численность и состав бригады, последовательность и продолжительность операций.

Камуфлетный метод проведения подземных сооружений применяют в мягких породах, для этого по продольной оси выработки бурят центральную скважину диаметром 100–200 мм.

При взрыве заряженной и заполненной забоечным материалом скважины вся энергия взрыва расходуется на создание камуфлетной полости. Вследствие уплотнения грунта при взрыве образуется цилиндрическая выработка, диаметр которой превышает диаметр скважины более чем в 10 раз. Диаметр камуфлетной выработки зависит от типа ВВ (тротил, аммонит), массы заряда и свойств пород (пластичности, влажности, трещиноватости и др.). Диаметр скважины

$$D = 2 K_{сж} \sqrt{Q} . \quad (12.10)$$

где $K_{сж}$ — коэффициент податливости пород сжатию взрывом удлиненного заряда (при взрывании тротила в плотной сухой глине равен 0,235, в супеси — 0,28, во влажных суглинках — 0,36).

§ 2. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ГОРНЫХ И ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Взрывные работы широко применяют в жилищном строительстве геологоразведочных предприятий. В результате использования энергии взрыва ВВ создают траншеи, котлованы.

При ведении взрывных работ в скальных породах наиболее важно определить действие взрыва заряда в глубь массива. Для сохранения устойчивости массива горных пород от разрушений в процессе взрывных работ в СНиП предусмотрено сохранение на

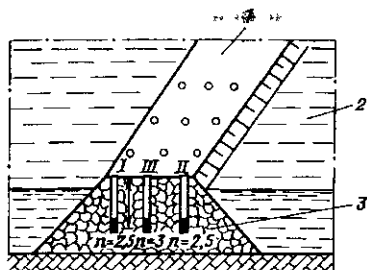


Рис. 12.1. Схема расположения зарядов при взрывании насыпных перемычек.

I-III — ряды расположения зарядов в порядке их взрывания, 1 — скважина, 2 — вода; 3 — перемычка

наиболее ответственных сооружениях защитного слоя мощностью 0,5 расчетной длины ЛНС вышележащих зарядов, но не менее 1 м.

Взрывание перемычек из суглинка, моренного грунта (рис. 12.1) осуществляют в тех случаях, когда скорость потока воды после взрыва обеспечивает интенсивный размыв перемычки, а также когда взрывные работы предназначены для облегчения механизированных работ по разбору перемычек.

Скважины располагают по квадратной сетке. Параметры взрывания и величина заряда такие же, как и для скальных целиков. В отдельных случаях перемычки разрушают взрыванием на рыхление камерными зарядами. Насыпные суглинистые перемычки при отсутствии механизации работ взрывают зарядами выброса, помещенными в шурфы.

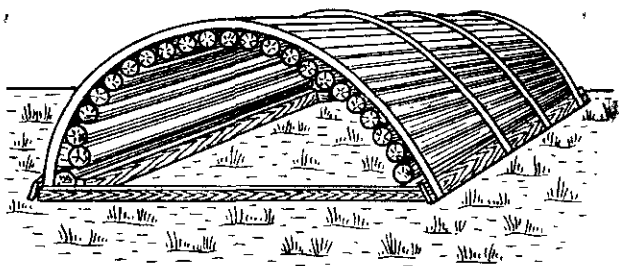
В отличие от зарядов большого диаметра шурфы позволяют использовать заряды с высоким показателем действия взрыва, который принимают равным 2,5–3,0. Взрывание, как правило, многорядное, короткозамедленное.

Поскольку разрушение перемычек взрывом осуществляют на застроенных территориях, особое внимание следует уделять условиям безопасности, связанным с сейсмичностью, силой ударной воздушной волны, гидравлическим ударом и разлетом осколков пород.

Посадка насыпи на болото. Взрывной метод посадки дорожных насыпей на болото используют при строительстве железных и автомобильных дорог. С помощью скважинных зарядов применяют способы продольных поперечных траншей, которые эффективны при отсыпке насыпи для железнодорожного транспорта. При этом, в первую очередь, взрывают осевую траншею, а после ее засыпки — две боковые. Ширина осевой траншеи $D_{ос} = 2Wn$ (где W — глубина заложения зарядов, м; n — показатель действия взрыва), а боковой $D_6 = 1,67Wn$.

При взрывных работах по посадке насыпей на болото следует применять водоустойчивые ВВ или ВВ в патронах, покрытых водоизолирующим составом, а также водоустойчивые средства

Рис. 12.2. Арочные
укрытия



взрывания. Заряды, опускаемые в скважины, помещают в изолирующие гильзы.

Взрывание мерзлых грунтов. При строительных работах (проходка траншей, котлованов, канав и т.д.) в зимних условиях приходится рыхлить мерзлые грунты мощностью 1,5 м и более.

Взрывание мерзлых грунтов имеет свои особенности: 1) наличие мягкого подстилающего слоя; 2) отсутствие естественной трещиноватости; 3) необходимость немедленной уборки кусков во избежание повторного смерзания.

Выбор способа и методов взрывных работ при рыхлении мерзлых грунтов осуществляют с учетом их промерзания, рельефа местности, качества взрыва и расстояния до охраняемых объектов.

Применяют методы шпуровой и скважинной отбойки. Взрывание шпуровыми зарядами используют при глубине промерзания до 1 м, скважинными — более 1 м. Скважины и шпур бурят станками типа БТС-60, БТС-150, БТУ-60 и др.

Параметры взрывания рассчитывают в следующей последовательности: составляют принципиальную схему размещения зарядов, определяют величину СПП, глубину и диаметр шпуров, удельный расход ВВ, массу зарядов ВВ, расстояние между шпурами.

Сопротивление по подошве и глубину скважины принимают равными:

$$\omega_p = l = (0,7 \div 0,9)H, \quad (12.11)$$

где ω_p — СПП, м; l — глубина шпура или скважины, м; H — мощность мерзлого слоя, м.

Массу заряда ВВ рассчитывают по формуле:

$$Q = q\omega_p^3. \quad (12.12)$$

Ввиду большого разлета кусков при ведении взрывных работ в мерзлых породах применяют следующие виды укрытий:

1) щитовые, представляющие собой сплошной накат из бревенчатых щитов; 2) решетчатые; 3) арочные (рис. 12.2), 4) мягкие, в виде полотен, сплетенных из старых тросов или сшитых из транспортных лент; 5) маты, связанные из хворостяного фа-

шинника. В последнее время широко используют укрытия с помощью матов, изготовленных из старых якорных цепей

Взрывание зданий и сооружений Этот вид взрывания осуществляют для обеспечения безопасности обрушения остатков строений, дымовых труб, конструкций мостов из бетона, железобетона, кирпичной и бутовой кладки, а также металлических конструкций, буровых вышек и т.д. Взрывные работы на строительстве необходимо выполнять строго в соответствии с проектом, к которому прилагаются рабочие чертежи и пояснительная записка.

При обрушении зданий и сооружений, отслуживших свой срок, заряды ВВ располагают по их периметру для сквозного подбоя стен, в результате чего они падают на свое основание. Высота развала при этом составляет $1/3$ высоты здания, а ширина развала не превышает $1/2$ высоты стены.

Перед началом работ в обрушаемом здании устанавливают местонахождение дымоходов и пустот в стенах. Все перегородки, перекрытия, стропила, крышу, дверные и оконные коробки по возможности разбирают и удаляют от места взрыва. Затем выполняют следующие мероприятия:

1) уточняют план здания и размеры стен дверных, оконных и других проемов, колонн, сводов опор, расположение дымоходов и т.д.;

2) определяют прочностные характеристики материала здания (кирпича, бетонной кладки, бетона, железобетона и др.),

3) изучают подземные коммуникации и другие объекты.

При полном подбое шпуров необходимо располагать в два ряда и более в шахматном порядке и бурить их в простенках и стенах на одном уровне, но не ниже 0,5 м от поверхности земли. Глубина шпуров должна составлять $2/3$ толщины стен, а в их углах — $2/3$ толщины стены, измеренной по биссектрисе угла здания.

Расстояние между шпурами в ряду при кладке на цементном растворе равно глубине шпура, а при известковом — $1,2$ его глубины. Расстояние между рядами шпуров принимают таким, чтобы каждый шпур находился на равном удалении от шпуров своего и соседнего рядов

Заряды в углах стен располагают в шпурах, пробуренных один над другим. Крайние шпуров, граничащие с оконными, дверными проемами и прочими пустотами, размещают на удалении от них не менее половины расстояния между шпурами в ряду.

Заряды в простенках располагают так же, как и в стенах, причем крайние шпуров пробуривают на расстоянии 0,5 глубины шпура от краев простенка. В простенках, где по ширине необходимо заложить только один шпур, для увеличения величины подбоя над первым шпуром размещают второй на расстоянии, соответ-

вующем величине, указанной выше. В простенках, ширина которых меньше их толщины, шпуры бурят со стороны проема.

Масса заряда для обрушения здания

$$Q = q l^3, \quad (12.13)$$

где q — удельный расход ВВ, зависящий от его свойств, толщины стены, крепости, а также материала кладки и принимаемый по данным, приведенным в табл. 12 1; l — глубина шпура, м.

Таблица 12 1

Толщина стены, м	Удельный расход аммонита № 6ЖВ (кг/м ³) в зависимости от вида строительного материала			
	кирпич на известковом растворе	кирпич на цементном растворе	бутобетон	железобетон
0,45	1,70	1,90	2,00	2,2
0,50	1,50	1,70	1,80	2,0
0,60	1,30	1,40	1,50	1,7
0,70	1,10	1,20	1,40	1,4
0,75	1,00	1,00	1,10	1,2
0,80	0,85	0,85	0,92	1,1
0,90	0,77	0,83	0,90	1,0
1,0–1,2	0,68	0,77	0,85	0,9
1,3–1,5	0,60	0,70	0,77	0,7
1,6–1,7	0,55	0,60	0,70	0,7
1,8–1,9	0,43	0,47	0,51	0,6

Заряд при этом не должен занимать больше половины шпура, остальную часть последнего заполняют забоечным материалом.

Диаметр шпура d зависит от величины заряда, глубины шпура, плотности заряжения и его определяют по формуле.

$$d = \sqrt[3]{8 Q / \pi l \Delta}, \quad (12.14)$$

где Q — масса заряда в шпуре, кг, l — глубина шпура, дм; Δ — плотность заряжения, кг/дм³.

Заряжение осуществляют патронированными ВВ. Допускается изготовление боевиков, а также патронирование ВВ в обособленном помещении обрушаемого здания при естественном свете или электроосвещении. В качестве забойки применяют песок, отходы обогатительных фабрик и др.

Заряды взрывают с помощью электродетонаторов или детонирующего шнура. При электрическом взрывании вся электропроводка в здании должна быть обесточена к моменту начала заряжения. Взрывную сеть дублируют. При валке зданий и сооружений огневое взрывание запрещается.

Шпуры, располагаемые в вертикальном ряду, бурят такой же глубины.

Если здания имеют своды и колонны, то необходимо наряду с подсечкой стен на том же уровне проводить подсечку колонн и опор

сводов. Колонны толщиной менее 1,5 м подрывают двумя рядами шпуров, пробуриваемых с одной стороны колонны. Массу заряда определяют по данным, приведенным в табл. 12.2, и формуле:

$$Q = 1,25q \beta. \quad (12.15)$$

Обрушение фабрично-заводских труб, башен, колонн в стесненных условиях, когда следует придерживаться строго определенного направления, одним рядом шпуров делают сквозной подбой со стороны направления валки на $2/3 - 3/4$ периметра и подкол по остальной части периметра стены выше уровня подбоя на 0,7–1 м. Расположение и расчет зарядов при валке подобных объектов осуществляют по тому же принципу, что и при обрушении зданий.

Таблица 12.2

Диаметр колонны, м	Удельный расход аммонита № 6ЖВ (кг/м ³) в зависимости от вида строительного материала			
	кирпич на известковом растворе	кирпич на цементном растворе	бутобетон	железобетон
2,0–2,5	2,13	2,34	2,55	2,76
2,7–3,0	1,91	2,13	2,50	2,51
3,2–4,0	1,70	1,87	2,04	2,21
4,2–5,0	1,49	1,66	1,79	2,00

Если фабрично-заводские трубы, башни, колонны примыкают к зданиям, не подлежащим разрушению, и имеют с ними жесткую связь, то предварительно проводят вертикальную отсечку взрыванием зарядов, расположенных один над другим в один ряд в плоскости отсечки.

Для предохранения от разрушения и сотрясения подземных сооружений и коммуникаций (газопровода, водопровода, канализации и т.д.) на месте предполагаемого падения основной массы обрушаемого сооружения выкладывают амортизатор. Он представляет собой две насыпи из песка или щебня высотой 1 м, идущие параллельно подземному сооружению на расстоянии 1,2 м от его внешних сторон; поверху насыпей кладут деревянные балки, которые затем перекрывают поперек деревянными или металлическими балками.

Если вблизи обрушаемого взрывом сооружения проходит воздушная линия электропередачи и другие коммунальные сети, которым угрожает разрушение, к моменту взрыва их необходимо убрать.

При взрывных работах по обрушению в населенных местах обязательно предусматривают меры защиты от разлетающихся осколков, при этом используют деревянные щиты, мешки с землей или песком, фашины и металлические сетки. С наружной стороны здания необходимо устанавливать щиты толщиной не менее 50 мм. Щиты обязательно должны перекрывать не менее чем на 50 см

сферу дробления стены. В нижней части их следует устанавливать от стен здания на расстоянии не меньше чем 0,5 м и касаться стен они могут только верхней частью. Оконные и дверные проемы обрुшаемого здания закрывают деревянными щитами. Застекленные просветы зданий, расположенные в непосредственной близости от взрываемого объекта и обращенные к нему, закрывают деревянными щитами или удаляют стекла на время взрыва; жильцов вблизи расположенных зданий необходимо заблаговременно предупредить о взрыве, а при определенных условиях на момент его проведения им следует покинуть помещения.

После окончания зарядания подают первый сигнал, по которому весь персонал покидает обрुшаемое здание и удаляется за пределы опасной зоны. Охрана занимает свои места и останавливает движение по прилегающим улицам. Руководитель взрывных работ должен лично убедиться в отсутствии людей в опасной зоне. После второго сигнала он подсоединяет концы магистрали к рубильнику или взрывной машинке. По третьему сигналу включает ток.

Людей допускают в разрушенное здание только с разрешения руководителя взрывных работ после личного осмотра им места взрыва. При разборке обрुшенного взрывом здания обязательно должен присутствовать дежурный взрывник.

Взрывные работы по проходке котлованов под столбы и опоры. При строительстве горных промышленных и геологоразведочных сооружений применяют фундаменты из камуфлетных свай, если грунты имеют слабую несущую способность. Основным показателем получения камуфлетных свай является *простреливаемость пород* $\Pi_{\text{пр}}$.

При $\Pi_{\text{пр}} \geq 100$ дм³/кг пяти свай получают путем прострела пробуренной скважины и введением в нее железобетонной сваи. При этом масса заряда

$$Q = \frac{R}{0,24 \Pi_{\text{пр}}}, \quad (12.16)$$

где Q — масса заряда, кг; R — проектный радиус основания сваи, дм; $\Pi_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости, дм³/кг. Расчетная масса заряда уточняется по результатам экспериментальных взрывов.

При проходке котлованов выполняют операции в следующей последовательности: 1) пробуривают скважину, диаметр которой на 30–50 мм больше диаметра сваи и равен 300–500 мм; 2) опускают в скважину трубу длиной 1,5–2,0 м, затем заряд ВВ (на шпигате); 3) засыпают буровую мелочь в зазор между стенками скважин и зарядом; 4) присоединяют провода от электродетонатора к магистрали; 5) удаляют рабочих в безопасную зону; 6) проводят взрыв. Взрывным способом сооружают также ямы для установки телеграфных столбов и опор ЛЭП.

§ 3. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗВЕДОЧНОМ И НЕФТЯНОМ БУРЕНИИ

Взрывные работы в глубоких скважинах выполняют при бурении, испытании и эксплуатации скважин на нефть, газ, воду и другие полезные ископаемые.

Широко применяют взрывы для ликвидации аварий, происходящих при бурении глубоких скважин. Наиболее распространенный вид аварий — прихваты. Причины их разнообразны: от заклинивания долота, обвала породы, затягивания инструмента в желоба до «прилипания» — прижатия труб к стенке скважин вследствие перепада давления.

Взрыв используют для развинчивания прихваченных труб в данном месте с помощью удара. Роль ударяющего устройства выполняет взрыв торпеды.

При отвинчивании труб длину заряда (9–11 м) выбирают так, чтобы по крайней мере одно резьбовое соединение находилось против заряда, иными словами, чтобы его длина на 1–2 м превышала длину трубы.

Для очистки фильтров применяют торпеды из детонирующего шнура (ТДШ) с головками многократного (рис. 12.3) или однократного использования.

Торпеды этого типа служат также для ликвидации прихвата труб. В этом случае торпеду небольшой длины взрывают против резьбового соединения, на котором намечено разъединение става труб при одновременном натяже-

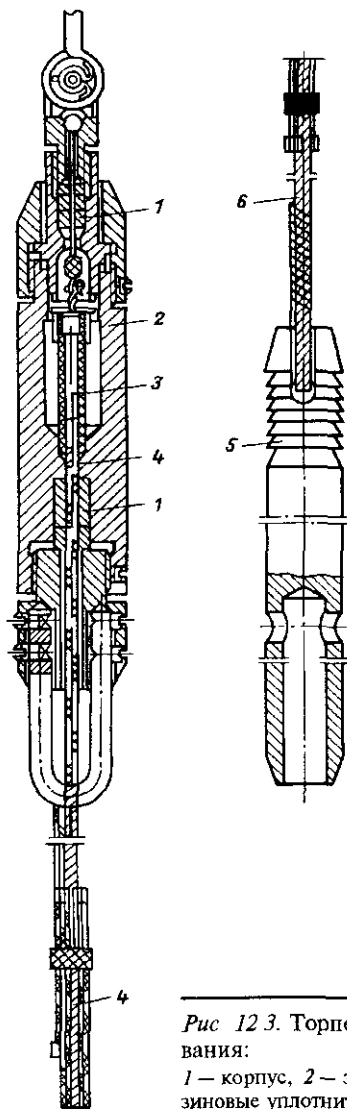


Рис. 12.3. Торпеда ТДШ с головкой многократного использования:

1 — корпус, 2 — электродетонатор, 3 — детонирующий шнур, 4 — резиновые уплотнители, 5 — груз, 6 — трос

нии става и придания ему (с помощью ротора) вращательного момента в направлении развинчивания труб

Широко используют также фугасную негерметичную торпеду ТШТ, опускаемую в скважину на кабеле, которая обеспечивает выполнение работ при температуре до 160°C и давлении 80 МПа.

Во время аварий, происходящих при цементировании обсадных колонн, когда вследствие застывания цемента происходят их заклинивание, прихват, возникает необходимость в перерезании насосно-компрессорных труб и обсадных колонн. Для этой цели предназначен труборез ТКГ-55-500, в корпусе которого размещается небольшой кольцевой кумулятивный заряд. Образующаяся при взрыве струя обладает ограниченным действием (способна перерезать преграду, расположенную только вблизи заряда). Специальная полость в труборезе с продуктами взрыва позволяет уменьшить фугасное действие последнего.

С целью избежания ненужных разрушений трубы применяют торпеды из детонирующего шнура, которые могут быть изготовлены на месте; при этом на корпус в выемке длиной около 20 см наматывают два-три слоя детонирующего шнура. Диаметр корпуса делают таким, чтобы зазор между шнуром и внутренней стенкой трубы был минимальным.

Метод «встряхивания» может быть применен при извлечении труб. Так, если к извлекаемой колонне приложено усилие натяга и произошел взрыв заряда, размещенного по всей длине, то в момент взрыва усилие резко уменьшается, колонна смещается и дальнейший подъем протекает легче. Данный метод используют при извлечении колонн длиной до 100–150 м.

Для разрушения металла служат торпеды ТКС-120 и ТКС-70. Для отбора образцов пород из стенок необсаженных скважин применяют боковые стреляющие грунтоносы типа МСГ90М, ГСБ112, ГСБ80, ГМК50.

В скважинах на воду для очистки фильтров — удаления осадка, забившего их поверхность и частично пласт, используют торпеду из детонирующего шнура. Для сохранения фильтра от повреждений при выполнении этой операции заряд устанавливают по центру фильтра с помощью простейших центраторов, а узел инициирования поднимают на 0,5–1,0 м выше фильтра. При взрыве в окружающей сфере распространяется ударная волна с давлением во фронте в момент подхода к фильтру порядка 100 МПа. Этот резкий удар разбивает осадок.

На проведение работ составляют проект, в котором приводят расчет заряда, конструкцию торпеды, меры предохранения колонны труб от повреждений и условия безопасности работ.

При образовании каверн или зон трещинообразования рассчитывают диаметр полости и радиус зоны трещинообразования.

Диаметр полости

$$D_{\text{п}} = d \sqrt{P_{\text{пр}}} , \quad (12.17)$$

где d — диаметр заряда, м; $P_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости, $\text{дм}^3/\text{кг}$, равный для мела, мергеля средней крепости 35–65, крепкого мергеля, доломита, крепкого мела — 15–30; гипса, сланцев (известняка средней крепости) — 8–14, выветрелого гранита, железистых кварцитов, доломита — 3–7; роговиков, скарнов, мраморов, гранитов, диабазов и других крепких пород — 2–3.

Радиус трещинообразования при взрыве сосредоточенного заряда

$$R_{\text{т}} = \sqrt[3]{Q/q} , \quad (12.18)$$

где Q — масса сосредоточенного заряда, кг; q — удельный расход ВВ (ориентировочно $q = 0,7\rho$, здесь ρ — плотность породы, $\text{т}/\text{м}^3$).

Во избежание деформации труб рекомендуют следующие меры: ограничить массу заряда в торпеде до 7 кг, применять воздушно-пузырьковый завес, устраивать предохранительные мосты.

Предохранительным мостом называют пробку из насыпных материалов (песок, гравий) или быстросхватывающихся гипсовых цементах. Высота моста из насыпных материалов

$$L_{\text{м}} = 3,5 \sqrt[3]{Q} . \quad (12.19)$$

В качестве забоечного материала применяют воду. Торпеду взрывают с поверхности. Допускают использование любых источников тока, возможных при электровзрывании.

К месту взрыва разрешается подходить только руководителю взрывных работ, но не ранее чем через 5 мин. Если торпеда не взорвалась, то необходимо осторожно поднять ее из скважины и установить причины отказа.

§ 4. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ЛЕСНОМ И СЕЛЬСКОМ ХОЗЯЙСТВЕ

Корчевку пней и валку деревьев осуществляют с целью подготовки площадей под промышленные здания и сооружения и прокладки соответствующих коммуникаций горных и геологоразведочных предприятий. При этом применяют более производительный (по сравнению с механическим) взрывной способ.

Корчевку пней взрывом проводят двумя способами: взрывом заряда в шпуре, находящемся в центре (рис. 12.4, а) или заложенном под центром подбуренного или подкопанного (см. рис. 12.4, б) пня.

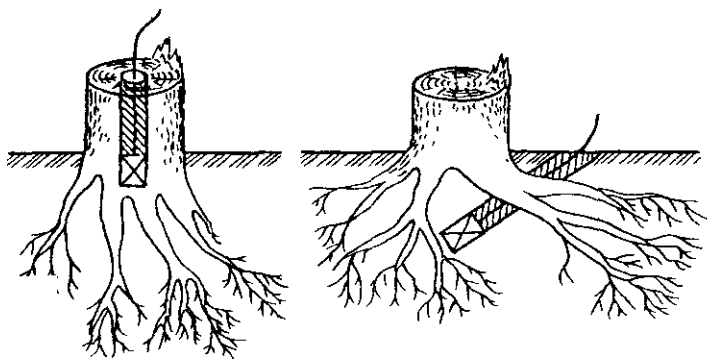


Рис. 12 4 Расположение зарядов при корчевке пней

При диаметре пня более 1 м его корчуют взрывом двух или нескольких зарядов, размещенных симметрично с двух противоположных сторон пня. Иногда вместо скважины или шпура для заложения заряда ВВ делают подкоп под центр пня под углом $40-50^\circ$ к поверхности земли и на расстоянии 10–20 см от подошвы пня, глубина подкопа зависит от диаметра пня, давности рубки и свойств пород. Для пней диаметром до 40 см среднюю глубину подкопа принимают от 1 до 2 диаметра пня.

При наличии мощных стержневых корней заряды помещают в двух подкопах с противоположных сторон. Если пни корчуют на косогоре, то заряд помещают с нагорной стороны, масса заряда при этом $Q = 7,5d$ (где d — диаметр пня, см). Глубину шпура и массу заряда уточняют опытными взрывами.

Деревья валют тремя способами:

- 1) деревья с корневой системой серией зарядов, расположенных под корнем, т.е. так же, как и при корчевке пней;
- 2) перебиванием стволов деревьев взрывом шпуровых зарядов;
- 3) то же, методом накладных (наружных) зарядов.

Массу зарядов при валке деревьев с корнем определяют так же, как и при корчевке пней, но с увеличением расчетной массы заряда на 30–50 %. Для перебивания ствола дерева накладным способом масса заряда $Q = d^3$ (где d — диаметр ствола дерева, см). При взрывании твердых и вязких деревьев массу заряда увеличивают на 30–50 % по сравнению с расчетной. При шпуровом методе перебивания масса заряда $Q = 0,2d^2$. При массовой корчевке пней и валке деревьев на больших площадях работы осуществляют бригады взрывников под руководством старших взрывников, ответственных за взрывные работы.

Бригады должны находиться на расстоянии 300 м друг от друга. Каждый заряженный пень отмечают цветным флажком, что облегчает нахождение зарядов при поджигании. Величина зажигательной трубки для пересеченной местности должна составлять не менее 1,5 м, а на ровной площадке — не менее 1,25 м. Контрольная трубка должна быть короче зажигательной при работе на ровной площадке не менее чем на 85 см, в зарослях и на пересеченной местности — не менее чем на 1 м.

Разрешается вести работы по корчевке пней у зданий и сооружений на расстоянии не менее 25 м.

Отказавшие заряды ликвидируют следующими способами:

а) при расположении заряда в грунте под пнем осторожно извлекают руками забойку из шпура, после чего на отказавший заряд помещают новый патрон-боевик и проводят второе взрывание;

б) отказавший заряд, находящийся в теле пня, ликвидируют новым зарядом, закладываемым в шпур на расстоянии не менее 10 см от первого.

Взрывные работы в сельском хозяйстве проводят для плантажа почвы на косогорах, посадки деревьев на горных склонах, дробления валунов при расчистке полей, разброса удобрений, омоложения фруктовых деревьев, рыхления мощных пластов глины, суглинка и мергеля.

Плантаж почвы, повышающий урожайность, осуществляют путем взрывания водонепроницаемых прослоек, глинистых и сланцевых пластов. Образованные при этом трещины способствуют регулированию воды в грунте.

Повышение урожайности требует постоянного освоения методов взрывного плантажа. Его следует проводить не по всей поверхности поля, а там, где после обильных атмосферных осадков скапливается поверхностная вода.

Взрывают шпуровым способом. Глубину шпуров принимают равной заданной глубине рыхления H . Шпуры располагают рядами вдоль склона. Расстояние между их рядами и между самими шпурами в ряду принимают равным $1,5 H$. Масса заряда

$$Q = f(n) q \omega^3, \quad (12.20)$$

причем для первого ряда $f(n)$ принимают равным единице, а для последующих — $1/3$. Взрывание шпуров — короткозамедленное.

Огромное значение имеет взрывной плантаж почвы в садоводстве. Так, если корни деревьев не могут проникнуть вглубь, то с помощью взрыва разрыхляют почву, что способствует их быстрому дальнейшему развитию. При этом разрыхленная почва принимает значительно больше влаги.

Глубина шпуров колеблется от 0,8 до 1,4 м, а масса заряда — от 200 до 600 г, если взрывают небольшой заряд, то часто из-за уплотнения почвы получают противоположный результат.

При снижении урожайности, т.е. когда начинают засыхать верхушки деревьев из-за непроницаемости влаги, вокруг них бурят два-четыре шпура по контуру проекции кроны деревьев и взрывают заряды массой от 50 до 200 г, после чего пробивают ломом шпур и заливают растворенное в воде удобрение.

Валуны, погрузка которых затруднена, дробят на небольшие куски, как правило, шпуровым способом. В отдельных случаях используют накладные заряды, при этом наружный заряд располагают в углублении на ровной поверхности, примерно под центром тяжести валуна. Применяют огневое или электрическое взрывание.

Взрывание зарядов, заложенных в кучках удобрений, способствует равномерному их разбрасыванию по полю. Взрывным методом можно разбрасывать органические удобрения (навоз, компост и др.) и минеральные, за исключением аммиачной селитры, которая при взрыве может сдетонировать. Радиус разброса обычно колеблется в пределах 10–13 м в зависимости от объема кучи. При этом последние необходимо располагать в шахматном порядке на расстоянии 20–26 м.

§ 5. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗРУШЕНИИ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ КОНСТРУКЦИЙ

Металлы следует взрывать очень осторожно, так как в этом случае часто происходит очень большой разброс осколков на дальние расстояния.

В горной промышленности взрыв чаще всего используют для разделки стальных мачт, отливок из металлов, объемных деталей и т.д. Взрывание осуществляют на особых площадках в специальных бронекамерах при наличии проекта, утвержденного главным инженером предприятия. При дроблении металла на полигонах опасная зона должна составлять не менее 1500 м. Бронекамеру располагают не ближе 100 м от зданий и сооружений.

Взрывание проводят с помощью шпуров и наружных зарядов с помощью высокобризантих ВВ. При взрывании металла накладные заряды обязательно должны быть прикрыты забойкой толщиной 30–40 см, в виде земли, песка, глины.

Глубину шпуров следует устанавливать не более $\frac{2}{3}$ и не менее $\frac{1}{2}$ толщины взрываемого металла. Заряды занимают не более 0,7 длины шпура, а остальную часть его заполняют забоечным материалом — сухим песком и глиной.

Таблица 12.3

Металл	d , в диаметрах заряда	q , кг/м ³
Серый чугун	8–10	4,5–5,0
Белый чугун	6–8	5,5–6,0
Хрупкая каленая сталь	5–7	6,7–7,5
Вязкая сталь	4–5	8,0–9,0

Расстояния между шпурами в зависимости от вязкости металла приведены в табл. 12.3.

Масса заряда $Q = 0,55d^2\Delta l$ (где d — диаметр шпура, дм; Δ — плотность заряжания, кг/дм³, l — глубина шпура, дм).

Предельное количество одновременно взрываемого ВВ согласовывается с горнотехнической инспекцией. Отказавший заряд в шпуре ликвидируют путем вторичного его взрывания. Для этого выбирают часть забоечного материала и в шпур вводят новый боевик.

Металлические сосуды разрушают гидровзрыванием, которое заключается в заполнении указанных сосудов водой и взрывании в ней зарядов ВВ. Для этого заряд из водоустойчивого ВВ или ВВ в водонепроницаемой оболочке с грузом подвешивают на веревке, проволоке или тросе в центре взрываемой конструкции с заглублением его на 2/3 толщины слоя воды.

Гидровзрыв следует применять на открытом воздухе на расстоянии не ближе 100 м от сооружений. При наличии последних на более близком расстоянии от взрывающей конструкции ее ограждают бревенчатым забором, высота которого должна на 0,5 м превышать высоту конструкции.

Для разрушения резервуаров массу заряда определяют по величине qV (где V — объем металла в разрушаемом сосуде, м³). Удельный расход ВВ для различных материалов принимают согласно данным, приведенным в табл. 12.3.

Глава 13

ХРАНИЕНИЕ, ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ И УНИЧТОЖЕНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ СКЛАДОВ ВМ ПО НАЗНАЧЕНИЮ, СРОКУ СЛУЖБЫ И УСТРОЙСТВУ

При хранении ВМ следует соблюдать условия, предотвращающие порчу, самовозгорание и хищение, а также обеспечивающие безопасность приема и выдачи их со склада. Взрывчатые материалы разрешается хранить только на специальных складах, в ящиках, сейфах или местах, устроенных и оборудованных в соответствии с требованиями, изложенными в Единых правилах

безопасности при взрывных работах. Тип хранилища и распределение по нему ВМ устанавливают в зависимости от свойств ВВ.

В подземных условиях размещение раздаточных камер участков пунктов, а также металлических ящиков или сейфов для содержания взрывчатых материалов близ места проведения взрывных работ определяют по проекту, утвержденному главным инженером предприятия по согласованию с местными органами контролирующей организации — горнотехнической инспекции.

Взрывчатые вещества, имеющие пониженную химическую стойкость, большую мощность или детонаторы, следует хранить в небольших, хорошо проветриваемых, с постоянной температурой хранилищах.

Складом взрывчатых материалов называют одно или несколько хранилищ ВВ и СИ с подсобными сооружениями, расположенных на общей огражденной территории и устроенных так, чтобы взрыв в одном из них не мог вызвать детонацию ВМ в соседних хранилищах. Каждый склад ВМ должен иметь паспорт, составленный по форме, предусмотренной правилами безопасности.

Склады ВМ бывают поверхностные, полуглубленные и подземные. По сроку службы их делят на постоянные, временные, кратковременные.

По назначению и условиям эксплуатации склады подразделяют на базисные и расходные. На первых ВМ выдают только для других складов в заводской упаковке, на вторых — для проведения взрывных работ. Склады ВМ защищают от прямых ударов молнии стержневыми молниевыводами. Территорией поверхностного склада ВМ называют площадь, на которой расположены здания, помещения или навесы для хранения ВМ, противопожарный инвентарь, водоемы и караульные вышки; запретной зоной — полосу земли шириной не менее 50 м, считая от ограды склада.

Порядок содержания хранилищ, их территории и подъездных путей, требования к обслуживающему персоналу изложены в Единых правилах безопасности при взрывных работах.

§ 2. УСТРОЙСТВО БАЗИСНЫХ И РАСХОДНЫХ СКЛАДОВ, НОРМЫ ХРАНЕНИЯ ВВ И СИ

Базисные склады предназначены для выдачи ВМ на расходные склады. На базисном складе имеются лаборатория и полигон для испытания ВМ. Предельная вместимость отдельных хранилищ складов установлена Едиными правилами безопасности при взрывных работах. Общая вместимость базисного склада ВМ не ограничена. Установленная вместимость отдельных хранилищ приведена в табл. 13.1.

Таблица 13.1

Группа совмес- тимости	Наименование ВВ и изделий	Вместимость, т (не более)
<i>В</i>	Капсюли-детонаторы, электродетонаторы, (кроме высоковольтных) пиротехническое реле типа КЗДШ (масса брутто)	120
	Пороха (масса, нетто) и изделия, их содержащие (масса брутто)	120
<i>С</i>	Огнепроводный шнур, средства зажигания ОШ и пороха, сигнальные и пороховые патроны Взрывчатые вещества с содержанием жидких нитроэфиров (> 15 %), нефлегматизированный гексоген, тэн, тетрил (масса нетто)	Не ограни- чивается 60
<i>Д</i>	Детонирующий шнур, высоковольтные электродетонаторы (масса брутто)	120
	Взрывчатые вещества с содержанием жидких нитроэфиров (не > 15 %), тротил и сплавы его с другими нитросоединениями, флегматизированный гексоген, взрывчатые вещества, не содержащие жидких нитроэфиров; порошкообразные, рассыпные, патронированные, листовые, шпуровые, шланговые, а также пластичные и водосодержащие (масса нетто) изделия, содержащие ВВ без средств инициирования и метательных зарядов (масса брутто)	240
	Россыпные гранулированные ВВ, допущенные Госгортехнадзором РФ к механизированному растариванию и заряданию механизированным способом (масса нетто)	420
	Торпеды, содержащие взрывчатые вещества, прострелочные аппараты и другие изделия, содержащие ВВ и средства инициирования (масса брутто)	120

Примечания. 1. Огнепроводной шнур (ОШ), средства его зажигания и пороха, сигнальные и пороховые патроны можно совместно хранить с ВМ групп *В* и *Д*.

2. Детонирующий шнур (ЭДШ) и высоковольтные электродетонаторы допускается хранить с ВМ группы *В*.

3. Хранилище для взрывчатых материалов группы *Д* должно иметь общую вместимость не более установленной для наиболее опасного компонента.

Расходные склады ВМ предназначены для выдачи взрывчатых материалов для непосредственного использования. Общая вместимость всех хранилищ постоянного расходного склада ВМ не должна превышать: ВВ — 120 т, электродетонаторов и капсюлей-детонаторов — 250 тыс. штук, детонирующего шнура — 100 тыс. м, огнепроводного шнура — вместимость не ограничена. Общая вместимость всех хранилищ кратковременного расходного склада ВМ не должна превышать: ВВ — 54 т, электродетонаторов и капсюлей-детонаторов — 75 тыс. штук, детонирующего шнура — 35 тыс. м, огнепроводного шнура — емкость не ограничена.

Предельная вместимость каждого хранилища постоянного расходного склада ВМ не должна превышать 60 т, временного — 25 т, кратковременного — 18 т.

Территорию склада следует обносить оградой высотой не менее 2 м. Склад должен быть удален от жилого поселка, промышленных зданий. Расстояние между хранилищами склада принимают таким, чтобы при взрыве одного хранилища детонация не передавалась на другие. В ночное время территорию склада следует освещать. Сторожевые вышки должны быть соединены телефонной и звуковой связью с караульным помещением, размещенным вне ограды. Ящики с СИ хранят на деревянных стеллажах с полками. Ящики и мешки с аммиачно-селитренными ВВ, а также с огнепроводным шнуром разрешается укладывать в штабеля. Склад должен быть снабжен противопожарным инвентарем и необходимыми средствами защиты.

В расходных складах хранят небольшое количество ВМ. По сроку службы склады разделяют на три группы: постоянные — срок службы более 3 лет, временные — от 1 года до 3 лет и кратковременные — до 1 года.

Требования по устройству расходных складов те же, что и для базисных. Расходные постоянные склады имеют общую емкость не более 120 т ВВ, 250 тыс. шт детонаторов и 100 тыс. м и ДШ. Предельная вместимость отдельных хранилищ не должна превышать 60 т.

В расходных складах в некоторых случаях разрешается совместно хранить ВВ и детонаторы, если количество ВВ не превышает 3 т, а число детонаторов составляет не более 10 тыс. шт. Общая вместимость временного расходного склада: ВВ не более 75 т, детонаторов 100 тыс. шт, ДШ 50 тыс. м, вместимость хранилища не более 25 т. Кратковременные расходные склады могут быть устроены в пещере, палатке и т.п. Всего в нем можно хранить: ВВ до 54 т и детонаторов до 75 тыс. шт.

Подземные расходные склады предназначены для хранения и использования ВМ в шахте. Предельная их вместимость должна быть не более 3-суточной потребности в ВВ и 10-суточной потребности в детонаторах. Разрешается держать ВВ в выработках-камерах или ячейках, которые должны быть расположены так, чтобы случайный взрыв не смог вызвать детонацию ВВ в соседних камерах и ячейках.

Склады могут быть камерного и ячейкового типов. Предельная вместимость камеры в складах первого типа — ВВ 2 т, ячейки в складах второго типа — ВВ 400 кг или ЭД (КД) 15 тыс. шт.

При хранении ВВ с содержанием нитроэфиров более 15 % склады ВМ не должны иметь отрицательной температуры, обязаны хорошо проветриваться, при этом исходящая струя не должна попадать в рабочие забои. Выработки склада следует крепить несгораемой крепью.

Подступы к складу ВВ должны быть хорошо освещены (освещение электрическое во взрывобезопасном исполнении). Электропроводку на складах и в подводящих выработках выполняют бронированным кабелем. При отсутствии стационарного освещения разрешается освещать выработки склада ручными аккумуляторами.

§ 3. РАСЧЕТ БЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ ПРИ ХРАНЕНИИ ВМ

Расстояния, обеспечивающие невозможность передачи детонации от заряда к заряду, определяют по формуле:

$$r_d = \sqrt[3]{K_{d1}^3 q_1 + K_{d2}^3 q_2 + \dots + K_{dn}^3 q_n} \sqrt[4]{\bar{D}}, \quad (13.1)$$

где r_d — безопасное расстояние, м; $K_{d1}, K_{d2}, \dots, K_{dn}$ — коэффициенты, зависящие от рода ВВ и условий взрыва; $q_1, q_2, \dots, q_n$ — массы различных ВВ, составляющих заряд, кг. Сумма всех q , очевидно, равна массе всего заряда (полной массе ВВ в хранилище); $\bar{D}$ — эффективный размер пассивного заряда — наименьший линейный его размер, принимаемый равным ширине заряда или удвоенной его высоте, м.

Безопасное расстояние от необвалованных хранилищ с детонаторами рассчитывают по формуле:

$$r_d = 0,06 \sqrt{n_d}, \quad (13.2)$$

где n_d — число детонаторов.

Безопасное расстояние между необвалованными хранилищами детонаторов:

$$r_n = 0,1 \sqrt{n_d}. \quad (13.3)$$

При строительстве складов и расположении хранилищ следует учитывать опасность для зданий, сооружений от действия воздушной ударной волны.

Безопасные расстояния оценивают по следующим формулам:

$$r_b = K_b \sqrt{Q}; \quad r_b = K_b' \sqrt[3]{Q}, \quad (13.4)$$

где r_b — безопасное расстояние, м; K_b и K_b' — коэффициенты пропорциональности.

При расчетах в основном применяют первую формулу из выражения (13.4), вторую — лишь при больших величинах зарядов. При оценке безопасных расстояний свойства ВВ не учитывают. Если защищаемый объект находится непосредственно за оградой, то безопасное расстояние уменьшают, но не более чем в 2 раза. Сократить расстояния между отдельными хранилищами можно

при устройстве защитных валов из сыпучих материалов (глины, песка и др.).

Сейсмически безопасное расстояние от места взрыва до объекта при мгновенном взрывании сосредоточенных зарядов вычисляют по формуле:

$$r_c = K_c \alpha_c \sqrt[3]{Q}, \quad (13.5)$$

где K_c — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемых сооружений; α_c — коэффициент, определяемый показателем действия взрыва; Q — полная масса заряда, кг.

Значения коэффициентов K_c и α_c для расчета сейсмобезопасных расстояний принимают согласно правилам безопасности [7].

Безопасные расстояния, связанные с разлетом кусков породы, зависят от показателя действия взрыва заряда и величины ЛНС по подошве. Приведенными в табл. 13.2 данными можно пользоваться только при взрывании одиночного заряда. При одновременном взрывании серии зарядов величину радиуса опасной зоны определяют расчетным путем.

Таблица 13.2

ЛНС, м	Радиус опасной зоны (м) в зависимости от показателя действия взрыва							
	для людей				для механизмов			
	1,0	1,5	2,0	2,5—3,0	1,0	1,5	2,0	2,5—3,0
1,5	200	300	350	400	100	150	250	300
2	200	400	500	600	100	200	350	400
4	300	500	500	800	150	250	500	550
6	300	600	800	1000	150	300	550	650
8	400	600	800	1000	200	300	600	700
10	500	700	900	1000	250	400	600	700
12	500	700	900	1200	250	400	700	800
15	600	800	1000	1200	300	400	700	800
20	700	800	1200	1500	350	400	800	1000
25	800	1000	1500	1800	400	500	900	1000
30	800	1000	1700	2000	400	500	1000	1200

Примечание. При выполнении взрывов на косогорах с уклоном местности более 30° и превышении места взрыва над окружающей местностью более 30 м радиус опасной зоны по разлету кусков породы в сторону уклона косогора увеличивают в 1,5 раза

Радиус опасной зоны при рыхлении устанавливают с учетом перерасчета значения ЛНС заряда рыхления в условную ЛНС заряда нормального выброса.

$$\omega_H = \frac{5}{7} \omega. \quad (13.6)$$

По полученному значению условной ЛНС в графе, относящейся к зарядам с показателем, равным единице (см. табл. 13.2), находят значение радиуса опасной зоны.

Таким образом, при выборе места расположения поверхностного склада определяют безопасное расстояние до ближайших строений с учетом действий: сейсмических, воздушных, волн детонации и разлета кусков. В качестве расчетного заряда выбирают хранилище с максимальной емкостью ВВ. Безопасные расстояния рассчитывают для каждого заряда (хранилища, штабеля) в отдельности, при этом безопасным считают наибольшее из вычисленных значений.

§ 4. УЧЕТ И ПОДГОТОВКА ВМ

На складах ведут постоянный учет ВМ по следующим формам документации.

- а) книга учета прихода и расхода взрывчатых материалов;
- б) книга учета выдачи и возврата взрывчатых материалов, предназначенная для расходных складов (эти книги заполняют заведующий складом, кладовщик или раздатчик);
- в) наряд-накладная для отпуска взрывчатых материалов с одного склада на другой, выписываемая бухгалтерией организации, в ведении которой находится склад, отпустивший ВМ. Бухгалтерия выдает также доверенность для получения ВМ;
- г) наряд-путевка для отпуска взрывчатых материалов взрывникам на проведение взрывных работ.

Последнюю подписывает начальник участка или цеха, где должны проводить взрывные работы (или лицом, его заменяющим, — мастером участка или цеха), а также начальником взрывных работ организации (если таковой имеется). Хранят наряд-путевки на складе в течение трех лет.

Книги учета прихода и расхода, учета выдачи и возврата ВМ должны быть пронумерованы, прошнурованы и скреплены печатью или пломбой контролирующей организации (Госгортехнадзора РФ или горнотехнической инспекции ведомства).

В книге учета выдачи и возврата ВМ ежедневно подводят итог расхода ВМ, который переносят в книгу учета прихода и расхода. Учет по каждому наименованию взрывчатых материалов ведут отдельно. Записи в книге заносят только по тем ВМ, количество которых за сутки изменилось.

Во всех приходно-расходных документах не разрешается делать записи карандашом, не допускаются помарки и подчистки. Выдают ВМ со склада в строгом соответствии с предъявляемыми нарядами-накладными и нарядами-путевками

Бухгалтерия или учетно-контрольная группа организации ведет учет прихода и расхода ВМ на основании приходно-расходных документов, представляемых заведующим складом ВМ.

Проверку правильности учета, хранения и наличия ВМ на складах выполняют ежемесячно лица, специально назначенные руководителем организации, и не реже 1 раза в квартал представители контролирующей организации органа Госгортехнадзора.

На складе ВМ должны быть образцы подписей лиц, имеющих право визировать наряды-путевки и наряды-накладные на отпуск ВМ, а также образцы подписей лиц, имеющих право подтверждать фактический расход ВМ, которые заверяет руководитель организации.

Промышленные взрывчатые материалы следует применять строго по назначению. Взрывчатые материалы на предприятиях и организациях необходимо использовать в соответствии с руководствами или инструкциями по применению ВМ.

На предприятиях и в организациях на все имеющиеся взрывчатые материалы должны быть руководства или инструкции по их использованию, разработанные организацией-изготовителем.

Кроме того, подготовка ВВ к взрыванию включает и такие работы, как растаривание мешкотары с ВВ, проводимое на специально построенных или передвижных установках (из последних широкое применение нашли комплексы типа МПР-30).

При разрушении обводненных горных пород в подготовительный период изготавливают патроны в специальных гидроизоляционных оболочках.

Перед применением в зависимости от состояния порошкообразные ВВ оттаивают, измельчают, просеивают и засыпают в оболочки. Эти операции с ВВ проводят в здании подготовки ВМ или на открытых площадках с навесом. Здание подготовки ВМ состоит из отдельных рабочих помещений, предназначенных для каждой из операций подготовки ВВ. Ежедневно и в начале каких-либо работ все помещения обмывают теплым щелочным или мыльным раствором.

Замерзшие нитроглицериновые ВВ оттаивают естественным путем в ящиках на поверхностных или подземных складах при температуре не ниже 10, и не выше 30°C. Разрешается использовать сосуды-отогреватели, если суточный расход ВВ не превышает 50 кг. Одновременно в сосуде может быть не более 10 кг ВВ при температуре воды 35–40°C.

Промышленные ВВ можно просушивать несколькими способами — интенсивным проветриванием и непосредственным просушиванием на открытом воздухе (летом) и в специальных отапливаемых помещениях (осенью и зимой). Температура воздуха в помещениях для сушки не должна превышать 50° С. Используют только водяное отопление. Расстояние от столов сушки до радиатора должно быть не менее 1 м

Кроме ручного способа, применяют механические измельчители — барабаны, бегуны, вальцы. Просеивают ВВ на механических ситах. Заполнение оболочек ВВ осуществляют вручную с помощью воронок и мерных совков. Все эти работы проводят в респираторах.

Электродетонаторы проверяют и сортируют по сопротивлениям. Приготавливают зажигательные и контрольные трубки. Перед выдачей детонаторы маркируют цифрами или метками, по которым легко установить предприятие и фамилию взрывника, работающего с ними.

§ 5. ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ И ПЕРЕНОСКА ВМ К МЕСТУ РАБОТ

Транспортирование ВМ осуществляют автомобильным, железнодорожным, водным, воздушным, гужевым и вьючным транспортом, а также ручной кладью.

Взрывчатые материалы с заводов и базисных складов необходимо перевозить к расходным складам в исправной заводской упаковке. Ящики должны иметь пломбы базисного склада.

Автомобильным транспортом ВМ перевозят в соответствии с инструкцией о порядке доставки опасных грузов автомобильным транспортом.

В соответствии с ГОСТ 19433-81 к классу I (взрывчатые вещества) относят:

- взрывчатые вещества, т.е. твердые или жидкие или смеси веществ, способные к химической реакции с выделением газов с такой интенсивностью, температурой и давлением, которые вызывают повреждение окружающих предметов, за исключением веществ, не допускающихся к транспортированию (особо опасные ВВ, т.е. слишком чувствительные или легко подвергающиеся самовозгоранию);

- изделия, содержащие одно или несколько ВВ, кроме устройств, содержащих ВВ в таких количествах или с такими свойствами, что их случайное воспламенение и инициирование в процессе транспортирования не приведет к разбрасыванию или проявлениям огня, дыма, тепла и звукового эффекта вне упаковки;

- пиротехнические вещества или изделия, их содержащие, т.е. вещества или их смеси, предназначенные для производства внешних эффектов (огня, звука, газа или дыма либо их комбинации) в результате недетонирующих экзотермических реакций.

Взрывчатые материалы класса I разделяют на пять подклассов:

1.1. ВВМ — вещества или изделия, способные взрываться всей массой. Взрыв масс — это такой взрыв, который одновременно охватывает весь груз;

1.2. БВР — вещества или изделия, не взрывающиеся всей массой, но имеющие опасность разбрасывания и существенного повреждения окружающих предметов;

1.3. ВВП — вещества или изделия, выделяющие при горении большое тепловое излучение или загружающиеся один за другим с незначительным эффектом взрыва или разбрасывания или того и другого одновременно;

1.4. ВВНО — вещества и изделия, представляющие незначительную опасность взрыва во время перевозки (только в случае воспламенения или инициирования). Действие взрыва большей частью ограничивается самой упаковкой. Значительного разбрасывания элементов упаковки или изделия на существенные расстояния не наблюдается. Внешний огонь не вызывает мгновенного взрыва содержимого;

1.5. ВВНЧ — вещества, которые настолько нечувствительны, что при нормальных условиях транспортирования инициирование или переход от горения к детонации маловероятны.

При передвижении необходимо проявлять максимальную осторожность, сам груз следует укладывать так, чтобы исключить его падение, соударение ящиков и удар о борта кузова машины.

Взрывчатые материалы, относящиеся к разным подклассам, но к одной группе совместимости согласно ГОСТ 19433-81 можно транспортировать совместно (табл. 13.3).

Каждую группу транспортируют отдельно.

Таблица 13.3

Группа совместимости грузов класса I	Вещества и изделия
<i>B</i>	Изделия, содержащие инициирующие ВВ
<i>C</i>	Метательные ВВ и другие нефлегматизирующие ВВ или изделия, их содержащие
<i>D</i>	Детонирующие ВВ, дымный порох и изделия, содержащие детонирующие ВВ без средств инициирования и метательных зарядов
	Изделия, содержащие детонирующие ВВ, средства инициирования и метательные заряды (кроме тех, которые содержат легковоспламеняющуюся жидкость) или без метательного заряда
	Пиротехнические вещества или изделия, содержащие пиротехнические вещества, а также изделия, содержащие как взрывчатые вещества, так и осветительные, зажигательные, слезоточивые или дымообразующие вещества (кроме водоактивируемых изделий или изделий, содержащих белый фосфор, фосфиды, легковоспламеняющиеся жидкости или гелий)

В некоторых случаях допускается (с письменного разрешения главного инженера или руководителя взрывных работ) совместная перевозка средств взрывания и взрывчатых веществ к местам работы или с базисных на расходные склады ВМ в количествах, установленных соответствующими правилами. В этом случае детонаторы размещают в передней части кузова автомобиля в специальном, плотно закрывающемся ящике с резиновыми, пенопластовыми или другими проложенными со всех сторон прокладками; ВВ помещают в задней части кузова и отделяют от ящиков со средствами инициирования.

При управлении автомобилем шофер обязан иметь при себе: а) удостоверение на право управления; б) талон технического паспорта; в) путевой или маршрутный лист. Шоферы и охрана проходят специальный инструктаж о порядке перевозки, погрузки и выгрузки ВМ. Перевозку ВМ автотранспортом осуществляют в сопровождении вооруженной охраны, специально выделенного ответственного лица, имеющего право на руководство (проведение) взрывными работами, и заведующего складом ВМ.

Автомобили, предназначенные для транспортирования ВМ, должны иметь два огнетушителя, цепи и другие приспособления против скольжения, оборудованные искрогасителями глушители, чистый, без щелей кузов, исправное электрооборудование, специальный опознавательный знак на кузове.

При перевозке на автотранспорте ящики укладывают плашмя, плотно один к другому, мешки ставят вертикально в один ряд, а сверху покрывают брезентом.

На автомобилях, перевозящих ВМ, выставляют спереди и сзади отличительные знаки в виде красных флажков, а в ночное время — отражательные знаки.

Скорость движения автотранспорта при хорошей видимости не должна превышать 40 км/ч. Между автомобилями устанавливают интервал в 50 м при движении и 300 м при остановке или спуске и подъеме.

Перевозку ВМ в городских условиях разрешают в закрытых автомобилях с отличительной красной полосой шириной 15 см по диагонали на всех бортах.

Переносить ВМ непосредственно к месту работы можно без охраны, но обязательно под наблюдением взрывника в специальных сумках или заводской упаковке. Перенос ВВ совместно с инициирующими средствами (СИ) разрешен в количестве не более 12 кг. Нормы переноса только ВВ составляют 20 кг (в заводской упаковке 40 кг) при условии, что расстояние не превышает 300 м.

Особую осторожность следует соблюдать при переносе зажигательных трубок и электродетонаторов. ВВ и СИ необходимо

перевозить отдельным транспортом. Детонаторы при этом, находящиеся в закрытых ящиках, размещают в передней части кузова.

Доставлять ВМ в шахту разрешено в клетях и бадьях, а перевозить в ней — всеми видами рельсового транспорта и вручную. При спуске ВМ нахождение посторонних людей в клетки, бадьи или вагонетке запрещено.

Скорость движения в вертикальных или наклонных выработках не должна превышать 5 м/с. При спуске ВМ в забой проходимого ствола шахты, шурфа или гезенка в нем должны находиться только непосредственно взрывники.

При проходке шурфов, оборудованных ручными воротками и лебедками, спуск и подъем ВМ выполняют с соблюдением следующих условий: спуск и подъем ВМ осуществляют со скоростью 1 м/с два воротовщика, подъемные устройства следует оборудовать тормозами и сигнализацией. Спускают и поднимают ВВ и СИ раздельно. Доставку ВМ в вагонетках от ствола к складу поручают не менее чем двум взрывникам.

§ 6. ПОРЯДОК ОФОРМЛЕНИЯ РАЗРЕШЕНИЯ НА ПРАВО ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Организации, ведущие взрывные работы, обязаны до их начала получить разрешение из органов Госгортехнадзора РФ или горнотехнической инспекции на право проведения взрывных работ, приобретение, хранение и перевозку ВМ с указанием срока действия в соответствии со специальными инструкциями.

На право хранения ВМ на складе организация получает разрешение милиции, предварительно направив в управление милиции заявление с копией акта комиссии о приемке склада или сейфа.

Разрешение на приобретение ВМ органы милиции выдают на основании заявления руководителя организации и свидетельства на право приобретения, полученного от органов Госгортехнадзора РФ. При оформлении свидетельства учитывают расход ВМ, емкость склада и наличие разрешения милиции на право его хранения.

Разрешение на право проведения взрывных работ организация или специализированное подрядное предприятие получают в органах Госгортехнадзора РФ или горнотехнической инспекции на основании заявления, в котором следует указывать название предприятия, характер, методы и сроки проведения взрывных работ, сведения о руководителе этих работ, а также о складе ВМ.

Для приобретения ВМ предприятие подает заявление непосредственно контролирующей его организации Госгортехнадзора РФ, в котором обосновывает количество и виды необходимого ВМ, характер взрывных работ, описывает склад для его хранения. На основании этих документов предприятие получает через органы милиции разрешение на приобретение и перевозку ВМ.

§ 7. СВЕДЕНИЯ О «ЕДИНОЙ КНИЖКЕ ВЗРЫВНИКА» И ПОРЯДОК ЕЕ ПОЛУЧЕНИЯ

Основными исполнителями при производстве взрывных работ являются взрывники и мастер-взрывник, имеющие право на ведение взрывных работ, т.е. лица, сдавшие экзамены и получившие «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника)».

Право на производство взрывных работ получают лица не моложе 19 лет (для открытых работ) и 20 лет (для подземных работ) с образованием не ниже семи классов и стажем не менее года на соответствующем предприятии, прошедшие обучение по утвержденной Госгортехнадзором РФ программе и сдавшие соответствующие экзамены.

Лиц, получивших квалификацию взрывника, допускают к самостоятельной работе после месячной стажировки под руководством опытного взрывника.

Мастер-взрывник также проходит обучение на специальных курсах при горных техникумах или учебно-курсовых комбинатах по программе, согласованной с Госгортехнадзором РФ, и только после успешной сдачи квалификационных экзаменов получает «Единую книжку мастера-взрывника».

Взрывники могут получить право на ведение другого вида взрывных работ, если они пройдут дополнительное обучение по специальной программе и сдадут экзамен квалификационной комиссии. При этом в «Единой книжке взрывника» делают соответствующую запись.

В случае перерыва в работе по квалификации свыше года взрывников допускают к самостоятельному ведению взрывных работ только после сдачи экзаменов квалификационной комиссии на общих основаниях и десятидневной стажировки.

Органы Госгортехнадзора РФ имеют право изымать выданные разрешения на право проведения взрывных работ, отбирать «Единую книжку взрывника», требовать освобождения от работы лиц, не имеющих соответствующих документов на право проведения или руководства взрывными работами.

Администрация имеет право за нарушения безопасности ведения взрывных работ отобрать талоны №№ 1 и 2 «Единой книж-

ки взрывника», а при повторных и грубых нарушениях правил безопасности отобрать ее и тем самым лишить его права проведения взрывных работ в дальнейшем.

За грубое нарушение инструкции, что привело или могло привести к тяжелому несчастному случаю, «Единая книжка взрывника» может быть отобрана даже при наличии всех талонов. Право лишать «Единой книжки взрывника» имеют директор, главный инженер предприятия, представитель Госгортехнадзора РФ, технический инспектор профсоюзных органов.

§ 8. ПОРЯДОК И СПОСОБЫ УНИЧТОЖЕНИЯ ВМ

Взрывчатые материалы уничтожают в том случае, когда они признаны недоброкачественными, например, при опасности их дальнейшего хранения, непригодности для взрывания, прекращении взрывных работ и невозможности передачи другому предприятию.

Уничтожение проводят с ведома инспекции Госгортехнадзора РФ. При уничтожении ВМ составляют акт, в котором приводят наименование и количество ВМ, завод-изготовитель, дату изготовления и прибытия на склад, дату уничтожения, причины и способ уничтожения, должности и фамилии лиц, принимающих участие в уничтожении ВМ. Руководит работами в данном случае заведующий складом ВМ. Акт на уничтожение составляют в двух экземплярах, один из них хранят на складе ВМ, а другой передают в бухгалтерию предприятия. Взрывчатые материалы разрешается уничтожать взрыванием, сжиганием, потоплением и растворением в воде.

Взрыванием разрешается уничтожать детонаторы, ДШ и те ВВ, в полноте взрыва которых есть уверенность. Взрывание производится с применением электрического способа и в крайнем случае — огневого.

Патронированные ВВ уничтожают в пачках, детонирующий шнур — в бухтах при помощи доброкачественных СИ, а детонаторы в любой упаковке зарывают в землю.

При уничтожении строго соблюдают требования, изложенные в правилах безопасности. Все ВМ ликвидируют с помощью боевика, изготовленного из доброкачественного ВВ, масса которого зависит от детонационной способности уничтожаемых ВМ.

В случае отказа массу боевика увеличивают в 2–3 раза, а при электрическом взрывании вводят несколько боевиков и взрывание повторяют.

НЕВЗРЫВНЫЕ СПОСОБЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. МАШИННАЯ, ГИДРАВЛИЧЕСКАЯ И РУЧНАЯ ОТБОЙКА ПОРОД

В практике горно-разведочных работ используют самые различные машины с широким диапазоном технологических и эксплуатационных характеристик.

Современные машины, применяемые для отбойки, основаны на принципе механического разрушения массива горных пород. Различают машины цикличного и непрерывного действия. Массив разрушают в результате передачи на него сжимающих усилий. Внедрение инструмента в породу под действием исполнительного органа машины сопровождается разрушением массива резанием или скалыванием. В качестве рабочего инструмента рабочего органа применяют зубки, режущие кромки, резцы, коронки, пики, шарошки, цепные и роторные черпаки, механические лопаты, струги и т.п. Рабочий инструмент изготавливают из специальных сталей высокой прочности. Затупленный инструмент восстанавливают в механических мастерских.

К машинам цикличного действия относят бульдозеры, колесные скреперы, грейдеры, погрузчики и погрузочные машины.

В рабочем органе машин непрерывного действия конструкцией предусмотрено объединение нескольких черпаков (лопастей, режущих элементов). К машинам такого типа относятся многочерпаковые экскаваторы, роторно-гребковые и шнеко-буровые машины.

Различают машины с жесткой и гибкой подвеской рабочего органа к рабочему оборудованию. При жесткой подвеске машины способны развивать очень большие усилия резания и разрабатывать крепкие породы. Гибкая подвеска ковша позволяет удлинить стрелу машины и перемещать породу на большие расстояния. Как правило, машины имеют электрический привод. При работе в отдаленных и малоосвоенных районах используют дизельный привод.

Тип ходового устройства зависит от назначения оборудования и условий его эксплуатации. Применяют машины на пневмокольном, рельсовом, гусеничном и шагающем ходу.

Совершенствование машин и рабочего оборудования позволит широко применять выемку пород и руд из нетронутого массива резанием без взрывного рыхления. Условия использования

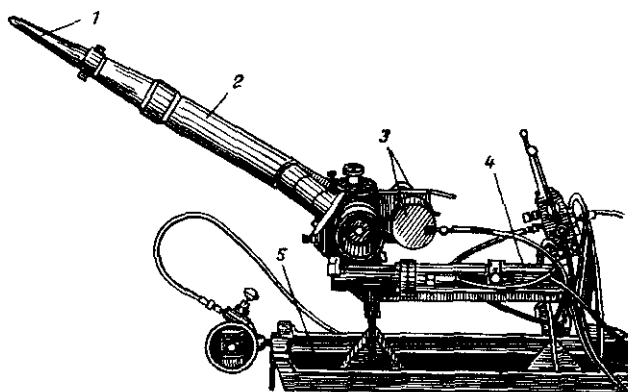


Рис 141 Гидромонитор

1 — насадка, 2 — ствол, 3 — гидроцилиндры поворота ствола, 4 — подводящая труба, 5 — салазки

различных машин определяют их производительностью и крепостью перемещаемых пород.

Сущность гидравлического способа отбойки заключается в размыве горных пород струей воды большого напора, подаваемой на забой.

Основной машиной гидроотбойки является гидромонитор, формулирующий струю воды на забой. Они бывают с ручным и дистанционным управлением. Гидромонитор представляет собой металлическую трубчатую конструкцию, имеющую ствол с насадкой для создания плотной направленной струи. Требуемый напор достигается насосами высокого давления или за счет разностей уровней воды и установки гидромонитора. Устройство гидромонитора с ручным управлением показано на рис. 14.1.

Гидромониторы больших размеров, предназначенные для создания высоких напоров, делают с гидравлическим управлением. При открытии кранов вода под напором подается в цилиндры и при помощи поршней поворачивает гидромонитор в горизонтальной и вертикальной плоскостях.

Гидравлическую отбойку проводят одновременно с транспортированием разрушенной породы по трубам или наклонным канавам.

Ручную отбойку (лопатами) применяют при рыхлении мало-связанных и мягких пород. Уплотненные мягкие, ломкие и хрупкие породы отбивают с помощью кайл. Данный способ используют также при рыхлении крепких пород в небольших объемах (например, при пересечении шурфов маломощной прослойкой крепких пород и т.д.). Крепкие породы отделяют от массива киркой и мо-

лотком, а трещиноватые — стальным клином, загоняемым в трещины забоя тяжелым молотом или ломом.

Ручная отбойка — весьма трудоемкий и малопроизводительный процесс, поэтому такие работы выполняют в качестве вспомогательных при разборке забоя выработки или при скалывании граней с поверхности выработки и боковых стенок. Кроме того, ее применяют при проведении небольших по объему геологоразведочных выработок в связи с разобщенностью горных пород и недостаточной энерговооруженностью разведочных и поисковых партий, а также невозможностью перевозки тяжелого оборудования к месту проведения работ.

§ 2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПОГРУЗЧИКАХ, ЭКСКАВАТОРАХ, БУЛЬДОЗЕРАХ, СКРЕПЕРАХ, КОМБАЙНАХ И ОТБОЙНЫХ МОЛОТКАХ

Выбор технологии и оборудования определяют способом механизации при разведке и разработке месторождений, при этом учитывают объем разведки или разработки, физико-механические свойства горных пород, трещиноватость, вид транспорта, трудность подвода электроэнергии и др.

Погрузчик представляет собой тракторный агрегат, предназначенный для выемки пород, перевозки их на небольшие расстояния. Рабочим органом служит ковш, внедряемый в забой вследствие напора, создаваемого движением самого погрузчика. При проведении геологоразведочных выработок и добыче полезного ископаемого погрузчики можно использовать на вспомогательных работах (зачистке подошвы, выемке рудных включений). Небольшие размеры и высокая мобильность позволяют с успехом применять их в стесненных условиях проведения горно-разведочных выработок.

Принцип действия *экскаваторов* состоит во внедрении ковша в забой под воздействием подъемных и напорных усилий, передаваемых на ковш с помощью подъемного каната. Технологические условия, в которых могут быть применены экскаваторы, весьма разнообразны. Это объясняется их высокой универсальностью, большим числом типоразмеров и разнообразием эксплуатационных свойств. Важными их достоинствами являются надежность работы и простота эксплуатации в самых различных природных условиях (климатических, топографических и гидрогеологических). Производительность экскаваторов изменяется от 30 до 2500 м³/ч.

Обратная лопата — тип рабочего оборудования одноковшовых экскаваторов. В отличие от прямой лопаты обеспечивает копанье ниже уровня установки экскаватора и по направлению к

нему. Применяют ее главным образом для проходки канав, дренажных траншей и на некоторых вспомогательных работах (защитки кровли и почвы пласта, рытье котлованов и т.д.). Могут быть использованы при проведении горно-разведочных выработок и разработки месторождений открытым способом в тех случаях, когда черпание необходимо проводить ниже рабочей площадки, а также при значительной обводненности пород.

Бульдозер представляет собой тракторный агрегат, снабженный сменным навесным оборудованием. Предназначен для разборки породы и транспортирования ее на небольшие расстояния. Рабочим органом является отвал с ножом, навешиваемым в передней части трактора. Он выполняет также ряд вспомогательных работ при разведке и разработке месторождений. Бульдозеры широко применяют при открытой разработке строительных материалов и россыпей. От других машин и механизмов, используемых на горных предприятиях, он отличается высокой проходимостью, мобильностью, маневренностью и простотой конструкции. Бульдозеры стали одним из самых распространенных видов горного оборудования.

Скреперы подразделяют на колесные и канатные. Первые представляют собой выемочный агрегат, в котором ковш снабжен пневмоколесным ходовым устройством. Ковш заполняется в процессе движения скрепера по поверхности разрабатываемых пород. По окончании черпания он выводится из соприкосновения с забоем и перемещается в закрытом состоянии к пункту конечной разгрузки. Скреперами можно проводить послойную выемку мерзлых пород по мере их сезонного оттаивания, а также проходить траншеи. Их применяют на открытых разработках при добыче гравия, песка, глины и др., а также россыпей. Канатные скреперы широко используют в геологоразведочных партиях на вспомогательных работах: планировке трасс дорог и площадок под оборудование, отсыпке дамб и т.п.

Канатные скреперы выполняют функции экскавации и транспорта, причем скреперный ковш все время движется по почве из экскавируемой породы. Они характеризуются простой конструкцией и используются на небольших предприятиях для послойной выемки мягких пород.

Комбайны подразделяют на проходческие и очистные. Исполнительные органы их в процессе вращательного или поступательного движения разрушают забой. Управление комбайнами дистанционное. Глубина выработок, проходимых ими, может составлять 150—200 м, достигая в отдельных случаях 300—400 м.

Проходческие комбайны предназначены для выбуривания полезного ископаемого, главным образом без удаления покрываю-

щих пород Режущим инструментом у этих механизмов может служить буровая головка с врубовыми зубками или роторный орган комбайна. Исполнительные органы, служащие для разрушения породы (барабанные или шнековые, корончатые, буровые, дисковые, фрезерные), оснащены режцами.

Шнеко-буровые машины и комбайны широко применяют при выбуривании угля из бортовых частей карьера, а также при селективной выемке тонких пластов.

Отбойные молотки — легкие породоразрушающие машины ударного действия — являются простейшим средством механизации отбойки. Их делают на пневматические и электрические. Пневматические отбойные молотки применяют для отбивки угля из некрепких пород в выработках, а также при проведении горно-разведочных выработок, поскольку они облегчают труд проходчика и увеличивают его производительность. Использование их возможно при наличии компрессорных установок.

§ 3. ОБОРУДОВАНИЕ И СХЕМЫ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ОТБОЙКИ

Основным оборудованием при гидравлической отбойке являются гидромонитор, насосы и трубопроводы.

Для создания напора струи при гидромониторной разработке применяют центробежные насосы производительностью от 300 до 3600 м³/ч, с напором от 52 до 170 м.

От насоса вода по трубам диаметрами от 200 до 500 мм поступает к гидромонитору. Расход воды при размыве мягких пород составляет от 700 до 2000 м³/ч. В общий трубопровод могут работать несколько насосов.

Размыв породы проводят встречным и попутным забоями. При встречном забое направление полета струи и движение пульпы противоположны, а при попутном гидромонитор направляют наклонно и породы размывают сверху вниз. Направления полета струи и пульпы совпадают. Метод размыва встречным забоем эффективнее попутного, так как струя используется максимально.

Для повышения эффективности гидромониторной разработки трудно взрываемых пород применяют предварительное их водонасыщение, что значительно повышает производительность гидромониторов и снижает трудоемкость работ, расход электроэнергии и себестоимость работ.

Трудноразмываемые породы предварительно разрыхляют экскаваторами и бульдозерами, а затем размывают гидромонитором. Экскаватор вынимаемую породу отгружает в навал, который размывается гидромонитором. Пульпа стекает в зумпф,

откуда засасывается землесосом и по трубам транспортируется в гидроотвал.

По принципу засасывания грунта работают плавучие землесосные снаряды, установленные на понтоне. При работе землесоса создается разрежение, благодаря которому происходит засасывание вместе с водой мелких частиц грунта. Земснаряд снабжен рыхлителем в виде фрезы. Грунт по трубопроводу подается в гидроотвалы.

Плавучие земснаряды работают на естественных и искусственных водоемах. Применяют их для разработки мягких пород при наличии достаточного количества воды и электроэнергии.

Гидромеханизация при вскрышных работах вследствие ограниченных условий использования, сезонности горных работ и ряда других факторов имеет вспомогательное значение, но эффективна при разработке россыпных месторождений.

§ 4. ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ НЕВЗРЫВНЫХ СПОСОБОВ ОТБОЙКИ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Область применения машинной отбойки ограничена, как правило, породами средней и ниже средней крепости, а гидравлической — легкоразмываемыми мягкими, малосвязанными породами, включая уголь с $f = 1,5$.

Гидравлическую отбойку используют при проходке подземных и открытых горных выработок, а также очистной выемке для разработки россыпных и угольных месторождений.

Ручную отбойку мягких пород от массива применяют при вспомогательных процессах зачистки подошвы уступа или выработки и выравнивании стенок и кровли выработок, а также при разработке месторождений кристаллосырья, ценность которых зависит от степени нарушенности кристаллов (исландский шпат, пьезокварц, в том числе драгоценные камни и др.). Взрывную отбойку в этом случае прекращают на значительном расстоянии от места расположения кристаллоносных полостей. Ручную отбойку используют и при добыче ценных полезных ископаемых, представленных тонкими жилами. При проведении горно-разведочных выработок область применения ручной отбойки — значительно шире.

Раздел III

ПРОВЕТРИВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Глава 15

РУДНИЧНАЯ АТМОСФЕРА

§ 1. ВОЗДУХ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Рудничная вентиляция — отрасль горного дела, в которую входят научные основы и технические средства по обеспечению обмена воздушной среды в подземных горных выработках с атмосферным воздухом. При этом из шахты удаляют загрязненный различными примесями воздух и подают чистый. Атмосферный воздух состоит из смеси следующих газов — кислорода O_2 , азота N_2 , углекислого газа CO_2 , аргона Ar , криптона Kr , ксенона Xe , гелия He и паров воды. Наличие того или иного газа в воздухе выражается объемной и массовой концентрацией.

Объемная концентрация — это процентное отношение количества данного газа в единицах объема ко всему объему, который занимает смесь газа и воздуха.

Массовая концентрация — это отношение количества данного газа в единицах массы к тому объему, который занимает смесь газов и воздуха, находящаяся в данном газе (выражается в миллиграммах на кубический метр).

Воздух, поступающий с поверхности в подземные выработки и в процессе движения претерпевший изменения, называют *рудничным*. В воздухе при движении по выработкам уменьшается содержание кислорода и увеличивается содержания углекислого газа и азота, кроме того, присоединяется ряд ядовитых газов, образующихся при взрывных работах и окислении (CO , CO_2 , SO_2 , H_2S , NO_2 и др.) или выделяющихся из массива горных пород (CH_4 , H_2 , CO_2 , H_2S , Rn и др.). Таким образом, химический состав рудничного воздуха изменяется вследствие присоединения к нему в горных выработках токсичных, инертных и взрывоопасных газов.

Если химический состав рудничного воздуха значительно отличается от атмосферного, то воздух в подземных выработках считается загрязненным.

§ 2. ГАЗОВЫЙ СОСТАВ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

Основными составными частями рудничного воздуха являются кислород, углекислый газ и азот.

Кислород O_2 — газ без цвета, вкуса и запаха, относительная молекулярная масса — 32, относительная плотность — 1,11 при нулевой температуре и давлении 1015 ГПа.

Максимальное насыщение крови человека кислородом обеспечивается при 2 %-ом содержании его в воздухе в условиях нормального атмосферного давления. Человек при дыхании поглощает $1/5$ всего количества кислорода, содержащегося в воздухе, поэтому в выдыхаемом воздухе содержится 17 % O_2 и около 4 % CO_2 . При хорошей вентиляции подземных выработок содержание кислорода составляет не менее 20 %, однако в неветилируемых выработках может снижаться на 1–3 %. При содержании кислорода в воздухе, составляющем 18–19 %, наблюдаются слабая одышка и сердцебиение, а при уменьшении его содержания до 17 % работы в горных выработках должны быть прекращены.

Углекислый газ (или диоксид углерода) CO_2 — газ без цвета, запаха, со слабым кисловатым вкусом, не горит и не поддерживает горения и дыхания. Слабо ядовит. При небольших (до 3 %) содержании CO_2 дыхание человека учащается в 2 раза и наступает одышка, при 10 % наступают обморочное состояние и полная потеря работоспособности, а при 15–20 % угрожает смерть.

Углекислый газ скапливается у почвы выработки. Основными причинами его образования в подземных выработках являются взрывные работы, работа двигателя внутреннего сгорания, гниение крепежного материала, окисление угля, выделенного из массива горных пород и подземных вод. Воздух рабочей зоны в горных выработках должен содержать CO_2 не более 0,5 %. В хорошо проветриваемых выработках содержание CO_2 находится в пределах 0,1–0,15 %.

Азот N_2 — газ без цвета, вкуса и запаха, относительная молекулярная масса — 28,016, относительная плотность — 0,97. Химически инертен, не поддерживает горения и окислительных процессов. С увеличением содержания N_2 в воздухе уменьшается содержание кислорода, что оказывает значительное влияние на здоровье человека. Содержание азота в рудничном воздухе не нормируется.

§ 3. ЯДОВИТЫЕ, ВЗРЫВЧАТЫЕ И РАДИОАКТИВНЫЕ ПРИМЕСИ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

Ядовитыми примесями рудничного воздуха являются оксиды углерода и азота, сернистый газ и сероводород. В некоторых подземных выработках встречаются аммиак, альдегиды, цианистый водород, пары мышьяка и ртути.

Оксид углерода CO — газ без цвета, вкуса и запаха, очень ядовитый, называемый угарным газом. Относительная молекулярная масса — 28, относительная плотность — 0,97.

Смертельно опасные отравления наступают после непродолжительного вдыхания воздуха с содержанием CO 0,44 %, а при содержании около 1 % потеря сознания наступает после нескольких вдохов.

В подземных выработках CO образуется при взрывных работах, тлении и горении взрывчатых веществ, рудничных пожарах, взрывах метана и угольной пыли, работе двигателей внутреннего сгорания. При ведении взрывных работ применяются ВВ с нулевым кислородным балансом. Содержания CO в воздухе подземных выработок не должно превышать предельно допустимой концентрации (ПДК) 0,0016 %, или 20 мг/м³.

Оксиды азота NO образуются при взрывных работах. Все оксиды имеют бурый цвет и характерный резкий запах. Наиболее устойчивы в воздухе NO_2 и N_2O_4 .

Двуоксид азота NO_2 — сильно ядовитый газ, красно-бурого цвета, с резким характерным запахом, напоминающим запах чеснока. Относительная молекулярная масса — 46,01, относительная плотность — 1,59.

Чрезвычайно ядовит, действует раздражающе на слизистые оболочки глаз и особенно органы дыхания. Симптомы отравления: кашель, головная боль, рвота, повышение температуры тела, боль в груди, нарушение сердечной деятельности. Кратковременное вдыхание воздуха с содержанием NO_2 0,025 % вызывает смертельное отравление. Содержание двуоксида азота в подземных горных выработках не должно превышать 0,00025 %. Устранение неполного взрывания ВВ и применение взрывчатых веществ с нулевым кислородным балансом значительно снижает содержание NO_2 в воздухе.

Сернистый газ SO_2 сильно ядовит, без цвета, с сильно раздражающим запахом, напоминающим запах горящей серы. Относительная молекулярная масса — 64,07, относительная плотность — 2,22.

Присутствие SO_2 в воздухе вызывает сильное раздражение слизистой оболочки дыхательных путей и глаз, воспаление бронхов, отек гортани и легких. Образуется при ведении взрывных работ в сернистых породах, при рудничных пожарах, а также выделяется из массива горных пород. ПДК SO_2 в воздухе подземных горных выработок составляет 0,00035 %, или 10 мг/м³.

Сероводород H_2S — сильно ядовитый газ, без цвета, с запахом тухлых яиц или гнилых яблок. Относительная молекулярная масса — 34,09, относительная плотность его — 1,19.

Запах H_2S ощутим при концентрации $1,4 \text{ мг/м}^3$ или $0,0001 \%$. Раздражающе действует на слизистые оболочки глаз и дыхательных путей. Симптомы острых отравлений: раздражение и жжение в глазах и дыхательных путях, усталость, тошнота, рвота, обморок. Последствиями отравлений могут быть хронические головные боли, заболевания печени и легких. Первая помощь при отравлениях — искусственное дыхание на свежей струе или вдыхание хлора.

В рудничный воздух H_2S попадает из горных пород (пластов каменной соли) и минеральных источников, при рудничных пожарах, гниении органических веществ, взрывных работах, особенно при горении огнепроводного шнура. ПДК H_2S в рудничном воздухе составляет $0,00066 \%$, или 10 мг/м^3 .

Аммиак NH_3 — газ без цвета, с резким характерным запахом нашатырного спирта. Относительная молекулярная масса — $17,03$, относительная плотность — $0,596$. Хорошо растворим в воде.

Аммиак ядовит, раздражает слизистые оболочки и кожу, может вызвать отек гортани, поражение глаз, отек легких, расширение сердца. При 30% -ом содержании его в воздухе взрывается. Аммиак образуется при разложении азотсодержащих соединений, особенно при ведении взрывных работ в апатито-нефелиновых породах, при тушении пожаров.

ПДК NH_3 в воздухе составляет $0,0025 \%$, или 20 мг/м^3 .

Альдегиды — ядовиты, раздражают слизистые оболочки глаз и дыхательных путей. Наиболее опасен формальдегид. Относительная плотность — $1,04$. Легко растворим в воде. Формальдегид вызывает конъюнктивит, насморк, бронхит, головные боли, сердцебиение, бессонницу, заболевание слизистых оболочек.

ПДК формальдегида составляет $0,00037 \%$.

К взрывчатым примесям рудничного воздуха относят водород, ацетилен, метан и др.

Водород H_2 — газ без цвета, вкуса и запаха, самый легкий из всех газов. Относительная молекулярная масса — $2,016$, относительная плотность — $0,07$. Горит и взрывается при содержании в воздухе от 4 до 74% , температура воспламенения $100\text{--}200^\circ\text{C}$. ПДК H_2 в подземных горных выработках составляет $0,5 \%$.

Ацетилен C_2H_2 — редкая примесь рудничного воздуха, взрывается. Образуется при ведении взрывных работ.

Метан CH_4 в рудничном воздухе встречается в чистом виде. Бесцветен; не имеет вкуса и запаха. Относительная молекулярная масса — $16,03$, относительная плотность — $0,554$. Для дыхания очень вреден, так как снижает содержание O_2 . Образует с воздухом взрывчатую смесь. Метано-воздушная смесь при концентрации CH_4 менее 5% горит синим пламенем и не взрывается; при $5\text{--}16 \%$ — взрывается, а более 16% — горит, но

не взрывается. Основные меры борьбы: непрерывное проветривание выработок, прекращение работ при содержании метана до 2 %, запрещение пользоваться открытым огнем.

Выделение горючих газов. метана, водорода, этана, пропана, бутана, а также углекислого газа и азота — наблюдается при разработке подземным способом калийных месторождений.

Взрывы и вспышки газов в шахтах редки и имеют в основном местный характер.

К радиоактивным примесям в рудничном воздухе относятся газообразные продукты распада радона.

Радон Rn образуется в результате распада радия, содержащегося в уране. Продуктами распада Rn являются изотопы полония RaA, свинца RaB и висмута RaC. Радон и дочерние продукты распада образуются в урановых рудниках и урановых разведочных шахтах. Радон очень тяжелый газ, поэтому при повышенных его концентрациях сосредоточен у почвы горных выработок. Повышенные концентрации Rn в воздухе оказывают вредное влияние на организм человека, ПДК Rn составляет 55,5 Бк.

§ 4. РУДНИЧНАЯ ПЫЛЬ

Мелкие и мельчайшие частицы твердого минерального вещества, которые долгое время способны находиться в рудничной атмосфере, во взвешенном состоянии или осевшие в выработках, называют *рудничной пылью*.

Взвешенная в воздухе рудничная пыль называется *аэрозолем*. Наиболее опасными являются пылинки крупностью от 0,2 до 10 мкм, способные проникать в альвеолы легких.

При определенных концентрациях и температурах пыль может воспламеняться и гореть вследствие соприкосновения с кислородом и активного его поглощения. Воспламенение и горение пыли в свою очередь может вызвать взрыв.

Концентрацию пыли в воздухе определяют двумя методами:

- 1) весовым, основанным на оценке массы пыли, находящейся во взвешенном состоянии в единице объема (мг/м^3);
- 2) счетным (кониметрическим), основанным на установлении количества пылевых частиц в единице объема воздуха и измеряемым в единицах пылинок в 1 см^3 .

При первом методе применяют фотопылемеры: Ф-1, ФЭП-В, ФЭКП-3, ДПВФ-1, аспираторы АЭР-1, АЭР-4М, АЭРА и др., при втором — СН-2, ТВК-3, «Оуэнс-1», счетчик Грина и др.

При работе в запыленных участках возникает заболевание легких, получившее название пневмокониоз. Наиболее опасен силикоз — заболевание от пыли, содержащей свободный диоксид

кремния SiO_2 . Чем больше содержание в горных породах свободного двуоксида кремния, силикатов, асбеста и т.д., тем опаснее образующаяся от них пыль.

В угольных шахтах пыль может взорваться при полном отсутствии метана. Наличие пыли в воздухе способствует усилению эффекта взрыва от небольшого количества метана. При содержании угольной пыли в воздухе метано-воздушная смесь становится взрывчатой при количестве метана менее 5 %. Если CH_4 находится в воздухе в количестве 2 % и пыль содержит летучие горючие вещества более 15 %, то она взрывается при концентрации 3–5 г/м³.

Значительную опасность представляют наличие большого количества оксидов углерода при взрыве сульфидной и серной пыли. Даже небольшие взрывы серно-сульфидных пылей опасны из-за выделения большого количества ядовитых газов.

На горных предприятиях следует проводить комплекс мероприятий по борьбе с рудничной пылью (применение малопылящего оборудования, предварительные увлажнения угольных пластов). При работе механизмов, являющихся источниками пылеобразования, следует применять орошение, пылеулавливание и вентиляцию. Пыль, осевшую в горных выработках, удаляют пылеотсосами, смыванием, связыванием пыли на месте отложения специальными растворами.

Если запыленность на рабочих местах превышает ПДК, то все работы должны выполняться в противопылевых респираторах «Астра-2», Ф-62Ш, ШБ-1, «Лепесток-5», У-2к, РП-К и др.

К мерам локализации возникновения взрывов пыли относятся осланцевание выработок и применение сланцевых и водяных заслонов.

§ 5. ФИЗИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

В рудничной вентиляции используют следующие физические параметры рудничного воздуха: плотность, вязкость, давление, теплоемкость, температура, влажность.

Плотность — отношение массы воздуха к его объему.

Вязкость — свойство воздуха оказывать сопротивление действию внешних сил, вызывающих его течение.

Давление воздуха при равномерно распределенной нагрузке представляет собой силу, приходящуюся на единицу поверхности.

Теплоемкостью воздуха называют количество тепла, которое необходимо затратить, чтобы температуру сухого воздуха массой 1 кг повысить на 1°C.

Температура рудничного воздуха отличается от температуры атмосферного и может изменяться: 1) вследствие нагревания при прохождении воздуха по горным выработкам, стенки которых

имеют определенную температуру, 2) в результате адиабатического сжатия (при опускании воздуха по стволу на каждые 100 м происходит повышение температуры на 1°C) и других факторов.

Влажность воздуха характеризуется количеством водяных паров в нем. Содержание их в воздухе оценивается абсолютной и относительной влажностью. Количество водяных паров в граммах, содержащихся в 1 м^3 или в 1 кг воздуха, называется *абсолютной влажностью*, а отношение фактического содержания водяных паров в воздухе к максимально возможному содержанию их при данной температуре — относительной. При охлаждении воздуха из него выпадает избыток влаги в виде тумана. Как правило, конденсация влаги происходит в воздухоподающих выработках.

В глубоких горизонтах (более 1000 м) воздух значительно суше за счет уменьшения водообильности и повышения температуры воздуха. Температура и влажность воздуха оказывают большое влияние на работоспособность горнорабочих. При сухом воздухе человек выносит более высокие температуры, чем при влажном.

Одним из главных факторов при вентиляции подземных выработок является давление воздуха, зависящее от атмосферного давления и нахождения выработки относительно уровня моря. Высоко в горах давление никогда не превышает $\approx 1015\text{ ГПа}$.

Давление рудничного воздуха с увеличением глубины горных работ возрастает по закону гидростатического давления.

Следовательно, атмосферное давление воздуха в шахте неодинаково: меньше в неглубоких выработках и больше — в глубоких. Согласно закону Паскаля, изменение атмосферного давления на поверхности вызывает соответствующее изменение его в шахте. Измеряется оно барометрами и барографами.

§ 6. КЛИМАТИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Сочетание взаимосвязанных физических параметров рудничного воздуха называют *климатическими условиями* в подземных горных выработках. Наиболее важными факторами, влияющими на климатические условия, являются температура и влажность, которые значительно изменяются при прохождении атмосферного воздуха по горным выработкам.

При температуре воздуха выше предельной ($+22^{\circ}\text{C}$) начинается снижение работоспособности. Если принять работоспособность при температуре $18-22^{\circ}\text{C}$ за 100 %, то при 26°C она составит 84 %, а при 30°C — лишь 60 %. Кроме того, у рабочих повышается утомляемость и вероятность травмирования. Улучшение теплового режима глубоких шахт — средство повышения производительности и безопасности труда.

Важным фактором, ухудшающим процесс терморегуляции у горнорабочих, является влажность воздуха, достигающая 100 %.

Тепловой режим шахт и рудников зависит от температуры поступающего в шахту воздуха, температуры пород, влажности атмосферы, скорости движения и количества проходящего по выработкам воздуха и др.

Максимальная температура воздуха в горных выработках при влажности до 85 % не должна превышать 26°C, а при влажности более 85 % — 25°C. При температуре свыше 26°C принимаются специальные меры по ее снижению. Правилами безопасности также нормируется верхний предел скорости вентиляционной струи при температуре до 20°C. В очистных забоях установлены следующие минимальные скорости движения воздуха: до 15°C — 0,25 м/с, от 15 до 20°C — 0,6 м/с, от 20 до 22°C — 1 м/с; от 22 до 24°C — 1,5 м/с и от 24 до 26°C — 2 м/с. В подготовительных выработках скорости соответственно должны быть не менее 0,15; 0,3; 1,0; 1,5; 2,0 м/с.

Пути борьбы с высокими температурами — горнотехнические мероприятия и искусственное охлаждение воздуха. Это достигается путем улучшения вентиляции, т.е. применением таких вариантов схем вскрытия, при которых нагревание вентиляционной струи минимальное. Эффект вентиляции зависит от скорости движения струи, тепловыделения, окислительных процессов и достигается путем снижения запыленности, покрытия стен выработок, уменьшения времени нахождения взорванных руд в шахте, обособленного проветривания машинных камер.

В схемах вскрытия месторождения должно быть предусмотрено сокращение до минимума пути движения свежего воздуха от поверхности до забоев.

Охлаждение воздуха осуществляется с помощью воздухоохладительных приборов, установленных на поверхности шахт.

Холодильные машины для кондиционирования воздуха применяются в том случае, когда горные породы и воздух в шахтах имеют повышенную температуру, при которой другие средства не обеспечивают требуемого охлаждения воздуха.

Для устранения переохлаждения людей надшахтное здание ствола соединяется с бытовым комбинатом шахты освещенным и отапливаемым переходом.

Влажность воздуха снижают путем устранения капежа в стволе шахты и скопления воды на почве выработки, устройства отсраждения в стволе для сбора и отвода воды.

Для условий Крайнего Севера в зимний период рекомендуется подогревать поступающий воздух, а в летнее время полностью его охлаждать с таким расчетом, чтобы температура воздуха всегда была несколько ниже температуры мерзлых пород.

МЕТОДЫ И АППАРАТУРА КОНТРОЛЯ ЗА СОСТОЯНИЕМ РУДНИЧНОЙ АТМОСФЕРЫ

§ 1. ПРИБОРЫ ДЛЯ ИЗМЕРЕНИЯ ФИЗИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

Температуру воздуха измеряют ртутными, спиртовыми термометрами и термографами.

Ртутные термометры наполняют химически чистой ртутью (температура замерзания -39°C , кипения $+357^{\circ}$), а спиртовые — подкрашенным спиртом (температура замерзания -117°C , кипения $+78^{\circ}\text{C}$). Капилляры ртутных термометров перед запайкой заполняют азотом, а спиртовых — воздухом. Термометры, используемые для измерения температуры воздуха производственных помещений и горных выработок, имеют деления $0,5-0,1^{\circ}\text{C}$. Для измерения максимальной и минимальной температур и ее колебаний применяют максимальные и минимальные ртутные термометры. Ртутные термометры обеспечивают быстроту и высокую точность измерения.

Термограф служит для записи температуры в пункте замера во времени. Он состоит из трех основных частей: воспринимающей, передающей и записывающей.

Относительная влажность воздуха измеряется аспирационным психрометром и волосяным гигрографом.

Аспирационный психрометр служит для измерения влажности воздуха в подземных горных выработках.

Волосяной гигрограф предназначен для записи измерения влажности во времени в замерном пункте. Он состоит из воспринимающей части, выполненной из пучка обезжиренных волос, передающей части, состоящей из барабана с часовым механизмом и лентой-шкалой, и пера на конце стрелки. Пределы измерения относительной влажности от 30 до 100 % при изменении температуры от -35 до $+45^{\circ}\text{C}$.

Измерение атмосферного давления воздуха осуществляют специальными приборами, называемыми *барометрами*. По принципу действия барометры подразделяют на ртутные, анероиды и барографы.

Ртутный барометр является стационарным прибором и применяется при экспериментальных исследованиях и для сверки с ним показаний барометров-анероидов.

Барометр-анероид состоит из анероидной (металлической) коробки, внутри которой создано разрежение плоской пружины, штифта, системы рычагов и тяг, оси и стрелки. Измерение атмо-

сферного давления вызывает перемещение стенки коробки, которое передается механизмом на стрелку.

Барограф — самопишущий прибор, регистрирующий на ленте изменение давления воздуха. Состоит из анероидной коробки, рычажно-передающей и пишущей систем. При изменении атмосферного давления крышки коробок перемещаются. Изменение положения верхней крышки посредством системы рычагов передается перу. Пишущая часть прибора, так же, как и у термографа, состоит из барабана с часовым механизмом и стрелки с пером. На барабан надевают бумажную ленту со шкалой в виде тонких горизонтальных линий, обозначающих время, и вертикальных дуг — давление.

§ 2. МЕТОДЫ И ПРИБОРЫ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ВРЕДНЫХ ГАЗОВ И РУДНИЧНОЙ ПЫЛИ

В подземных горных и разведочных выработках контроль состава воздуха производится с помощью специальных газоанализаторов стационарного, встроенного и переносного типов, а также путем лабораторного анализа отобранных проб шахтного воздуха.

Приборы для контроля рудничной атмосферы делятся на три группы: химические, физические и физико-химические (термохимические).

Наиболее широкое применение получили приборы, базирующиеся на принципе экспресс-методов, быстрых определений содержания исследуемого газа. К ним относятся химические универсальные газоанализаторы экспрессного определения ГХ-4 и УГ-2. Действие приборов основано на изменении окраски реактива в ампулах при пропускании через них исследуемого воздуха.

Из физических приборов газового контроля наиболее высокой чувствительностью и избирательностью обладают газоанализаторы, основанные на оптическом методе.

К оптическим газоанализаторам, применяемым как в лабораторных, так и в натурных условиях, относятся *шахтные интерферометры*. Действие прибора основано на принципе измерения смещения интерференционной картины в связи с разностью показателей преломления от одного источника лучей света, пропускаемых через чистый воздух и газозвоздушную смесь. К приборам данного типа относятся шахтные интерферометры марок ШИ-3, ШИ-5, ШИ-6, ШИ-10 и др., измеряющие CH_4 , CO_2 и H_2 от 0 до 6 % с точностью $\pm 0,3$ %, ШИ-6, кроме того, замеряет O_2 в пределах от 5 до 20,9 %. Эти приборы имеют ряд достоинств: высокую чувствительность, селективность анализа в многокомпонентных смесях, быстроту действия (0,15–0,3 с), но отличаются конструктивной сложностью и высокой стоимостью.

Физико-химические методы анализа рудничной атмосферы основаны на определении производных физических явлений пламенного (гомогенного) и беспламенного (гетерогенного) сжигания рудничного газа, термоэффекта экзотермической реакции сжигания метана в пламени или на поверхности катализатора.

Прибором, основанным на пламенном сжигании, является *предохранительная бензиновая лампа*, а второй принцип измерения реализуется при сжигании метана на поверхности катализатора при температурах 360–400°C. На этом принципе работает целый ряд шахтных автоматических газоопределителей стационарного, встроенного и переносного типов. К данному типу приборов относятся автоматические сигнализаторы метана СМП-1 и СШ-2, предназначенные для непрерывного контроля концентрации метана в течение смены в рудничной атмосфере.

Основным способом определения весовой концентрации пыли является фильтрация запыленного воздуха через предварительно взвешенный фильтр. В связи с осаждением пыли в фильтре последний получает привеску. Разделив привес пыля на количество просасываемого воздуха, определяют весовую концентрацию пыли. В качестве источника энергии движения воздуха через фильтр используют генератор типа АЭР.

Для экспресс-метода применяют пылемер ФПП-6, работа которого основана на принципе фотометрического изменения интенсивности луча света, проходящего через запыленный воздух. Концентрация пыли измеряется в пределах 1–30 мг/м³. Точность прибора ± 1 мг/м³. Прибор предназначен для систематического контроля запыленности атмосферы без выделения пыли из воздуха.

Счетный метод контроля запыленности рудничной атмосферы является вспомогательным, позволяющим установить дисперсный состав витающей в воздухе пыли. Для определения запыленности рудничного воздуха этим методом пробы пыли, отобранные со стекла, смазанного липким веществом, на котором при ударе засасываемого воздуха осаждается пыль, подвергают микроскопическому исследованию.

Пробы при счетном методе контроля отбираются счетчиками ударного действия (струйными пробоотборниками) или седиментационными приборами (Грина и Оуэнса). На горных предприятиях используют счетчики пыли Грина, ТВЗ, Оуэнса и СП-2.

§ 3. ПЕРИОДИЧНОСТЬ КОНТРОЛЯ

При изменении длины горных выработок во времени и пространстве меняются сопротивления объекта проветривания и дебита вентилятора. Постоянно меняются выделения вредных газов в руд-

ничной атмосфере, изменяются естественная тяга и параметры (температура, влажность) поступающего в шахту воздуха.

Оперативное управление вентиляцией шахты позволяет контролировать количество поступающего в шахту воздуха, его распределение по горным выработкам, химический состав, количество пыли в воздухе. Для этого проводят воздушные и депрессионные съемки, регламентируемые правилами безопасности.

В соответствии с этими правилами систематическому контролю подлежат следующие параметры вентиляции: 1) расход и скорость движения воздуха; 2) концентрации в рудничном воздухе кислорода и углекислого газа; метана, оксидов углерода и азота; 3) концентрация водорода в зарядных камерах; 4) температура воздуха; 5) относительная влажность воздуха при его температуре более 20°C; 6) контроль давления воздуха и депрессии в горных выработках; 7) контроль работы главного вентилятора и вентиляторов местного проветривания; 8) запыленность воздуха.

Периодичность контроля расхода воздуха должна составлять: в выработках негазовых шахт, шахт I и II категорий по газу, а также в камерах — не реже 1 раза в месяц; в выработках шахт III категории — не реже 2-х раз в месяц; в выработках сверхкатегорных шахт и опасных по внезапным выбросам — не реже 3-х раз в месяц.

§ 4. ПЫЛЕВЕНТИЛЯЦИОННАЯ СЛУЖБА

Контроль за состоянием проветривания подземных выработок и соблюдением пылегазового режима в подземных горных выработках обеспечивает пылевентиляционная служба (ПВС), подчиненная заместителю главного инженера шахты по технике безопасности.

Начальниками ПВС шахт могут быть только лица с высшим или средним горнотехническим образованием. На шахтах III категории и сверхкатегорных по газу начальником ПВС может быть только горный инженер. Помощниками начальников ПВС газовых шахт могут быть только лица с горнотехническим образованием. Кроме того, в штат ПВС входят горные мастера ПВС и газомерщики, имеющие стаж подземной работы не менее года и с образованием не ниже 7 классов.

Персонал ПВС проверяет количество и скорость поступающего в шахту и на рабочие места воздуха, определяет депрессии выработок и шахты, запыленность, проверяет химический состав воздуха, газообильность шахт.

Главная задача проветривания шахт — обеспечить все действующие забои достаточным количеством воздуха.

Вентиляционные устройства и сооружения должны ежемесячно осматриваться горными мастерами ПВС. Воздушные струи регулируют лишь по указанию начальника ПВС.

Контроль за соблюдением пылегазового режима включает: установление мест отбора проб воздуха на метан или другой газ, замеры содержания их в воздухе, расчет сланцевых заслонов, замену пыли и проверку зольности осланцованной угольной пыли.

Содержание CH_4 замеряют в шахтах I и II категорий — не менее 2-х раз в смену и в шахтах III категории и сверхкатегорных — не менее 3-х раз в смену. Результаты заносят на доски у мест замеров и в рапорты, подписываемые лицами, производящими замеры. Данные рапорты в тот же день переносят в «Книгу замеров метана».

Слеживаемость инертной пыли и степень покрытия ее угольной пылью должны проверяться вентиляционным надзором ежедневно. Пылевентиляционная служба занимается также составлением вентиляционных планов.

Вентиляционный план — изображенный в аксонометрической проекции погоризонтный план горных выработок с нанесенным на нем вентиляционным и противопожарным оборудованием, а также направлением движения воздуха. На план наносят также трассу противопожарного водопровода с указанием мест хранения соответствующего оборудования.

Изменения, происшедшие в подземных горных выработках (в расположении вентиляционных устройств и сооружений, в направлении вентиляционной струи и расходе воздуха, а также проходка новых выработок и др.), вносятся начальником участка ПВС в план не позднее чем через сутки.

Пылевентиляционная служба занимается также планами ликвидации аварий (2 раза в год), поддерживает в исправном состоянии все вентиляционные выработки и сооружения. Формы вентиляционных книг и журналов, сроки тех или иных замеров строго регламентированы правилами безопасности.

Глава 17

ОСНОВЫ РУДНИЧНОЙ АЭРОЛОГИИ

§ 1. ВИДЫ ДАВЛЕНИЯ В ДВИЖУЩЕМСЯ ВОЗДУХЕ

При движении воздуха в пределах земной атмосферы над областью движения всегда находятся слои воздуха, постоянно оказывающие давление на каждый объем движущегося воздуха. Это давление, называемое *статическим*, является первой составной частью полного давления движущегося воздуха.

Если в потоке воздуха поместить какое-либо тело, то движущийся воздух будет оказывать на него давление, определяемое его кинетической энергией. Это давление называется *динамическим* или *скоростным*. Таким образом, различают три вида давления воздуха: статическое, скоростное (динамическое) и общее.

Статическое давление — давление на единицу поверхности стенок трубопровода, т.е. давление на плоскости, параллельной потоку, производимое воздухом, газообразной или жидкой средой.

Скоростное (динамическое) давление — это давление движущегося воздуха, воспринимаемое поверхностями или плоскостями, расположенными перпендикулярно или под углом к оси потока и не воспринимаемое плоскостями, параллельными потоку, т.е. стенками воздухопровода.

Полное давление равно сумме статического и динамического.

§ 2. СКОРОСТЬ ДВИЖЕНИЯ И РАСХОД ВОЗДУХА

Скорость движения воздуха v имеет большое значение в аэрологии, так как с ее увеличением усиливается охлаждающее действие вентиляционной струи, ускоряется процесс разжижения ядовитых и взрывоопасных газов. Согласно требованиям правил безопасности, скорость не должна превышать следующих значений: в очистных и подготовительных выработках — 4 м/с; главных — 8 м/с; в остальных — 6 м/с. Минимальное значение скорости воздуха должно быть: в подготовительных выработках — 0,25 м/с, в очистных — 0,6–0,8 м/с.

Для измерения скорости движения воздуха пользуются крыльчатыми или чашечными анемометрами (при значениях от 0,3 до 5 м/с пользуются крыльчатыми анемометрами типа АСО-3, а при значениях от 1 до 20 м/с — чашечными анемометрами типа МС-13).

Для определения количества проходящего по выработке воздуха сначала измеряют среднюю скорость $v_{ср}$, а затем, зная площадь замерного сечения, — расход, равный произведению $v_{ср}S$.

В зависимости от сечения выработки применяют два способа замера скорости воздуха: «перед собой» и «в сечении». Если скорость распределяется равномерно, то средние движения воздуха измеряются точечным способом. Небольшие значения скоростей (от 0,1 до 0,5 м/с) определяют только точечным способом. При замере скоростей движения воздуха от 1 м/с и выше пользуются пневмометрическими (динамическими) трубками в сочетании с микроманометрами и депрессиометрами.

§ 3. РЕЖИМЫ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА

Существуют два различных режима движения воздуха, газов и жидкостей в воздуховодах и трубопроводах. *ламинарный* и *турбулентный*.

При ламинарном режиме движение воздуха может быть спокойным с параллельными траекториями частиц и отсутствием перемешивания между отдельными слоями потока, при турбулентном — бурным с перемешиванием между слоями потока по сложным траекториям.

При ламинарном режиме движение стационарное ($v = \text{const}$, $p = \text{const}$), при турбулентном — квазистационарное ($v_{\text{ср}} = \text{const}$), точечные характеристики потока изменяются во времени, пульсируют, постоянны только усредненные по времени их значения.

В результате на поверхности трубопровода (воздуховода) образуется тонкий слой неподвижной жидкости или газа, называемый *ламинарной пленкой*. При ламинарном режиме отсутствует внешнее трение и существует лишь внутреннее.

При турбулентных режимах ламинарная пленка покрывает лишь незначительные шероховатости, поэтому движущийся воздух практически соприкасается со всеми шероховатостями. В шахте в основном встречается турбулентное движение, которому присуще как внешнее, так и внутреннее трение. Критерием для оценки режима движения воздуха служит число Рейнольдса

$$\text{Re} = \frac{vD}{\nu}, \quad (17.1)$$

где v — средняя скорость движения воздуха в выработке; D — гидравлический диаметр выработки; ν — кинематическая вязкость воздуха. При $\text{Re} < 2000$ наблюдается устойчивый ламинарный режим движения, при Re от 2000 до 2320 — неустойчивый и при $\text{Re} > 2300$ — устойчивый турбулентный режим.

Воздушные потоки можно подразделить на два основных типа: *ограниченные* потоки или потоки с твердыми границами, и *свободные* не имеющие твердых границ, называемые также свободными струями. При постоянной площади поперечного сечения ($S_{\text{в}} = \text{const}$) возникают ограниченные потоки, при выходе струи из ограниченного сечения в неограниченное пространство $S_{\text{в}} \neq \text{const}$ — свободные струи (например, из штрека в камеру большого сечения, из трубопровода в выработку и т.п.).

Свободные струи широко применяются в промышленной вентиляции. В зависимости от формы поперечного сечения насадки они бывают круглые, эллиптические, плоские.

В ограниченных потоках давление падает в направлении движения, в свободных струях оно постоянно и равно давлению окружающего воздуха

§ 4. СОПРОТИВЛЕНИЕ ПРИ ДВИЖЕНИИ ВОЗДУХА ПО ТРУБОПРОВОДАМ И ВЫРАБОТКАМ

Воздушный поток при движении по горным выработкам преодолевает сопротивление поверхности выработок, что вызывает потери давления.

Силы межмолекулярного сцепления воздушных частиц определяют его молекулярную вязкость и обуславливают появление касательных напряжений в потоке. Кроме этого, в воздухе постоянно имеют место нормальные напряжения.

Из-за наличия сил вязкости воздух как бы прилипает к стенкам трубопровода, вызывая торможение прилегающих к стенкам слоев воздуха при его движении в результате проявления касательных напряжений и соответствующих им аэродинамических сил, направленных против движения, — сил трения.

Для преодоления сил трения расходуется сообщаемая воздуху извне энергия, которая рассеивается в виде тепла и потерь. В этом случае возникает дополнительная разность давлений, вызывающая появление второй составляющей силы аэродинамического давления — силы давления (из-за шероховатости горных выработок).

Общая сила аэродинамического сопротивления состоит из двух составляющих — давления и силы трения. Общая сила зависит от шероховатости стен, поперечного сечения и длины выработки, наличия в ней поворотов, сужений, различных предметов в сечении.

Различают три основных вида аэродинамического сопротивления выработок: сопротивление трения, местные и лобовые сопротивления.

Сопротивление трения в условиях горных выработок оказывают элементы деревянной крепи (рамы, оклады), устанавливаемые вразбежку.

Депрессия горизонтальной выработки с выдержанным сечением и одинаковой шероховатостью

$$h = \frac{\beta \rho}{2} \frac{PLv^2}{S},$$
$$\text{при } v^2 = Q^2/S^2 \quad (17.2)$$
$$h = \frac{\beta \rho}{2} \frac{PL}{S^3} Q^2;$$

где β — безразмерный коэффициент трения, зависящий от шероховатости стенок; ρ — плотность воздуха; P , L и S — соответственно периметр, длина и сечение выработки; Q — количество воздуха, проходящего по выработке. Величины β и ρ в пределах рассматриваемой выработки постоянны. Поэтому их совокупное воздействие можно характеризовать одной величиной

$$\alpha = \beta \rho / 2, \quad (17.3)$$

называемой коэффициентом сопротивления трения.

С учетом этого формула (17.2) примет вид

$$h = \alpha \frac{PL}{S^3} Q^2, \quad (17.4)$$

в которой

$$\alpha = \frac{PL}{S^3} R, \text{ следовательно, } h = RQ^2,$$

где R — аэродинамическое сопротивление.

Снижение коэффициентов трения для горных предприятий осуществляется путем уменьшения шероховатости выработки и проведения следующих мероприятий:

- 1) для незакрепленных выработок — торкретирование стен, покрытие их рифленым железом, пластмассой (снижение α в 2–4 раза);
- 2) при бетонной и кирпичной крепях — тщательная штукатурка стен (снижение α в 2 раза);
- 3) при рамной крепи — обшивка крепи досками, затяжка породных стенок между рамами деревом или бетонными плитами, чурками, изменение продольного калибра крепи, заполнение углублений балок.

Увеличение сечения выработок также снижает значение α вследствие уменьшения относительной шероховатости выработки.

Местные сопротивления, вызываемые резкими (местными) измерениями формы внешних границ потока, представляют собой дополнительные сопротивления, приводящие к изменению скорости потока по величине или направлению.

Между границей свободной струи и стенками выработки образуются застойные (или мертвые) зоны, в которых происходит вращательное движение присоединенных масс. При движении свободной струи вследствие массообмена с мертвой зоной происходит бесполезная трата энергии. Местные сопротивления в

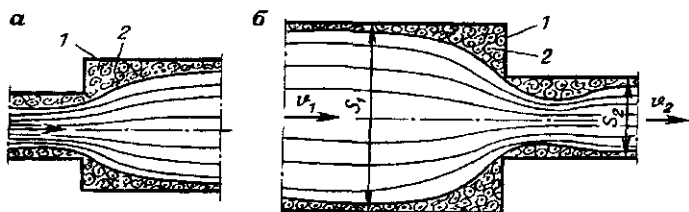


Рис. 17.1. Схемы потока воздуха в воздуховодах при внезапных расширении (а) и сужении (б):

1 — кромка «кутки»; 2 — застойные зоны; v_1 и v_2 — соответственно скорости на входе и выходе

горных выработках (рис. 17.1) могут быть вызваны любым искажением сечения потока, например: а) внезапным расширением и сужением; б) вентиляционным окном; г) поворотом под углом 90°; д) разделением потока; е) слиянием потока; ж) поворотом под углом 90° с одновременным сужением и «прямым кутком» (сопряжение канала вентилятора со стволом) и т.д.

Депрессия определяется как потеря скоростной энергии потока

$$h = \xi \frac{\rho v^2}{2}, \quad (17.5)$$

где ξ — безразмерный коэффициент местного сопротивления.

Подставив в формулу (17.5) вместо v^2 его значение, равное Q^2/S^2 , получим

$$h = \xi \frac{\rho}{2S^2} Q^2, \quad \text{откуда } R = \xi \frac{\rho}{2S^2} \quad (17.6)$$

есть аэродинамическое сопротивление.

Снижение местных сопротивлений достигают путем ликвидации вихревых зон и устройства плавных переходов от одного сечения выработки к другому, плавных поворотов, обшивки или заполнения кутков, закругления мест входа воздуха в трубопроводы и выработки, устанавливая направляющих лопаток на поворотах и т.п. При расширении выработки оптимальный угол раскрытия должен составлять 5–8°, а при сужении — не более 5°. Закругление кромок входа в трубопровод радиусом $0,1D$ (где D — диаметр трубы) снижает R в 10 раз. Скругление только внутренней кромки угла поворота радиусом, равным $1/3 B$ (где B — ширина выработки), снижает R почти в 2 раза.

Лобовым называют сопротивление, оказываемое потоку находящимся в нем телом. Лобовое сопротивление вызывают: элементы армировки шахтных стволов, вагонеток, стоек, расстрелов в шахтном стволе.

Лобовое сопротивление тела, обтекаемого турбулентным потоком, можно выразить через скоростное давление потока у тела:

$$p_{лс} = C_x \frac{\rho v^2}{2} S_M, \quad (17.7)$$

где C_x — безразмерный коэффициент лобового сопротивления; ρ — плотность воздуха; v — средняя скорость потока воздуха перед телом; S_M — миделево сечение тела (площадь проекции тела на плоскость, перпендикулярную направлению движения).

Депрессия лобового сопротивления

$$h_l = \frac{p_{лс}}{(S - S_M)}, \quad (17.8)$$

где S — сечение выработки, тогда

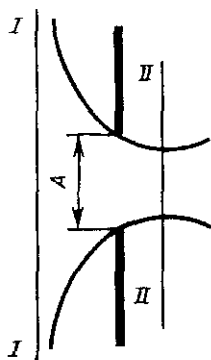


Рис. 17.2. Схема протекания воздуха через эквивалентное отверстие А

$$h_{лс} = C_x \frac{\rho v^2}{2} \frac{S_M}{S - S_M}, \quad (17.9)$$

Выразив v через расход воздуха $Q = v(S - S_M)$, получим

$$v^2 = \frac{Q^2}{(S - S_M)^2}, \quad (17.10)$$

$$h_{лс} = C_x \frac{\rho}{2} \frac{S_M}{(S - S_M)^3} Q^2,$$

откуда следует, что

$$R = C_x \frac{\rho}{2} \frac{S_M}{(S - S_M)^3} \quad (17.11)$$

является аэродинамическим лобовым сопротивлением объекта.

Путем придания телу удобообтекаемой формы в виде капли можно уменьшить значение C_x в 8–10 раз. Кроме того, применение обтекателей и на лобовой части цилиндрических тел, а также уменьшение шероховатости поверхности тела, вызывающего сопротивление, снижают его еще почти в 2 раза.

Для определения сопротивления при шахтной вентиляции используют эквивалентное отверстие А, величину которого находят по уравнению Бернулли для воздуха, проходящего через круглое отверстие в диафрагме (рис. 17.2). В сечении I–I (перед диафрагмой) давление и скорость равны нулю, а в сечении II–II (за диафрагмой), где воздух наиболее сжат, скорость и давление равны между собой.

Эквивалентное отверстие

$$A = \frac{0,38 Q}{\sqrt{h_b}}, \quad (17.12)$$

где h_b — депрессия вентилятора. Считается, что шахта легко проветривается, если $A > 2 \text{ м}^2$, среднее — при $1 < A \leq 2 \text{ м}^2$ и трудно — при $A \leq 1 \text{ м}^2$.

§ 5. ПОНЯТИЕ О ДЕПРЕССИИ

Депрессия воздуха — это разность давлений, необходимая для преодоления сопротивления воздуховода. Ее измеряют U-образными водяными депрессиометрами, микроманометрами и самопишущими депрессиометрами. Причем разность статических давлений называется статической депрессией, разность скоростных давлений — скоростной депрессией, разность полных давлений — полной деп-

рессией Депрессию воздуха также можно называть разностью давлений, потерей давлений, перепадом давления воздуха.

Депрессиометр представляет собою U-образную трубку, заполняемую дистиллированной водой до нулевой отметки шкалы. Измеряет разность абсолютных или относительных давлений между двумя пунктами вентиляционной сети, которая затем используется для вычисления депрессии струи между этими пунктами.

Микроманометр действует по тому же принципу, что и депрессиометр, только одно колено выполнено в виде широкого резервуара, а второе — в виде узкой измерительной трубки, как правило, наклонной. Пределы измерений — от 2 до 2,5 кПа, погрешность измерений — от $\pm 0,5$ до 1 %.

Для измерения депрессии применяется также воздухомерная трубка (для отделения статического давления потока от полного).

В шахтах периодически проводят депрессионные съемки, сущность которых заключается в замерах распределения депрессии и дебита воздуха в вентиляционной сети шахты. Если замеры производятся в двух точках горизонтальной выработки, то депрессия на этом участке при использовании барометра

$$h = (p_1 - p_2),$$

а при замерах депрессиометром

$$h = K(D_1 - D_2),$$

где K — коэффициент, изменяющийся в пределах 0,95–1,05; D_1 и D_2 — измеренные давления по депрессиометру.

При замерах в наклонной или вертикальной выработке вводится поправка на давление столба воздуха между конечными точками наблюдений:

$$h = p_1 - (p_2 \pm \rho_{cp} gH), \quad (17.13)$$

где H — разность абсолютных отметок точек наблюдений, м; ρ_{cp} — средняя плотность воздуха, кг/м³, равная $\rho_{cp} = (\rho_1 + \rho_2)/2$ (ρ_1 и ρ_2 — плотность воздуха в точках замера); g — ускорение свободного падения, м/с².

Маршрут съемок следует выбирать так, чтобы депрессия между замерными пунктами составляла не менее 0,1–0,2 кПа.

При съемке микроманометрами замеры производятся на участках длиной 100–300 м.

Депрессия отдельной выработки при съемке микроманометрами подсчитывается по формуле

$$h = (h_1 \rho_1' \rho_2' - h_0) K \xi \Pi + \frac{v_1^2 \rho_1 + v_2^2 \rho_2}{2}, \quad (17.14)$$

где h_1 , h_0 — соответственно конечный и начальный отсчеты по микроманометру, мм; ρ_1' , ρ_2' — поправочные коэффициенты воз-

духомерных трубок, K — постоянная прибора, ξ — поправочный коэффициент микроманометра; Π — коэффициент, учитывающий изменение плотности спирта в зависимости от температуры.

Значение депрессии шахты $h_{\text{ш}}$, измеренное манометром при главном вентиляторе, будет отличаться от значения, полученного маршрутной съемкой, на величину депрессии естественной тяги

$$\sum h = h_{\text{ш}} \pm h_{\text{г}}. \quad (17.15)$$

По результатам депрессионных и воздушных съемок можно определить аэродинамическое сопротивление выработок и использовать их при регулировании распределения воздуха и решении вопроса устойчивой работы параллельно включенных вентиляторов.

§ 6. УТЕЧКИ ВОЗДУХА

Утечками называют неуправляемое движение воздуха от свежей струи к исходящей, при котором часть воздуха не проходит через места его потребления (выработки, забои и т.п.), т.е. утечки представляют собой потерю некоторого количества воздуха по пути его следования. С целью предупреждения утечек применяются герметизирующие устройства.

Для улучшения проветривания и компенсации утечек в шахту приходится подавать большее количество воздуха.

Утечки воздуха подразделяются на подземные (внутришахтные) и поверхностные — подсосы воздуха с поверхности в подземные выработки или наоборот, а также общешахтные, включающие подземные и поверхностные утечки.

Подземные утечки воздуха происходят через вентиляционные сооружения, выработанные пространства между горизонтами, перемычки и целики, продольные перегородки и др.; поверхностные — через вентиляционные устройства на поверхности: каналы вентилятора, реверсионное устройство, шлюзы надшахтного здания и др.

Утечки наблюдаются также при проветривании местными вентиляторами, а также из гибкого трубопровода в свежую струю, поступающего по выработке.

Утечки воздуха измеряются как в абсолютных величинах ($\text{м}^3/\text{мин}$), так и в процентах от начального количества воздуха, подаваемого в шахту или забой.

В шахтах из-за больших утечек воздуха до забоев доходит около 40–50 % его расхода, а в некоторых случаях лишь 25 % расхода, подаваемого главным вентилятором.

В последнее время в расчетах стали широко использовать нормы утечек, которые зависят от типа сооружения, его кон-

струкции, материала, размеров, состояния вмещающих пород, депрессии, под которой находится сооружение.

Нормы поверхностных местных утечек воздуха через вентиляционные сооружения следующие: надшахтное здание вентиляционного ствола — 5 %, надшахтное здание ствола или шурфа, оборудованного клетьевым подъемом, — 10 %, оборудованного вспомогательным подъемом — 20 %.

Нормы подземных утечек воздуха должны составлять не более следующих величин. через выработанное пространство, заполненное обрушенными породами, при центрально-сдвоенных схемах вентиляции — не более 30–35 %; через выработанное пространство, заполненное обрушенной породой, при фланговых схемах вентиляции — не более 15 %.

Для снижения утечек воздуха через вентиляционные сооружения необходимо следить за их исполнением, своевременно осуществлять ремонт, применять воздухонепроницаемые материалы, а также покрытие герметизирующими материалами.

Уменьшение утечек воздуха в сочетании с правильным регулированием расхода воздуха в вентиляционной сети является основным мероприятием по повышению эффективности проветривания шахт.

Глава 18

СПОСОБЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. ЕСТЕСТВЕННАЯ ТЯГА

Естественная тяга — депрессия, обуславливаемая естественно возникающей разностью давлений воздуха в горных выработках. Она образуется в шахтах при наличии двух или более вертикальных или наклонных выработок, по которым движется воздух, имеющий разную плотность. Величина и направление естественной тяги меняются от сезонных колебаний температуры наружного воздуха.

Депрессия естественной тяги h_c воздуха в подземных горных выработках обычно составляет 5–15 %, а в высокогорных условиях рудников до 50 % от общей депрессии рудника.

Движение воздуха при различной плотности двух сообщающихся вертикальных столбов воздуха происходит от более тяжелого столба к более легкому.

Величина и направление действия естественной тяги во многом зависят от температуры воздуха на поверхности и в шахте, а также от

давления. Температура воздуха, как правило, в воздухоподающих стволах в течение года сравнительно постоянна, а в воздухоподводящих значительно меняется. Летом с повышением температуры на поверхности воздух становится легче, что приводит к уменьшению естественной тяги по величине, а иногда и направлению при условии, что плотность воздуха в воздухоподающем стволе больше, чем в подающем. В зимнее время наблюдается обратное явление.

Существенное влияние на величину естественной тяги оказывает давление, так как от него зависит плотность воздуха. С увеличением давления плотность воздуха повышается.

Давление столбов воздуха зависит от температуры воздуха, относительной влажности и его химического состава.

Естественная тяга зависит также от глубины горных работ, состава шахтного воздуха и незначительно от работы главного вентилятора.

§ 2. МЕТОДЫ РАСЧЕТА И ИЗМЕРЕНИЯ ЕСТЕСТВЕННОЙ ТЯГИ

Депрессия естественной тяги определяется расчетным путем и замером. Расчет включает в себя гидростатический и термодинамический методы. Подсчет депрессии h_e естественной тяги в подземных выработках осуществляется по формулам, полученным для изохорического, изотермического, адиабатического и политропического процессов.

Для подсчета депрессии естественной тяги до глубины 150 м в основном пользуются формулами, полученными исходя из изохорического закона, а для подземных выработок глубиной более 150 м — формулами, полученными для изотермического закона. Остальными формулами ввиду их сложности не пользуются.

При изохорическом процессе депрессия естественной тяги h_e всей шахты

$$h_e = p_1 - p_2 = gH(\rho_1 - \rho_2), \quad (18.1)$$

где H — вертикальная длина столба воздуха наиболее глубокого шахтного ствола, м; ρ_1, ρ_2 — плотность воздуха в столбах; g — ускорение свободного падения.

Изотермический процесс характеризуется изменением давления p и удельного объема воздуха V при постоянной его температуре. Изотермическому процессу соответствует уравнение Клапейрона $PV = RT$, преобразовав которое, получаем упрощенную формулу:

$$h_e = a_t + \frac{H}{100} (t_{cp}'' - t_{cp}'), \quad (18.2)$$

где t_{cp}' и t_{cp}'' — температуры воздуха в столбах.

Для различных значений t_{cp} значение a_t изменяется от 0,42 до 0,52.

Для подсчета депрессии естественной тяги шахты необходимо знать среднее значение температуры в воздухоподающем и воздуховыдающем стволах. Величина h_e измеряется барометрами-анероидами, микроманометрами и депрессиометрами.

При замере h_e барометрами-анероидами снимаются показания B_1 и B_2 барометров-анероидов, размещенных по обе стороны вентиляционной двери или перемычки, при включенном вентиляторе определяют депрессию естественной тяги

$$h_e = 13,6 (B_1 - B_2) .$$

При замере депрессиометром или микроманометром их устанавливают по одну сторону плотной вентиляционной двери или перемычки, а резиновый шланг от измерительного прибора выводят на другую сторону двери или перемычки и при включенном вентиляторе измеряют величину естественной тяги.

§ 3. ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫРАБОТОК ВЕНТИЛЯТОРАМИ

Подземные горно-разведочные выработки являются местом наиболее интенсивного выделения вредных газов (из полезного ископаемого, горных пород, в результате взрывных работ), а также тепла и рудничной пыли. Для создания нормальных условий труда на местах необходимо постоянно подавать в выработки свежий воздух. Параметры потока — количество и скорость движения воздуха, турбулентность — должны учитывать опасные скопления вредных и взрывчатых газов, обеспечивать минимальную запыленность, допустимую температуру рудничной атмосферы.

Правильно выбранная вентиляция позволяет максимально использовать подаваемый воздух в результате снижения бесполезных утечек, уменьшения числа или полного исключения регулирующих устройств и дополнительных источников тяги, устранения источников загрязнения поступающего воздуха. Выбранная схема вентиляции должна обеспечивать минимальные расходы на проветривание шахты.

Для проветривания горно-разведочных выработок применяют центробежные и осевые вентиляторы.

Вентилятор является воздуходувной машиной, создающей избыточное давление, служит для перемещения воздуха или газа по воздуховодам и шахтным сетям горных выработок.

Центробежный вентилятор приводит воздух в движение за счет центробежных сил, возникающих при вращении рабочего колеса; осевой — с помощью рабочего колеса, имеющего форму пропеллера.

При проветривании горно-разведочных выработок используют осевые вентиляторы, смонтированные вместе с двигателем внутри

вентиляционной трубы; для проветривания шурфов — центробежный вентилятор СВЦ-78 с взаимозаменяемыми (электрическим, бензиновым и ручным) приводами. Данным вентилятором можно проветривать шурфы глубиной до 40 м и расчески длиной до 20 м.

Вентиляторная установка для местного* проветривания состоит из вентилятора с двигателем и вентиляционного трубопровода из гибких или жестких труб. Гибкие трубы изготавливают из резиновых тканей длиной — 5, 10 и 20 м, диаметром — 300, 400, 500 и 600 мм; жесткие — из листовой стали длиной — 2,5–3,5 м, диаметром — 500, 600, 700, 800 и 900 мм.

При проведении выработок в мерзлых россыпях широко используют комбинированный способ проветривания с применением вентиляционных скважин диаметром 400–500 мм. Скважины располагают на расстоянии 50–100 м друг от друга по оси будущей выработки. Свежий воздух подают в шахту с помощью осевого нагнетательного вентилятора.

§ 4. СХЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ

Существуют три вида схем проветривания (рис. 18.1, I–III), центральные, фланговые и комбинированные.

При выборе схемы необходимо строго учитывать требования правил безопасности, особенно запрещение подачи воздуха по скиповым стволам и наклонным выработкам с конвейерным транспортом на шахтах, опасных по пыли, выдачи воздуха через зоны обрушения и завалы, соблюдение минимальных и максимальных скоростей движения воздуха в выработках.

Центральные схемы проветривания характеризуются расположением воздухоподающего и воздухоотводящего стволов в центре шахтного поля. Различают два вида центральных схем проветривания — центрально-сдвоенные и центрально-отнесенные. При этих схемах проветривания воздух поступает по клетьевому стволу, проходит по откаточным выработкам, оmyвает очистные забои и затем по вентиляционным штрекам выходит в скиповой ствол, в устье которого установлен всасывающий вентилятор.

Фланговые (диагональные) схемы проветривания применяют при вскрытии шахтного поля в центре и на границах. При этих схемах свежий воздух подается через центральный ствол и

* В горной промышленности в настоящее время применяют следующие типы вентиляторов местного проветривания (ВМП) 1) одноступенчатые электрические осевые ВМ-3М, ВМ-4М, ВМ-5М, ВМ-6М, ВМ-8М, ВМ-12М, СВМ-4М, СВМ-5М, СВМ-6М; 2) электрический центробежный ВЦ-9; 3) пневматические ВМП-3, ВМП-4М, ВМП-5М и ВМП 6М.

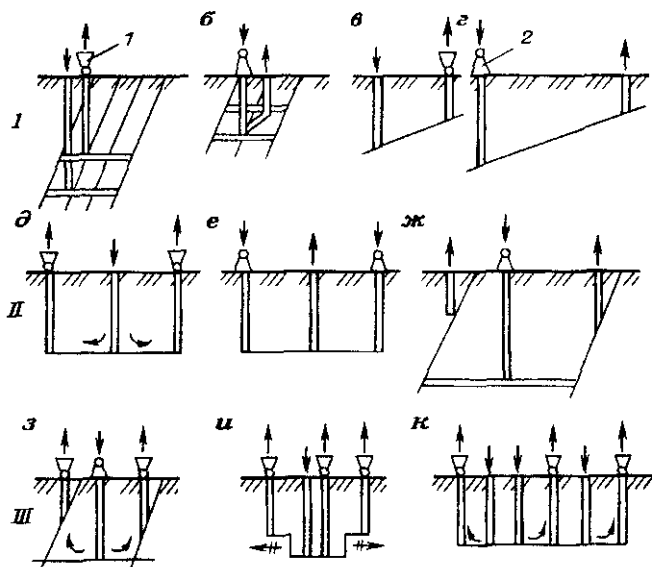


Рис. 18.1. Типовые схемы проветривания шахт.

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, вентиляторы. 1 — всасывающий, 2 — нагнетательный

выдается через шурфы или стволы, находящиеся на флангах шахтного поля.

Комбинированная схема проветривания состоит из элементов центральных и фланговых схем с целью использования их преимуществ. При такой схеме в качестве воздухоподающих стволов используются центральные, а воздухоотводящих — и центральные и фланговые. Исходящие струи участков на флангах направляются в фланговые стволы, а исходящие струи центральных участков — на поверхность через второй центральный ствол.

§ 5. РЕГУЛИРОВАНИЕ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА С ПОМОЩЬЮ ПЕРЕМЫЧЕК, ДВЕРЕЙ И ОКОН

С изменением длины горных выработок, их сечения, газообильности и других параметров меняется расход воздуха в них. Это изменение происходит не только в течение длительного времени, но и за короткие промежутки (сутки, неделя). В связи с этим необходимо регулировать воздух в вентиляционной сети шахты.

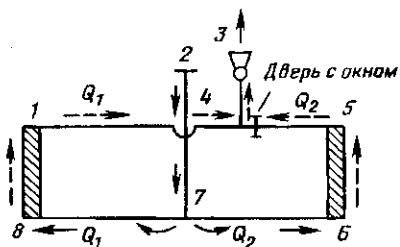


Рис 18.2 Схема регулирования воздуха с помощью вентиляционного окна:

1-4 — вентиляционный штрек левого крыла, 2-7 — воздухопадающий ствол, 7-8 — откаточный штрек левого крыла, 8-1 — лавы левого крыла, 4-3 — воздуховыдающий ствол, 7-6 — откаточный штрек правого крыла, 6-5 — лавы правого крыла, 5-4 — вентиляционный штрек правого крыла

Увеличение или уменьшение общешахтного количества воздуха достигается изменением режима работы главного вентилятора и общего аэродинамического сопротивления шахты, надшахтного здания, вентиляторной установки.

Увеличение аэродинамического сопротивления ветвей ведет к увеличению расхода энергии, поэтому эти способы регулирования считаются отрицательными, уменьшение аэродинамического сопротивления или увеличение расхода воздуха и депрессии — положительными.

Наиболее распространенный способ регулирования заключается в увеличении сопротивления выработок, который осуществляется путем устройства в выработке вентиляционных дверей и окон.

Этот способ широко применяется в действующих подземных выработках, когда естественное распределение расхода воздуха в параллельно соединенных выработках не соответствует требуемому его распределению. При этом способе в выработке, в которой требуется снизить расход воздуха, устраивают вентиляционное окно для создания дополнительного сопротивления, в результате чего расход в этой выработке уменьшается и возрастает в другой выработке, где это требуется. Вентиляционные окна устраивают в вентиляционной двери или в перемычке.

Пользуясь схемой (рис. 18.2) и зная требуемые расходы воздуха Q_1 и Q_2 в ветвях параллельного соединения и фактическую величину их сопротивлений R_1 и R_2 , для этих ветвей рассчитывают депрессии h_1 и h_2 .

Положительное регулирование достигается также с помощью вспомогательных вентиляторов в ветвях, в которых необходимо увеличить количество воздуха и повысить депрессию.

При данном способе регулирования, связанном с изменением количества воздуха в одной из ветвей сети, происходит перераспределение его в остальных ветвях, поэтому при введении в сеть вспомогательных вентиляторов необходимо учесть их совместную работу с главным вентилятором или друг с другом.

§ 6. СПОСОБЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ И ШУРФОВ ПРИ ИХ ПРОХОДКЕ

Шахтные стволы при проходке проветривают с помощью вентилятора, установленного на расстоянии 20–30 м от устья ствола. В основном применяют нагнетательный способ проветривания, при котором направления естественной тяги и отводимого загрязненного воздуха совпадают и воздух у стен ствола движется вниз, а в центральной части — вверх.

Вентиляционная установка для проветривания ствола состоит из двух вентиляторов различной мощности, работающих на нагнетание. При этом более мощный вентилятор включают при проветривании после взрывных работ, а менее мощный — работает все остальное время. При больших глубинах шахтного ствола целесообразно применять комбинированный режим работы этих вентиляторов, т.е. в течение 20–30 мин после взрывных работ более мощный вентилятор работает на всасывание, удаляя продукты взрыва, а затем в течение смены работает менее мощный вентилятор, осуществляющий нагнетательное проветривание.

Применение на конце нагнетательного трубопровода конической насадки позволяет значительно повысить эффективность нагнетательного способа проветривания стволов. Шурфы при проходке должны проветриваться вентилятором небольшой мощности (ВМ-3, ВМП-3 и др.). Наиболее целесообразно применять вентилятор СВЦ-78, предназначенный специально для проветривания шурфов. Он нагнетает в шурф свежий воздух по гибкому воздухопроводу, который при взрывных работах приподнимают. Вентилятор СВЦ с электрическим, бензиновым и ручным приводом предназначен для проветривания разведочных шурфов площадью поперечного сечения 1,25, 1,5 и 2 м², глубиной до 40 м и рассечек из них площадью поперечного сечения 1,8 м², общей длиной до 20 м.

В районах, где господствуют сильные ветры, шурфы можно проветривать естественной тягой, создаваемой скоростным напором ветра. Для восприятия этого напора используют вентиляционный трубопровод и расширяющийся раструб (зонт), присоединенный к этой трубе. Раструб устанавливают на высоте 3–4 м над устьем шурфа, так, чтобы горловина его была повернута навстречу ветровому потоку.

§ 7. СПОСОБЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

Движение воздуха по горным выработкам происходит в результате перепада давлений в начале и конце пути. Этот перепад давлений создается разными способами. В рудничной вентиляции

существуют нагнетательный, всасывающий и комбинированный способы проветривания.

При нагнетательном способе проветривание горизонтальных горных выработок осуществляется вследствие перепада давлений, который создается путем повышения давления воздуха вентилятором в воздухоподающем стволе.

За счет энергии вентилятора атмосферное давление p_0 увеличивается до p_1 , а в устье выдающего ствола оно становится равным атмосферному. Депрессия горизонтальных подземных выработок при этом способе проветривания равна разности давлений, т.е. $h = p_1 - p_0$.

При всасывающем способе проветривания необходимый перепад давлений создается разряжением воздуха вентилятором в устье воздуховыдающего ствола. Депрессия подземных выработок определяется разностью между атмосферным давлением на поверхности p_0 и давлением в устье ствола p_2 , т.е. $h = p_0 - p_2$. При данном способе проветривания давление в любой точке горных выработок ниже барометрического, которое имело бы место в случае остановки вентилятора. Поэтому при остановке вентилятора вследствие разности атмосферного давления и давления в подземных выработках воздух с поверхности будет поступать в выработки до тех пор, пока давление не выровняется.

При всасывающем проветривании используют как один центральный вентилятор, так и несколько вентиляторов, установленных на флангах шахтного поля. Данный способ в основном применяют в газовых шахтах.

При комбинированном способе проветривания в одной части шахты с помощью нагнетательного вентилятора создают избыточное давление, а в другой ее части с помощью всасывающего вентилятора — разрежение.

Депрессия шахты равна их разности, т.е. $h = p_1 - p_2$.

Данный способ проветривания применяют в случаях, требующих уменьшения утечек или поступления воздуха через выработанное пространство. (Например, на шахтах и рудниках при разработке самовозгорающих углей и руд.) Если разведочные выработки имеют большую протяженность, то проветривают их следующими способами: а) с помощью параллельных выработок; б) путем устройства продольной перегородки; в) вентиляторами для местного проветривания; г) скважинами.

При проведении геологоразведочных выработок проветривание осуществляют следующим образом: одинарные, близко расположенные к земной поверхности выработки — с помощью всасывающего вентилятора через скважину с установкой в выработке продольной перегородки; шахты, имеющие два выхода на

поверхность земли, теми же способами, что и эксплуатационные. Расход воздуха при проветривании геологоразведочных выработок определяют по тем же формулам, что и для горных.

§ 8. СПОСОБЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ НАРЕЗНЫХ (ТУПИКОВЫХ) ВЫРАБОТОК

Нарезные выработки — горные выработки, проводимые с целью подготовки шахтного поля (подэтажные штреки, рудоспуски, вентиляционные сбойки, а также выработки горизонтов вторичного дробления, подсечки и т.д.).

Проветривание нарезных выработок осуществляют: 1) естественным путем в результате турбулентной диффузии; 2) сжатым воздухом; 3) за счет общешахтной депрессии, 4) вентиляторами для местного проветривания.

Естественное проветривание по правилам безопасности допускается только для нарезных выработок длиной не более 10 м. Проветривание сжатым воздухом и общешахтной депрессией неэффективно, так как не обеспечивает быстрого удаления вредных примесей из выработки и имеет высокую стоимость. Поэтому при разведке и отработке месторождений горные выработки проветриваются в основном вентиляторами в сочетании с воздуховодами.

При *нагнетательном способе* проветривания (рис. 18.3) происходят интенсивное перемешивание воздуха и его разбавление свежей струей. Вентилятор устанавливают по направлению свежей струи на расстоянии не менее 10 м от устья выработки. Свежий воздух подается в забой по вентиляционным трубам в количестве, необходимом для снижения концентрации вредных газов. Исходящая струя подается по самой выработке до ближайшей вентиляционной сбойки, затем на вентиляционный штрек. Недостатком этого способа является наличие вредных примесей по всей выработке.

При *всасывающем способе* проветривания тупиковых забоев (рис. 18.4) загрязненный воздух отсасывается из призабойного пространства и направляется по трубопроводу в вентиляционные выработки. При этом способе обеспечивается наличие во всех

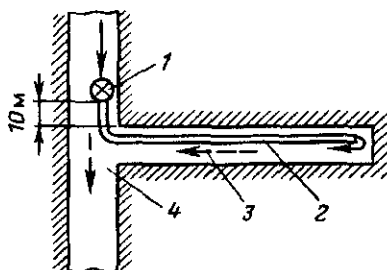


Рис. 18.3 Схема нагнетательного способа проветривания тупиковой выработки:

1 — нагнетательный вентилятор, 2 — трубопровод, 3 — выработка, 4 — сквозная выработка

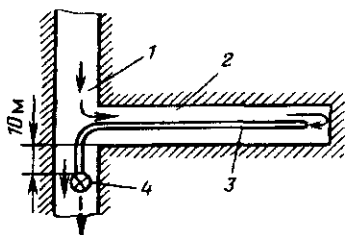


Рис 18.4. Схема всасывающего способа проветривания тупиковой выработки
1 — сквозная выработка, 2 — выработка, 3 — трубопровод, 4 — всасывающий вентилятор

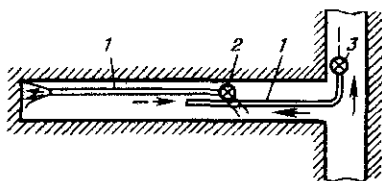


Рис 18.5. Схема комбинированного способа проветривания тупиковой выработки
1 — трубопровод, вентиляторы 2 — нагнетательный, 3 — всасывающий

выработках свежего воздуха, но необходимое перемешивание и удаление газов от забоя происходит медленнее, чем при нагнетательном способе. Этот недостаток можно устранить, разместив вентилятор вблизи забоя. В этом случае от устья выработки до вентилятора навешивается гибкий трубопровод, а от вентилятора до забоя — жесткий.

Комбинированное проветривание (рис. 18.5) осуществляется двумя вентиляторами, с перемычкой и без перемычки. В этом случае всасывающий вентилятор устанавливается в устье выработки, а нагнетательный — в зоне забоя.

В результате одновременной работы всасывающего и нагнетательного вентиляторов рабочая зона быстро очищается от опасных газов и пыли.

При комбинированном проветривании без перемычки производительность всасывающего вентилятора должна быть на 20–30 % больше производительности нагнетательного для предотвращения рециркуляции вентиляционной струи. Этот способ проветривания наиболее эффективен.

§ 9. РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА

При расчете количества воздуха, необходимого для проветривания горно-разведочных выработок, в соответствии с правилами безопасности учитываются следующие факторы: 1) разжижение и вынос ядовитых газов, возникающих при взрыве ВВ (их количество пропорционально расходу ВВ); 2) разжижение CH_4 и CO_2 до допустимых концентраций, 3) вынос пыли; 4) число людей, занятых в забое; 5) скорость движения воздуха. Ниже приведены расчетные формулы, соответствующие каждому из указанных факторов.

1. Количество воздуха при нагнетательном способе проветривания определяют по формуле:

$$Q_n = \frac{21,4}{t} \sqrt{ASl},$$

где t — время проветривания выработки, мин, A — количество взрываемого ВВ, кг, S — площадь поперечного сечения выработки, м², l — длина выработки, м, а при всасывающем способе — по формуле:

$$Q_{вс} = \frac{13,5}{t} \sqrt{AS \left(15 + \frac{A}{S}\right)}$$

2. При нагнетательном проветривании количество воздуха, которое необходимо подать в забой выработки (и в выработку), составит

$$Q_n = \frac{100 I}{d - d_0},$$

где I — количество газа (СН₄), выделяющегося в забое (или по выработке), м³/мин, d — допустимая концентрация СН₄ в исходящей из подготовительной выработки струе, %; d_0 — концентрация СН₄ в поступающей струе, %. Количество газа, выделяющегося в забое, определяют анализом воздуха в 20 м от него, а по выработке — в 10 м от устья выработки.

3. При непрерывном пылеобразовании

$$Q = K \frac{g}{g_n - g_0},$$

где K — коэффициент неравномерности пылеобразования, равный 1,4–1,5; g — интенсивность пылеобразования, мг/мин, g_n — ПДК, мг/м³, g_0 — начальная запыленность поступающей струи, мг/м³. При мгновенном пылеобразовании, например после взрыва ВВ, скорость воздуха по выработке должна составлять 0,3–0,6 м/с.

4. Требуемое количество воздуха зависит от числа людей, занятых в забое, и составляет $Q = g_n n$ (где g_n — норма количества воздуха на одного человека, равная 6 м³/мин, n — число людей), следовательно, $Q = 6n$.

5. В выработке должна быть обеспечена минимальная скорость v движения воздуха, что накладывает дополнительные ограничения на его расход. $Q/S \geq 0,15$ м/с; если $v < 0,15$ м/с, то $Q = 0,15S$ м³/с.

Определив по приведенным выше формулам необходимый расход воздуха, диаметр вентиляционных труб находят по формуле $d_{тр} = 0,22 \sqrt{Q}$ (при этом скорость движения воздуха в трубе приблизительно равна 10–15 м/с). Производительность вентилятора, обеспечивающего требуемый расход, составляет Q/h (где h — коэффициент доставки для выбранного типа труб, определяемый по таблице).

§ 10. ОСОБЕННОСТИ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗВЕДКЕ И РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Основным способом борьбы с вредными компонентами при проведении горно-разведочных выработок урановых рудников является рудничная вентиляция. Однако немаловажное значение имеет ограничение поступления радона в горно-разведочные выработки путем применения противорадоновой изоляции, очистки воздуха от аэрозолей при разработке месторождений, рациональной отработки месторождения, выбора систем разработки, обеспечивающих минимальное поступление радона в рудничную атмосферу.

Вредными компонентами при разведке и добыче урановых руд подземным способом являются: пыль, долго- и короткоживущие продукты распада радона и непосредственно радон.

Наиболее вредна радиоактивная пыль, образующаяся в процессе буровзрывных работ, транспортировки и погрузки отбитой горной массы, а также при дроблении и измельчении руд. Мелкие частицы пыли вместе с воздухом образуют дисперсную систему — пылевой налет, оседающий на поверхности горных пород, оборудовании, креплении и др. При определенных скоростях воздуха он может переходить во взвешенное состояние.

Различают частицы: 1) грубые (10–100 мм), видимые невооруженным глазом; 2) микроскопические (10–0,25 мкм), видимые под оптическим микроскопом; 3) субмикроскопические (менее 0,25 мкм), обнаруживаемые с помощью электронных микроскопов.

Радон отличается способностью постоянно образовываться в ураноносных породах. Установлено, что между площадью обнажения урановых руд и дебитом радона в выработке существует прямая зависимость. Поэтому по мере развития горных работ и увеличения сети выработок дебит радона возрастает. Пыль практически полностью отдает находящийся в ней радон.

Рудничная атмосфера загрязняется также продуктами радиоактивного распада, выделяющимися из вод. Поэтому вентиляция является одним из основных средств борьбы с загрязнением рудничной атмосферы при разведке и разработке урановых месторождений. Однако эффективная работа вентиляции зависит от того, насколько четко соблюдается система санитарно-гигиенических требований, предъявляемых к урановым месторождениям.

Схема общешахтного проветривания должна обеспечивать ее надежность на период разведки или отработки месторождения.

На урановых предприятиях применяют всасывающий, нагнетательный и нагнетательно-всасывающий способы проветривания. Схема проветривания принимается как в зависимости от варианта вскрытия всего месторождения, так и отдельных его го-

ризонтов. При ее составлении необходимо стремиться к максимальному использованию всех выработок и подаче свежего воздуха по полевым выработкам.

Как показывает практика, добиться нормальных санитарно-гигиенических условий труда только средствами вентиляции в большинстве случаев невозможно и связано со значительными затратами. Поэтому наряду с рудничной вентиляцией применяют специальные способы, к числу которых относятся: очистка воздуха от аэрозолей, противорадоновая изоляция, дренаж радона и т.д.

Воздух, подаваемый в действующие забои вентилятором местного проветривания, очищают с помощью фильтрационных установок на основе ткани ФПП-15 (фильтры ЛАИК с площадью рабочей поверхности 29,8 м²) или секционных аэрозольных рудничных фильтров. Для уменьшения запыленности используют средства, предназначенные для уменьшения пылеобразования. В качестве средств индивидуальной защиты применяют противопылевой респиратор типа «Лепесток».

С целью предупреждения облучения персонала проводится систематический контроль условий работы. Пылегазодозиметрическая лаборатория при шахте определяет концентрацию в атмосфере выработки радона и его дочерних продуктов, а также запыленность воздуха. В административно-бытовом комбинате проверяют загрязненность рук, тела, спецодежды. Пробу воздуха на содержание радона отбирают по каждому рабочему месту не менее 3 раз в месяц.

При опасности внешнего γ - и β -облучения ураном и некоторыми продуктами распада производится только дозиметрический контроль рабочих мест. При работе в очистных забоях, ведущих добычу богатых руд, применяют индивидуальный дозиметрический контроль.

Раздел IV

ПРОЦЕССЫ ПОГРУЗКИ И ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава 19

ПОГРУЗКА ГОРНОЙ ПОРОДЫ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Отбиваемую от массива в процессе проведения выработки породу убирают, освобождая призабойное пространство для последующего комплекса горных работ по продвижению забоя.

Процесс уборки породы состоит из ряда операций: погрузки ее в рудничные или самоходные вагоны непосредственно или через конвейеры-перегрузатели, откатки (транспортирования) груженных вагонов до обменного пункта или пункта разгрузки, обмена груженных вагонов на порожние, также подготовительно-заключительных операций. К последним относятся: осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние; наладка освещения; подгон машины к забою; ее подключение и опробование; отгон машины от забоя после уборки породы; мелкий ремонт и др. В период погрузки породы в состав работ входят и другие операции, связанные с уборкой, — орошение горной массы, разбивка негабарита, периодическая оборка забоя и боков выработки.

Погрузка породы в горизонтальных выработках — трудоемкий процесс, занимающий 55–75 % общего времени проходческого цикла, и делится на ручную и механизированную. Ручная погрузка в настоящее время применяется ограниченно (при малых масштабах работ и в качестве вспомогательной при механизированной погрузке). Механизированная погрузка осуществляется в основном двумя видами технических средств, а именно: погрузочными машинами и скреперными установками.

Современные шахтные погрузочные машины в зависимости от угла наклона выработок делятся на две группы. а) для горизонтальных и слабонаклонных (до 15°) горных выработок и б) для наклонных (более 15°).

Машины, предназначенные для погрузки породы в горизонтальных и слабонаклонных выработках, по принципу работы подразделяются на машины с периодически и непрерывно дей-

ствующими погрузочными механизмами с прямой и ступенчатой погрузками, а по направлению захвата (зачерпывания) погружаемой массы — на машины с нижним, боковым и верхним захватами.

Погрузочная машина периодического действия (ППН) состоит из механизма перемещения, поворотной платформы с механизмом поворота, погрузочного органа и механизма подъема ковша. Механизм перемещения машины (ходовая часть) состоит из массивной рамы, пневматического или электрического двигателя и двух пар колес для передвижения по рельсовому пути. Погрузочный орган представлен ковшом, укрепленным на двух кулисах, и механизмом подъема ковша, состоящего из двигателя, редуктора подъема, цепного барабана и тяговой цепи, смонтированных на верхней поворотной платформе машины, установленной на шариковом поворотном круге ходовой части.

Процесс погрузки породы погрузочной машиной включает следующие операции.

Шахтную вагонетку прицепляют к хвостовой части машины. Перед зачерпыванием породы машина вместе с прицепленной вагонеткой отходит от отвала породы на 1–2 м для разгона, после чего ковш опускается на почву выработки, и в таком положении машина совершает ход вперед. При движении вперед ковш внедряется в отвал породы; одновременно с внедрением ковша в породу включается механизм подъема ковша. Дальнейший подъем ковша происходит до опрокидывания его через верх, когда порода высыпается в вагонетку. Верхняя часть машины с механизмом подъема ковша может поворачиваться в обе стороны на 30° от осевой линии, чем обеспечивается увеличение фронта погрузки породы.

При погрузке породы в наклонных горных выработках (до $15\text{--}18^\circ$) машину оборудуют вспомогательным подъемным устройством. К колесам задней пары машины приваривают два барабана, к которым прикрепляют концы каната, перебросенного через блоки роликовой рамы, закрепленной на расстоянии 25–30 м от машины и поддерживаемой двумя растяжками, другие концы которой укреплены на стойках.

Погрузка породы производится следующим образом. При включении обратного хода машины канаты навиваются на барабаны, вследствие чего машина вместе с вагонеткой подтягивается на 1–2 м вверх. При опускании машины ковш внедряется в разрыхленную породу и наполняется. С помощью механизма подъема поднимают ковш, переводят его в крайнее положение и опрокидывают, порода при этом высыпается в вагонетку, после чего цикл зачерпывания и разгрузки ковша повторяется. На один цикл зачерпывания затрачивается 20–30 с. Производительность погрузки породы в этих условиях достигает $10\text{--}15\text{ м}^3/\text{ч}$.

Машина непрерывного действия (ПНБ) с загребающими лапами состоит из забирающего механизма, скребкового перегрузочного конвейера, ленточного транспортера, гусеничного хода, гидравлической установки, электрооборудования и пульта управления.

Загребающие лапы и скребковый перегрузочный конвейер приводятся в движение в одних моделях обособленными двигателями, а в других — через редукторы от одного двигателя.

Ленточный транспортер предназначен для транспортирования горной массы от скребкового конвейера машины в вагонетки.

Процесс погрузки породы состоит в следующем. Два рычага-лапы загребают породу на наклонный полук и дальше на желоб приемного цепного скребкового конвейера; далее порода перемещается ленточным конвейером и ссыпается в вагонетку. Конвейер может подниматься и опускаться до требуемой высоты, а также поворачиваться в стороны на угол до 45° от продольной оси, что позволяет осуществлять погрузку в вагонетки, стоящие на разных путях. Габаритные размеры машины ПНБ позволяют использовать ее в выработках сечением не менее $5,4 \text{ м}^2$ в свету.

Техническая производительность для разных моделей погрузочных машин находится в пределах $75 - 300 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Скреперные установки широко применяют при уборке породы из горно-разведочных выработок малого ($2,7 - 4,0 \text{ м}^2$) сечения. При этом исключается необходимость настилки рельсовых путей в горных выработках, так как транспортирование породы по выработке на длину $20 - 50 \text{ м}$ осуществляется скрепером.

Скреперная установка (рис. 19.1) состоит из: скрепера 5, служащего для зачерпывания и перемещения горной массы к месту по-

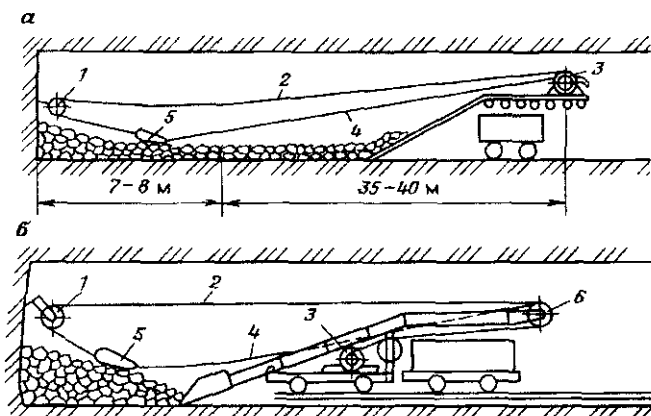


Рис. 19.1. Скреперная погрузочная установка:

а — стационарная, *б* — передвижная

грузки, пневматической или электрической лебедки 3, головного (грузового) каната 4, прикрепляемого к передней части скрепера, хвостового каната 2, забойного 1 и направляющего 6 роликов.

Скреперные установки могут быть: а) переносными, когда скреперные лебедки устанавливают на более или менее длительный срок на одном месте, и б) передвижными, когда скреперные лебедки устанавливают на специальных платформах, смонтированных на колесах, которые подкатывают к забою перед каждой уборкой породы и отгоняют после окончания уборки породы в безопасное место.

При проведении горизонтальных и слабонаклонных горных выработок применяют скреперы емкостью — 0,1–2,0 м³ со скоростью движения — 1–1,2 м/с, рациональной длиной скреперования — не более 40–50 м. Производительность скреперной установки колеблется в пределах 1,5 — 40 м³/ч.

Использование установок со спаренными скреперами повышает производительность уборки породы в 1,5–2 раза, позволяет увеличить длину скреперования до 80–100 м.

Для уменьшения простоев машин в период маневровых операций и достижения большей производительности при погрузке породы применяют перегружатель — передвижной или подвешенной ленточный транспортер, состоящий из наклонной части с приемным бункером, портальной части (консоли), натяжного барабана и привода; рабочим органом служит прорезиненная лента, поддерживаемая роликоопорами.

Перегружатель является промежуточным звеном между погрузочной машиной и основным транспортным средством. Он принимает породу от машины и осуществляет ее погрузку в состав, расположенный под портальной частью конвейера. Производительность ленточных перегружателей достигает 150 м³/ч.

Погрузка породы в вертикальных горных выработках производится пневматическими грейферными грузчиками и стволовыми породопогрузочными машинами типа КС-24/40, КС-2д, КС-3 и др.

Пневматический грейферный грузчик состоит из: 1) собственно грузчика, представленного четырехлопастным грейфером, с пневматическим затвором, осуществляющим зачерпывание породы, 2) пневматического подъемника, при помощи которого производятся подъем грейфера для выгрузки породы в бадью и опускание на забой для зачерпывания породы, и 3) водила. Грейферный грузчик подвешивают в стволе шахты на канатах к лебедке, установленной на предохранительном полке, на высоте 12–15 м от забоя.

Рабочий цикл погрузки пневматическим грейферным грузчиком состоит в следующем. После взрывания шпуров, проветри-

вания и приведения ствола шахты в безопасное состояние грейферный грузчик опускают лебедкой к забою и оставляют в подвешенном состоянии на расстоянии 1,5–2 м от породы. При помощи пневматического подъемника грейфер с раскрытыми лопастями опускается на разрыхленную взрывом породу и под действием собственного веса внедряется в нее. Загрузка грейфера (захват породы) происходит в период закрытия лопастей усилием пневматического затвора.

После зачерпывания породы грейфер при помощи пневматического подъемника поднимается на 1,0–1,5 м (в зависимости от высоты бадьи), устанавливается над бадьей и, раскрыв лопасти, разгружает породу в бадью, после чего цикл повторяется. Емкость грейфера колеблется от 0,1 до 0,05 м³; цикл зачерпывания и выгрузки породы в бадью составляет 30 с, производительность погрузки породы достигает 10 м³/ч.

Для погрузки породы в шурфах применяют грузчик ГШГ-1 с ковшом емкостью 0,01 м³, конструкция которого сходна с грузчиком БЧ.

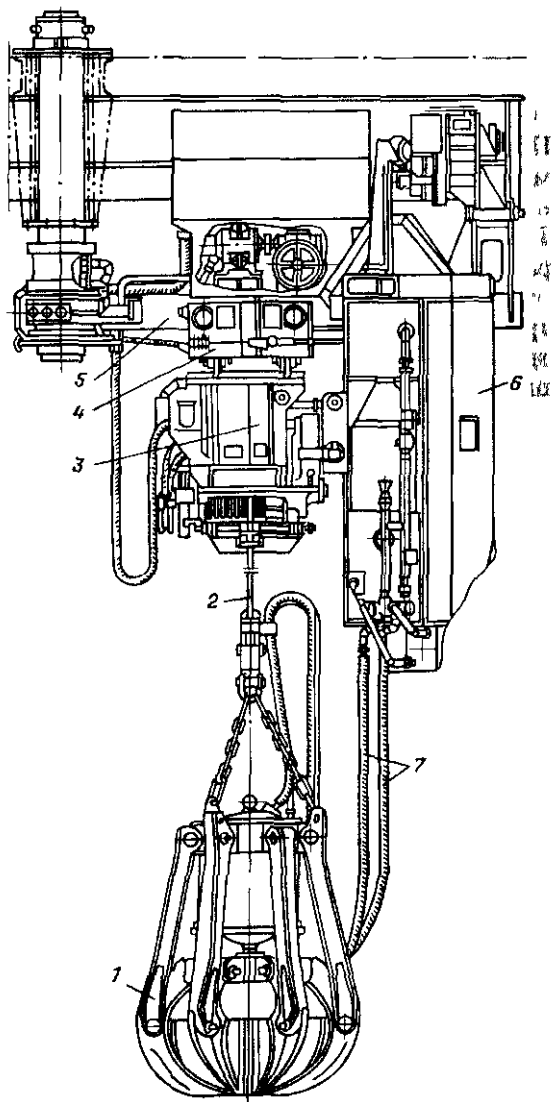
На рис. 19.2 представлена универсальная одногрейферная стволовая погрузочная машина КС-2у/40, предназначенная для полной механизации процесса погрузки породы в бадьи при проведении вертикальных стволов диаметром более 5,5 м. Применение этой машины полностью исключает тяжелый ручной труд при вождении грейферного грузчика по забою и повышает производительность труда по сравнению с грузчиком ручного вождения в 3–4 раза.

Универсальная машина КС-2у/40 выпускается в двух модификациях: с одним грейфером для стволов диаметром 5,5–6,5 м и с двумя грейферами для стволов диаметром 7–8 м.

Комплект одногрейферной погрузочной машины состоит из следующих основных узлов: грейфера 1, каната подвески грейфера 2, тельфера 3, механизма перемещения тележки тельфера 4, кругового монорельса 5, кабины машиниста 6 и шлангов для сжатого воздуха 7. При помощи двухъярусной подвески и кругового монорельса машина подвешивается под нижним перекрытием проходческого полка, укрепленного в стволе специальной гидравлической системой распора.

Зачерпывающим механизмом машины является шестилопастной грейфер (емкость 0,65 м³), который подвешивают на канате к тельферу, перемещаемому на тележке по раме. Управление грейфером и механизмами его вождения дистанционное и осуществляется из кабины водителя, прикрепленной на раме подвески машины, которая в свою очередь шарнирно соединена с рамой перемещения тельфера и поддерживается роликом на монорельсе, по которому машина перемещается в процессе погрузки породы. Вращение кабины вместе с рамой перемещения

Рис 192 Универсальная одногрейферная стволовая погрузочная машина КС-2у/40



тельфера обеспечивает непрерывный обзор забоя и наблюдение за работой грейфера.

Питание механизмов сжатым воздухом производится при помощи двух шлангов диаметром до 50 мм каждый, один шланг питает двигатель тельфера, а другой — остальные механизмы. Производительность одногрейферной машины КС-2у/40 достигает 60 м³/ч.

РУДНИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

Породы, отбиваемые при проведении горных выработок, необходимо удалять с места производства горных работ на дневную поверхность или, в частном случае, в заброшенные горные выработки. Транспортирование породы осуществляется комплексом машин разных типов, связанных между собой технологическим процессом.

При проведении разведочных канав и неглубоких шурфов транспортирование горных пород из забоев до земной поверхности может и не выделяться в самостоятельный процесс, а совмещаться с их отбойкой (например, при проведении разведочных канав с помощью канавокопателя или скрепера отбойка и транспортирование породы осуществляются одной машиной). Однако чаще процесс транспортирования не только обособляется, но и разделяется на целый ряд процессов, выполняемых с применением различных транспортных приспособлений, машин и сооружений.

В шурфах и стволах шахт горная порода перемещается с помощью специальных подъемных установок; этот процесс транспортирования называется *подъемом* (шахтным подъемом), после которого горная порода перемещается на поверхности в отвалы, бункера и т.п. Транспортирование по шурфам и стволам шахт людей, материалов и оборудования также осуществляется подъемными установками.

Горные породы перемещаются по горизонтальным или слабонаклонным подземным и открытым выработкам с помощью бесколесного и колесного транспорта.

При проведении горных выработок и при выемке полезных ископаемых в процессе разработки месторождений горные породы перемещаются от места их отбойки до выработки, оборудованной стационарными транспортными устройствами (например, рельсовыми путями или конвейерами); такое перемещение горных пород называется *доставкой*.

Перемещение добытой горной массы в вагонетках называется *откаткой*.

Транспортные операции, которые осуществляются для перемещения отбитой породы в забое восстающего, состоят из: 1) доставки — перемещение породы по восстающему от забоя до откаточного штрека; 2) откатки — перемещение породы по штреку и квершлагу от восстающего до ствола шахты; 3) подъема породы из выработки околоствольного двора по стволу на земную поверхность.

Поверхностный транспорт осуществляет перемещение породы от устья ствола до склада, погрузочного устройства или отвала.

§ 1. ДОСТАВКА ПОРОД

Оборудование и машины, применяемые для перемещения породы от места отбойки до откаточной выработки, выбираются в зависимости от целесообразного способа доставки и масштаба работ. Доставка может осуществляться вручную, самотеком и с помощью транспортных машин.

К ручной доставке относят перелопачивание породы, ее переноску и перевозку в небольших тачках или вагонетках. Ручная доставка в настоящее время имеет весьма ограниченную область применения и может быть пригодной в качестве основного способа только для перемещения небольших количеств горных пород на незначительные расстояния. Ручная доставка — трудоемкая и малопроизводительная операция (производительность труда колеблется в пределах 0,1 — 0,3 т·км на одного рабочего в смену).

Самотечная доставка-перемещение отбитой породы по горной выработке под действием силы тяжести является простейшим и весьма выгодным способом транспортирования. Обязательным условием при этом является достаточный наклон почвы выработки, по которой должна скатываться порода. При угле наклона почвы выработки, превышающем 35° , порода перемещается непосредственно по почве выработки, а при углах наклона от 25° до 35° скатывается по уложенным на почве доскам, железным листам или желобам. При разведке месторождений полезных ископаемых доставка пород этим способом применяется только при проведении восстающих.

Механическая доставка пород получила широкое распространение при разведке месторождений полезных ископаемых. Основными машинами для доставки являются скреперные установки, конструкции и принцип работы которых были рассмотрены выше. Скреперная установка для доставки породы в отличие от скреперного грузчика не имеет погрузочной платформы, скреперная лебедка устанавливается на почве выработки, а скрепер разгружается в рудоспускную выработку, оборудованную обычно колосниковым грохотом.

Производительность скреперной доставки зависит от расстояния, на которое необходимо перемещать породу, мощности скреперной лебедки и размеров скрепера. Наиболее производительная работа достигается при расстоянии доставки, не превышающем 20—40 м. Мощность скреперных лебедок, применяемых для доставки породы, выбирается в пределах 30—100 кВт. Емкость скреперов изменяется в пределах от 0,1 до 1 м³ и более.

§ 2. ОТКАТКА И ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ПОРОД

Основным видом перемещения горных пород по транспортным выработкам (ортам, штрекам, квершлагам, бремсбергам, штольням, наклонным стволам шахт и траншеям) является откатка в вагонетках по рельсовым путям. Этот вид транспорта широко применяется также для перевозки материалов, оборудования и людей.

Рельсовые пути укладывают не непосредственно на почве выработки, а на балластном слое, состоящем из породной мелочи или гравия. В подземных горных выработках ширина колеи принимается равной 600, 750 и 900 мм, в открытых горных выработках пользуются также рельсовыми путями с шириной колеи 1000 и 1524 мм. Устройство и состояние рельсовых путей являются важнейшими факторами нормальной, производительной и безопасной работы рельсового транспорта, поэтому на горных предприятиях дорожным работам уделяется большое внимание.

Перевозка горных пород по подземным выработкам осуществляется в рудничных вагонетках, загружаемых через люки, или погрузочными машинами; механизация разгрузки вагонеток повышает производительность транспортных операций. Рудничные вагонетки могут быть с опрокидным глухим (УВГ) и опрокидным (УВО) кузовами и саморазгружающиеся (УВБ, УВД). Кузов глухих вагонеток жестко соединен с рамой, такие вагонетки при разгрузке необходимо опрокидывать; разгрузка их производится с помощью специальных механических устройств — опрокидывателей.

Конструкции вагонеток с опрокидным кузовом и саморазгружающихся таковы, что разгрузка их может производиться без специальных устройств или с помощью простейших устройств. Эти вагонетки разгружаются при поворачивании кузова вокруг горизонтальной оси, открывании дна, боковых или торцовых стенок. Основные требования, предъявляемые к рудничным вагонеткам, сводятся к следующим: высокая прочность при минимальной массе, устойчивость и простота конструкции, минимальные габаритные размеры при заданной емкости, малое сопротивление движению, легкость и удобство разгрузки и очистки кузова. Полезный объем кузова рудничных вагонеток меняется в широких пределах — от 0,32 до 5 м³.

В практике горно-разведочных работ применяются следующие способы откатки: ручная, канатная и локомотивная.

Ручная откатка применяется при небольших объемах работ. Откатка производится по одной вагонетке, перевозимый груз не должен превышать 1 т, скорость движения вагонеток — 0,5–1 м/с, производительность откатчика — 1,2–1,7 т · км/смену.

Канатная откатка, или иначе, откатка неподвижными двигателями заключается в том, что одиночные вагонетки или составы вагонеток перемещаются по горной выработке, будучи прицепленными к канату, приводимому в движение лебедкой. Канатная откатка может производиться лебедками барабанного типа и лебедками со шкивами трения. При первых откаточные канаты в процессе откатки наматываются или сматываются с барабанов, при вторых откаточный канат огибает желобчатый шкив лебедки и при вращении шкива приводится в движение в результате трения. Канатная откатка осуществляется как в горизонтальных, так и в наклонных горных выработках; прямолинейность выработок — желательное условие. Канатная откатка применяется при относительно небольшой протяженности выработок.

Основным видом рудничного транспорта следует считать локомотивную откатку, широко применяемую для перемещения грузов по горизонтальным или слабонаклонным выработкам. Вагонетки транспортируются составами, образующими вместе с локомотивами поезда.

Наиболее распространенным видом локомотивов являются электровозы. По способу питания их делят на контактные (КР, К) и аккумуляторные (АРП, АРВ). Контактные электровозы получают ток от контактного (троллейного) провода и рельсовых путей, а аккумуляторные питаются от аккумуляторных батарей, располагающихся на самом электровозе или прицепленном к нему тендере.

Контактные электровозы более надежны в эксплуатации, отличаются простотой конструкции и наиболее экономичны. Основной их недостаток — искрение на токоприемнике, скользящем при движении электровоза по контактному проводу. Поэтому в подземных горных выработках, опасных по газу и пыли, применение контактных электровозов ограничено или совершенно исключено.

Электровозы, применяемые на шахтах, рудниках и на горно-разведочных работах, называют *рудничными электровозами*. Они имеют относительно небольшие размеры и мощность. Один из основных технических показателей локомотивов — их сцепной вес: для малогабаритных электровозов он составляет от 1,5 до 3,5 кН, а для крупных рудничных — от 50 до 150 кН.

§ 3. ПОДЪЕМ ПОРОД

Перемещение горных пород, материалов, оборудования и людей по стволам шахт и шурфам осуществляют с помощью довольно разнообразных подъемных устройств.

При проведении неглубоких разведочных шурфов в качестве подъемных устройств в некоторых случаях все еще применяют простейшие деревянные или металлические ручные воротки, подъем породы, спуск и подъем людей, материалов и оборудования проводят в небольших бадьях, подвешиваемых на канатах к воротку, установленному над устьем шурфа. Приводные воротки, небольшие подъемные краны-укосины и специальные шурфопроходческие агрегаты являются более совершенными подъемными устройствами и обеспечивают большую производительность и безопасность подъемных операций.

При проведении стволов разведочных шахт для спуска и подъема используют более сложные устройства, называемые *подъемными установками*, состоящими из проходческого копра, подъемной машины, подъемных сосудов и канатов.

Проходческие копры, изготавливаемые из дерева или металла, имеют разнообразные конструкции (А-образные, четырехстоечные, шатровые, башенные, цилиндрические). Направляющие подъемные шкивы монтируются в верхней части копра над шкивной площадкой; их изготовляют из металла (литые или клепанные), диаметр (до 6 м и более) выбирают в зависимости от диаметра подъемных канатов.

Подъемная машина представляет собой лебедку с электрическим приводом, оборудованную рабочими и аварийными тормозами, измерительной аппаратурой и сигнализацией. Лебедки могут иметь механизмы навивки постоянного и переменного радиуса. К навивкам постоянного радиуса относятся цилиндрические барабаны и шкивы трения, к навивкам переменного радиуса — конические или бицилиндроконические барабаны. При подъемной машине с барабанными механизмами навивки подъемные канаты навиваются на барабан в один ряд (двухрядная навивка допускается только в исключительных случаях). Диаметр барабанов, так же, как и диаметр направляющих шкивов, определяется диаметром подъемных канатов или диаметром проволок, из которых они свиты. Ширина барабана зависит от его канатоемкости, т.е. от глубины шахтного подъема.

У двухбарабанной лебедки один из барабанов жестко укреплен на валу, а другой может переставляться, что дает возможность производить подъем двумя сосудами одновременно с различных горизонтов. В установках со шкивами трения подъемный канат, охватывая шкив, удерживается силой трения; к обоим концам каната подвешиваются подъемные сосуды.

В отечественной практике наиболее распространены подъемные машины с цилиндрическими барабанами; реже встречаются

установки со шкивами трения и изредка — с бицилиндроконическими барабанами.

Подъемные сосуды применяются различных типов. бадьи, клетки и скипы, выбор того или иного сосуда определяется назначением подъемной установки.

В процессе проведения шурфов и разведочных стволов в качестве подъемных сосудов используют шурфопроходческие бадьи (БШ). В баджах поднимают породу, людей, небольшое оборудование и материалы. При проведении небольших разведочных выработок применяют бадьи емкостью от 0,05 до 0,25 м³, при значительных размерах проходимой горной выработки используют бадьи больших (до 1—1,5 м³) размеров. В зависимости от требуемой производительности подъема пользуются одно- и двухбадьевыми подъемными установками.

Загрузка бадей породой производится в забое выработки вручную или механическими погрузчиками; разгрузка бадьи осуществляется при ее опрокидывании с помощью простых разгрузочных устройств. При проведении из шурфа или ствола шахты относительно небольших по объему и длине подземных горных выработок выдаваемая из них порода также может транспортироваться на земную поверхность в баджах (например, при проходе рассечек из разведочного шурфа).

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; при клетьевом подъеме порода транспортируется в вагонетках, закатываемых в клетки. На платформе клетки в зависимости от ее размеров может размещаться одна или несколько вагонеток. Во избежание больших поперечных размеров клетки, что привело бы к необходимости проходить стволы шахт увеличенных поперечных сечений, иногда применяют двухэтажные клетки.

Клеть перемещают в стволах по металлическим или деревянным проводникам, фиксирующим их положение. Каждая клеть должна быть оборудована специальным устройством, называемым *парашютом*, предназначенным для предотвращения падения клетки в шахтном стволе при обрыве подъемного каната. Парашютное устройство состоит из захватов и приводного механизма; в случае обрыва подъемного каната автоматически включается приводной механизм, захваты прижимаются (или врезаются) в проводники, по которым скользит клеть, в результате чего последняя плавно останавливается.

Для остановки клетей против погрузочных или разгрузочных площадок обычно применяют кулачковые механизмы различных

конструкций. Вагонетки закрепляют на рельсах клетки стопорами или защелками.

Горная порода в обыкновенной клетке транспортируется из подземных выработок на земную поверхность следующим образом. В клеть, установленную на посадочных кулачках приемной площадки околоствольного двора, вкатывают вагонетку с горной породой; вагонетку закрепляют в необходимом для транспортирования положении; дверцы клетки закрывают, и стволовой (рабочий, работающий на подъеме в околоствольном дворе) подает сигнал подъема. Клеть поднимается по стволу до верхней приемной площадки, против которой вновь устанавливается на посадочные кулачки; после открытия дверей и стопоров вагонетка выкатывается из клетки, а взамен ее в клеть устанавливается порожняя вагонетка, предназначенная для спуска в подземные выработки.

Смену вагонеток в клетке (груженой на порожнюю или наоборот) при небольшой производительности подъема осуществляют обычно вручную, при более значительной производительности эта смена производится с помощью специальных механических устройств — толкателей, служащих для перемещения одиночных вагонов и составов на небольшие расстояния. Для удобства загрузки и выгрузки клеток применяют обычно сквозное движение через клеть. При этом стоящий в клетке порожний вагон выталкивается груженым вагоном, вкатываемым в клеть.

В тех случаях, когда подъемные установки предназначены исключительно для выдачи из подземных выработок полезного ископаемого или пустых пород и производительность подъема велика, в качестве подъемных сосудов применяются скипы. Это металлический ящик, чаще всего призматической формы, шарнирно укрепленный на подвесной раме. Скипы бывают опрокидные и неопрокидные. Загрузка скипов полезным ископаемым или пустой породой осуществляется в подземных горных выработках из загрузочных бункеров. В нижней части бункеров устраиваются дозаторы (мерные ящики); достаточно мелкодробленая горная порода самотеком поступает из бункера в дозатор, а из последнего пересыпается в скип; бункера и дозаторы оборудуют затворами с пневмоприводами.

Неопрокидные скипы разгружают на земной поверхности через откидное дно, автоматически открывающееся при вкатывании ролика в разгрузочные направляющие; горная порода высыпается в приемный бункер.

Опрокидные скипы при входе ролика в разгрузочные направляющие поворачиваются вокруг шарнира на угол, необходимый для высыпания из них породы. В начале опускания при выходе

роликов из разгрузочных направляющих опрокидные и неопрокидные скипы приобретают первоначальное положение, в котором и перемещаются по стволу шахты вниз для очередной загрузки породой из подземных бункеров.

Подъемные канаты являются очень важным элементом шахтных подъемных установок, от их надежности в работе зависит безопасность эксплуатации рудничного подъема. Шахтные подъемные канаты изготавливают из высококачественной стали. Они состоят из проволочных прядей, свитых вокруг пенькового сердечника. Диаметры стальных проволок колеблются от 1,2 до 3 мм, а канатов достигают 50–70 мм. Диаметры проволок и самих канатов определяют их гибкость, от которой зависят срок службы каната и его прочность. Диаметры механизмов навивки подъемных машин и направляющих шкивов проверяют на допустимые соотношения их с диаметрами подъемного каната и проволок, из которых он свит.

Подъемные сосуды присоединяют к канатам с помощью специальных прицепных устройств, причем конец каната огибает овальную обойму (ковш) прицепного устройства и скрепляется с прямой ветвью каната посредством зажимов («жимков»).

Обычно подъемная машина работает с двумя подъемными сосудами. в то время как один из них поднимают по стволу, второй опускают вниз. В некоторых случаях используют установки с одним подъемным сосудом (например, однобадьевой или одноклетевой подъем), при этом, когда подъем проводят в сосудах небольшой грузоподъемностью и с небольших глубин, к подъемной машине прицепляют одну ветвь каната, в других случаях для достижения более благоприятного режима работы подъемной машины к ее барабанам прицепляют две ветви каната, на одну из них навешивают подъемный сосуд, а на другую — противовес (компактный груз, уравновешивающий подъемный сосуд).

Уравновешивание подъемных установок имеет особое значение при больших глубинах шахт; по мере опускания одного подъемного сосуда длина ветви каната над ним, а следовательно, и вес увеличиваются, в то же время другая ветвь с поднимающимся сосудом укорачивается и становится легче. Эти изменения в нагрузках приводят к увеличению потребляемой подъемной машиной мощности; для улучшения режима работы подъема и уравновешивания каната применяют хвостовой канат, оба конца которого подвешивают снизу к подъемным сосудам.

§ 4. ТРАНСПОРТНЫЕ СРЕДСТВА ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ НА ПОВЕРХНОСТИ

На поверхности возводят целый ряд сооружений и зданий: шахтные копры, надшахтные здания, эстакады, железнодорожные погрузочные бункеры, здания подъемных машин, здания для компрессоров, вентиляторов, механические мастерские, электроподстанции, административно-бытовые помещения, склады материалов и оборудования и др. В горнотехнический комплекс поверхности входят также склады полезного ископаемого, пустых пород и закладочных материалов. В этих зданиях и сооружениях и между ними располагают транспортные устройства, рельсовые и безрельсовые пути, подвесные дороги.

Транспортные средства, используемые на поверхности, разнообразны; выбор их зависит от масштаба работ, рельефа земной поверхности, оборудования шахтного подъема и других факторов.

При проведении разведочных шурфов выдаваемую из выработки породу размещают на земной поверхности около устья выработки. При крановом подъеме это осуществляют поворотом крана с поднятой бадей и разгрузкой последней на некотором расстоянии от устья. В других случаях породу перелопачивают, отвозят в вагонетках или удаляют от устья скреперами с помощью наклонных желобов или бульдозером.

При проведении стволов шахт породу от устья выработки до отвалов обычно транспортируют в вагонетках по рельсовым или подвесным путям, причем звеньями транспортных схем являются также и самотечные устройства.

При клетьевом подъеме полезное ископаемое от ствола шахты до железнодорожного бункера транспортируют в вагонетках; при подъеме полезного ископаемого в опрокидных клетях или скипах наиболее распространенным видом транспорта является конвейерный или конвейерный в сочетании с самотечным.

Комплекс сооружений и оборудования, предназначенный для приема поднимаемого из подземных выработок полезного ископаемого и пустых пород, перемещения их в пределах площади, отведенной под горнотехнические сооружения, для складирования, частичной технологической переработки полезного ископаемого (сортировки, дробления, обогащения) и погрузки его потребителю, называют *технологическим комплексом поверхности*. Комплекс, сооружаемый около устья штольни, обычно отличается простотой и состоит из эстакады или рельсового пути, проложенного по отвалу пустых пород.

Раздел V

ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТОК

Глава 21

ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ

§ 1. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ НЕТРОНУТОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Горно-разведочные выработки проходят, как правило, в крепких породах, и тем не менее около 40 % горизонтальных и наклонных разведочных выработок крепят, а вертикальные выработки закрепляют практически все.

Стоимость работ по креплению в настоящее время достигает 30 % всех затрат на проведение горно-разведочных выработок, а с увеличением глубины разведки она возрастает.

Оценить необходимость крепления выработки и выбрать размеры крепи можно, только решив задачу о напряжениях и деформациях в массиве, нарушенном горной выработкой, а решение этой задачи, в свою очередь, зависит от полноты информации о напряженном состоянии ненарушенного массива пород.

Изучение напряженного состояния ненарушенного массива затруднено хотя бы потому, что для непосредственных замеров напряжения, как правило, требуется проведение горной выработки, что приводит к определенному перераспределению напряжений. Кроме того, напряженное состояние массива формируется под влиянием многочисленных факторов, учет которых в полной мере не представляется возможным. К этим факторам относят глубину залегания пород, тектоническую деятельность, анизотропность массива, степень упругости контактирующих пород, давление газов и подземных вод и др.

Напряженное состояние массива меняется во времени. На некоторых участках земной коры такие изменения происходят медленно, за периоды времени, сравнимые с геологическими эпохами, на других (сейсмически активных) — практически мгновенно. Кроме того, все породы обладают свойством релаксации и, следовательно, со временем напряжения в них уменьшаются, выравниваются.

При теоретических и практических расчетах, связанных с напряженным состоянием массива, породы принимают за однородную изотропную среду, напряжения в которой возникают под действием их собственного веса.

Если в массиве на глубине H выделить элементарный кубик (рис. 21.1) и ориентировать его в пространстве так, что компоненты тензора напряжений σ_x , σ_y и σ_z будут главными, то они определяются следующими выражениями:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_z &= \rho g H; \\ \sigma_x - \sigma_y &= \lambda \rho g H; \\ \tau_{xy} = \tau_{xz} = \tau_{yz} &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (21.1)$$

где ρ — плотность породы, кг/м^3 , λ — коэффициент горизонтального распора; H — глубина, м; g — ускорение свободного падения, см/с^2 ; τ — касательное напряжение, Па.

Коэффициент горизонтального распора, показывающий отношение горизонтальной составляющей напряжений к вертикальной, — важная характеристика горной породы, определяемая через другие константы.

Если крепкую породу считать упругой средой, то коэффициент горизонтального распора может быть определен через коэффициент Пуассона. Для упругой среды сумма деформаций по одной из осей кубика, возникающих в результате действия напряжений по всем трем осям, равна нулю.

Например, при действии силы вдоль оси x

$$\frac{\sigma_x}{E} - \frac{\sigma_y}{E} \mu - \frac{\sigma_z}{E} \mu = 0, \quad (21.2)$$

где E — модуль упругости, Па; μ — коэффициент Пуассона. Зная, что $\sigma_x = \sigma_y$, решаем уравнение относительно σ_x :

$$\sigma_x = \frac{\mu}{1 - \mu} \sigma_z, \quad (21.3)$$

следовательно, $\lambda = \mu / (1 - \mu)$.

Коэффициент Пуассона для различных пород изменяется в пределах 0,2–0,3, значит для идеально упругих пород коэффициент горизонтального распора равен примерно $0,25 \div 0,4$.

Большинство реальных пород обладает свойством релаксации и не может быть отнесено к идеально упругим, а коэффициент горизонтального распора для них изменяется в более широких пределах.

Многие неустойчивые породы можно представить в виде идеально сыпучей среды, которая характеризуется углом внутреннего трения и плотностью пород.

На рис. 21.2,а показан массив, сложенный идеально сыпучей породой. Отсечем левую часть массива по поверхности AO (дг глубины H), тогда призма ABO начнет сползать по поверхности OB , наклоненной под углом θ , и оказывать давление на поверхность AO .

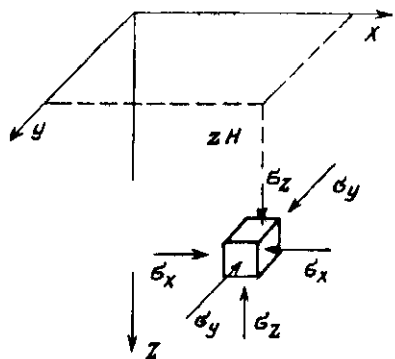


Рис. 21.1. Схема к определению коэффициента горизонтального распора для крепких пород

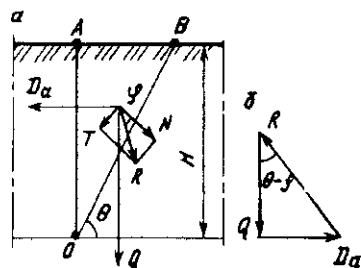


Рис. 21.2. Схема к определению коэффициента горизонтального распора для сыпучих пород (а), треугольник сил, действующих на призму АВО (б)

Обозначим равнодействующую нагрузки сползающей призмы через D_a , вес призмы через Q , а равнодействующую нагрузку на поверхность OB — R .

$$T = N \operatorname{tg} \varphi, \quad (21.4)$$

где T — усилие, сдвигающее призму вниз; N — усилие, прижимающее призму к поверхности OB .

Строим треугольник сил, действующих на призму (рис. 21.2, б):

$$D_a = Q \operatorname{tg} (\theta - \varphi),$$

$$D_a = \frac{\rho g H \operatorname{ctg} \theta}{2} \operatorname{tg} (\theta - \varphi) = \frac{\rho g H}{2} \operatorname{tg} (\theta - \varphi) \operatorname{ctg} \theta. \quad (21.5)$$

Для определения максимального значения D_a найдем первую ее производную по $d\theta$ и приравняем нулю:

$$\frac{dD_a}{d\theta} = \frac{\rho g H}{2} \left(\operatorname{ctg} \theta \frac{1}{\cos^2 (\theta - \varphi)} - \operatorname{tg} (\theta - \varphi) \frac{1}{\sin^2 \theta} \right) = 0$$

$$\text{или } \frac{\operatorname{ctg} \theta}{\cos^2 (\theta - \varphi)} - \frac{\operatorname{tg} (\theta - \varphi)}{\sin^2 \theta} = 0, \quad (21.6)$$

преобразуя, получим

$$2 \sin \varphi \cos (2\theta - \varphi) = 0,$$

но $\varphi \neq 0$ и $\sin \varphi \neq 0$, значит,

$$\cos (2\theta - \varphi) = 0 \text{ и } 2\theta - \varphi = 90^\circ, \theta = \frac{90^\circ + \varphi}{2}.$$

Подставив это выражение в формулу (21.5), получим

$$D_a = \frac{\rho g H^2}{2} \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}. \quad (21.7)$$

Для определения горизонтальной составляющей напряжения на глубине H продифференцируем D_a по H :

$$\sigma_z = \frac{dD_a}{dH} \rho g H \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}, \quad (21.8)$$

но $\rho g H = \sigma_z$, следовательно,

$$\lambda = \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}. \quad (21.9)$$

В идеально сыпучей породе $\lambda = 0,27 \div 0,33$, однако большинство некрепких пород отнести к идеально сыпучим нельзя, и коэффициент горизонтального распора для них колеблется в более широких пределах.

Для определения угла внутреннего трения φ , необходимого для расчета λ , рекомендуется использовать зависимость

$$\varphi = 26^\circ + 1,6f - 0,064f^2, \quad (21.10)$$

где f — коэффициент крепости.

§ 2. НАПРЯЖЕНИЯ В ПОРОДАХ, ОКРУЖАЮЩИХ ГОРНУЮ ВЫРАБОТКУ

Если в массиве горных пород образуется искусственная или естественная полость, то в некоторой области, окружающей эту полость, происходит увеличение напряжений по сравнению с теми, которые были в ненарушенном массиве. Такое изменение поля напряжений является основным видом проявления горного давления, о котором свидетельствует и само его определение: горное давление — это напряжение в породах, окружающих горную выработку.

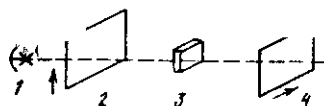
Напряжения вокруг выработки могут превысить прочность породы, тогда образуется нарушенная область (область неупругих деформаций). В процессе формирования области неупругих деформаций на сравнительно больших глубинах могут происходить горные выстрелы (отрыв с большой силой кусков породы), горные удары и выбросы (интенсивное отделение больших объемов породы).

Для оценки новых значений напряжений вводят коэффициент концентрации напряжений, величина которого зависит от формы выработки, исходного напряженного состояния массива и условий залегания пород, размеров выработки и их соотношений, характера неровностей контура выработки, радиусов закруглений в углах и др.

Одним из наиболее наглядных методов определения коэффициента концентрации напряжений является поляризационно-оптический метод (метод фотоупругости), основанный на том

Рис 21.3. Схема поляризационной установки

1 — источник света, 2 — поляризатор, 3 — нагрузочная модель, 4 — анализатор



факте, что в основные уравнения теории упругости не входят упругие константы материала, т.е. в любом упругом материале качественно напряжения одинаковы.

Напряженное состояние горных пород методом фотоупругости моделируют на оптически активных материалах, в которых под нагрузкой при пропускании через них поляризованного света возникает картина изохром, представляющих собой геометрическое место точек равных касательных напряжений. По картине изохром в любой точке модели можно определить также главные нормальные напряжения.

Наиболее распространенным оптически активным материалом является в настоящее время эпоксимал, состоящий из 100 частей эпоксидной смолы, 30 частей отвердителя и 2–3 частей пластификатора. При нагружении этого материала в нагретом состоянии и охлаждении под нагрузкой картина напряжений в нем «замораживается», т.е. сохраняется длительное время, что значительно упрощает процесс исследования. Для повторного использования материала достаточно его нагреть, и картина изохром исчезает.

Низкомодульные оптически активные материалы, позволяющие моделировать напряженное состояние, возникающее под действием собственного веса, изготавливаются на основе желатина или агар-агара.

Простейшая поляризационная установка (рис. 21.3) состоит из поляризатора и анализатора, оптические оси которых взаимно перпендикулярны. Между поляризатором и анализатором помещается нагрузочное приспособление с моделью или модель, в которой картина напряжений «заморожена». В качестве источника света обычно используют ртутные или другие лампы, дающие монохроматический свет.

Поляризационно-оптический метод требует, чтобы при моделировании соблюдались определенные условия подобия. Геометрическое подобие обеспечивают изготовлением моделей в масштабе

$$\frac{L}{l} = \alpha_l = \text{const}, \quad (21.11)$$

где L , l — соответственно размеры натуре и модели, м; α_l — масштаб подобия.

Динамическое (силовое) подобие обеспечивают подбором свойств материала модели. Например, при моделировании гор-

ного давления с использованием собственного веса модели характеристики, имеющие размерность [сила/площадь], находят по формуле

$$E_m = E_n = \frac{\rho_m}{\rho_n \alpha_l}, \quad (21.12)$$

где E_m и E_n — модули упругости модели и натуры; ρ_m и ρ_n — плотности модели и натуры, кг/м³.

Пересчет напряжений на натуру в этом случае осуществляется по формуле

$$\sigma_n = \sigma_m \frac{\beta_c}{\alpha_l^2}, \quad (21.13)$$

где β_c — масштаб силового подобия; σ_n и σ_m — напряжения соответственно в натуре и модели, Па. Напряжение в породах, окружающих горную выработку, можно определить и посредством натуральных замеров. Массив породы находится в напряженном состоянии сжатия. Если из массива вырезать кубик, то напряжения с него будут сняты и кубик несколько увеличится в размерах вследствие исчезновения упругих деформаций.

Зная упругие характеристики породы и измерив размеры кубика до извлечения из массива и после, можно определить напряжения, которые были в породе, окружающей выработку:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_z &= \frac{E}{1 - \mu^2} (\epsilon_z + \mu \epsilon_x), \\ \sigma_x &= \frac{E}{1 - \mu^2} (\epsilon_x + \mu \epsilon_z), \end{aligned} \right\} \quad (21.14)$$

где E — модуль упругости породы, Па, μ — коэффициент Пуассона; ϵ_z и ϵ_x — относительные деформации, мм.

На практике измерения производят следующим образом. Из горной выработки бурят скважину диаметром 120–150 мм необходимой длины. Забой скважины шлифуют, и наклеивают на него тензодатчики, которые подключают к измерительной аппаратуре. После этого коронкой начинают обуривать забой. Образующийся при этом керн разгружают, и диаметр его увеличивается. Увеличение диаметра фиксируется тензодатчиками в процессе обуривания. Упругие константы породы определяют по полученному керну.

С помощью скважин можно определить изменение напряжений во времени, измеряя диаметр скважины датчиками разных конструкций.

Прост по устройству и обслуживанию скважинный деформометр с фотоупругим чувствительным элементом (рис. 21.4).

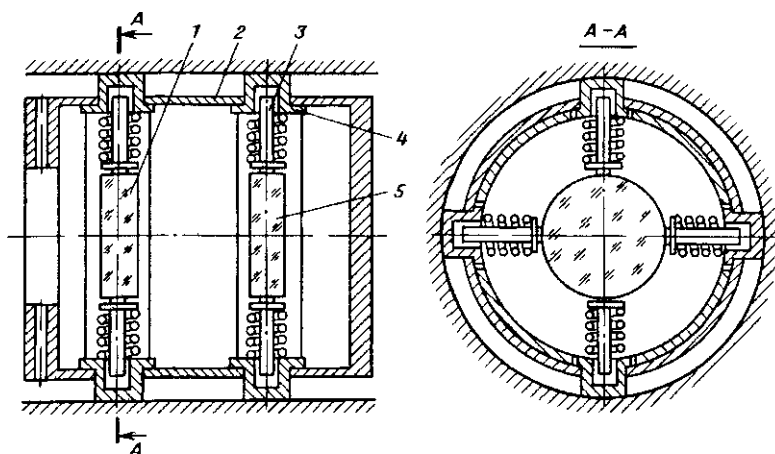


Рис 21.4 Сквжинный деформометр с фотоупругими чувствительными элементами

1 — чувствительный элемент, 2 — корпус, 3 — индикатор, 4 — упор, 5 — шаблон

Чувствительный элемент сделан из эпоксимала, на который нанесен с одной стороны зеркальный отражающий слой. Таким образом, наблюдение картины изохром можно вести через устье скважины с помощью одного поляроида, который служит одновременно поляризатором и анализатором. Шаблон, изготовленный обычно из оргстекла, необходим для предотвращения перекосов деформометра в скважине. Перед установкой деформометра в его чувствительном элементе «замораживают» напряжения и в процессе наблюдений фиксируют смещение изохром во времени.

Трехкомпонентный деформометр снабжен тремя фотоупругими чувствительными элементами, расположенными под углом 120° один к другому, что позволяет оценить неравномерность напряженного состояния массива по разным осям.

Скважинные методы измерения напряжений имеют общий недостаток, заключающийся в том, что пробуренная скважина в определенной степени нарушает сплошность массива. Свободны от этого недостатка звуковой и электрический методы оценки напряжений в породах.

Звуковой метод основан на зависимости скорости распространения звуковых волн в какой-либо среде от ее плотности, которая, в свою очередь, зависит от напряжений в среде (рис. 21.5, а). Источник звуковых колебаний (отбойный молоток, пневмоударник, специальный генератор) может быть помещен в выработку (см. рис. 21.5, б) или в скважину. Приемники колебаний чаще располагают в скважинах. По времени запаздывания сигнала на вто-

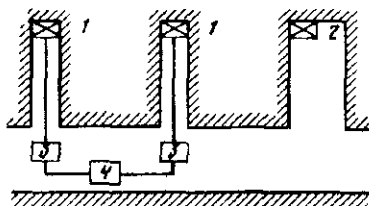
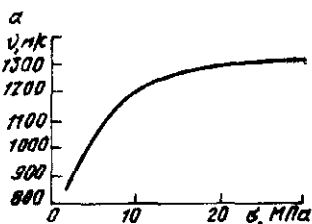


Рис. 21.5. График зависимости скорости продольных звуковых волн от напряжений в породе (а), схема проведения измерений звуковым методом (б).

1 — приемники колебаний, 2 — генератор звуковых колебаний, 3 — усилители, 4 — осциллограф

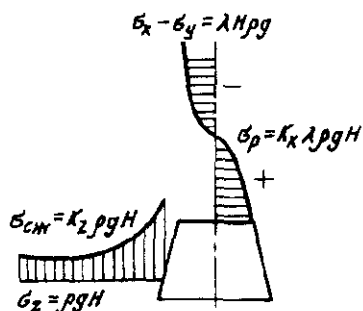


Рис. 21.6 Эпюры напряжений в стенке и кровле выработки

ром датчике определяют скорость распространения звуковых волн в породе.

Аналогична схема измерений *электрическим методом*, основанным на зависимости сопротивления пород от напряжений в них. Отличие состоит в том, что вместо приемников колебаний в скважину вставляют стальные электроды.

Измерения обоими методами осуществляют длительное время, при этом фиксируют относительные изменения напряжений, так как абсолютные их значения зависят от многих факторов (трещиноватости, минерализации пород, влажности и т.п.).

Недостатками звукового и электрического методов являются усреднение значений напряжений на более или менее протяженном участке массива и уменьшение зависимости скорости звуковых волн и сопротивления от напряжений с ростом глубины.

В результате изучения напряженного состояния пород вокруг горных выработок различными методами удалось установить следующие закономерности.

1. Вокруг выработки происходит концентрация напряжений, которая характеризуется коэффициентами K_z и K_x (рис. 21.6)

$$K_z = \frac{\sigma_1}{\sigma_z}, \quad K_x = \frac{\sigma_2}{\sigma_x}, \quad (21.15)$$

где σ_1 и σ_2 — напряжения, действующие в боках и кровле выработки, Па; σ_z и σ_x — напряжения в массиве, Па.

2. В кровле и почве действуют растягивающие напряжения, которые по мере удаления от контура выработки в глубь массива уменьшаются, меняют знак и снова возрастают. Наибольших значений растягивающие напряжения в кровле достигают в прямоугольных выработках, в трапециевидных — примерно на 30 % ниже, а в сводчатых — близки к нулю. Растягивающие напряжения возрастают при увеличении размеров выработки и отношения ширины к высоте.

3. Размеры зоны, в которой меняется напряженное состояние после проходки выработки, примерно в 3—4 раза превышают поперечные размеры выработки.

4. Максимальная концентрация касательных напряжений наблюдается в углах выработки и тем больше, чем острее углы.

Глава 22

МЕТОДЫ РАСЧЕТА ДАВЛЕНИЯ НА КРЕПЬ

§ 1. ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ НЕЗАКРЕПЛЕННОЙ ВЫРАБОТКИ

Если породы месторождения хорошо изучены, то степень их устойчивости может быть оценена критерием устойчивости

$$k_y = \frac{f k_T k_{ш} k_B}{k_\alpha k_c k_p k_\beta}, \quad (22.1)$$

где k_y — критерий устойчивости; f — коэффициент крепости; k_T — коэффициент трещиноватости; $k_{ш}$ — коэффициент шероховатости поверхности трещины; k_B — коэффициент влажности породы; k_α — коэффициент, зависящий от угла встречи оси выработки с плоскостью наиболее развитой системы трещин; k_c — коэффициент, зависящий от числа систем трещин; k_p — коэффициент раскрытия трещин; k_β — коэффициент, зависящий от вида заполнителя трещин.

Коэффициент трещиноватости зависит от модуля m , равного $2R/l$ (где R — условный радиус выработки вчерне; l — расстояние между трещинами наиболее развитой системы трещин):

m		< 6	6—12	12—25	25—60	> 60
k_T		9—10	7,5—9	5—7,5	2,5—5	0,5—2,5

Коэффициент шероховатости поверхности трещин зависит от характера трещин: для прерывистых трещин он равен 4, для ломаных — 3, для волнистых — 2, для прямых — 1,5, для заполненных — 1 и для зеркальных прямых — 0,5.

Коэффициент влажности пород характеризует ослабление их при смачивании и принимается для сухих пород равным 1, для влажных — 0,8, при капее в выработке — 0,5, при водопритоке струями — 0,3.

Коэффициент k_α зависит от угла между осью выработки и поверхностью трещиноватости:

α , градус	70–90	20–70	< 20
k_α	1	1,5	2

Коэффициент k_c принимается для нетрещиноватого массива равным 1, при одной системе трещин — 2, при двух — 4, при трех — 9, при четырех и более — 15, для раздробленных пород — 20.

Коэффициент раскрытия трещин k_p зависит от ширины трещин b :

b , мм	< 3	3–15	> 15
k_p	1	2	4

Коэффициент k_z при отсутствии заполнителя принимается равным 1, при прочном заполнителе — 0,75, если трещины заполнены песком — 2, глиной — 3, слюдой, тальком и графитом — 4.

По величине критерия устойчивости с помощью данных, приведенных в табл. 22.1, оценивают степень устойчивости пород.

Таблица 22.1

k_z	Степень устойчивости	Допустимое время
> 70	Весьма устойчивые	Не ограничено
20–70	Устойчивые	Не более 6 мес
2–20	Среднеустойчивые	10–15 сут
0,05–2	Неустойчивые	Не более 1 сут
0,05	Весьма неустойчивые	Не существует

При геологоразведочных работах далеко не всегда имеются столь подробные сведения о породах, необходимые для определения критерия устойчивости. В этих случаях пользуются упрощенными формулами.

Кровля выработки устойчива, если

$$K_x \lambda \rho g H < \sigma_p'' , \quad (22.2)$$

где K_x — коэффициент концентрации растягивающих напряжений, равный $1,5 \div 3,2$; λ — коэффициент горизонтального распора; ρ — плотность породы; g — ускорение свободного падения; H — глубина заложения выработки; σ_p'' — предел прочности

породы на растяжение в условиях двухосного напряженного состояния:

$$\sigma_p'' = 0,05 \div 0,07 \sigma_{сж}''; \quad \sigma_{сж}'' = 2 \sigma_{сж}' ,$$

где $\sigma_{сж}'$, $\sigma_{сж}''$ — соответственно предел прочности породы на сжатие в условиях одно- и двухосного напряженного состояния, Па.

Стенки выработки устойчивы, если

$$K_z \rho g H < k_{ст} \sigma_{сж}'' , \quad (22.3)$$

где $k_{ст}$ — коэффициент структурного ослабления пород.

В монолитных породах или при наличии только одной системы трещин коэффициент структурного ослабления принимается равным 1, при двух системах трещин — 0,7, при трех — 0,3.

Если ствол пересекает рыхлые породы или зоны тектонических нарушений или породы, имеющие более трех систем трещин, то его обязательно следует крепить.

При оценке устойчивости пород по приведенным ранее формулам левая часть неравенств может оказаться лишь незначительно меньше правой, т.е. коэффициент запаса прочности несколько превысит единицу. Учитывая приближенность формул, окончательное заключение об устойчивости пород в этом случае можно сделать, только оценив вероятность обрушения большей или меньшей части контура выработки.

В каждой точке контура выработки действуют напряжения σ_{di} , меняющиеся от точки к точке в определенном диапазоне. Предел прочности на сжатие в условиях двухосного напряженного состояния также не одинаков в разных точках выработки. Существует вероятность того, что в какой-либо точке минимум $\sigma_{сж i}''$ совпадает с максимумом σ_{di} . Условие отсутствия разрушений на контуре выработки может быть записано следующим образом:

$$R_i = \sigma_{сж i}'' - \sigma_{di} > 0 . \quad (22.4)$$

Функция неразрушаемости R_i — величина случайная и переменная, распределение значений которой происходит по нормальному закону. Следовательно, вероятность разрушений на контуре выработки, выраженную в долях ее периметра, можно определить по формуле

$$W = 0,5 - \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^{\Delta} e^{-u^2/2} du , \quad (22.5)$$

или

$$W = 0,5 - f(\Delta) , \quad \Delta$$

где U — смещение пород, см; $f(\Delta)$ — функция Лапласа, которую в зависимости от величины Δ находят по таблицам; Δ — характеристика безопасности

$$\Delta = \frac{\bar{R}}{\sqrt{D_R}} = \frac{1}{V_R},$$

здесь $\bar{R}$, D_R и V_R — соответственно среднеарифметическое значение, дисперсия и коэффициент вариации функции неразрушаемости.

Так как предел прочности породы $\sigma_{сж}''$ и действующие напряжения являются независимыми друг от друга случайными величинами, то дисперсию функции неразрушаемости можно найти по формуле

$$D_R = D_{\sigma_{сж}''} - 2 D_{\sigma_{сж}'' \sigma_d} + D_{\sigma_d}. \quad (22.6)$$

Примем $2D_{\sigma_{сж}'' \sigma_d} = 0$, тогда

$$\Delta = \frac{\bar{\sigma}_{сж}'' - \bar{\sigma}_d}{\sqrt{D_{\sigma_{сж}''} + D_{\sigma_d}}}$$

или

$$\Delta = \frac{\bar{\sigma}_{сж}'' - \bar{\sigma}_d}{\sqrt{\bar{\sigma}_{сж}''^2 V_{\sigma_{сж}}^2 + \sigma_d^2 V_{\sigma_d}^2}}, \quad (22.7)$$

где $V_{\sigma_{сж}}''$ и V_{σ_d} — коэффициенты вариации прочности породы и действующих напряжений.

Разделив числитель и знаменатель на $\bar{\sigma}_d$, получим

$$\Delta = \frac{n - 1}{\sqrt{n^2 V_{\sigma_{сж}}^2 + V_{\sigma_d}^2}}, \quad (22.8)$$

где $n = \bar{\sigma}_{сж}'' / \bar{\sigma}_d$ — коэффициент запаса прочности.

Допустим, что при оценке устойчивости по приближенным формулам порода оказалась устойчивой, с коэффициентом запаса прочности $n = 1,09$. Характеристика безопасности Δ при $V_{\sigma_{сж}}'' = V_{\sigma_d} = 0,12$ составит:

$$\Delta = \frac{1,09 - 1}{\sqrt{1,09^2 \cdot 0,12^2 + 0,12^2}} = 0,51. \quad (22.9)$$

Функция Лапласа для этого значения Δ равна 0,195, следовательно,

$$W = 0,5 - 0,195 = 0,305.$$

Таким образом, 30 % контура выработки будет разрушено, т.е. исследуемые породы нельзя считать устойчивыми.

При проведении геологоразведочных канав важно оценить, до какой предельной глубины возможно сохранение вертикальности ее стенок:

$$H_{\text{пр}} = \frac{2c}{\rho g} \operatorname{ctg} \left(\frac{90^\circ - \varphi}{2} \right), \quad (22.10)$$

где $H_{\text{пр}}$ — предельная глубина, до которой сохраняется вертикальность стенок канавы или траншеи, м; c — сцепление породы, Н; ρ — плотность породы, кг/м³; φ — угол внутреннего трения, градус; g — ускорение свободного падения, м/с².

Для определения сцепления породы рекомендуется использовать следующую зависимость:

$$c = 0,5 \sigma_{\text{сж}} \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right), \quad (22.11)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности породы на одноосное сжатие. Если проектная глубина канавы или траншеи больше $H_{\text{пр}}$, то канава должна крепиться, а откосы траншей иметь угол менее 90°.

Устойчивость наклонных откосов определяется по методу К. Терцаги. На разрезе откоса, вычерченном в масштабе, наносится серия цилиндрических поверхностей скольжения (рис. 22.1, а). Каждое из очерченных тел скольжения разделяется вертикальными плоскостями на части одинаковой ширины b (см. рис. 22.1, б). Вес каждой части Q может быть разложен на нормальную N и касательную T составляющие:

$$N = Q \cos \alpha; \quad T = Q \sin \alpha.$$

Момент сил, сдвигающих тело скольжения, находят по формуле

$$M_{\text{сд}} = \sum_1^n TR, \quad (22.12)$$

где R — радиус поверхности скольжения, а момент сил, препятствующих сползанию тела скольжения, — по формуле

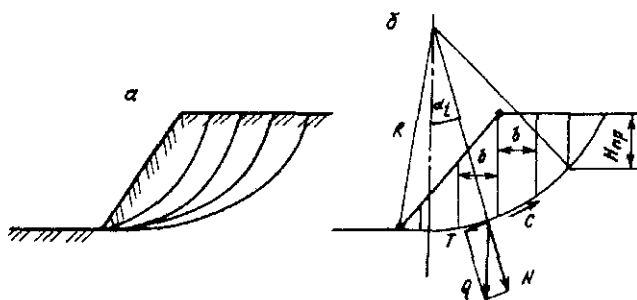


Рис. 22.1. Схема поверхностей скольжения (а) и схема к расчету коэффициента устойчивости (б)

$$M_{\text{пр}} = c l_{\text{ск}} R + \sum_1^n N \operatorname{tg} \varphi R, \quad (22.13)$$

где c — сцепление породы, $l_{\text{ск}}$ — длина дуги поверхности скольжения; φ — угол внутреннего трения. Затем для каждого из тел скольжения определяют коэффициент устойчивости

$$k_y = M_{\text{пр}} / M_{\text{сд}} \quad (22.14)$$

Для одного из тел скольжения коэффициент устойчивости может оказаться минимальным, это означает, что поверхность скольжения этого тела наиболее опасна, но движение откоса произойдет только при $k_y = 1,5$. Увеличить коэффициент устойчивости до 1,5 можно, постепенно выполаживая откос и делая новые расчеты. Если же в результате первого расчета коэффициент устойчивости наиболее опасной поверхности скольжения окажется значительно больше 1,5, то следует провести пересчет, увеличив угол наклона откоса к горизонту.

При оценке устойчивости породы в горизонтальных выработках решение может быть получено в нескольких вариантах.

1. Кровля, бока и почва выработки устойчивы (рис. 22.2, а). Это значит, что повышенные напряжения, возникшие в породе после проведения выработки, привели только к упругим деформациям без нарушения сплошности породы.

2. Кровля неустойчива, а бока и почва устойчивы (см. рис. 22.2, б). В этом случае в кровле выработки появляются неупругие деформации, область которых ограничена сводом естественного равновесия, над ним расположена также сводообразная зона повышенных напряжений.

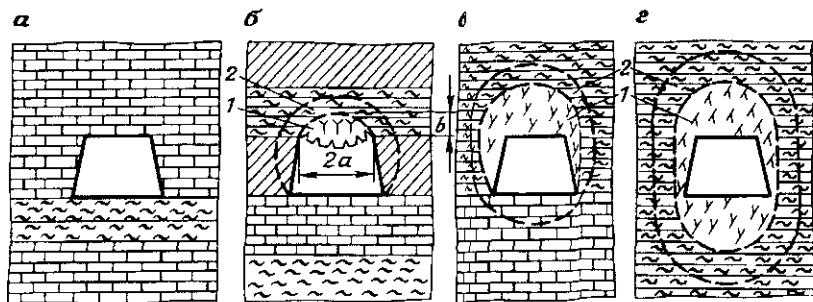


Рис. 22.2. Области пониженных 1 и повышенных 2 напряжений вокруг горизонтальной выработки при различном характере массива окружающих пород а — устойчивый массив, б — кровля неустойчива бока и почва устойчивы, в — кровля и бока неустойчивы, почва устойчива, г — кровля бока и почва неустойчивы (2а и б — ширина и высота свода обрушения)

3. Кровля и бока неустойчивы, а почва устойчива (см. рис. 22.2, в). Область неупругих деформаций, лишенная опоры на бока выработки, увеличивается, но свод естественного равновесия образуется.

4. Кровля, бока и почва выработки неустойчивы (см. рис. 22.2, г). В этом случае неупругие деформации, как правило, не прекращаются до полного заполнения выработок. Только искусственно (с помощью специальной крепи) можно стабилизировать зону повышенных напряжений.

§ 2. СПОСОБЫ ПОДДЕРЖАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Содержание выработок в исправном рабочем состоянии и выполняемые с этой целью работы называют *поддержанием горных выработок* которое достигается проведением комплекса технических и организационных мероприятий: 1) приданием выработке наиболее целесообразной для данных горно-геологических условий формы поперечного сечения облегчающей условия поддержания выработки и работу крепи в ней; 2) рациональным расположением выработки; 3) возведением крепи соответствующего типа; 4) систематическим техническим надзором за состоянием выработок.

Одним из самых простых способов поддержания горизонтальных выработок является придание им рациональной формы. Если выработка не требует крепления, то форма ее поперечного сечения определяется только величиной горного давления (рис. 22.3). При высоком всестороннем давлении принимается круглая форма, при преимущественном давлении сверху — сводчатая и т.д.

В некоторых случаях придание выработке соответствующей формы обеспечивает ее устойчивость, в других — необходимо дополнительное крепление ее стенок. При этом на форму выработки может влиять материал крепи. Например, цилиндрическую выработку легче закрепить бетонной крепью. Деревянные крепления используют, как правило, при прямолинейных очертаниях.

Вертикальные горно-разведочные выработки имеют две формы поперечного сечения: круглую (более устойчивую) и прямоугольную (менее устойчивую). Устойчивость стенок геологиче-

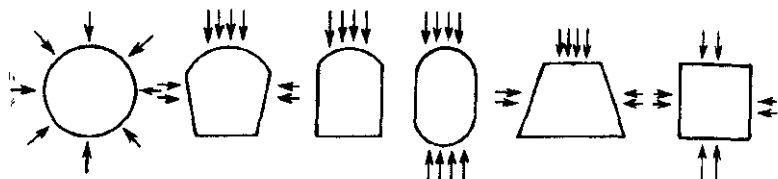


Рис. 22.3. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок

звездочных канав и траншей достигается их выколачиванием до угла естественного откоса.

Геологоразведочные выработки располагают в пространстве обычно в соответствии с геологическим заданием. При этом может возникнуть ситуация, когда в кровле выработки окажется неустойчивый слой, а в почве и боках — устойчивые породы. В этом случае целесообразно опустить ось выработки таким образом, чтобы между кровлей выработки и неустойчивым слоем образовалась предохранительная толща устойчивых пород. Геологическое задание в этом случае может быть решено с помощью проходки небольших восстающих выработок.

Наиболее распространенным способом поддержания горных выработок является установка в них *горной крепи* — искусственного сооружения, предназначенного для сохранения необходимых размеров выработок и предотвращения обрушения окружающих пород. Совокупность работ по возведению горной крепи называется *креплением*. Крепь должна быть прочной, устойчивой, безопасной в пожарном отношении, дешевой, иногда водонепроницаемой, не должна занимать много места, мешать работе, оказывать большое сопротивление движению воздуха.

Крепи горизонтальных и наклонных горных выработок подразделяются по:

- основному материалу, из которого они изготовлены, — на деревянную, металлическую, бетонную (монолитную и сборную), железобетонную (монолитную и сборную) и смешанную;

- сроку службы — на временную и постоянную;

- форме сечения — на трапециевидные, прямоугольные, арочные, полигональные, кольцевые и т.д.;

- характеру работы под нагрузкой — жесткие, податливые и шарнирные.

Необходимость возведения крепи обосновывается расчетами устойчивости пород, приведенными ранее. Размеры ее определяются давлением, которое она будет испытывать, а давление, в свою очередь, зависит от многих факторов, в том числе и от конструкции крепи.

Крепь обычно устанавливают в период формирования области неупругих деформаций, и контур выработки смещается. Если поставить абсолютно жесткую крепь, которая не даст возможности породному контуру деформироваться, то давление на нее будет значительным. Если крепь сделать податливой, т.е. перемещающейся вместе с породным контуром на некоторую величину, то давление может быть существенно снижено.

Таким образом, давление на крепь является результатом взаимодействия крепи и породы. Величина его, кроме того, зависит

от свойств горных пород: глубины от поверхности, размеров выработки, условий залегания пород, времени между обнажением породы и установкой крепи и т.п. Наличие большого числа факторов затрудняет создание универсального метода расчета давления на крепь.

До 90-х годов прошлого столетия, например, существовало представление, что давление на крепь подземных горизонтальных выработок определяется весом полного столба пород, расположенных над кровлей выработки до поверхности.

В процессе наблюдений за поведением крепи и пород, окружающих выработку, исследователями было установлено, что давление на крепь формируется за счет веса той части породы, расположенной в кровле или боках выработки, которая испытывает неупругие деформации при формировании свода естественного равновесия.

Были предложены различные формы выделения этого объекта породы. Предлагали ограничивать его поперечное сечение частью контура выработки и частью эллипса, параболой, треугольником и т.п. По-разному решали вопрос и об определении размеров этого объема.

Еще в 1907 г. М.М. Протодяконов предложил определять высоту параболического свода по простой формуле

$$b = a/f, \quad (22.15)$$

где a — полупролет выработки; f — коэффициент крепости. Это выражение в некоторых случаях используют и в настоящее время.

В 50-х годах Ф.А. Белаенко сформулировал принципиально новое положение, определяющее давление на крепь как результат совместной ее работы с породой в процессе их перемещения. Это положение можно выразить уравнением:

$$U_{\infty}(p) = U_0 + U_k(p), \quad (22.16)$$

где $U_{\infty}(p)$ — общее смещение контура выработки как функции давления p ; U_0 — смещение контура до постановки крепи; $U_k(p)$ — смещение крепи под давлением p .

§ 3. ДАВЛЕНИЕ НА КРЕПЬ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК (ОТКРЫТЫХ, ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ВЕРТИКАЛЬНЫХ)

Из *открытых* геологоразведочных выработок крепятся, да и то относительно редко, только каналы.

Для определения давления на крепь каналы можно воспользоваться формулой (22.7)

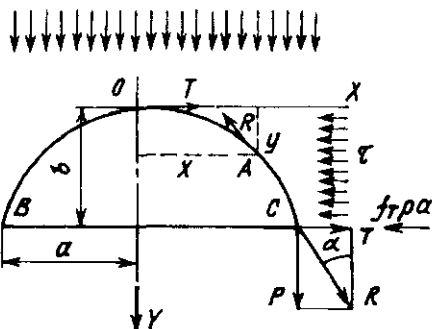


Рис. 22.4 Схема к расчету нагрузки на крепь по методике М. М. Протодяконова

При расчете нагрузки на крепь выработок, которые пройдены на небольшой глубине в породах, неустойчивых только в кровле выработки, используют методику Протодяконова.

На рис. 22.4 показан контур свода, образующегося над выработкой, в пределах которого порода оказывает давление на крепь.

Рассмотрим равновесие дуги OA , отбросив части свода OB и AC и заменив их силами T и R . С учетом суммы моментов относительно точки A получим

$$Ty - px \frac{x}{2} = 0,$$

$$Ty - \frac{px^2}{2} = 0,$$

$$y = \frac{p}{2T} x^2. \quad (22.18)$$

Следовательно, свод над выработкой имеет форму параболы.

Рассмотрим условия равновесия пяты свода (точка C). Сила распора T вызывает сдвигание пяты свода, т.е. стремится разрушить свод. Ей противодействует сила трения $f_T p$ (где f_T — коэффициент трения, p — вертикальная нагрузка) или $f_T p a$. Таким образом, условие неустойчивого равновесия может быть записано следующим образом:

$$T \leq f_T p a, \quad (22.19)$$

где T — сила распора, Н.

Введя интенсивность бокового давления τ , получим условие устойчивого равновесия

$$T + \tau b = f_T p a. \quad (22.20)$$

$$p = \rho g H \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}, \quad (22.17)$$

где ρ — плотность породы, кг/м³; H — глубина канавы, м, φ — угол внутреннего трения, градус; g — ускорение свободного падения, м/с².

Нагрузка и давление на крепь подземных горизонтальных выработок могут быть определены по одной из двух описанных далее методик в зависимости от глубины заложения выработки от поверхности.

Если подставить в уравнение (22.18) вместо координат x и y координаты точки C (a и b)

$$T = \frac{pa^2}{2b}, \quad (22.21)$$

то условие устойчивого равновесия будет иметь вид:

$$\frac{pa^2}{2b} + \tau b = f_T pa. \quad (22.22)$$

Решим уравнение (22.22) относительно τ :

$$\tau = \frac{f_T pa}{b} - \frac{pa^2}{2b^2} = \frac{2bf_T pa - pa^2}{2b^2} = pa \frac{2f_T b - a}{2b^2}. \quad (22.23)$$

Найдем первую производную τ по b и приравняем ее нулю:

$$\frac{d\tau}{db} = pa \frac{2b^2 2f_T - (2f_T b - a) 4b}{4b^4} = 0, \\ pa \frac{4b^2 f_T - 8b^2 f_T + 4ab}{4b^4} = 0. \quad (22.24)$$

$$pa \frac{4ab - 4b^2 f_T}{4b^4} = 0, \quad pa \frac{a - bf_T}{b^3} = 0, \\ pa \neq 0, \quad b \neq 0, \quad a - bf_T = 0, \quad b = a/f_T. \quad (22.25)$$

Вес пород, оказывающих давление на крепь длиной 1 м, может быть найден по формуле

$$Q = S \rho g \frac{2}{3} 2ab \rho g = \frac{4}{3} \rho g \frac{a^2}{f_T}, \quad (22.26)$$

где S — площадь свода обрушения; ρ — плотность породы; g — ускорение свободного падения; a — полупролет выработки; b — высота свода обрушения; f_T — коэффициент трения.

Нагрузку на одну крепежную раму при интервале между ними, равном L , найдем по формуле

$$Q_p = \frac{4}{3} \rho g \frac{a^2}{f_T} L. \quad (22.27)$$

Если наблюдается неустойчивость пород не только кровли выработки, но и ее боков, то для расчета давления на крепь пользуются методом П.М. Цимбаревича (рис. 22.5). Породы боков выработки сползают в виде пригруженных сверху призм ABC . Высота призмы равна высоте выработки h , угол наклона плоскости сползания призмы, как было доказано ранее, равен $(90^\circ + \varphi)/2$. Свод обрушения в этом случае увеличивается, и ширина его может быть найдена по формуле

$$a_1 = a + h \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + \varphi}{2}, \quad (22.28)$$

а высота по аналогии с предыдущим случаем — из выражения

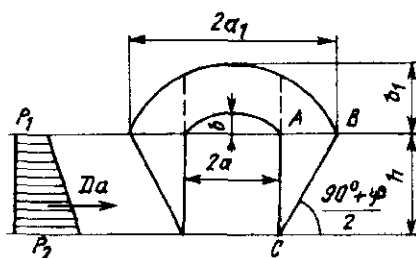


Рис. 22.5 Схема к расчету нагрузки на крепь по методике П.М. Цимбаревича

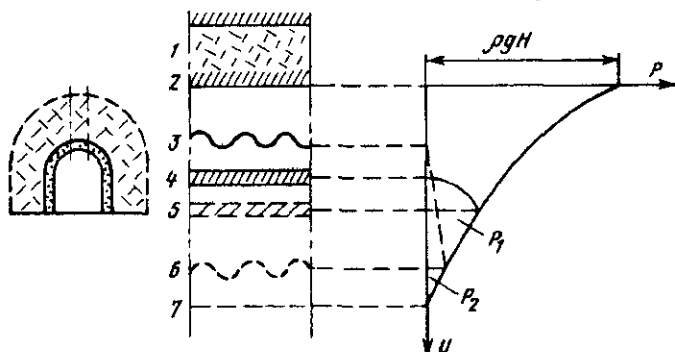


Рис. 22.6 Схема к расчету давления на крепь выработок, проведенных на больших глубинах

$$b_1 = \frac{a_1}{f_T} = \frac{a + h \operatorname{ctg} \frac{90^\circ + \varphi}{2}}{f_T}. \quad (22.29)$$

Для определения нагрузки на верхняк условимся, что на него действует вес породы, находящейся в центральной части свода в пределах ширины выработки $2a$. В таком случае можно считать, что верхняк нагружен равномерно распределенной нагрузкой

$$Q_B = 2ab_1 \rho g. \quad (22.30)$$

Эпюры давления на стойки имеют форму трапеции (см. рис. 22.5). В пьете свода (верхнее основание трапеции) давление

$$p_1 = \lambda \rho g b_1 = \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} \rho g b_1, \quad (22.31)$$

где λ — коэффициент бокового распора; ρ — плотность породы; g — ускорение свободного падения. У почвы выработки (нижнее основание трапеции) давление увеличивается:

$$p_2 = \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} \rho g (b_1 + h), \quad (22.32)$$

где h — высота выработки. Равнодействующая давления на стойку определяется как площадь трапеции:

$$D_a = \frac{\rho g}{2} \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} h (b_1 + b_1 + h) = \frac{\rho g}{2} (2b_1 + h) h \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}. \quad (22.33)$$

Нагрузка на крепь выработок, проведенных на небольшой глубине в прочных породах, рассчитывается по приведенной ранее методике, но в формулах коэффициент трения f_t заменяется на коэффициент крепости f , а угол внутреннего трения φ — на угол $\beta = \arctg f$.

В выработках, проведенных на больших глубинах, для удержания породного контура 2 сразу после его обнажения (рис. 22.6) необходимо давление, равное $\rho g H$. По мере перемещения контура давление уменьшается и, наконец, становится равное нулю (положение 7). Одновременно с перемещением породного контура развивается область неупругих деформаций 1. Если через некоторое время после обнажения контура выработки и, следовательно, его деформации поставить бетонную крепь 4, то смещение контура после смятия забутовки и верхних слоев бетона прекратится в окончательном положении контура бетонной крепи 5. Крепь при этом будет испытывать давление p_1 .

Если вместо жесткой бетонной крепи поставить специальную податливую крепь 3, то смещение контура будет продолжаться вплоть до завершения процесса образования зоны неупругих деформаций 1. При этом часть породы отделится от массива 6 и будет оказывать на крепь давление p_2 .

Давление на крепь выработок может быть определено по следующим формулам:
для жесткой крепи

$$p = \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} \left(K_z \rho H + c \operatorname{ctg} \varphi \right)^{e - \pi \operatorname{tg} \varphi} - c \operatorname{ctg} \varphi; \quad (22.34)$$

для податливой крепи

$$p = r_0^{\alpha/2} \left(\frac{\alpha}{4 G_0 \Delta S} \right)^{\alpha/2} \left[(1 - \sin \varphi) (\lambda_1 \rho H + c \operatorname{ctg} \varphi) \right]^{(\alpha + 2)/2} - c \operatorname{ctg} \varphi, \quad (22.35)$$

где r_0 — условный радиус выработки, м; φ — угол внутреннего трения, градус; G_0 — модуль сдвига, Па; K_z — коэффициент концентрации сжимающих напряжений; c — сцепление породы, Па, равное $0,5 \sigma_{сж} \operatorname{tg} (\pi/4 - \varphi/2)$; $\alpha = 2 \sin \varphi / (1 - \sin \varphi)$; ΔS — податливость крепи; λ_1 — коэффициент бокового распора, равный $\mu / (1 - \mu)$.

Рассмотрим давление на крепь в *вертикальных* выработках. Если вертикальная выработка пройдена в сильно обводненных породах, то давление на крепь следует определять как полный вес столба пород от поверхности:

$$p_n = \sum_{i=1}^{i=n} \rho_i g h_i, \quad (22.36)$$

где p_n — давление на крепь в n -м слое, ρ_i , h_i — соответственно плотность породы и мощность каждого пласта породы; g — ускорение свободного падения.

Если породы не насыщены водой, то давление на крепь в каждом слое породы можно определить с учетом коэффициента бокового распора:

$$p_n = \sum_{i=1}^{i=n} \rho_i g h_i \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_n}{2}.$$

На рис. 22.7 показана эпюра давлений на крепь в подошве и кровле пласта. Если выработка пройдена в сравнительно прочных породах, то сначала необходимо по формулам, приведенным ранее, определить устойчивость пород каждого пласта. Если в разрезе, сложенном неустойчивыми породами, окажется устойчивый пласт, то давление от него и вышележащих пород на нижележащие следует уменьшить на 25 %:

$$p_n = \left(0,75 \sum_{i=1}^{i=n_y} \rho_i g h_i + \sum_{i=n_y+1}^{i=n} \rho_i g h_i \right) \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_n}{2}, \quad (22.37)$$

где n_y — номер устойчивого пласта.

Если пласты, которые пересекают ствол, сложены в основном устойчивыми породами и только некоторые из них неустойчивы, то рассчитывают давление в подошвах неустойчивых пластов без учета пригрузки от устойчивых. Для определения давления на крепь устья ствола применяют формулу В.Г.Березацева:

$$p = \rho g r_0 \frac{\operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi}{2}}{2 \operatorname{tg} \varphi \operatorname{tg} \frac{90^\circ + \varphi}{2} - 1}, \quad (22.38)$$

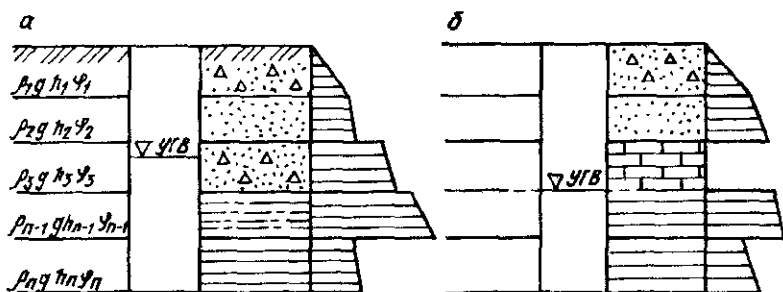


Рис. 22.7. Схема к расчету давления на крепь вертикальных выработок: а — в неустойчивых породах, б — при наличии одного устойчивого слоя; УГВ — уровень грунтовых вод

которая может быть также использована и для расчета давления на крепь геологоразведочных шурфов, пройденных обычным способом и закрепленных деревянной венцовой крепью.

Шурфы, пройденные машинным способом, закрепляют, как правило, предохранительной крепью, которую устанавливают с зазором. Она испытывает давление только в случае образования вывала из стенки шурфа

Как показали исследования, вывал имеет форму перевернутой пирамиды, ограниченной сложными поверхностями. Вертикальное сечение пирамиды образуется поверхностью земли, стенкой шурфа и логарифмической спиралью, а горизонтальное — стенкой шурфа и двумя логарифмическими спиральями. Экспериментально установлены следующие параметры вывала:

$$b_{\text{в}}^{\text{max}} = k_1 d \quad (k_1 = 0,2 - 0,5),$$

$$h = k_2 b_{\text{в}} \quad (k_2 = 2,5 - 4,0),$$

$$b_{\text{в}} = H/k_2,$$

где $b_{\text{в}}$ — ширина вывала поверху; $b_{\text{в}}^{\text{max}}$ — наибольшая ширина вывала поверху; h — наибольшая высота вывала; H — глубина шурфа. При заданных H и d сначала определяют $b_{\text{в}}^{\text{max}}$, затем h . Если $h > H$, то принимается $h = H$ и ширина вывала находится как $b_{\text{в}} = H/k_2$.

Зная основные параметры вывала и шурфа, можно найти объем вывала:

$$V = \int_0^{\varepsilon_0} \frac{\pi r_0^2}{2} \left[\frac{R_0^2 e^{2m\varepsilon} \cos^2(\varepsilon + \varphi) - r_0^2}{r_0^2 2 \ln \frac{R_0}{r_0} e^{m\varepsilon} \cos(\varepsilon + \varphi)} - 1 \right] \times \\ \times R_0 e^{m\varepsilon} [m \sin(\varepsilon + \varphi) + \cos(\varepsilon + \varphi)] d\varepsilon, \quad (22.39)$$

где r_0 — радиус шурфа; φ — угол внутреннего трения породы; m — коэффициент раскручивания спирали;

$$R_0 = \frac{\cos \varphi}{\sin 2\varphi} (b_{\text{в}} + h \operatorname{tg} \varphi); \quad \varepsilon_0 = \varphi.$$

На вывал действуют силы реакции массива N и крепи T , вес Q и силы трения. Спроектировав эти силы на оси x и y и решив уравнение относительно T , найдем:

$$T = \frac{V \rho g (\sin \alpha_1 - f_n \cos \alpha_1)}{\cos \alpha_1 (1 - f_k f_n) + \sin \alpha_1 (f_k + f_n)}, \quad (22.40)$$

где V — объем вывала, м^3 ; ρ — плотность породы, $\text{кг}/\text{м}^3$; g — ускорение свободного падения, $\text{м}/\text{с}^2$; f_n — коэффициент внут-

ренного трения ($f_n = \operatorname{tg} \varphi$); f_k — коэффициент трения породы о крепь;

$$\alpha_1 = \operatorname{arctg} \varphi \frac{h}{b_b}. \quad (22.41)$$

Давление на крепь

$$p = \frac{T}{S} = \frac{4 V \rho g (\sin \alpha_1 - f_n \cos \alpha_1) K_H}{\pi d h [\cos \alpha_1 (1 - f_k f_n) + \sin \alpha_1 (f_k + f_n)]}, \quad (22.42)$$

где S — площадь контакта вывала с крепью; K_H — коэффициент неравномерности. Если крепь устанавливается без зазора и она контактирует со стенками шурфа, то давление на нее рекомендуется определять по следующей формуле:

$$p = \frac{\rho g H (1 - \sin \varphi) - 2c \cos \varphi}{1 + \sin \varphi}, \quad (22.43)$$

где c — сцепление породы. Давление на крепь стволов, пройденных в прочных породах, рассчитывают по методу ВНИМИ. Предельную глубину, начиная с которой даже прочные породы переходят в неустойчивое состояние, рекомендуется определять по формуле

$$H_{\text{пред}} = \frac{k_{\text{ст}} \sigma_{\text{сж}}}{K_c \rho g}, \quad (22.44)$$

где $k_{\text{ст}}$ — коэффициент структурного ослабления пород, равный 0,3 ÷ 1,0; $\sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности породы на одноосное сжатие; K_c — коэффициент концентрации напряжений в породах на контуре ствола, зависящий от удаления участка ствола Z от сопряжения с другими выработками.

Z , м	> 20	0	0–20
K_c	3	6	6–3

Значения средних давлений на крепь ствола диаметром 6 м приведены в табл. 22.2.

Таблица 22.2

Схема проходки стволов	Угол падения, градус	Среднее давление на крепь ствола, кПа, для различных глубин, м		
		До 400	400–800	800–1200
Последовательная и параллельная	≤ 30	50	70	80
	> 30	60	90	100
Совмещенная	≤ 30	70	110	130
	> 30	90	130	150

Давление на крепь стволов другого диаметра увеличивается или уменьшается на 5 % на каждый метр изменения диаметра. Нагрузку и давление на крепь можно не только рассчитать, но и измерить

в натуре с помощью разнообразных динамометров, которые делятся на механические, гидравлические и электрические.

В механических динамометрах самых разных конструкций обычно используют рычаг для передачи деформации пружины динамометра на индикатор часового типа, в гидравлических — давление на крепь измеряют по давлению жидкости, залитой в деформирующийся корпус. Конструкции электрических динамометров разнообразны. В них используют различные датчики. Чаще всего применяют проволочные тензодатчики, электрическое сопротивление которых зависит от их деформации. Все динамометры обладают сложным устройством и чувствительны к повышенной влажности.

В последние годы получил распространение способ измерения давления на крепь с помощью оптически активного датчика, свободного от этих недостатков. Он представляет собой брусок толщиной и шириной примерно 5–7 мм и длиной 50–60 мм, изготовленный из эпоксимала. На одну его грань наносят зеркальный слой. Датчики нарезают из пластины, которую предварительно подвергают нагружению по схеме чистого изгиба. Напряжения в ней при этом замораживаются.

Если рассматривать датчик через поляризатор, то в нем видна картина изохром третьего-четвертого порядка. При нагружении датчика (если он, например, наклеен на стойку крепи) изохромы смещаются, что фиксируется на специальной шкале. Деформация датчика, соответствующая смещению полосы интерференции на 1 мм, составляет

$$\Delta \varepsilon = \frac{\sigma_0}{ltE}, \quad (22.45)$$

где σ_0 — цена деления полосы материала датчика; l — расстояние между полосами; t — толщина датчика; E — модуль упругости материала датчика.

Материалы датчика и крепи имеют разные коэффициенты линейного расширения, поэтому в датчике могут возникнуть температурные напряжения. Для введения температурной поправки рекомендуется формула

$$\Delta \varepsilon_t = \pm 4,8 \cdot 10^{-5} \Delta t, \quad (22.46)$$

где Δt — изменение температуры за время между нулевым отсчетом и данным измерением. Если температура повысилась, то поправка вводится со знаком «минус», если понизилась, — то со знаком «плюс».

Оптически активные датчики отличаются простым устройством, число их не ограничено, обслуживание не требует высокой квалификации.

§ 4. КРЕПЛЕНИЕ ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Основным способом поддержания горных выработок является установка горной крепи.

Крепление выработок — трудоемкий и дорогостоящий процесс проходческого цикла. Стоимость работ по креплению достигает 30 % всех затрат, связанных с проведением выработок.

Материал крепи и способ крепления определяются формой и размерами поперечного сечения выработки, положением и в пространстве, и по отношению к дневной поверхности, физико-механическими свойствами пород, величиной горного давления и сроком службы крепи.

При геологоразведочных работах сроки службы выработок колеблются в широких пределах, поэтому часто возникает вопрос о том, какую крепь выбрать — дорогую, требующую значительных затрат при креплении, но удобную в эксплуатации, или дешевую, расходы на поддержание которой со временем возрастают.

Обозначим затраты на установку и поддержание дешевой крепи S_1 , а дорогой крепи — S_2 , последняя будет экономичнее, если

$$S_1 = K_1 + r_1 \frac{T}{t} + P_1 \frac{n_1}{100} T,$$

$$S_2 = K_2 + P_2 \frac{n_2}{100} T,$$

где K_1 и K_2 — затраты на крепление 1 м выработки; r_1 — затраты на перекрепление 1 м, P_1 и P_2 — затраты на ремонт 1 м выработки в течение одного года; T — срок службы выработки, t — срок службы дешевой крепи, n_1 и n_2 — объем ежегодного текущего ремонта в процентах от общей длины выработки. Решив неравенство относительно T , получим.

$$T \geq \frac{K_2 - K_1}{\frac{r_1}{t} + \frac{P_1 n_1}{100} - \frac{P_2 n_2}{100}}.$$

При таком сроке службы выработки необходимо устанавливать дорогую крепь.

Для крепления горных выработок в качестве основных используют следующие материалы: дерево, бетон, железобетон, металлы, полимерные материалы. К вспомогательным материалам относят скобы, крюки, болты, изоляционные материалы и некоторые химические реагенты.

Основной материал для крепи выбирают исходя из ее стоимости, величины горного давления и срока службы выработки.

Достаточно высокая прочность, легкость обработки и сравнительно невысокая стоимость дерева обуславливают его широкое использование в качестве крепежного материала. Однако недолговечность и огнеопасность являются основными причинами постепенной замены его другими крепежными материалами на шахтах и рудниках.

В разведочных выработках дерево является основным крепежным материалом, так как перечисленные ранее его положительные свойства приобретают особое значение, в то время как недостатки при сравнительно небольших сроках и специфике горно-разведочных работ не столь существенны. Особенно целесообразно использование местных лесных материалов.

Для крепления выработок наиболее широко применяют хвойные породы (сосну, ель, лиственницу, кедр, пихту), из лиственных пород — дуб, бук, ясень и др. (табл. 22.3).

Таблица 22 3

Вид древесины	Расчетное сопротивление, МН/м ²	
	изгибу и сжатию	растяжению
Сосна и ель	13,0	1,0
Дуб	17,0	13,0
Лиственница	15,5	12,0
Кедр	11,5	9,0

С увеличением влажности дерева ухудшаются его физико-механические свойства, поэтому не рекомендуется применять свежесрубленные деревья, целесообразнее изготавливать крепь из сухого леса с содержанием влаги не более 10—15 %.

Срок службы деревянной крепи зависит от породы дерева и рудничной атмосферы. в чистом, сухом и холодном воздухе дерево сохраняет свою прочность лучше, чем во влажном, загрязненном и теплом. В зависимости от атмосферных условий срок службы крепи из сосны меняется от 3—6 мес до 5—7 лет и более.

Уменьшение срока службы крепи объясняется гниением дерева. Для предотвращения этого процесса элементы деревянной крепи пропитывают антисептиками (водным раствором хлористого цинка, фтористого или кремнистого натрия), что увеличивает срок ее службы в 2—3 раза.

Крепь изготавливают из древесины, не пораженной гнилью, грибом, насекомыми, не имеющей трещин и искривлений. При заготовке древесину очищают от коры и разделяют по сортам на бревна диаметром более 20 см и длиной более 4 м, стойки диаметром более 12 см и длиной до 4 м, подтоварник диаметром от 8 до 12 см и жерди диаметром от 3 до 8 см. Пиломатериалы (брусья, пластины, шпалы, доски и тес) изготавливают из бревен.

В целях экономии во многих случаях крепежный лес используют многократно.

Иногда для крепления геологоразведочных выработок применяют бетон — затвердевшую смесь раствора цемента с песком, щебнем или гравием. Бетон, применяемый в подземных условиях, должен характеризоваться высокой прочностью, плотностью, водонепроницаемостью, стойкостью против коррозии, воздействия кислотных и щелочных вод. Для различных конструкций бетонной и железобетонной крепи используют портландцементы различных марок и шлакопортландцемент. В особых случаях применяют расширяющийся, тампонажный и глиноземистый цементы.

Для изменения свойств бетонов и растворов (подвижности, скорости твердения, водонепроницаемости, долговечности) в их состав вводят различные добавки. Состав бетона обозначают 1:А:В (где 1 — одна массовая часть цемента, А и В — соответственно число частей песка и щебня или гравия). Для крепи обычно используют бетоны следующих составов: 1:2:4; 1:3:5; 1:3,5:6; 1:2,5:5.

Бетонную смесь рекомендуется готовить машинным способом в бетономешалках, ручное изготовление допускается при небольших объемах работ (при этом прочностные свойства бетонов снижаются).

Для крепления горных выработок применяют следующие марки бетона: 150, 200, 250, 300, 400 и 600 (марка бетона обозначает предел прочности на сжатие бетонного куба с ребром 200 мм после 28 дней твердения). Так как сопротивление бетона разрыву во много раз ниже сопротивления сжатию, то конструкции крепи, воспринимающие растягивающие усилия, изготовляют из бетона, армированного сталью, — железобетона (сталь имеет высокий предел прочности на растяжение). В зависимости от вида и размеров крепи стальную арматуру монтируют из стержней круглого сечения, проволоки, уголков, швеллеров, рельсов и др. Бетон и железобетон применяют в виде монолитных и сборных конструкций крепи.

Шприц-бетон (набрызг-бетон или торкрет-бетон), состоящий из водной смеси цемента, песка и мелкого щебня, используют главным образом для покрытия породы с целью защиты ее от разрушения или крепи для защиты от коррозии или придания ей огнестойкости.

При геологоразведочных работах металл для крепления применяется сравнительно редко, обычно для закрепления устьевой части штолен, квершлагов и других выработок с большим сроком службы. Для изготовления крепи используют двутавровые балки, швеллеры, уголковую, полосовую и круглую углеродистую сталь, прокат специального желобчатого профиля.

Постепенно в креплении выработок находят применение и новые крепежные материалы. В первую очередь это стеклопластик — материал, состоящий из нескольких слоев стеклоткани, пропитанной смесью эпоксидной смолы с отвердителем.

§ 5. КОНСТРУКЦИИ КРЕПИ

Значительное число разведочных канав проводят без крепления, в основном крепят глубокие канавы, проводимые в неустойчивых породах.

В качестве основных несущих элементов при креплении канав используют бревна диаметром 12 см и более, а также подтоварник, в качестве вспомогательных — доски или теса.

Конструкции крепи весьма просты, наиболее распространенная крепь представляет собой ряды горизонтальных распорок, устанавливаемых сверху и внизу выработки между досками, укладываемыми на боковых стенках канавы (рис. 22.8, а).

В весьма неустойчивых породах бока выработки ограждают затяжками из горбыля или теса (рис. 22.8, б). Элементы крепи на прочность не рассчитывают, расстояние между распорками принимают от 1 до 1,5 м.

При длительном сроке службы канав, проведенных в сравнительно устойчивых породах, применяют простую распорную крепь (рис. 22.9).

Разведочные траншеи не крепят, так как устойчивость боковых стенок обеспечивается приданием им необходимого угла наклона.

Деревянную крепь широко используют в горизонтальных подземных выработках с относительно небольшим сроком службы

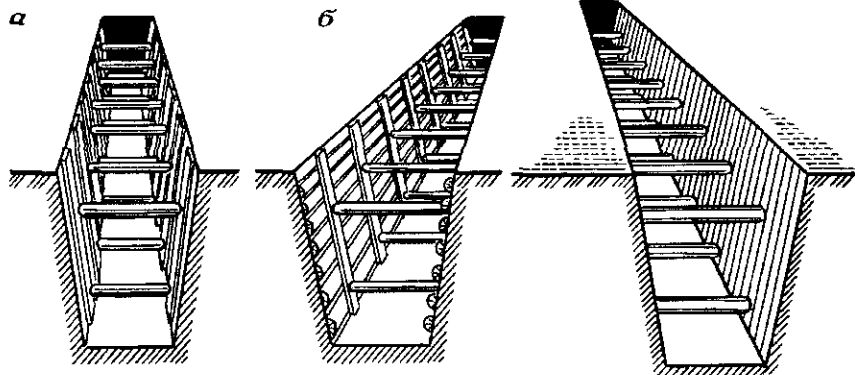


Рис. 22.8. Конструкция крепи разведочных канав:
а — с вертикальными распорками, б — с горизонтальными затяжками

Рис. 22.9 Распорная крепь

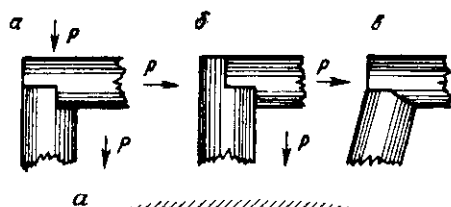


Рис. 22.10. Различные виды соединения в «лапу» при давлении сверху (а), сбоку (б), сверху и с боков (в)

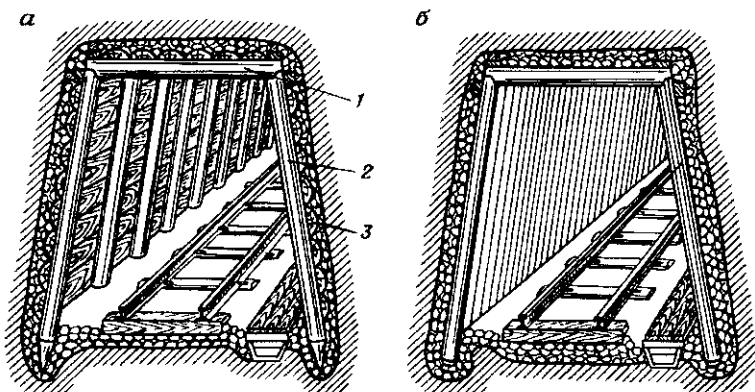


Рис. 22.11. Крепление горных выработок вразбежку (а) и сплошное (б): 1 — верхняк, 2 — стойка, 3 — клинья

(до 3–5 лет). Основной ее конструкцией является неполная крепежная рама трапециевидной или реже прямоугольной формы, состоящая из верхняка и двух стоек. Верхняк и стойки изготавливают из круглого леса диаметром более 15 см, в трапециевидной раме угол наклона стоек принимают равным 80–85°. Соединения стоек с верхняком, называемые замками, могут быть различными («в лапу», «в паз», «в шип», «впритык»), наибольшее распространение получили замковые соединения «в лапу» (рис. 22.10). Нижние концы стоек иногда заостряют на конус, при этом конструкция крепи становится податливой. После установки рамы она при большом первичном горном давлении сверху может опускаться без поломок на 10–15 см за счет внедрения в породу почвы и частичного смятия заостренных концов стоек. Податливость крепи обеспечивает увеличение срока ее службы. Для того, чтобы под влиянием бокового давления стойки рамы не выжимались внутрь выработки, концы их заводят в лунки глубиной 10–20 см, устраиваемые в почве выработки.

При умеренном горном давлении крепежные рамы устанавливают в выработке на расстоянии 0,5–1,5 м (крепление «вразбежку»), при значительном давлении — вплотную одна к другой (сплошное крепление, рис. 22.11).

В местах замкового соединения раму тщательно расклинивают деревянными клиньями.

При креплении взрезжку кровлю и бока выработки для предохранения от вывалов породы ограждают затяжкой из обполов (при крепких породах бока выработки не затягивают).

Расчет крепи начинают с верхняка. Верхняк при неустойчивой кровле — это балка с нагрузкой Q , распределенной по параболе. При этом максимальный изгибающий момент $M_{\max}$ верхняка равен $5/16 Qa$ (где a — полупролет выработки). В то же время $M_{\max} = W_0 m R_{\text{изг}}$ (где W_0 — момент сопротивления круглого сечения, равный $\pi d^3/32$; m — коэффициент условий работы материала крепи, равный 0,6 – 0,7; $R_{\text{изг}}$ — расчетное сопротивление изгибу). Отсюда находим диаметр верхняка:

$$5/16 Q_a = (\pi d^3/32) m R_{\text{изг}},$$

$$d = 1,78 \sqrt[3]{\frac{Q_a}{m R_{\text{изг}}}}. \quad (22.47)$$

Далее рассчитывают диаметр стойки $d_{\text{ст}}$ на сжатие с учетом продольного изгиба:

$$d_{\text{ст}} = 1,3 \sqrt[3]{\frac{Ql}{m R_{\text{сж}}}}, \quad (22.48)$$

где l — длина стойки, м; $R_{\text{сж}}$ — расчетное сопротивление сжатию, Па.

Толщину затяжки рассчитывают, решая задачу о балке на двух опорах с равномерной нагрузкой, по формуле

$$\delta = 0,87 L \sqrt{\frac{\rho g a}{f m R_{\text{изг}}}}, \quad (22.49)$$

где L — расстояние между рамами, м.

При неустойчивой кровле и боках диаметр верхняка определяют по формуле

$$d = 1,7 \sqrt[3]{\frac{b_1 \rho g L a^2}{m R_{\text{изг}}}}, \quad (22.50)$$

где b_1 — высота свода естественного равновесия, м.

Диаметр стойки в этом случае рассчитывают на сжатие с боковым изгибом

$$d_{\text{ст}} = 2,1 \sqrt[3]{\frac{b_1 \rho g L l^2}{m R_{\text{сж}}}}. \quad (22.51)$$

Крепежную раму обычно сооружают из древесины одного диаметра, принимая наибольшее из определенных по формулам значение.

При сопряжении двух выработок (например, штольни и рассечки) под прямым углом (рис. 22.12, а) в штольне устанавлива-

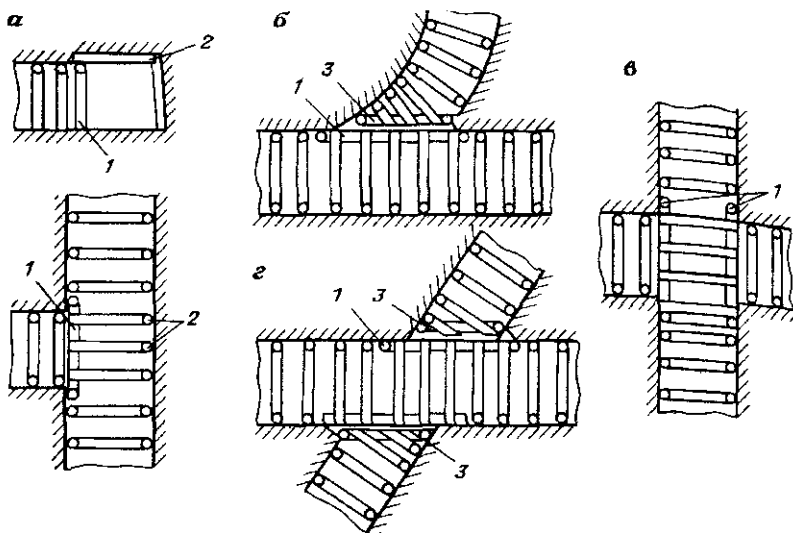


Рис. 22.12. Конструкции крепи в местах сопряжений и пересечений горизонтальных выработок

ют камерную раму 1, сооружаемую обычно из бревен несколько большего диаметра, чем стойки крепежных рам, на которую укладывают верхняки полурам 2, имеющих только по одной стойке. При сопряжении выработок под острым углом (см. рис. 22.12, б) в рассечке устанавливают еще вспомогательную раму 3 для опоры верхняков полурам, возводимых в этой рассечке. При пересечении выработок под прямым углом (см. рис. 22.12, в) в штольне устанавливают не одну, а две камерные рамы 1, на которые укладывают верхняки. Пересечение выработок под острым углом (см. рис. 22.12, г) требует дополнительной установки двух вспомогательных рам 3.

Выработки со слабой (пучащей) почвой крепят полными крепежными рамами, дополнительным элементом которой является лежень, укладываемый на почву выработки.

При сравнительно устойчивой, но все же нуждающейся в креплении кровле и крепких устойчивых боках выработки крепь может состоять из верхняков (потолочная или бесстоечная крепь), заводимых в выемки боковых стенок (рис. 22.13, а) или укрепляемых в подвесках, которые вставляют в неглубокие шпурь, пробуренные около кровли (см. рис. 22.13, б).

Металлическая крепь, характеризующаяся большой прочностью и долговечностью, не имеет широкого распространения при геологоразведочных работах. Основными элементами крепи яв-

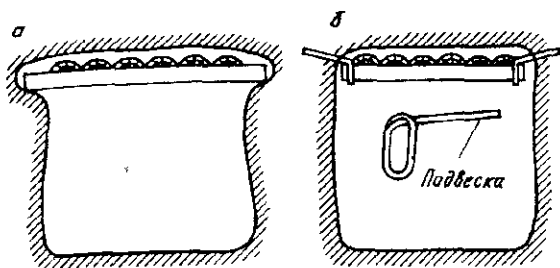


Рис. 22.13 Поголочная распорная (а) и подвесная (б) крепь

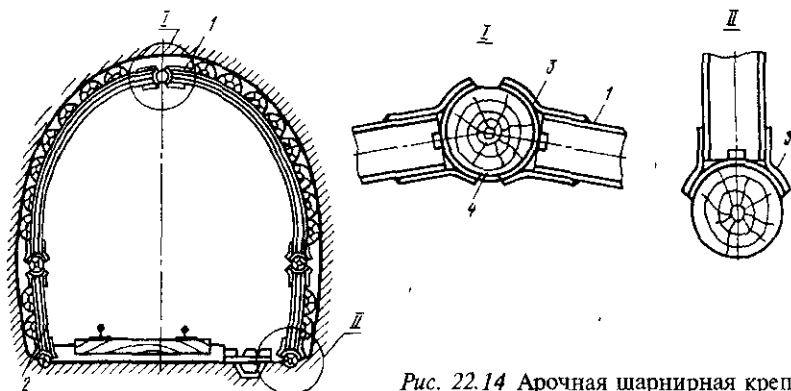


Рис. 22.14 Арочная шарнирная крепь

ляются металлические рамы арки и кольца, устанавливаемые в выработке «вразбежку», и металлические затяжки.

Конструкции крепи изготовляют из рельсов, швеллеров, двутавровых балок и металла специального взаимозаменяемого профиля (СВП). Конструкции металлической крепи сооружают жесткими, податливыми и шарнирными. Податливость крепи необходима при наличии неустановившейся нагрузки. Шарниры обеспечивают сохранность и устойчивость крепи при косонаправленной нагрузке. Трапецевидная металлическая крепь, изготавливаемая из рельсов или двутавровых балок, которые соединены между собой уголками или литыми соединительными деталями, представляет собой неполные или полные крепежные рамы.

Проста по конструкции арочная жесткая крепь (АЖ), состоящая из изогнутых в виде полуарок двутавровых балок, которые соединены фигурными планками и болтами.

На рис. 22.14 изображена арочная шарнирная крепь (АШ), состоящая из изогнутых двутавровых балок или рельсов 1, стоек 2 с приваренными к ним башмаками 3, которые, охватывая деревянный прогон 4 (бревно, ось которого параллельна оси выработки), об-

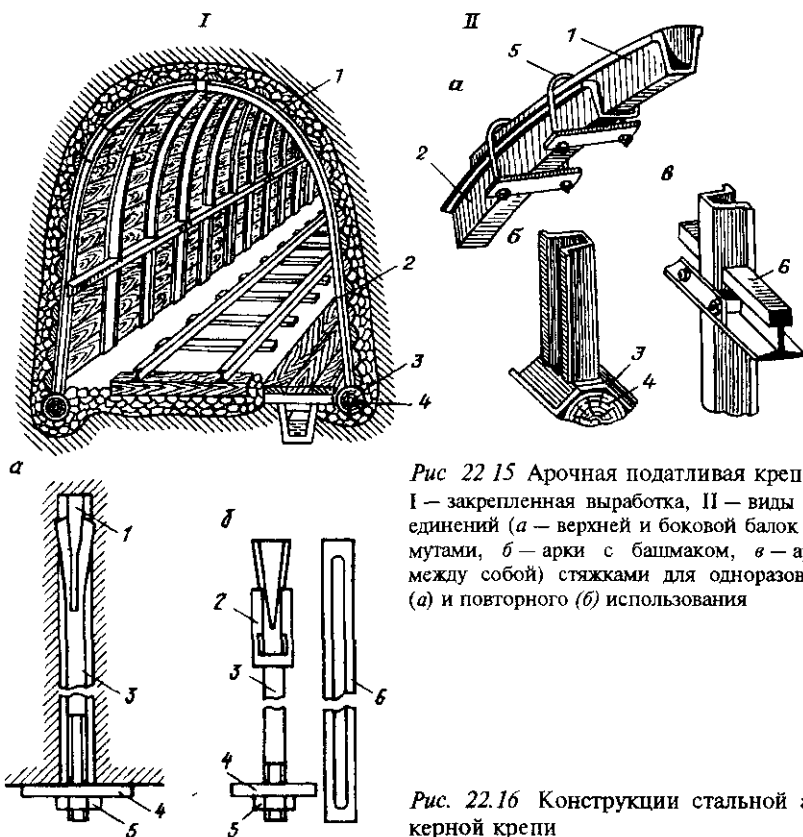


Рис. 22.15 Арочная податливая крепь
I — закрепленная выработка, II — виды соединений (а — верхней и боковой балок хомутами, б — арки с башмаком, в — арок между собой) стяжками для одноразового (а) и повторного (б) использования

Рис. 22.16 Конструкции стальной анкерной крепи

разуют шарнир. По длине каждого прогона монтируют две-три арки, прогоны по длине выработки соединяют между собой скобами.

Наиболее распространена металлическая арочная податливая крепь (рис. 22.15), составленная из верхней 1 и двух боковых 2 балок, которые соединены между собой хомутами 5 (см. рис. 22.15, а). Такое соединение обеспечивает податливость крепи (впрочем, при затягивании гаек до отказа крепь работает как жесткая). Стойки арки опираются стальными башмаками 3 на деревянные лежни 4 (см. рис. 22.15, б), для соединения стоек между собой (по длине выработки) служат стяжки 6 (рис. 22.15, в).

Анкерная (болтовая) крепь имеет весьма своеобразную конструкцию. Она представляет собой анкеры, которые устанавливают в шпурах, пробуренных в кровле (а в частном случае и в боках) горной выработки. Существует несколько гипотез работы анкерной крепи: «подвешивания» породных слоев, «сшивания»

их в одну пачку, «прошивания» однородной трещиноватой породы. Обычно применяют стальные, железобетонные и деревянные анкеры, в последние годы в некоторых странах стали использовать анкеры из полимерных материалов. Наиболее распространены стальные анкеры, которые с помощью специального устройства (замка) укрепляют в конце шпура, а затем на их концы, выступающие из устья шпура, навинчивают гайки.

Наиболее простая конструкция стального анкера показана на рис. 22.16, а. Она состоит из стержня 3 длиной 1–1,6 м (из мягкой конструкционной стали) и диаметром 19–38 мм. На одном ее конце имеется прорезь, в которую вставляют клин 1, а на другом — резьба

Анкер устанавливают следующим образом. стержень с клином вставляют в шпур до упора клина в торцовую стенку шпура (глубина шпура должна соответствовать длине анкера). По хвостовику анкера, выступающему из устья шпура, наносят удары (ручным или пневматическим молотком), вследствие чего клин входит в прорезь стержня на большую глубину, раздвигает разрезанные его части и заклинивает их в шпуре. На выступающий конец стержня надевают шайбу 4 и, завинчивая гайку 5, плотно прижимают ее к породе. Основным недостатком данной конструкции является то, что анкеры пригодны для одноразового использования, так как их нельзя извлечь из шпуров.

На рис. 22.16, б изображена одна из конструкций анкеров, извлекаемых из шпуров для повторного использования. Анкеры такой конструкции закрепляют в шпуре не расклиниванием разрезанной части стержня, а распором разрезанной гильзы. На стержень анкера 3 с клиноконическим конусом надевают распорную гильзу 2 и установочную трубу 6. В таком виде анкер вводят в шпур. При ударах трубой по гильзе последняя перемещается к концу стержня. Ее разрезные перья расходятся, обеспечивая первоначальный распор замка в шпуре. После этого трубу снимают со стержня и с помощью шайбы 4 и гайки 5, навинчиваемой на резьбу, натягивают анкер. Вследствие этого клиновой хвостовик еще больше расширяет перья гильзы, прочно закрепляя анкер в шпуре. Извлечение анкера для повторного использования достигается при отвертывании гайки после ударов по хвостовику стержня и поворота его против часовой стрелки на 90°. Иногда анкеры бетонируют в шпуре или закрепляют составом из эпоксидной смолы с отвердителем. Располагают их рядами поперек выработки, в зависимости от устойчивости пород на каждый анкер приходится от 1 до 3 м² площади кровли.

При неустойчивой кровле металлические анкеры используют в комбинации с сеткой, различными подхватами или верхняками

На геологоразведочных работах находят применение и деревянные анкеры диаметром 30–80 мм, закрепляемые в шпурах нижним и верхним клиновыми замками. Они обладают достаточной прочностью, а их способность набухать используется для усиления распора в шпуре. В случае, когда неустойчивые породы кровли «подшиваются» к прочным породам, расстояние между анкерами может быть определено по следующей формуле:

$$l = 0,866 d \sqrt{\frac{\sigma_{ap}}{\rho h g}}, \quad (22.52)$$

где d — внутренний диаметр нарезанной части анкера; σ_{ap} — предел прочности материала анкера на разрыв; ρ — плотность породы нижнего слоя; h — мощность нижнего слоя; g — ускорение свободного падения. По этой же формуле, задавшись расстоянием l , можно найти диаметр анкера по резьбе.

Если расстояния между анкерами в продольном и поперечном направлениях разные, то определяют площадь кровли, приходящуюся на один анкер:

$$ac = \frac{0,785 d \sigma_{ap}}{\rho h g}, \quad (22.53)$$

где a и c — расстояние между анкерами в продольном и поперечном направлениях.

Расстояние между анкерами зависит от прочности не только анкера, но и пород неустойчивого слоя, подверженных изгибу. Расстояние l_0 , зависящее от прочности породы, определяют по формуле

$$l_0 = \sqrt{\frac{\sigma_{изг} h}{6\rho (0,1 + 0,13 \mu) g}}, \quad (22.54)$$

где $\sigma_{изг}$ — предел прочности породы на изгиб, μ — коэффициент Пуассона.

Расстояния l и l_0 сравнивают и выбирают наименьшее. Величина заглубления анкера в прочную породу r определяется по формуле

$$r = 0,4 d \sqrt{\frac{\sigma_{ap}}{\sigma_{пр}}}, \quad (22.55)$$

где $\sigma_{пр}$ — предел прочности породы на разрыв.

При сшивании нескольких слоев в одну пачку анкер сильно натягивают, и диаметр его по резьбе может быть найден по формуле

$$d = 1,15 \sqrt{\frac{N + qS}{\sigma_{ap}}}, \quad (22.56)$$

где N — сила натяжения анкера; S — площадь кровли, приходящаяся на один анкер; $q = \rho b g$ (где b — высота свода естественного равновесия).

§ 6. КРЕПЛЕНИЕ ШУРФОВ И СТВОЛОВ

Деревянная крепь — основной вид крепления разведочных шурфов и стволов шахт. Главным элементом прямоугольной деревянной крепи является венец из четырех бревен или брусьев, соединяемых между собой «в лапу». Венцы располагают в выработке перпендикулярно к ее оси вплотную друг к другу или на некотором расстоянии один от другого. Соответственно этому различают три типа венцовой крепи: сплошную, на стойках и подвесную. Кроме обычных венцов, называемых иногда промежуточными, в конструкцию крепи включают опорные (основные) венцы, отличающиеся тем, что бревна одной из сторон венца удлинены. Выступающие из венца концы этих бревен, называемые «пальцами», заводят в лунки, устраиваемые в боках выработки. Опорные венцы служат для поддержания прочих венцов и устанавливаются с промежутком, равным $2 \div 8$ м. Иногда вместо опорного венца по короткой стороне выработки укладывают в лунки два опорных бревна.

При сплошной крепи на установленном в выработке основном венце возводят в направлении снизу вверх промежуточные венцы (рис. 22.17, *а*). При неустойчивых породах промежуточные венцы можно устанавливать в направлении сверху вниз вслед за продвижением забоя. При этом их подвешивают к основному венцу скобами (см. рис. 22.17, *б*). После установки каждый венец тщательно расклинивают.

В стволах шахт и шурфах (при большой площади поперечного сечения) устраивают отделения (подъемные, лестничные и др.).

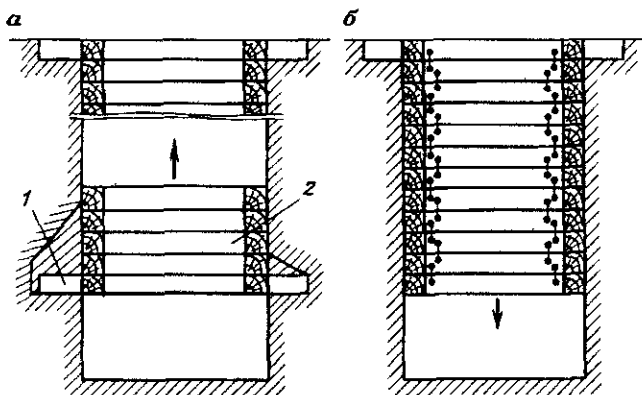


Рис. 22.17. Венцовая крепь (*а* — установка промежуточного венца снизу вверх; *б* — сверху вниз)

1 и 2 — основной и промежуточный венец соответственно

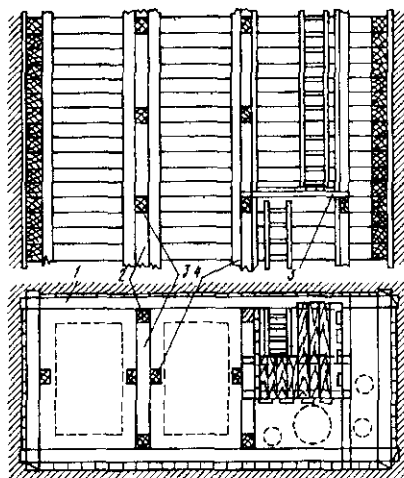


Рис. 22.18. Закрепленный и армированный ствол

1 — венец, 2 и 3 — соответственно вертикальные и горизонтальные расстрелы, 4 — проводники, 5 — полки лестничного отделения

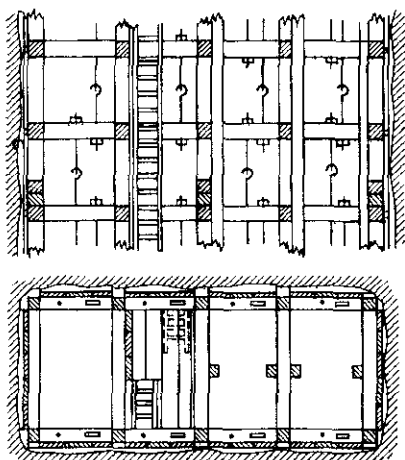


Рис. 22.19. Подвесная венцовая крепь

По мере возведения крепи выработку армируют. Армированием называют установку вандрутов, расстрелов, направляющих, лестничных полков и лестниц (рис. 22.18).

Вандруты (прогоны) — брусья, которые устанавливают вертикально попарно вдоль длинных сторон выработки, прикрепляют к венцам и соединяют между собой расстрелами. Вандруты и расстрелы придают жесткость венцовой крепи.

Расстрелы делят поперечное сечение выработки на отделения. В подъемных отделениях на расстрелах устанавливают деревянные или металлические проводники, по которым скользят направляющие подъемных сосудов.

В лестничных отделениях через 4–5 м устраивают полки из досок толщиной 4–5 см, оставляя в них лазы размером 600 × 700 мм. Лестницы шириной 400 мм устанавливают между полками под углом 80° и таким образом, чтобы они не располагались над лазами в полках. Лестничное отделение отшивают от подъемных досками.

Венцовую крепь на стойках применяют для крепления выработок, проходимых в достаточно устойчивых породах. Крепь возводят от опорного венца снизу вверх, между венцами устанавливают стойки длиной 0,6–1 м. Стойки с элементами венца обычно соединяют «в паз» и скрепляют скобами. Между венца-

ми бока выработки закрепляют затяжками. Расстояние между опорными венцами выбирают в пределах от 10 до 15 м.

Для возведения крепи вслед за углубкой (сверху вниз) применяют подвесную венцовую крепь (рис. 22.19). К установленному в выработке опорному венцу на металлических стержнях подвешивают промежуточный венец и соединяют оба венца между собой стойками. К промежуточному венцу подвешивают следующий, а стенки между венцами закрепляют затяжками. Расстояние между опорными венцами составляет 10–20 м, между смежными венцами 1–1,3 м.

При армировании выработок, закрепленных венцовой крепью на стойках и венцовой подвесной крепью, вандруты обычно не устанавливают, а расстрелы соединяют непосредственно с длинными элементами венцов. Нагрузку на наиболее длинную сторону венца определяют по формуле

$$Q = pLi,$$

где p — давление породы на крепь, Па; L — длина расчетной стороны венца, м; l — расстояние между венцами, м.

Изгибающий момент в расчетной стороне венца

$$M = \frac{QL}{8} = \frac{pL^2l}{8} \leq mWR_{\text{изг}},$$

где m — коэффициент условий работы материала крепи; W — момент сопротивления элемента крепи; $R_{\text{изг}}$ — расчетное изгибающее напряжение.

Моменты сопротивления элемента круглого W_0 и прямоугольного W_1 сечений определяют по формулам

$$W_0 = \frac{\pi d^3}{32}, \quad W_1 = \frac{ab^2}{6},$$

где a и b — соответственно длина большей и меньшей сторон прямоугольного сечения, м; d — диаметр элемента круглого сечения, м.

Для круглого леса при известном расстоянии между венцами диаметр может быть найден по формуле

$$d = 1,08 \sqrt[3]{\frac{pL^2}{mR_{\text{изг}}}}. \quad (22.57)$$

При сплошной крепи $l = d$, тогда

$$d = 1,12 L \sqrt{\frac{p}{mR_{\text{изг}}}}. \quad (22.58)$$

Металлическая крепь представляет собой кольца или рамы, изготовленные из уголкового или швеллерной стали, размещаемые в выработке на подвесках (соединяемых в некоторых случаях распорками).

Промежуток между рамами закрепляют обычно деревянными затяжками. Такую крепь применяют при проходке шурфов круглого сечения и в качестве временной крепи при проходке круглых и прямоугольных стволов.

В последнее время при проходке шурфов широко применяют инвекторные крепи (КШИ), разработанные в ЦНИГРИ и предназначенные для крепления шурфов прямоугольной (КШИ-1) и круглой (КШИ-3) формы поперечного сечения площадью 2 м² и глубиной до 20 м.

В последние годы для крепления стволов при геологоразведочных работах стали широко применять монолитный бетон.

Стволы при креплении бетоном имеют круглую форму поперечного сечения, поэтому крепь представляет собой цилиндр диаметром, равным диаметру ствола с толщиной стенки 200—600 мм. Подбором состава бетона и тампонажем пород, прилегающих к стволу, можно обеспечить повышенную водонепроницаемость крепи.

При проходке шурфов машинным способом (например, посредством бурения) довольно редко возникает необходимость в закреплении его стенок в процессе проходки, так как шурф проходит быстро, а выработки, имеющие, как правило, круглое сечение, обладают повышенной устойчивостью. Шурф крепят после окончания проходки сразу на всю длину.

Для шурфов круглого сечения применяют постоянную или временную крепь. Постоянная крепь служит в течение длительного времени, измеряемого обычно годами. Она должна иметь высокую прочность, может обладать значительной массой, повторно обычно не используется. Временную крепь устанавливают на несколько месяцев, она должна быть прочной, относительно легкой, в некоторых случаях возможно многократное ее использование.

При геологоразведочных работах наиболее широко используют кратковременную или предохранительную крепь, являющуюся разновидностью временной. Предохранительную крепь устанавливают только на время опробования шурфа и проведения геологической документации. Она должна быть легкой, быстро монтироваться и демонтироваться, выдерживать нагрузку со стороны вывалов из стенок шурфа. Кратковременная крепь должна выдерживать десятки перестановок, кроме того, в ней предусмотрены окна, позволяющие вести опробование и документацию.

Наиболее распространенным материалом для изготовления постоянной крепи является бетон. Железобетонный цилиндр высотой и диаметром около 1 м обладает массой 500 кг.

Перевозка и установка такой крепи требуют больших затрат труда и времени. В связи с этим в последние годы начали разрабатывать облегченные конструкции крепи из предварительно напряженного железобетона или бетона с легкими наполнителями и армировкой из пластмассы.

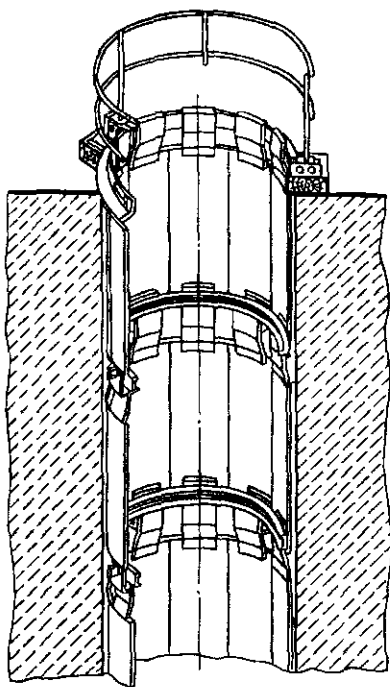
Временная крепь представляет собой цилиндрические элементы, состоящие из двух металлических колец и деревянной затяжки.

Предохранительную крепь изготавливают из металла, полиэтилена, винилпласта, стеклопластика и т.п. Наиболее перспективным материалом для временной крепи является стеклопластик — композиционный материал, состоящий в основном из связующего и наполнителя. Стеклонаполнитель придает пластику необходимую прочность. Основными армирующими материалами при изготовлении стеклопластика являются стекложгуты, стеклоткани, жгутовые ткани, стеклохолсты и стеклосетки.

В качестве связующего вещества при изготовлении стеклопластика применяют эпоксидные или ненасыщенные полиэфирные смолы. Связующее вещество в стеклопластике выполняет двойную роль: обеспечивает постоянство расположения слоев ткани относительно друг друга и принимает участие в распределении внешней нагрузки в материале.

Крепь для геологоразведочных шурфов изготавливают обычно наиболее простым контактным способом. На барабан наносят разделительный слой (воск, парафин), препятствующий приклеиванию к барабану пластика, затем укладывают слои стеклоткани, пропитывая их с помощью кистей эпоксисмалем и прикатывая валиками.

Конструкция универсальной стеклопластиковой крепи показана на рис. 22.20. Крепь состоит из набора цилиндров, разре-



занных по образующей и стянутых двумя талперами. Высота цилиндров 1 м, диаметр переменный от 900 до 1200 мм, толщина стенки 5–8 мм, масса каждого цилиндра около 40 кг. Проверка толщины цилиндра производится по формуле Лямэ

$$t = R \left(\sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{сж} - 2p}} - 1 \right), \quad (22.59)$$

где t — толщина стенки, м, R — радиус шурфа в свету, м, $\sigma_{сж}$ — допустимое напряжение сжатия для материала крепи, Па; p — давление на крепь, Па

§ 7. КРЕПЛЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ И КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК

При проходке геологоразведочных восстающих в крепких породах крепь служит для размещения полков, лестниц и для разделения восстающего на отделения. Если же восстающий был пройден только с целью опробования, то он не крепится.

В неустойчивых породах крепь выполняет и свое прямое назначение: воспринимает нагрузку со стороны стенок выработки.

Геологоразведочные восстающие крепят только деревом обычно снизу вверх вслед за продвижением забоя. Используют в основном две конструкции сплошную венцовую крепь и венцовую крепь на стойках.

Проходку восстающих с креплением начинают с образования ниши. В зависимости от устойчивости пород и величины горного давления в нише устанавливают две полные или неполные крепежные рамы (одну у входа в нишу, другую — у стенки), раскрепляют их распорками, а бока затягивают. После этого начинают проходку и крепление восстающего.

При возведении сплошной венцовой крепи через каждые 6–10 м устанавливают основной венец, концы элементов которого заводят в лунки, находящиеся в длинном боку восстающего. При креплении на стойках после укладки опорного венца на него устанавливают стойки, затем очередной венец и затягивают.

Все элементы деревянной крепи заготавливают на поверхности, доставляют к месту проходки восстающего в специальных вагонетках и поднимают к забою при помощи лебедки и блокка, подвешенного к распорке, установленной у самого забоя.

Раздел VI

ВОДООТЛИВ И ОСВЕЩЕНИЕ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Глава 23

ШАХТНЫЕ ВОДЫ

§ 1. ВОДОПРИТОКИ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Поступление подземных и поверхностных вод в горные выработки называют *водоприток*ом. Различают общий, участковый и забойный водоприток.

Общий водоприток складывается из притока подземных вод, дренирующих выработки, вод, поступающих из затопленных выработок, технических вод, подаваемых для орошения и бурения скважин, поверхностных вод и атмосферных осадков.

Участковый водоприток — сумма притоков в выработку. Вода поступает из водоносных горизонтов, залегающих непосредственно в кровле и почве выработки.

Забойный водоприток состоит из притока подземных вод и вод из выработанного пространства, поступающих непосредственно в призабойную часть выработок.

Общий приток подземных вод на различных горных предприятиях колеблется в широких пределах и достигает 40–50 м³/ч, а на весьма обводненных шахтах превышает это значение. Обводненность месторождения устанавливают одновременно с его разведкой и определяют коэффициентом водообильности. Водоприток изменяется в течение года, поэтому различают нормальные и максимальные водоприток. Максимальные водоприток. Максимальные водоприток. Максимальные водоприток отмечают в весенний и осенний периоды.

Обводненность подземных горных выработок выражается в абсолютных и относительных величинах. Абсолютной водообильностью (притоком воды) называют количество воды, поступающей в единицу времени.

Относительная обводненность оценивается коэффициентом водообильности, т.е. отношением массы годового притока воды к массе добытого за этот же период полезного ископаемого. Под коэффициентом водообильности шахты подразумевают количество воды, поступающей в выработки и приходящейся на 1 т суточной добычи. Коэффициент водообильности для многих шахт нашей страны колеблется от 0,38 до 25 и более.

§ 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВОДОПРИТОКОВ

Приток воды в подземные горные выработки определяется: 1) по гидрогеологическим аналогиям на основании наблюдений в действующих шахтах; 2) по водному балансу; 3) по формулам динамики подземных вод.

Первый из перечисленных методов применяют при наличии данных о водопитоке на действующих или закрытых шахтах; второй — в случае, когда известны величины статических запасов и динамических притоков; третий — для отдельных шахтных стволов и совокупности подземных горных выработок.

При расчете водопритоков для шахтных стволов, как правило, пользуются данными разведочных скважин и пробных откачек из них. Приток воды $Q = nA/24$ (где n — коэффициент водообильности; A — суточная производственная мощность рудника, т).

Поскольку приток воды в горные выработки зависит от многих факторов и изменяется во времени и пространстве, расчеты возможных водопритоков воды по формулам динамики подземных вод дают приближенные результаты. Поэтому для получения точных данных необходимо проводить пробные откачки воды из разведочных скважин.

Приток воды в подземные горные выработки колеблется в зависимости от времени года (максимальный — весной, минимальный — летом и зимой).

§ 3. ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ РУДНИЧНЫХ ВОД

Вода, проникающая в подземные горные выработки, по своему качеству бывает пресная и минерализованная. В зависимости от качественного и количественного содержания тех или иных солей шахтные воды бывают пресные, мягкие и жесткие, кислые и соленые.

При откачке воды из шахты на поверхность необходимо не реже двух раз в год подвергать их качественному и количественному химико-бактериологическому анализу. Результаты анализа должны направляться руководством шахты районной Госсанинспекции (ГСИ). В случае обнаружения в воде вредных примесей руководство шахты обязано провести необходимые мероприятия, обезвреживающие обезвоживание, согласовав их с ГСИ.

Состав подземных вод и содержание в них различных химических элементов зависит от географического расположения полезного ископаемого, глубины его залегания и от степени растворимости слагающих массивы горных пород, по которым циркулируют подземные воды.

В неглубоких горных выработках, как правило, встречаются пресные гидрокарбонатно-кальциевые воды. На средних глубинах минерализация подземных вод повышается вследствие гидрогеохимических процессов, протекающих на этой глубине.

В глубоких выработках, достигающих несколько сотен метров, часто встречаются соленые воды и рассолы. Эти воды морского происхождения, состав которых длительное время подвергался метаморфизации. По содержанию солей их относят к хлоридно-кальциево-натриевому типу.

Жесткую воду смягчают посредством добавления специальных реагентов $[\text{Ca}(\text{OH})_2 \text{ и } \text{Na}_2\text{CO}_3]$, способствующих переводу карбонатов и бикарбонатов кальция и магния в нерастворимые осадки с последующим удалением этих осадков фильтрацией.

Кислотность воды зависит от содержания в ней свободной серной кислоты, получаемой в результате окисления колчедановых руд.

Поскольку кислотные и соленые воды оказывают разрушающее действие на металл, вызывая быстрый износ частей насосов, сокращая срок службы труб, рельсов и бетонной крепи, то на шахтах применяют установки по нейтрализации воды с помощью негашеной извести. Для защиты металлических частей от коррозии используют антикоррозийные покрытия пластмассами, лаками, эмалью и резиной.

Место для отвода шахтных вод должно согласовываться с ГСИ.

§ 4. МЕТОДЫ БОРЬБЫ С ВОДОПРИТОКАМИ

При проведении горно-разведочных выработок в водонасыщенных массивах вода проникает в выработки, создавая затруднения для ведения горных работ. На горных предприятиях очень часто вода является причиной производственных трудностей.

Поэтому воду из горных выработок постоянно удаляют различными способами. При благоприятном расположении выработок по отношению к рельефу местности (гористый рельеф, штольневая система разведки высоко расположенных участков месторождений) используют самотек или прибегают к помощи насосов.

В большинстве горных выработок наблюдаются большие при токи воды, в связи с чем следует проводить мероприятия по их предупреждению или прекращению либо применять меры по удалению вод из горных выработок. Кроме откачки подземных рудничных вод на поверхность часто приходится выполнять работы по ограждению выработок от проникновения поверхностных вод и внезапных прорывов воды из горных пустот и затопленных выработок.

«» В зависимости от принятого способа вскрытия водоотлив осуществляется самотеком или с подъемом воды на поверхность. Самотек воды используется при вскрытии месторождений штольнями.

При вскрытии выработок вертикальными или наклонными стволами подъем воды на поверхность осуществляют насосами.

Если месторождение разрабатывают на одном горизонте, то водоотлив может быть непосредственным и ступенчатым. При непосредственном водоотливе откачиваемую воду подают на поверхность насосами, установленными на горизонте. На глубоких шахтах применяют ступенчатый водоотлив, когда воду подают на поверхность последовательно насосами, находящимися на разных уровнях. Вода может подаваться также в водосборник вышележащего отработанного горизонта, а оттуда насосами на поверхность. Переходить на ступенчатый водоотлив необходимо при глубине ствола, превосходящей максимальную высоту подачи насосов.

При одновременной работе на двух или более горизонтах водоотлив может осуществляться: непосредственной откачкой воды насосными установками, расположенными на каждом горизонте; спуском воды с верхних горизонтов в водосборник нижнего, откуда насосная установка перекачивает ее на поверхность; установкой на верхнем горизонте главной насосной станции, куда воду с нижних горизонтов подают вспомогательными водоотливными установками.

Последнюю схему водоотлива применяют в том случае, когда приток на нижнем горизонте меньше, чем на верхнем.

Глава 24

ПРОХОДЧЕСКИЙ ВОДООТЛИВ

§ 1. СПОСОБЫ ВОДООТЛИВА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В зависимости от назначения горных выработок — вертикальных, наклонных или горизонтальных — применяют соответствующие способы водоотлива.

При проходке вертикальных выработок вследствие притоков воды в выработки снижается скорость проходки и увеличивается ее стоимость за счет трудностей, возникающих при бурении шпуров, их зарядании, взрывании и погрузке горной массы.

При проходке вертикальных выработок и выборе средств водоотлива учитываются следующие факторы: переменный режим

водоотлива, необходимость периодического перемещения насоса по стволу из-за изменения высоты всасывания; стесненность места установки насоса, загрязненность воды и др.

При проходке вертикальных выработок водоотлив осуществляют следующим образом. непосредственный водоотлив из ствола, спуск воды в горные выработки, расположенные ниже, или при благоприятных гидрогеологических условиях в поглощающие горные породы.

Для сокращения притока воды при проходке вертикальных выработок применяют параллельный водоотлив из водопонижительных скважин, предварительное закрытие в массиве горных пород пор и трещин путем тампонажа и замораживания горных пород. При небольших притоках воды ее откачивают подъемными сосудами (бадьями, скипами), насосами (вертикальными и горизонтальными), водоструйными аппаратами и эрлифтами.

Бадьевого водоотлива может применяться при водопритоках, равных 2–3 м³/ч, водоотлив насосами и эрлифтами — при больших (до 50 м³/ч) водопритоках. При проходке шурфов и малых водопритоках применяют ручные насосы производительностью 1–2 м³/ч

§ 2. ВОДООТЛИВ ПО КАНАВАМ

Водосбор и водоотлив при проведении горизонтальных выработок осуществляют следующим образом: воду со всей системы горных выработок собирают с помощью канав и водосборников, находящихся при насосных станциях, и удаляют на поверхность насосами через шахтные стволы или скважины.

При штольневой системе вскрытия воду из водосборных канав отводят непосредственно на поверхность земли самотеком.

Воду, поступающую в горные выработки, собирают и отводят с помощью продольных канав в особые камеры — водосборники, из которых ее поднимают на поверхность насосами. При сечении 0,035–0,04 м² канавки в состоянии пропускать до 75–125 м³/ч воды.

Для стока воды в канавку почве выработки придают поперечный уклон 0,002. Продольный уклон принимают от 0,002 до 0,008.

Выработки для сбора воды и ее осветления называют водосборниками. Водосборник главного или участкового водоотлива должен состоять из двух и более выработок. В шахтах, опасных по прорыву воды, согласно правилам технической эксплуатации, вместимость водосборников главных и участковых установок должна рассчитываться соответственно на 8- и 4-часовой приток воды, для остальных шахт водосборники рассчитываются соответственно на 4- и 2-часовой нормальный водоприток.

Из водосборника вода поступает в водоприемные колодцы, откуда насосами через всасывающие трубопроводы откачивается на поверхность.

§ 3. ВОДООТЛИВ С ПОМОЩЬЮ НАСОСОВ

Насосы устанавливают вблизи водосборника в камерах, называемых *насосными станциями*.

Водоотлив осуществляют в основном центробежными насосами с непосредственным приводом от электромоторов. При проходке вертикальных выработок водоотлив осуществляют с помощью подвесных насосов, которые на время производства взрывных работ поднимают над забоем; по мере углубления забоя выработки насосы опускают, располагают от забоя на высоте не более 5–6 м.

Производительность каждого насоса должна быть такой, чтобы суточный приток воды откачивался не более чем за 20 ч.

Водосборник служит для сбора и отстаивания рудничных вод. Его размеры должны соответствовать 8–12-часовому нормальному притоку воды.

Работу насосов главного водоотлива регламентируют суточным графиком и предусматривают в часы минимальной нагрузки шахтной электростанции.

При горно-разведочных работах мероприятия по водоотливу осуществляют в основном в процессе проходки подземных горных выработок. Водоотлив из канав и траншей с притоком воды более $0,3 \text{ м}^3/\text{с}$ производится ручными насосами любого типа, из шурфов — бадьями, поршневыми и винтовыми насосами.

Откачка воды в бадью забойными насосами показана на рис. 24.1. При проходке горно-разведочных выработок применяют переносные насосы, отличающиеся небольшими размерами и массой, что позволяет переносить их в места наибольшего скопления воды и применять в выработках малого сечения.

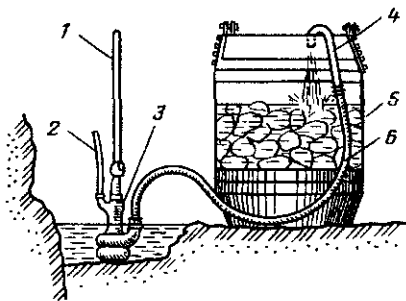


Рис. 24.1. Водоотлив бадьями с помощью забойного насоса.

1 — шланг для подачи сжатого воздуха, 2 — шланг для отвода отработанного воздуха, 3 — насос НПП-1, 4 — металлический патрубок, 5 — бадья, 6 — резиновый шланг

Если приток воды составляет более 8–10 м³/ч, то применяют центробежные насосы с ротационным двигателем НПП-1м, турбонасосы центробежные с турбинным двигателем (БНП-15×4) и «Байкал-2М», шламовые насосы НШЛ-1, ПНВ-3, НЛП-10, Н-1м и «Малютка», поршневые насосы НПЗ-2, диафрагмовые «Байкал» и центробежные насосы типа ЦНС, винтовые ВН-18-2 и др.

При притоках воды до 30 м³/ч применяют горизонтальные и подвесные вертикальные насосы. Горизонтальные насосы устанавливают на полках, подвесные (ППН-50-12м, ВП-3 и др.) подвешивают на канатах и при откачке воды располагают от забоя на расстоянии 4–5 м.

При выборе насоса для откачки воды на поверхность его подача должна превышать приток воды в шахту в 1,5–2 раза, а напор должен быть больше высоты нагнетания на 10–20 %.

§ 4. МОНТАЖ ОБОРУДОВАНИЯ ВОДООТЛИВА ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

При проходке вертикальных стволов в основном применяют подвесные центробежные насосы с электроприводом, которые подвешивают в специально предназначенном для этого отделении ствола шахты; для прохода насоса в проходческой раме и подвесном полке предусматривают отверстия. Горизонтальные насосы по сравнению с вертикальными занимают больше места в стволе. Широко применяют винтовые насосы, имеющие относительно малые размеры и служащие для перекачивания загрязненной воды.

В качестве всасывающих трубопроводов используют резиновые трубы с металлическим каркасом. На нижнем конце трубы имеется всасывающая коробка с клапаном и сеткой, предохраняющей от попадания в трубу кусков породы, а на верхнем — фланец для присоединения к насосу.

Нагнетательный трубопровод собирают из стальных труб, соединяемых друг с другом. В стволе шахты водоотливные трубы крепят хомутами к канату, а также кронштейнами и хомутами, устанавливаемыми на временных или постоянных расстрелах. В проходческой практике предпочтение отдают монтажу напорного трубопровода вместе с армированием ствола, используя для опор под трубы хомуты, кронштейны и специальные брусбалки, устанавливаемые через 30–40 м. Нарращивают трубы снизу. Подвеску, спуск и подъем насосов осуществляют специальными лебедками.

Горизонтальные насосы при водоотливе устанавливают на подвесных площадках или стационарных полках, которые снаб-

жаются отбойными щитками для предохранения полков от повреждения при производстве взрывных работ.

Из наклонных выработок, проходимых снизу вверх (восстающих), воду удаляют самотеком. При проведении горизонтальных выработок специально создают уклон в сторону отвода воды.

Глава 25

СТАЦИОНАРНЫЙ ВОДООТЛИВ

§ 1. УСТРОЙСТВО И ОБОРУДОВАНИЕ НАСОСНЫХ СТАНЦИЙ

Водоотливное хозяйство шахты состоит из главной насосной установки, трубопроводов, вспомогательных насосов, водоотливных и дренажных канавок, водосборников и других сооружений. Главная насосная установка располагается около ствола шахты в специальной насосной камере, пол которой по избежание затопления устраивают на 0,5 м выше отметки околоствольного двора. В камере устанавливают три поочередно работающих насоса, из которых один в работе, второй подменный и третий в ремонте.

Водоотливные установки для откачки подземных вод подразделяют на центральные, главные, участковые, вспомогательные, перскачные, проходческие и скважинные. Центральные, главные, вспомогательные и участковые водоотливные установки, размещенные в специальных камерах, называют *стационарными*.

Водоотливные установки (рис. 25.1) оборудуют в основном центробежными насосами. Установка состоит из насоса 4 с двигателем, всасывающего трубопровода 3 с приемной сеткой 7 и клапаном 5, нагнетательного трубопровода 1 с задвижкой 2 и обратным клапаном 6.

Технологическую схему водоотлива определяют в зависимости от глубины и числа разрабатываемых горизонтов, способа и порядка отработки месторождений.

При разработке одного горизонта применяют схему бесступенчатого водоотлива, когда воду собирают в водосборник главного водоотлива и насосы откачивают

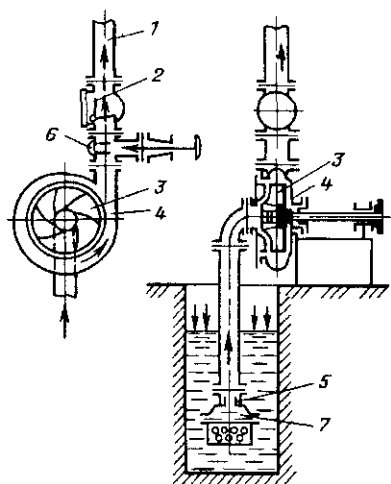


Рис 25.1 Водоотливная установка

ее на поверхность. Если напора одного насоса недостаточно, то применяют несколько последовательно работающих насосов.

При разработке двух и более горизонтов с самостоятельными притоками возможны бесступенчатый водоотлив отдельно с каждого горизонта или перекачка воды на один горизонт.

Технологическая схема водоотлива выбирается в результате сопоставления вариантов на основе технико-экономических данных с учетом горно-геологических условий залегания месторождения, отработки горизонтов и других факторов.

Оборудование стационарного водоотлива. Насосы и оборудование водоотливных установок размещают в специальных горных выработках — насосных камерах, которые наклонными ходками соединяются с околоствольным двором и трубокабельными ходками со стволом.

На рис. 25.2 показано устройство насосной станции с насосным оборудованием в специальных выработках. Площадь насосной камеры определяется числом и размерами применяемых насосных агрегатов.

Насосные камеры устраивают таким образом, чтобы обеспечивались безопасная эксплуатация оборудования, а также свободный доступ при обслуживании насосных агрегатов. Ее оборудуют групповыми или индивидуальными колодцами, соединенными с водосборником через приемный коллектор или непосредственно.

Главные водоотливные установки оборудуют двумя нагнетательными трубопроводами — рабочим и резервным. В качестве трубопроводов применяют стальные трубы, а для неглубоких шахт и карьеров — чугунные.

Водоподъем осуществляют главным образом центробежными насосами. Водосборники устанавливают вблизи насосных камер. Для обеспечения возможности очистки их делят перемышкой по длине на две части: при работе одной части вода в другой очищается.

§ 2. АВТОМАТИЗАЦИЯ УПРАВЛЕНИЯ ВОДООТЛИВОМ

Надежность и экономичность схем организации водоотлива значительно возрастают при автоматизации шахтных водоотливных установок, позволяющей не только сократить затраты на обслуживание установки, но и производить пуск и остановку насосов в зависимости от уровня воды в водосборнике, соблюдать очередность работы насосов, останавливать при неисправности действующий насос и включать в работу запасной, осуществлять дистанционный контроль уровня воды в водосборнике. Работу водоотливных установок при дистанционном управлении наблюдают и контролируют электрослесари.

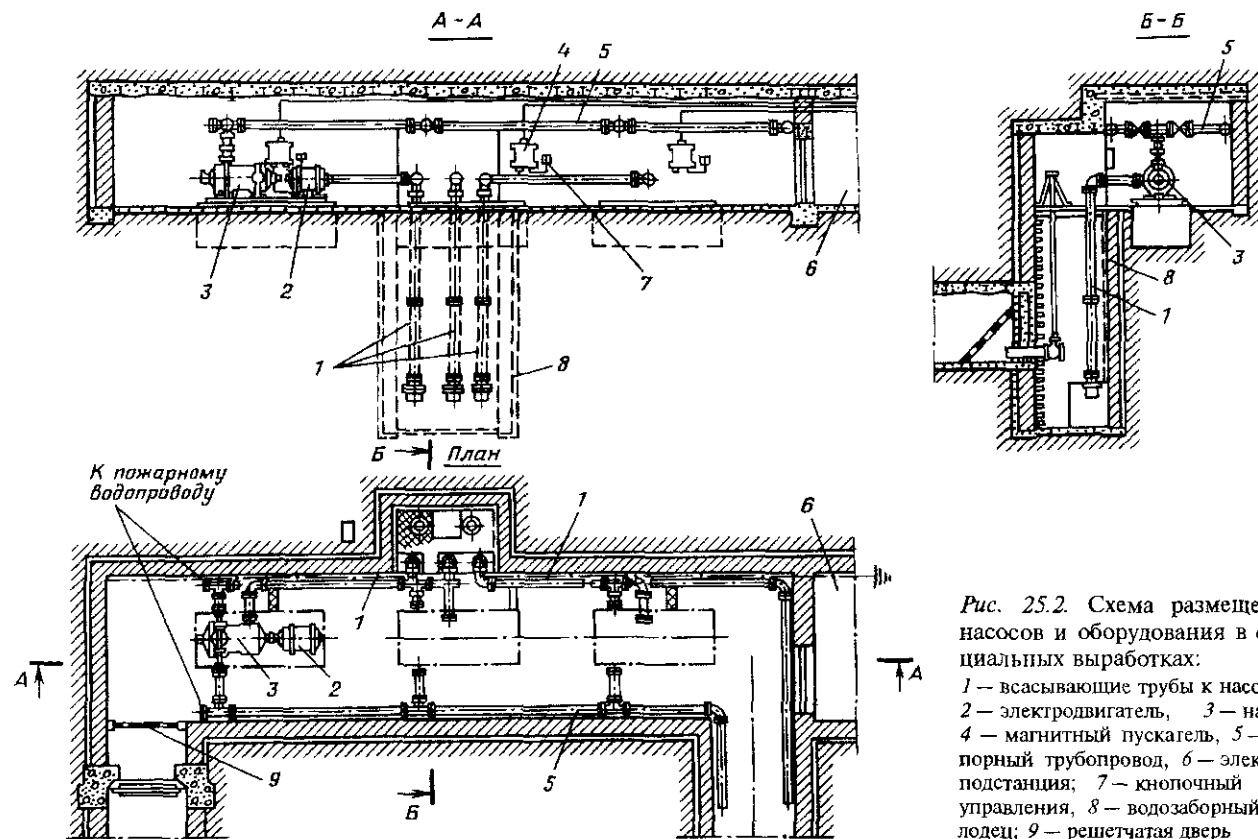


Рис. 25.2. Схема размещения насосов и оборудования в специальных выработках:

1 — всасывающие трубы к насосам, 2 — электродвигатель, 3 — насос, 4 — магнитный пускатель, 5 — напорный трубопровод, 6 — электроподстанция, 7 — кнопочный пост управления, 8 — водозаборный колодец, 9 — решетчатая дверь

Автоматический пуск в работу и остановку насосов осуществляют с помощью датчиков уровня воды.

Автоматизация и дистанционное управление повышают надежность работы водоотливных установок, уменьшают численность обслуживающего персонала, снижают общие затраты и повышают производительность труда на шахте.

Автоматическое управление насосными агрегатами осуществляется по уровню воды в водосборнике. В зависимости от заданной программы насосные агрегаты включаются при верхнем, повышенном и аварийном уровнях. При отключении неисправного насосного агрегата, работающего в автоматическом режиме, включается резервный. Насосы могут работать с управляемыми задвижками и без них.

Схемой предусмотрена защита от пуска незапитого насоса, от работы при потере подачи, от перегрева подшипников и перегрузки задвижки.

Стоимость шахтного водоотлива зависит от количества и свойств откачиваемой воды, высоты ее нагнетания, числа водоотливных установок, рациональности их действия и обслуживания. Стоимость водоотлива подсчитывается на 1 т добываемого полезного ископаемого, а также определяется затратами на откачку 1 м³ воды.

§ 3. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВОДООТЛИВЕ

Для своевременной эвакуации людей в случае затопления насосная камера должна соединяться со стволом шахты ходком, который выводится в ствол на высоте не ниже 7 м от уровня пола насосной камеры, и с околоствольным двором ходком, который должен герметически закрываться.

Все водосборники необходимо постоянно очищать. Загрязнение их более чем на 30 % объема не допускается.

В шахтах с притоком воды более 50 м³/ч главные водоотливные установки должны быть оборудованы не менее чем тремя насосными агрегатами. Число резервных и ремонтных агрегатов принимается в соответствии с приведенными ниже данными.

Общее число агрегатов	4	5	7	8	9	11
В том числе:						
в работе	2	3	4	5	6	7
в резерве	1	1	2	2	2	3
в ремонте	1	1	1	1	1	1

Рабочие трубопроводы должны быть рассчитаны на полную производительность насосной установки и обладать достаточной прочностью деталей и высоким качеством изготовления для

обеспечения надежной работы водоотливных установок и безопасного их обслуживания.

Согласно правилам технической эксплуатации, напорные трубопроводы перед сдачей в эксплуатацию подвергают гидравлическому испытанию на давление, составляющее 1,25 рабочего давления.

При работе водоотливных установок в переходных режимах, например, при пуске насоса или его внезапной остановке, может произойти гидравлический удар. Поэтому водоотливные установки, откачивающие воду на высоту более 400 м, следует снабжать предохранительными средствами для уменьшения силы гидравлического удара.

Главную водоотливную установку должен осматривать главный механик шахты (не реже одного раза в неделю) и отметить в журнале осмотра. Остальные водоотливные установки следует осматривать не реже одного раза в сутки лицами, специально назначенными главным механиком шахты. Не реже одного раза в 6 мес необходимо производить замер притока воды в шахту и полный ее химический анализ.

Глава 26

СВЕТОТЕХНИЧЕСКИЕ ЕДИНИЦЫ

§ 1. ЕДИНИЦЫ СИЛЫ СВЕТА

Правильно организованная система освещения играет важную роль в снижении травматизма и повышении работоспособности. Степень усталости глаз зависит от напряженности процессов, сопровождающих зрительное восприятие предметов. К таким процессам относят аккомодацию, конвергенцию и адаптацию.

Аккомодация — способность глаза приспосабливаться к ясному видению предметов, находящихся от него на различном расстоянии, посредством изменения кривизны хрусталика. Наименьшее расстояние, на котором можно видеть предмет без малейшего напряжения аккомодации, равно $7500d$ (d — диаметр зрачка) и колеблется от 11,25 до 56 см. Чрезмерная усталость мышц, управляющих зрачком, приводит к близорукости и дальновзоркости.

Конвергенция — способность глаза при рассматривании предметов, находящихся на близком расстоянии, принимать положение, при котором зрительные лучи пересекаются на фиксируемом предмете. Ближайшая точка конвергенции при нормальном зрении лежит на расстоянии 100–110 мм, а наименьшее рассто-

яние, на котором можно четко видеть предмет без напряжения конвергенции, равно 472 – 480 мм.

Адаптация — изменение чувствительности глаза в зависимости от воздействия на него раздражителей. Адаптация глаза может резко меняться при изменении уровня освещенности. Процесс адаптации обусловлен изменением диаметра зрачка, поэтому частая переадаптация приводит к переутомлению органов зрения.

От уровня освещенности зависят также острота зрения и устойчивость видения.

Условия освещения характеризуются качественными и количественными показателями, к которым относят световой поток, освещенность, силу света, яркость, спектральный состав, постоянство освещенности и яркости.

Световой поток F — это мощность лучистой энергии, оцениваемая по световому ощущению глаза человека. Единица светового потока люмен. Световой поток в 1 лм излучается точечным источником с силой света в 1 кд внутри телесного угла в 1 ср (стерадиан).

Силой света I называют пространственную плотность светового потока, т.е. световой поток, отнесенный к единице телесного угла. В единицах СИ силу света измеряют в канделах (1 кд равна силе света, испускаемого с поверхности площадью $1/600\,000\text{ м}^2$ полого излучателя в перпендикулярном направлении при температуре излучателя, равной температуре затвердения платины при давлении 101 325 Па).

Освещенность E — отношение светового потока к освещаемой им поверхности, т.е. $E = F/S$. Измеряется в люксах (лк), определяемых как поверхностная плотность светового потока в 1 лм, равномерно распределенного на площади в 1 м^2 .

Степень видимости освещенного предмета зависит от величины силы света, отражаемой предметом в направлении глаза. При рассмотрении плоской поверхности в перпендикулярном направлении ее видимость характеризуется отношением силы света, излучаемой в рассматриваемом направлении, к проекции светящейся поверхности на плоскость, перпендикулярную к данному направлению, и называется яркостью. $B_n = I/S$.

Яркость — это сила света с единицы площади светящейся поверхности. За единицу яркости в СИ принимают яркость такой плоской равномерно светящейся поверхности, с каждого квадратного метра которой в перпендикулярном к ней направлении излучается сила света в 1 кд ($\text{кд}/\text{м}^2$).

Степень видения предметов зависит от спектрального состава освещения. Для уменьшения яркости применяют различного рода светильники, непрозрачные колпаки-отражатели, закрывающие источник света от глаза, матовые стекла и т.д.

§ 2. ЗНАЧЕНИЕ ОСВЕЩЕННОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Одним из факторов высокопроизводительного и безопасного труда на горно-разведочных предприятиях в условиях постоянного отсутствия естественного света является организация хорошего искусственного освещения подземных выработок. Нормальное освещение позволяет осуществлять надежный контроль за безопасным состоянием горных выработок. Кроме того, хорошее освещение снижает утомляемость рабочих, предохраняет их от профессионального заболевания (нистагма), связанного с ухудшением зрения. Оно является одним из условий повышения производительности труда, снижения травматизма, улучшения качества продукции.

Широкая механизация и автоматизация производственных процессов добычи полезных ископаемых с применением современного горного оборудования и передовых методов труда немыслима без организации рационального освещения в подземных горных выработках и карьерах. Рациональным или хорошим считается такое освещение, которое не является слабым, расплывчатым или, наоборот, сильным, ослепляющим. Ослепляющий свет вызывает резкие тени, которые иногда трудно отличить от твердого тела. Неровная освещенность, дающая яркое освещение или затемнение (провалы), может быть причиной травматизма.

В нашей стране улучшению освещенности подземных горных выработок и доведению ее до естественной, дневной освещенности с учетом специфики работы в шахте придется большое значение. Сотрудниками научно-исследовательских институтов на базе исследований, проведенных в лабораториях и производственных условиях, разработаны новые, более эффективные методы освещения и новые конструкции светильников, способствующие улучшению и облегчению труда горняков, повышению их производительности.

Поскольку для выполнения различных работ необходимы разные оптимальные условия освещения рабочего места, правилами технической эксплуатации устанавливаются определенные нормы освещенности отдельных рабочих мест, выработок, камер и т.д.

§ 3. НОРМЫ ОСВЕЩЕННОСТИ

На поверхности шахты или карьера должны освещаться все места работы, приемные площадки у ствола, лестницы, проходы для людей и помещения с электромеханическими установками, склады, отвальные пути и т.д. Освещенность указанных мест должна соответствовать требованиям СНиПов.

Таблица 26

Место работы	Плоскость, в которой нормируется освещенность	Минимальная освещенность, лк
Забои подготовительных выработок и скреперная дорожка очистных выработок	Горизонтальная по почве Вертикальная на забое	15 10
Основные откаточные выработки	Горизонтальная на почве	5
Другие основные выработки (вентиляционные, штреки, людские ходки и т.д.)	То же	2
Восстающие выработки с лестницами для передвижения людей	Горизонтальная на почве (ступеньки-лестницы)	3
Подземные электроподстанции, трансформаторные и машинные камеры	Горизонтальная на почве Вертикальная на щитах контрольно-измерительных приборов	75 150 (при комбинированном освещении)
Склады ВМ	Горизонтальная на почве	30
Подземные медицинские пункты	Горизонтальная на высоте 0,8 м от почвы	100
Приемные площадки стволов	Горизонтальная на почве Вертикальная на сигнальных табло	15 20
Опрокиды околоствольных дворов	Горизонтальная на уровне 0,8 м от почвы	15

Нормы освещенности, рекомендуемые Правилами технической эксплуатации (ПТЭ), следующие, лк: территория в карьере 0,2; место работы машин 5; место ручных работ 5; район работы бульдозера 10; место буровых работ 10; кабины машин и механизмов 30; лестницы и спуски 3; автодороги 0,5—3; железнодорожные пути 0,5.

При выборе мощности ламп следует учитывать коэффициент запаса (для светильников 1,3 и для прожекторов 1,5) на старение ламп и загрязнение. Для выработок, подлежащих освещению лампами, питаемыми от электрической сети, устанавливают минимальные нормы освещения, приведенные в табл. 26.1.

§ 4. ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К ИСТОЧНИКАМ СВЕТА

Недостатки в освещенности открытых и подземных разработок следует рассматривать как косвенные причины некоторых случаев травматизма и аварий. Наиболее благоприятно действует на глаза и создает наилучшее освещение равномерный свет достаточной силы и умеренной яркости.

Отрицательное влияние оказывает не только недостаточная, но и большая яркость, вызывающая ослепление, что сопровождается раздражением глаз и головной болью. Работа в условиях

плохой освещенности и переменной яркости, а также наличие блеска вызывает переутомление зрения и приводит к снижению производительности труда

Искусственное освещение может быть общее, когда обеспечивается надежное освещение по всей площади, и местное, когда освещаются отдельные рабочие места. Наиболее часто в последнее время используют комбинированное освещение.

Система общего освещения подразделяется на равномерное и локализованное (с выделением более освещенных участков).

Различают также рабочее и аварийное освещение. Последнее предусмотрено на случай отключения основного освещения и предназначено для освещения лестниц при эвакуации рабочих в аварийных ситуациях.

Осветительные приборы могут быть двух видов. светильники для ближнего действия (20–30 м) и прожекторы для дальнего действия (до 200 м).

В качестве источников света в основном использовали лампы накаливания. В последнее время в прожекторах применяют ртутные лампы высокого давления типа ДРЛ, у которых световая отдача в 4 раза больше, чем у ламп накаливания

Основными характеристиками светильников являются сила света, коэффициент полезного действия и защитный угол. КПД светильника определяется его экономичностью и представляет отношение светового потока светильника к световому потоку лампы. Защитный угол указывает, в какой степени яркие части лампы прикрыты от глаз работающего.

Для освещения карьеров и геологоразведочных предприятий применяют светильники наружного освещения, а также прожекторы заливающего света ПЗС-45, ПЗС-35, ПЗС-25.

Светильники предназначены для освещения подъездных путей, стрелок, разъездов, лестничных спусков, для охранного освещения на бортах карьеров, на отдельных рабочих местах в забоях, отвалах, механизмах; прожекторы — для освещения средних пространств. Прожектор ПЗС-45, имеющий лампу накаливания в 1000 Вт, применяют в основном для стационарных установок, ПЗС-35 (500–300 Вт) и ПЗС-25 (150 Вт) — для передвижных. Оптическая система прожектора позволяет концентрировать световой поток в желаемом направлении в пределах небольшого телесного угла, чем достигается большая сила света в направлении оптической оси. Основной характеристикой прожектора является минимальная сила света.

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ РУДНИЧНЫХ СВЕТИЛЬНИКОВ И ЛАМП

Светильники, питаемые от электрической сети, должны освещать следующие подземные выработки. околоствольные выработки, проходческие забои, электромашинные камеры, подземные мастерские, электровозное депо, медпункты, склады взрывчатых материалов, главные и вспомогательные выработки, предназначенные для транспортирования полезных ископаемых и передвижения людей, разгрузочные и погрузочные площадки.

Проходческие забои следует освещать переносными светильниками напряжением 36 В, кроме того, для осмотра кровли и освещения камеры высотой более 4 м применяют прожекторное освещение напряжением не более 127 В.

В шахтах следует применять светильники в рудничном исполнении. Допускают применение для освещения ламп напряжением не более 24 В без арматуры.

В зависимости от категории шахт по газу или пыли стационарные светильники могут быть в нормальном рудничном исполнении (РН) для неопасных шахт, повышенной надежности (РП) — для опасных и во взрывобезопасном исполнении (РВ) — для сверхкатегорийных.

Светильники в исполнении РН применяются с лампами накаливания (РН-60, РН-100, РН-200) и с люминесцентными лампами (РНЛ-20, РНЛ-80). Светильники в исполнении РП выпускают с лампами накаливания РП-100М, РП-200, ПМН-500 и с четырехэлектродными ртутными лампами РП-ДРЛ-80 и РП-ДРЛ-125. Светильники в исполнении РВ применяют для освещения горизонтальных и наклонных выработок с люминесцентными лампами РВЛ-20М, РВЛ-40М, РВЛ-80М, для освещения очистных забоев при работе комплексов («Луч-2», СВВ-2/8У, СЭВ-60, СЭВ-5).

§ 2. ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ОСВЕЩЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

При электрическом освещении применяют следующее электрооборудование: трансформаторы, пусковую и защитную аппаратуру, кабели и светильники.

Для стационарных осветительных установок используют трансформаторы ТСШ-2, 5С, ТСШ-4, для участковых передвижных установок — пусковые агрегаты АП-3, 5М и АП-4. При высоком напряжении применяют пускатели ПВИ и ПМВИ на

соответствующий ток. Для контроля за утечками тока в сети низкого напряжения имеется реле утечки УРКИ.

Для электроснабжения в стационарных сетях (независимо от категории шахт по газу) используют бронированные и гибкие экранированные кабели, а в очистных и подготовительных выработках — гибкие экранированные кабели. Бронированные и гибкие кабели соединяют муфтами ТМ-10М, гибкие кабели — муфтами ТМ-6. В местах частых разъемов кабеля осветительной сети очистных выработок монтируют взрывобезопасную соединительную муфту СМ-6, состоящую из вилки и розетки.

Выделяющийся при зарядке аккумуляторов водород может образовывать с воздухом взрывчатую смесь. В связи с этим в ламповом помещении запрещается курить и вести любые работы, связанные с применением открытого огня.

Переносные светильники. Согласно правилам безопасности, все работники при спуске в шахту, перемещении по выработкам и производстве работ должны иметь при себе индивидуальные лампы, обеспечивающие надежное и безопасное освещение. В настоящее время на шахтах в качестве основного типа переносного светильника применяют головные и ручные аккумуляторные светильники, число которых на шахте должно на 10 % превышать списочный состав подземных рабочих.

Широко применяют аккумуляторные светильники СГГ-3, «Кузбасс», СГУ-4, «Украина». В фаре, изготовленной из прочного материала, размещается двухсветовая лампа накаливания с двумя нитями на 1 и 0,5 А.

В качестве переносных светильников в подземных горных выработках используют пламенные лампы: бензиновые и ацетиленовые. Бензиновые лампы изготовляют двух типов: ЛБШ (лампа бензиновая шахтная) и ЛБК (лампа бензиновая с комбинированным магнитно-пломбовым затвором). Ацетиленовые лампы (карбитные) применяют в выработках, не опасных по взрыву метана или пыли.

§ 3. РАСЧЕТ ОСВЕЩЕНИЯ

Светотехнические расчеты могут быть выполнены точечным методом, методами светового потока, кривых равной освещенности и укрупненных показателей.

При расчетах точечным методом величиной отраженного светового потока пренебрегают.

Целью расчета любого метода является определение числа светильников и их мощностей для обеспечения минимальной освещенности E_{min} . При этом определяют минимальную освещенность в наиболее удаленной от светильника точке по формулам:

$$E_{\Gamma} = C \frac{Ia' \cos^3 \alpha}{h^2 K_3},$$

$$E_{\text{в}} = \frac{Ia' \sin \alpha \cos^2 \alpha}{h^2 K_3} = E_{\Gamma} \operatorname{tg} \alpha, \quad (27.1)$$

где E_{Γ} — горизонтальная освещенность, лк; $E_{\text{в}}$ — вертикальная освещенность, лк; C — коэффициент, учитывающий световой поток лампы светильника, равный $E_{\text{л}}/1000$; Ia' — условная сила света луча светильника, направленного под углом α , при световом потоке светильника 1000 лм, кд; h — высота, м; K_3 — коэффициент запаса.

Расчет ведут по методу последовательного приближения. Для определенного вида светильника можно по таблицам или кривым распределения светового потока найти значение условной силы света Ia' и определить значение коэффициента C . Задав-шись высотой подвески светильника h и расстоянием между ними, можно определить угол наклона луча α .

По всем этим данным легко подсчитать значение горизонтальной или вертикальной освещенности, которое сопоставляется с установленной нормой освещенности. В случае, когда полученное значение не удовлетворяет требованиям безопасности, выбирают более сильные светильники или уменьшают расстояние между ними и высоту подвески.

Расчет освещения можно произвести по упрощенным формулам. Высота подвески

$$H = 0,11 \sqrt{\frac{E_{\text{л}}}{E_{\text{мин}}}}, \quad (27.2)$$

где $E_{\text{л}}$ — световой поток выбранной лампы, лм; $E_{\text{мин}}$ — заданная минимальная освещенность, лк. Расстояние между светильниками l обычно принимают равным SH , а число светильников $n = L/l$ (где L — длина участка).

Расчет освещения прожекторами с достаточной для практики точностью может быть выполнен по методу светового потока:

$$\sum F_{\text{п}} = \sum E_{\text{ср}} SK_3 m, \quad (27.3)$$

где S — освещаемая площадь, м²; K_3 — коэффициент запаса на загрязнение; m — коэффициент, учитывающий потери света по сторонам, равный $1,15 \div 1,5$. Число прожекторов

$$Z = \frac{\sum F_{\text{п}}}{F_{\text{л}} \eta_{\text{п}}}, \quad (27.4)$$

где $F_{\text{л}}$ — световой поток одной лампы, лм; $\eta_{\text{п}}$ — КПД прожектора, равный 0,38. Высота установки от земли из условия недопущения ослепленности

$$h \geq \sqrt{\frac{I_{\max}}{300}}, \quad (27.5)$$

$I_{\max}$ — максимальная осевая сила света прожектора, кд.

При решении проблемы размещения прожекторов на освещаемой территории для длительной работы установок часто пользуются методом кривых равной освещенности. Для этого на кальке строят изолинии освещенности для отдельных прожекторов и затем на общем плане карьера в том же масштабе размещают прожекторы с таким расчетом, чтобы обеспечить заданную форму освещенности.

Светильник наружного освещения и прожекторы ПЗ устанавливают на стационарных или передвижных опорах не ниже 3 м.

Независимо от состояния освещенности горных выработок все горные и транспортные машины должны иметь индивидуальное освещение.

Вместо прожекторов на экскаваторах более эффективно использовать зеркальные лампы ЗН-6, которые устанавливают на кузове, они обеспечивают более равномерное освещение.

Места работы буровых станков освещают светильниками с наружными подвесами.

Для защиты осветительных приборов и сети от действия взрыва их либо убирают, либо прикрывают щитами с металлическими сетками.

§ 4. ОРГАНИЗАЦИЯ ЛАМПОВОГО ХОЗЯЙСТВА

Прием, выдача, ремонт и хранение ламп должны осуществляться в ламповой, а подготовка ламп к работе — в специально выделенных для этого помещениях. Размеры ламповых рассчитывают исходя из числа работающих на шахте с 25 %-ным резервом. Персонал ламповой чаще всего состоит из старшего ламповщика, 8–10 ламповщиков (по два-три человека в смену) и одного слесарей.

Система выдачи ламп должна быть индивидуальная, т.е. каждую лампу, снабженную специальным жетоном, следует закреплять за определенным рабочим. При получении лампы рабочий сдает жетон, который ему возвращают лишь при сдаче лампы в ламповую. Если через час после окончания смены лампы возвращены не всеми рабочими, то заведующий ламповой делает соответствующую запись в специальную книгу и сообщает об этом администрации шахты.

На современных горных предприятиях для уменьшения трудоемкости работ ламповые переводятся на самообслуживание.

Войдя в ламповую через входной турникет, рабочие очередной смены подходит к стеллажу, берет из шкафа закрепленный за ним светильник, замагничивает и пломбирует его, затем через выходной турникет направляется к клету для спуска в шахту. После выезда из шахты указанные операции повторяются в обратной последовательности. При переходе ламповых на самообслуживание упрощается процесс получения и сдачи светильников, облегчается учет, уменьшается численность обслуживающего персонала, снижаются затраты на обслуживание и повышается производительность труда.

Ламповые оборудуют специальными приборами и приспособлениями для заправки, чистки, ремонта и проверки ламп. Если на шахте применяют аккумуляторные лампы, то в состав лампового хозяйства входит зарядное помещение с соответствующим оборудованием (зарядные двигатель-генераторы, ртутные и селеновые выпрямители, зарядные столы и пр.).

Помещение ламповых строят из огнестойкого материала и располагают от шахтного здания на расстоянии не менее чем 20 м. Помещение ламповой должно быть оборудовано вытяжной вентиляцией, отоплением и хорошо освещено.

§ 5. БЕЗОПАСНОСТЬ РАБОТ ПРИ УСТРОЙСТВЕ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ЭЛЕКТРООСВЕТИТЕЛЬНЫХ УСТАНОВОК

При устройстве и эксплуатации электроосветительных установок необходимо соблюдать требования правил безопасности.

Включение электроустановок разрешается при исправном заземлении и реле утечки. Осветительная сеть должна иметь местное заземление через каждые 100 м.

Ремонт и замену источников света в установках следует производить при выключенном напряжении с соблюдением правил безопасности.

При эксплуатации светильники должны содержаться в чистом и исправном состоянии. При работе в шахте необходимо избегать попадания воды на светильник, внутрь фары и на поверхность рефлектора, не допускать ударов по батарее, фаре и защитному стеклу, следить за исправностью шнура светильника. В случае обнаружения неисправностей в светильнике его не ставят на зарядку и передают в ламповую для проверки и ремонта.

Индивидуальные аккумуляторные светильники не реже одного раза в месяц должны осматриваться для проверки их исправности, фары светильников необходимо регулярно очищать от грязи и пыли.

Во время работы в ламповой следует соблюдать правила техники безопасности, чтобы избежать травматизма вследствие ожога щелочью при изготовлении электролита, поражения электотоком при работе с электрооборудованием, особенно при включении и выключении зарядно-выпрямительных агрегатов, воспламенения горючих смесей, отравления парами электролита.

При открытых разработках и на геологоразведочных предприятиях, учитывая большое значение освещенности, необходимо систематически осуществлять контроль посредством расчетов по формулам или замеров люксометрами. При расчете освещения нужно учитывать ослепляющее действие света, не допускается применение лампы накаливания без арматуры.

Раздел VII

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Глава 28

СПОСОБЫ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТОК

§ 1. ПОНЯТИЕ О ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМАХ

Проведение выработки — комплекс работ по разрушению и извлечению горных пород в пределах контура площади поперечного сечения выработки, установленного соответствующим постановом.

В зависимости от устойчивости горных пород и их обводненности различают обычные и специальные способы проведения горных выработок.

Обычные способы применяют в устойчивых породах, допускающих обнажение забоя и боков выработки, а также при небольших притоках воды, специальные — в неустойчивых, рыхлых или сыпучих породах, не допускающих обнажения пород без предварительного применения специальных средств по их упрочнению, или в устойчивых породах, пересечение которых сопровождается большими притоками воды.

В зависимости от крепости пород выбирают способ их отбойки. Для разрушения пород средней крепости и крепких применяют в основном буровзрывной способ, а для некрепких, кроме того, можно использовать комбайны или гидромеханизмы.

Способ проведения горной выработки характеризуется технологической схемой ее проведения. Совершенствование технологии проведения горно-разведочных выработок направлено на повышение производительности труда и улучшение технико-экономических показателей горных работ. В связи с этим выбор рациональных технологических схем проведения горно-разведочных выработок и основных параметров организации работ имеет большое значение.

Комплекс работ по проведению выработки включает в себя основные и вспомогательные производственные процессы. К основным относят разрушение горной породы и ее извлечение,

крепление выработки, к вспомогательным — вентиляцию, водоотлив, доставку оборудования и материалов, сооружение транспортных и других коммуникаций.

Различают две основные технологические схемы организации работ по проведению выработок: поточную и цикличную. При поточной схеме происходит непрерывное извлечение горной массы из забоя вследствие совмещения всех производственных процессов — комбайновый способ проходки. При цикличной схеме процесс разрушения породы осуществляют с перерывами, вызванными необходимостью выполнения других работ в определенной последовательности.

В технологических схемах наряду с классификацией их по способам проходки и организации работ конкретно указывают совмещение или последовательность выполнения процессов проходки и характер их механизации.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ

Технологическая схема проведения горной выработки — описание и графическое изображение параметров горной выработки и ее крепи, расстановка проходческого оборудования, последовательность и время выполнения проходческих операций, расчетные технико-экономические показатели.

При выборе технологических схем для проведения горно-разведочных выработок учитывают физико-механические свойства горных пород, горно-геологические и производственно-технические условия. Если горно-геологические условия влияют на выбор способа проведения выработки, то производственно-технологические — на выбор оборудования и основные показатели работ.

В горной промышленности, где применяют разнообразные горнопроходческие машины и механизмы, при выборе машин и проходческих комплексов учитывают крепость пород, сечение выработок, требования техники безопасности, экономичность и др.

Применение технологических схем с использованием проходческих комбайнов обусловлено большим числом факторов: физико-механическими свойствами горных пород, поперечным сечением выработки, численностью проходческой бригады, типом возводимой постоянной крепи, скоростью проведения, объемом работ, выполняемых за один год.

При геологоразведочных работах до настоящего времени основным способом проведения выработок является буровзрывной способ разрушения горных пород, характеризующийся разнообразием технологических схем и оборудования.

Важным критерием при выборе технологических схем производства работ и оборудования является улучшение условий и повышение безопасности труда проходчиков при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах на проведение горно-разведочных выработок и высокой производительности труда рабочих.

Внедрение оптимальных технологических схем способствует увеличению скорости проведения выработок в 1,5–1,7 раза и производительности труда проходчиков в 1,2–1,8 раза по сравнению со средним достигнутым уровнем.

Глава 29

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОРГАНИЗАЦИИ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

§ 1. СПЕЦИАЛИЗИРОВАННЫЕ И КОМПЛЕКСНЫЕ ПРОХОДЧЕСКИЕ БРИГАДЫ

Важным фактором повышения эффективности горно-разведочных работ и роста производительности является организация труда, которая должна соответствовать достигнутому уровню техники и технологии.

Организация труда предусматривает ускорение выполнения основных и вспомогательных работ, установление оптимальной численности рабочих звеньев и бригады в целом, совмещение отдельных работ во времени, устранение потерь рабочего времени, достижение наибольшей эффективности при минимальных затратах труда на единицу продукции.

Большую роль в повышении скорости проведения горных выработок имеют такие формы организации труда, как разделение и совмещение профессий, создание специализированных и комплексных бригад.

Специализированная проходческая бригада состоит из рабочих одной специальности и выполняет работы, соответствующие их профессии: например, бригада бурильщиков занята только на бурении шпуров, бригада крепильщиков — только на креплении горных выработок и т.д.

При организации труда с разделением по профессиям широко распространены такие методы организации горных работ, как многозабойная проходка, многоперфораторное бурение и др.

Комплексная горнопроходческая бригада объединяет группу рабочих, выполняющих весь комплекс производственных процессов, связанных с проведением горно-разведочных выработок:

бурение шпуров, погрузку и откатку породы, крепление, настилку рельсовых путей и другие работы, предусмотренные технологическим паспортом на проведение горной выработки.

В зависимости от производственных условий комплексная бригада может быть из одного, двух, трех и более звеньев. В звене каждый рабочий должен выполнять любую работу, входящую в задание бригады.

Совмещение профессий как одну из форм организации труда широко применяют при проходке горных выработок небольших поперечных сечений с ограниченным числом близко расположенных одновременно проходимых выработок.

§ 2. ПОДГОТОВКА РАБОЧЕГО МЕСТА И ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА

Рабочее место представляет собой часть производственной площади, оснащенной необходимыми средствами труда, вспомогательными устройствами и приспособлениями, которые предназначены для выполнения определенного задания рабочим или бригадой. При проведении горно-разведочных выработок это место непрерывно перемещается, что создает определенные трудности в организации труда проходчиков.

Подготовка рабочих мест зависит от их особенностей, различающихся следующими признаками: степенью механизации выполняемых на рабочих местах операций (автоматические, машинные, ручные), расстановкой рабочих, числом обслуживаемых механизмов и характером работы.

Организовать рабочее место — это прежде всего оснастить его всем необходимым, правильно оборудовать и распланировать. Организация трудового процесса на рабочем месте должна соответствовать его содержанию и обеспечивать высокое качество выполняемого задания, создавая благоприятные и здоровые условия труда при эффективном использовании машин и оборудования.

Организацию рабочих мест осуществляют в соответствии с картой организации труда и рабочего места, которую составляют для конкретных условий с учетом типовых проектов организации рабочих мест и организации труда массовых профессий рабочих горных предприятий, опыта передовых предприятий, нормативных материалов по труду, правил технической эксплуатации оборудования, техники безопасности и санитарных норм.

Начальник участка составляет карту организации труда и рабочего места, после чего она утверждается главным инженером предприятия и становится обязательной для руководства при выполнении работ.

Карта организации рабочего места состоит из шести разделов: 1) планировка рабочего места и организационная оснастка; 2) условия труда и требования техники безопасности; 3) содержание работы; 4) планирование режима труда и отдыха; 5) обслуживание рабочего места; 6) формы организации и системы оплаты труда.

При организации рабочего места применяют передовые формы и методы работы — организация специализированных партий производственного обеспечения.

§ 3. ОРГАНИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ПРОХОДКИ

Обеспечение высокой производительности труда во многом зависит от внедрения рациональных методов организации технологического процесса проходки.

Проведение горно-разведочных выработок — сложный технологический процесс, который состоит из суммы производственных процессов, увязанных между собой и выполняющихся в определенной последовательности. В этих условиях наилучшей формой организации является работа по графику цикличности.

Цикличную работу организуют по заранее разработанному и утвержденному графику, в котором установлены порядок выполнения производственных процессов и их продолжительность. В цикл работ по проведению горно-разведочных выработок входят *основные и вспомогательные* процессы. К основным проходческим процессам относят такие, в результате выполнения которых обеспечивается подвигание забоя выработки — отбойка и уборка породы, поддержание выработки от обрушения, к вспомогательным — такие, выполнение которых обеспечивает условия для осуществления основных процессов: проветривание забоя, настилка рельсовых путей, наращивание коммуникаций и др.

Объем работ на цикл по каждому из процессов зависит от горно-геологических условий, размеров поперечного сечения выработки, паспорта буровзрывных работ и крепления.

Изменение физико-механических свойств и горно-геологических условий, различные виды и назначение выработок, способы их проведения диктуют применение соответствующего оборудования и необходимой организации работ. В зависимости от горно-геологических условий и технической оснащенности проведение горно-разведочных выработок может быть организовано по одной из трех схем:

- 1) с последовательным выполнением производственных процессов цикла в забое без совмещения их во времени;
- 2) с параллельным выполнением отдельных основных и вспомогательных процессов во времени в одном забое;

3) с комбинированным выполнением всех производственных процессов цикла одновременно в нескольких забоях.

Технологический паспорт цикличного проведения выработки состоит из графика цикличной организации работ, графиков выходов рабочих, паспорта крепления, паспорта буровзрывных работ, схемы проветривания, перечня оборудования, таблицы технико-экономических показателей.

Порядок выполнения проходческих операций во времени принято изображать в виде графика цикличности.

Далее (см. главы 31–34) приведены графики цикличности при проведении горизонтальных, наклонных и вертикальных горных выработок.

§ 4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПО ОХРАНЕ ТРУДА

При проведении горно-разведочных работ существует много причин, влияющих на возникновение аварий, травматизма и профессиональных заболеваний. В связи с этим необходима разработка на каждом предприятии определенной системы работ, учитывающей все организационные, технические, медико-санитарные, социально-психологические и другие факторы, которые способствуют повышению уровня охраны труда.

Организация работ по охране труда должна увязывать все мероприятия, обеспечивающие улучшение условий труда, снижение травматизма и аварийности.

Администрация предприятия обязана принимать меры по предупреждению производственного травматизма и предотвращению профессиональных заболеваний рабочих и служащих. Полную ответственность за состояние техники безопасности несет руководитель предприятия.

Организацией всей работы по осуществлению повседневного контроля за мероприятиями по созданию безопасных условий труда занимается специальная служба по технике безопасности горно-разведочного предприятия.

В обязанности службы входят организация предварительного обучения рабочих и вводный инструктаж инженерно-технических работников, анализ причин травматизма, разработка мероприятий по улучшению условий труда, осуществление контроля за их выполнением, составление отчетов о травматизме и освоении средств, выделяемых на мероприятия по улучшению условий труда.

Главная задача организации работ по охране труда горно-разведочных предприятий состоит в том, чтобы довести до каждого бригадира и инженерно-технического работника систему меро-

приятий по охране труда и технике безопасности и научить их работать по этой системе.

На горно-разведочных предприятиях на основе программ социального развития, направленных на более полное удовлетворение материальных и духовных потребностей членов коллектива, улучшение условий труда и быта, совершенствование производства и повышение производительности труда, разрабатывают комплексные планы улучшения условий охраны труда и санитарно-оздоровительных мероприятий. Выполнение данных мероприятий позволяет привести состояние горных предприятий, горно-разведочных выработок, машин и механизмов, санитарно-гигиенические и бытовые условия в соответствие с требованиями норм, стандартов и правил по охране труда.

Глава 30

ТЕХНОЛОГИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ КАНАВ И ТРАНШЕЙ

§ 1. ПРОВЕДЕНИЕ КАНАВ И ТРАНШЕЙ ЗЕМЛЕРОЙНЫМИ МАШИНАМИ

Способы проходки канав и траншей можно разделить на следующие: ручной, землеройными машинами, с использованием энергии ВВ и гидравлический.

Ручной способ проведения канав используют редко, в основном при поисках и съемке, при глубине канав до 1 м и небольшом объеме работ.

Наиболее перспективным способом является машинный. При этом способе используются одно- или многоковшовые экскаваторы, канатные и колесные скреперы, прицепные плужные и фрезерные канавокопатели, бульдозеры.

Экскаваторы применяют при проведении выработок в породах I–V категорий, а с предварительным рыхлением — в породах более крепких и мерзлых. Целесообразность использования экскаваторов определяется наличием большого объема работ, сконцентрированных на сравнительно легкодоступных для транспорта участках.

Проведение канав и траншей одноковшовыми экскаваторами включает в себя следующие процессы: разметку выработки на местности, подготовку подъездного пути для экскаватора, выемку породы в пределах контура канавы с перемещением ее на борт выработки или в транспортные средства. Экскаваторы типа обратной лопаты применяют для проведения разведочных канав,

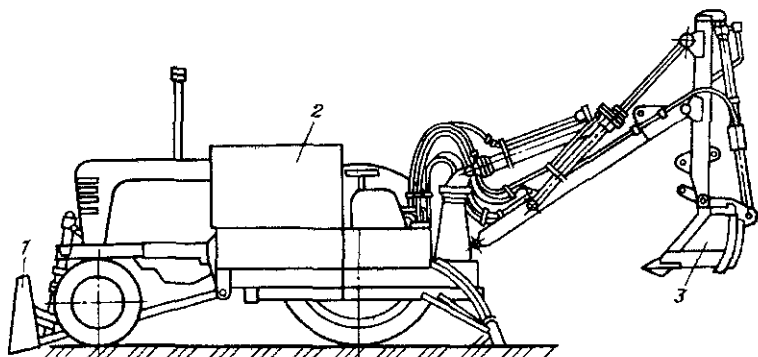


Рис 30.1 Универсальный одноковшовый экскаватор:
1 — лемех, 2 — трактор; 3 — ковш

а работающие по принципу прямой лопаты — для проведения траншей. В первом случае экскаватор работает с земной поверхности, во втором — в выработке.

Для проведения геологоразведочных канав и траншей наиболее удобны универсальные строительные экскаваторы с вместимостью ковша от 0,06 до 1,0 м³ с механическим или гидравлическим приводом.

Универсальные одноковшовые экскаваторы выпускают на гусеничном или пневмоколесном ходу, а также на базе автомобилей и тракторов (рис. 30.1). Последние удобны для проведения геологоразведочных работ, так как имеют сравнительно высокую скорость, хорошую проходимость, могут использоваться с различным навесным оборудованием (в качестве подъемного крана, бульдозера и т.п.).

Многоковшовые траншейные экскаваторы и канавокопатели используют в породах I—III категорий и являются самоходными землеройными машинами непрерывного действия. В зависимости от вида рабочего оборудования эти машины подразделяются на две группы: 1) цепные траншейные экскаваторы и канавокопатели, 2) роторные траншейные экскаваторы.

Траншейный экскаватор или канавокопатель состоит из следующих основных частей: рабочего оборудования, включающего в себя ряд ножей или скребков, которые равномерно расположены на бесконечной цепи или роторном колесе; опорной рамы с гусеничными, колесным или гусенично-колесным ходом; двигателя с трансмиссией.

Ковши, открытые спереди и сверху, или скребки срезают слой породы и поднимают ее. В верхнем положении ковши раз-

гружаются, и порода поступает на отвальный транспортер, с помощью которого подается в отвал или в транспортные средства.

Скребки перемещают породу по забою и выносят ее на поверхность земли, а затем порода передвигается на одну или обе стороны шнековыми или скребковыми транспортерами.

Для получения выемок различной глубины, а также для перемещения экскаватора в нерабочем состоянии рабочий орган может подниматься или опускаться с помощью специального подъемного механизма.

По расположению рабочего органа относительно направления движения траншейные экскаваторы и канавокопатели делят на три группы: продольного копания, в которых направление движения рабочего органа (цепи или ротора) совпадает или параллельно направлению движения машины; поперечного копания, в которых направление движения рабочего органа лежит в плоскости, перпендикулярной направлению движения машины; углового копания, в которых направление движения рабочего органа и направление движения машины составляют острый угол.

Наиболее распространен цепной траншейный экскаватор продольного копания (рис. 30.2). Основными его частями являются: замкнутая цепь с ковшами 1, огибающая ковшовую стрелу с ведущими и натяжными блоками и опорными роликами; опорная рама 4, на которой размещены двигатель, трансмиссия и система управления машиной; поперечный транспортер 3, перемещающий разрушенную породу в сторону; гусеничное ходовое оборудование 2.

Производительность многоковшового экскаватора или канавокопателя зависит от вместимости ковшей, скорости движения цепи и свойств горных пород. В среднем производительность многоковшовых экскаваторов в 1,5–2 раза выше, чем одноковшовых.

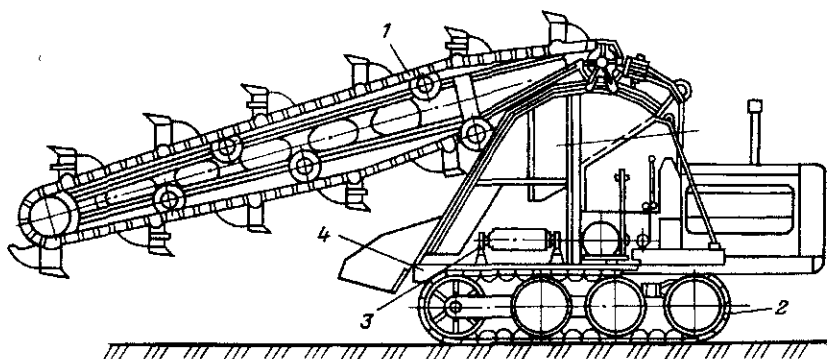


Рис. 30.2. Цепной траншейный экскаватор

Роторный траншейный экскаватор является самоходной землеройной машиной. Его рабочий орган состоит из двух колец, опирающихся ребрами на опорные катки, закрепленные в углах внутренней рамы. С наружной стороны к кольцам жестко крепят ковши, равномерно распределенные по окружности. При вращении ротора ковши из зоны резания переходят в зону разгрузки, в которой порода из них высыпается в расположенный внутри ротора поперечный ленточный транспортер.

Роторные экскаваторы делят на два типа: экскаваторы продольного копания и экскаваторы, у которых ротор находится под некоторым углом к направлению движения машины. Эти экскаваторы состоят из следующих узлов: рабочего оборудования, установленного на специальной раме, шарнирно подвешенной к раме ходовой тележки машины; ходовой тележки, на которой расположено силовое оборудование трансмиссии, и кабины с механизмами управления. Ленточный транспортер, расположенный внутри ротора, может выдвигаться для образования отвала с любой стороны выработки.

Роторные экскаваторы работают на гусеничном, гусенично-колесном или пневмоколесном ходу. По сравнению с цепными экскаваторами они характеризуются более высокой производительностью и большей надежностью. Выполняются, как правило, с полунавесным рабочим органом, а в качестве тягачей используют тракторы Т-100М, Т-130, Т-180.

В практике поисковых работ при проведении магистральных канав сравнительно небольшой глубины в породах, не содержащих крупной гальки и валунов, применяют прицепные плужные канавокопатели (рис. 30.3), представляющие собой самоходные машины или чаще прицепные тракторные агрегаты. Рабочий орган канавокопателя при протаскивании его в породе вырезает

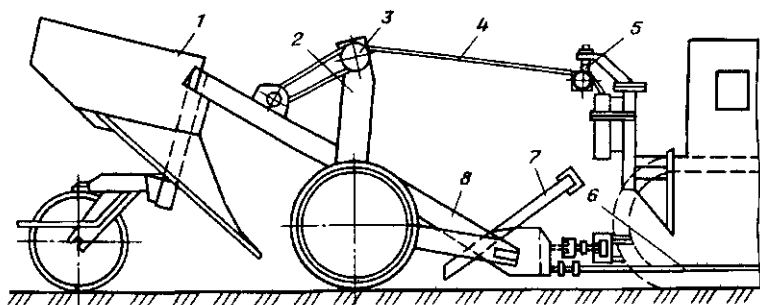


Рис. 30.3 Плужный канавокопатель:

1 — копающий орган, 2 — ходовая рама, 3 — блок полиспаста, 4 — трос выглубления, 5 — флюгерная колонка. 6 — тяговый трос. 7 — средний нож. 8 — тяговая рама

канаву трапецевидной формы глубиной 0,8–1,0 м. При проведении канав в районе распространения многолетней мерзлоты глубина канавы ограничивается обычно глубиной сезонного оттаивания и составляет 0,6–0,7 м. Скорость проведения канав зависит от мощности агрегата, свойств породы, угла наклона поверхности и длины разведочной линии. В зависимости от свойств пород усилие, необходимое для буксирования, изменяется в широких пределах и достигает 150–160 кН. В этом случае для проведения канав необходимо использовать совместную тягу двух-трех тракторов.

Для сокращения числа тяговых тракторов и увеличения глубины канав до 1,5 м буксирование канавокопателей осуществляют с помощью тяговой лебедки и якорного устройства, устанавливаемых на одном или двух тракторах. Плужные канавокопатели обладают простым устройством, недороги и в то же время имеют высокую производительность. Однако при использовании канавы, пройденной таким канавокопателем, для составления геологической документации необходимо провести дополнительный объем работ по расчистке и расширению ее дна, а также формированию бERM безопасности между кромкой откоса канавы и породным отвалом.

В породах до VI категории геологоразведочные канавы проводят с помощью канатных скреперов. При предварительном рыхлении породы скреперы применяют и в более крепких и мерзлых породах.

По форме канатные скреперы разделяют на ящичные, зонтичные и гребковые. Зонтичные скреперы применяют при проведении канав в породах I–VI категорий, гребковые — в предварительно разрыхленных скальных породах, ящичные — в породах, требующих и не требующих предварительного рыхления.

При проведении разведочных канав канатными скреперами получили распространение два комплекса оборудования и энергетических установок:

1) комплексы, состоящие из скреперных лебедок, скреперов, концевых и оттяжных роликов и приспособлений для их крепления; электроснабжение скреперных лебедок осуществляется от небольших передвижных дизельных электростанций, кабельных или воздушных линий электропередач или непосредственно от двигателей внутреннего сгорания;

2) комплексы, состоящие из скреперных лебедок, установленных на тракторах или тракторных прицепах (рис. 30.4).

Для проведения канав в труднодоступных районах используют скреперные установки, которые разбирают на отдельные узлы и доставляют к месту работ различными видами транспорта, в том

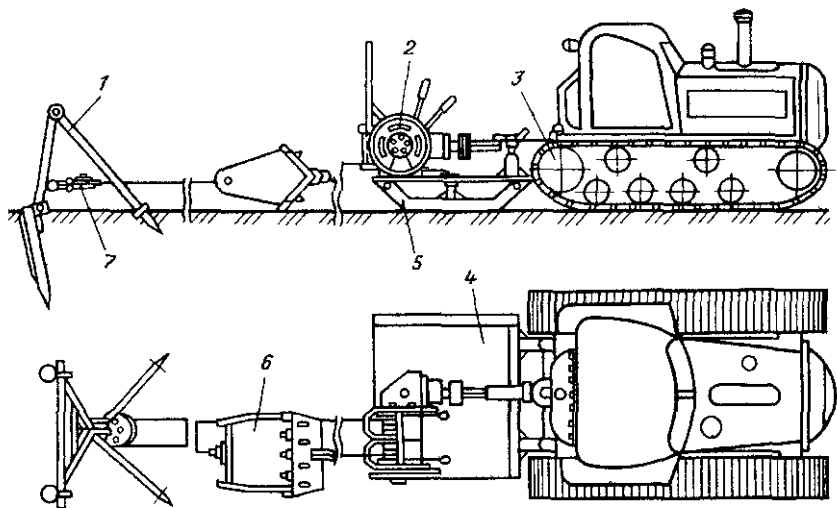


Рис. 30.4 Передвижная скреперная установка:

1 — упоры крепления блока, 2 — скреперная лебедка, 3 — трактор, 4 — карданный вал;
5 — салазки, 6 — скрепер; 7 — скреперный блок

числе и выучным. Масса установки МСУ-0,1 составляет 642 кг, а самого тяжелого узла — 80 кг.

В разборных скреперных установках используют скреперы зонтичного типа, режущая часть которых армирована пластинами твердого сплава. С внешней стороны зонта скрепера насажены шарнирные зубья, свободно отклоняющиеся при рабочем ходе и неподвижные при холостом, что обеспечивает рыхление породы при холостом ходе.

Скреперное оборудование отличается относительной простотой, несложностью управления и высокой надежностью. С его помощью проводят каналы, обладающие наименьшими размерами поперечных сечений по сравнению со всеми другими механизированными способами при глубине до 6 м.

Проведение каналов скреперованием включает в себя следующие операции: разметка и расчистка трассы, монтаж скреперной установки, закрепление роликов, снятие почвенного слоя, предварительное рыхление (в мерзлых и скальных породах), скреперование породы в отвал, крепление канавы (при необходимости), составление геологической документации, засыпка канавы с восстановлением почвенного слоя, демонтаж скреперной установки.

Монтаж скреперной установки осуществляют на деревянных рамах, при этом раму прочно укрепляют, чтобы лебедки не смещались в процессе скреперования. Крепление роликов произво-

дят различными способами. В скальных породах, например, для этой цели пробуривают шпур глубиной 1–1,5 м.

В зависимости от рельефа местности скреперование производят в сторону скреперной лебедки или от нее. Чаще используют схему «от себя», т.е. в сторону скреперного ролика, при этом породный отвал формируют около опоры ролика.

При скреперовании в сторону скреперной лебедки перед последней скапливается значительное количество породы. В этих случаях часть породы приходится убирать.

При проведении пунктирных канав породу, вынимаемую из одной канавы, перемещают в ранее пройденную, совмещая таким образом процесс проходки с ликвидацией канав.

Для проходки геологоразведочных траншей используют колесные скреперы, представляющие собой землеройные машины, которые обеспечивают снятие слоя породы и перемещение ее в отвал. Рабочим органом колесного скрепера является ковш, имеющий на передней кромке днища (во всю его ширину) нож, с помощью которого отделяют слой породы. Разрушенная порода поступает в ковш, в котором и перемещается к отвалу.

Колесные скреперы бывают прицепными и самоходными; они снабжены механизмами подъема, опускания и разгрузки ковша.

По способу разгрузки различают скреперы с принудительной, полупринудительной и свободной разгрузкой. В первом случае порода выталкивается из ковша путем продольного перемещения задней стенки, во втором — при откидывании днища, в третьем — порода высыпается из ковша при его опрокидывании вперед или назад.

По способу управления ковшом колесные скреперы делят на гидравлические и канатные. Вместимость ковша колесных скреперов, применяемых при геологоразведочных работах, колеблется от 2,25 до 15 м³.

В процессе проходки траншеи скрепер осуществляет отделение породной стружки толщиной 0,1–0,3 м, заполняясь при этом разрушенной породой, перемещает породу из траншеи, разгружает ее с послышной укладкой в отвал и возвращается в траншею для следующего проходческого цикла.

Выемка пород при проведении траншеи может осуществляться двумя способами: а) горизонтальными слоями со дна траншеи; б) наклонными слоями с торцевых бортов траншеи.

При проведении траншеи горизонтальными слоями выемку породы начинают по всей площади размеченного на поверхности контура выработки. При этом породу вынимают на горизонтальном участке траншеи и дно выработки становится забоем. В торцах траншеи за ее проектными контурами устраивают на-

клонные выезды для скрепера. По мере углубления выработки ширина и длина вынимаемых слоев уменьшаются для обеспечения запроектированного наклона торцевых выездов и бортов траншей. Разгрузку скрепера осуществляют в отвал, располагающийся параллельно траншее, отсыпку породы в отвал производят равномерными слоями по всей его длине. При проведении достаточно протяженных траншей небольшой глубины целесообразно устройство боковых выездов из выработки и формирование отдельных участков отвала по длине траншей.

Способ проходки с выемкой породы наклонными слоями применяют преимущественно для проведения глубоких траншей значительной протяженности. В этом случае проходческие работы начинают с выемки породы горизонтальными слоями на всю глубину проектируемой траншей в пределах отдельного небольшого участка ее длины. Затем один из торцевых бортов образовавшейся выработки превращается в забой, разрабатываемый наклонными слоями. По мере выемки породы забой постепенно перемещается по длине запроектированной траншей, располагаясь на земной поверхности рядом с выработкой породный отвал наращивается вслед за продвижением забоя.

При выемке породы в наклонном забое сверху вниз создают более благоприятные условия резания и загрузки ковша скрепера. Вследствие этого оказывается возможным срезать стружку породы несколько большей толщины, а время загрузки ковша сократить на 20–30 %.

Выемку рыхлых пород рекомендуется производить при подъеме скрепера по наклонной поверхности.

Одной из самых распространенных машин при проведении геологоразведочных канав и траншей является бульдозер. Бульдозеры применяются как при выемке пород без предварительного рыхления (до V категории), так и с предварительным рыхлением более крепких пород, в частности мерзлых. Рабочим органом его является отвальный щит, который крепят перпендикулярно оси трактора.

По способу управления отвальным щитом бульдозеры разделяют на канатные и гидравлические.

Толщина и длина снимаемого слоя породы зависят от свойств породы, мощности трактора и размеров отвального щита. При перемещении породы бульдозером часть ее теряется; потери тем больше, чем на большее расстояние перемещается порода.

В зависимости от длины траншей и других факторов используют несколько вариантов организации работ по проведению траншей.

1. Проведение траншей со снятием и перемещением грунта в одном направлении. Такую организацию применяют при неболь-

шой протяженности траншей (10–20 м). Бульдозер движется вдоль оси траншеи, срезая и перемещая породу до противоположного ее конца, и оставляет породу в отвале, располагаемом на поверхности за торцевым выездом из траншеи. Затем задним ходом бульдозер возвращается в исходное положение, и цикл выемки породы повторяется. При этом выемку породы из торцевой части траншеи, противоположной отвалу, осуществляют наклонными слоями (длина траншеи в процессе проходки увеличивается), а выемку породы в данной части выработки производят горизонтальными слоями.

2. Проведение траншей со снятием и перемещением грунта в двух направлениях. Бульдозер передвигается вдоль оси траншеи, снимает и перемещает породу до ее конца, оставляет в торцевом отвале, разворачивается и повторяет эту операцию при обратном ходе. Выемку породы осуществляют горизонтальными слоями. Отвалы размещают в противоположных концах траншеи.

3. Проходка траншей со снятием и перемещением грунта в двух направлениях с образованием участковых отвалов около торцевых и боковых выездов. Эту организацию рекомендуется применять при проходке длинных траншей. Боковые выезды из траншеи к участковым (промежуточным) отвалам могут располагаться под острым или прямым углом к оси выработки.

Расположение выезда под острым углом обеспечивает разворот бульдозера для выдвижения из траншеи на боковой выезд. Выезды, располагаемые перпендикулярно к оси выработки, устраивают с двух сторон траншеи («сквозными»). При выемке породы бульдозер аккумулирует ее против боковых выездов, откуда порода периодически перемещается к участковым отвалам этим же или другим бульдозером,двигающимся по боковым выездам в направлении, перпендикулярном оси траншеи.

Порода, вынимаемая в концевых участках траншеи, транспортируется в концевые отвалы.

§ 2. ФОРМЫ И РАЗМЕРЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ КАНАВ И ТРАНШЕЙ

Наиболее простыми формами поперечного сечения разведочных канав являются прямоугольная и трапецевидная; сложными — ступенчатые с вертикальными и наклонными стенками (рис. 30.5).

Прямоугольная форма поперечного сечения может быть выбрана при проведении канавы глубиной до 2–3 м в плотных устойчивых породах вручную или машинным способом, ширина подошвы канавы принимается в пределах 0,5–1 м.

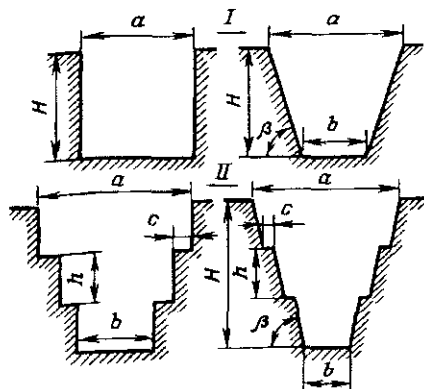


Рис. 30.5 Формы поперечного сечения канав
I — простые, II — сложные

Трапецевидная форма поперечного сечения придается канавам разной глубины, проводимым без крепления или с креплением в неустойчивых породах вручную или машинами. Эта форма образуется также при проходке взрывом на выброс и гидравлической проходке вне зависимости от устойчивости пород.

Наклон борта канавы устанавливается в зависимости от устойчивости пересекаемых выработок пород с учетом целесообразности применения крепи, а также от технологических особенностей процесса проходки.

При креплении разведочных канав углы наклона их бортов обычно принимают равными $80-85^\circ$. Площадь поперечного сечения трапецевидных канав F_k может быть определена по следующей формуле:

$$F_k = \frac{a+b}{2} H, \quad (30.1)$$

где a — ширина канавы поверху, равная $b + 2H \operatorname{ctg} \beta$, м; b — ширина подошвы канавы, м; H — глубина канавы, м; β — угол наклона борта, градус.

Ступенчатую форму поперечного сечения придают канавам глубиной более 3 м, проводимым вручную без крепления в устойчивых горных породах, высота каждого уступа достигает 2 м, ширина берм между уступами 0,5 м. Борты уступов, как правило, устраивают вертикальными, однако в некоторых случаях для повышения устойчивости им придают наклон к горизонту до $70-80^\circ$.

Канавы ступенчатой формы различной глубины проводят также машинами и комбинированным способом (машиной и взрывом), причем ступенчатая форма является следствием своеобразной геометрии рабочего органа землеройной машины или особенности технологического процесса горных работ.

Площадь поперечного сечения канавы ступенчатой формы с вертикальными бортами уступов определяют по формуле

$$F_k = \left[c \left(\frac{H}{h} - 1 \right) + b \right] H, \quad (30.2)$$

где h — высота уступа, м; c — ширина берм между уступами, м;

ширина канавы на поверхности при этом составит

$$a = 2c \left(\frac{H}{h} - 1 \right) + b. \quad (30.3)$$

Разведочным траншеям придают трапециевидную форму поперечного сечения. Углы наклона боковых бортов траншей выбирают из расчета обеспечения устойчивости бортов без крепления. В тех случаях, когда проведение траншей осуществляется землеройными машинами, размещаемыми в выработке, торцевым стенкам траншей придают наклон, обеспечивающий выезд машин на земную поверхность.

Минимальная проектируемая ширина подошвы траншеи, проводимой землеройными машинами, размещаемыми в выработке, выбирается из расчета обеспечения работы этих машин.

При глубине траншеи более 2,5 м ширина подошвы выработки должна быть не менее 1,5–2 длин отвального щита бульдозера.

При разведке россыпей с неравномерным распределением золота ширина траншей глубиной 5–7 м составляет 40–80 м.

Площадь поперечного сечения выработок определяют для расчета их объема. При сравнительно небольших площадях поперечных сечений канав объем выработки с достаточной для практических целей точностью вычисляют умножением площади поперечного сечения на длину выработки. При значительных площадях поперечных сечений траншей, а тем более при устройстве торцевых и боковых выездов из траншеи для определения объема выработки следует учитывать дополнительные объемы породы, вынимаемые для обеспечения устойчивости торцевых бортов траншеи и для устройства выездов из нее.

Суммарный объем комплекса выработок

$$V = V_1 + 2V_2 + hV_3, \quad (30.4)$$

где V_1 , V_2 , V_3 — соответственно объем горизонтального участка траншеи, торцевого и бокового выездов; h — число боковых выездов. Объем этих выработок, вычисляемый как сумма составляющих его правильных геометрических тел, может быть определен по формуле

$$V = H \left[L \left(b + \frac{H}{\operatorname{tg} \beta} \right) + \frac{H}{\operatorname{tg} \alpha} \left(b_1 + \frac{2H}{3 \operatorname{tg} \beta} \right) + nH \left(\frac{b_1}{2 \operatorname{tg} \alpha} + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta} - \frac{b_1}{2 \operatorname{tg} \beta} \right) \right], \quad (30.5)$$

где H — глубина траншеи, м; L — длина горизонтального участка траншеи, м; b — ширина подошвы траншеи, м, β и α — углы наклона бортов траншеи и выезда, градус; b_1 — ширина подошвы выезда, м.

Если пренебречь различием объемов торцевого и бокового высздов (оно обычно незначительно), то расчетная формула примет вид.

$$V = H \left[L \left(b + \frac{H}{\operatorname{tg} \beta} \right) + \frac{H(n+2)}{\operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{b_1}{2} + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \beta} \right) \right]. \quad (30.6)$$

Глава 31

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ РАЗВЕДОЧНЫХ ШУРФОВ

§ 1. ПРОХОДКА ШУРФОВ С ЧАСТИЧНОЙ МЕХАНИЗАЦИЕЙ РАБОТ

Шурфы проходят на всех стадиях геологоразведочных работ, но основной объем проходки выполняют во время предварительной и детальной разведки. В зависимости от типа месторождения и условий залегания полезного ископаемого шурфы можно использовать для разведки только верхних частей месторождения или месторождения в целом. Последнее относится к месторождениям коры выветривания, песчано-гравийным и россыпным. Шурфы проходят в качестве контрольных выработок при разведке месторождений буровыми скважинами.

Глубина шурфов достигает 30—40 м, из глубоких шурфов можно проводить горизонтальные выработки — рассечки различной протяженности.

Способы проходки шурфов весьма разнообразны и зависят от свойств пород, глубины шурфов, общего объема шурфопроходческих работ, транспортных условий и др.

Основными процессами при проходке шурфов являются. отделение породы от массива, уборка породы и крепление, при этом используют следующие способы: 1) частичная механизация работ; 2) механизация основных процессов горнопроходческого цикла и 3) бурение.

Проходку шурфов начинают с подготовительных работ, заключающихся в расчистке площади, на которой должны разместиться устье шурфа, отвалы породы и технологическое оборудование. Затем над размеченным устьем устанавливают проходческую раму, размеры которой в свету равны поперечным размерам шурфа в проходке.

Цикл проходки шурфа в общем случае складывается из следующих операций: разрушение породы, вентиляция, погрузка и подъем породы на поверхность, водоотлив, крепление, вспомогательные.

Породу обычно разрушают лопатами, кайлами и ломami или с помощью буровзрывных работ. В последнем случае разрушение породы состоит из двух самостоятельных операций: бурение шпуров и взрывные работы. В некоторых случаях разрушению породы предшествует ее оттаивание.

Характерной особенностью проходки неглубоких шурфов является сокращенный проходческий цикл. Например, при проходке шурфа глубиной до 2,5 м в мягких породах производят только одну операцию — выемку породы, так как ее выбрасывают непосредственно на земную поверхность. В случае отсутствия взрывных работ исключается операция вентиляции шурфа, так как проветривание происходит в результате естественной диффузии, в устойчивых породах иногда не производят крепления шурфа.

Простейшим средством механизации отбойки мягких горных пород являются отбойные молотки. Разрушение забоя отбойным молотком начинают с устройства в середине его или около одной из боковых стенок шурфа вруба щелеобразной формы, что повышает эффективность дальнейшей отбойки породы в сторону боковой обнаженной поверхности забоя. С помощью отбойных молотков породу на забое шурфа разрушают на глубину 15–20 см, а затем грузят лопатами в бады для подъема на поверхность. Обычно при проходке шурфов применяют пневматические отбойные молотки типа МО-10у, в сухих сильно пылящих породах возможно использование отбойных молотков с орошением (МОО-10). Значительно улучшаются условия труда проходчиков при работе отбойными молотками с виброгасящим устройством (МО-10П).

При взрывной отбойке плотных мягких или мерзлых пород в порядке исключения допускают ручное бурение шпуров. Бурение шпуров в достаточно крепких породах осуществляют ручными пневматическими перфораторами, в породах средней крепости — ручными электросверлами.

Отметим, что для проходки шурфов выбирают наиболее легкие типы перфораторов и электросверл, потребляющие наименьшее количество энергии. В некоторых случаях при проходке неглубоких шурфов можно для бурения шпуров применять мотоперфораторы или мотосверла, при этом следует обеспечить усиленную вентиляцию шурфа, а выхлопной патрубок буровой машины должен быть присоединен к трубопроводу всасывающего вентилятора.

Комплект шпуров в зависимости от свойств пород и площади поперечного сечения шурфа может включать в себя от 2 до 10 шпуров с простейшим врубом, а иногда и без него. Типовые схемы расположения шпуров приведены на рис. 31.1.

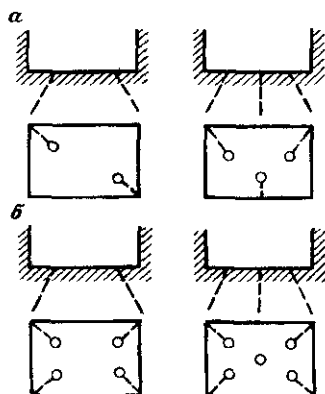


Рис 311 Схемы расположения шпуров в забое шурфа в породах средней крепости (а) и крепких породах (б)

Шпуров заряжают вручную патронированным ВВ. В зависимости от крепости горных пород рекомендуется использовать скальный детонит М, аммонит № 6ЖВ, аммонит № 7ЖВ, динафталит.

Заряды взрывают электрическим способом с помощью электродетонаторов мгновенного и короткозамедленного действия. В качестве источника тока используют конденсаторные взрывные машинки КПМ-1а.

Эффективные средства механизации погрузки разрушенной на забое шурфа породы в настоящее время отсутствуют. Испытывавшиеся в геологоразведочных партиях малогабаритные грейферные погрузчики не нашли применения из-за невысокой производительности и невозможности погрузки крупных кусков породы.

Простейшим средством механизации подъема является ручной разборный вороток (грузоподъемность 2,5 кН, канатомость 100 м при диаметре каната 8–10 мм, масса 104 кг).

Более эффективен подъем породы при помощи воротков с механическим приводом, техническая характеристика которых приведена ниже.

Марка воротков	МГВ	КМШ 1
Грузоподъемность, кН	2	1,25
Скорость подъема, м/с	0,45	0,40
Мощность электромотора, кВт	2,8	1,0
Диаметр барабана лебедки, мм	290	150
Канатомость м	40	25
Диаметр каната, мм	7,5–7,8	4,4–5,6
Основные размеры, мм		
длина	2400	2300
ширина	1000	850
высота	3250	2290
Масса кг	380	123

При проходке глубоких шурфов, предназначенных для спуска и подъема материалов и людей, для подъема породы можно использовать проходческую лебедку ЛПГЛ-230, установленную на передвижном копре и характеризующуюся следующими техническими данными.

Грузоподъемность, кН	2,3
Скорость подъема груза, м/с	0,62
Наибольшая высота подъема, м	80
Рабочий тормоз	Ленточный
Аварийный тормоз	Колодочный
Привод	Электрический
Мощность двигателя, кВт	2,8
Габариты, мм	
длина	1549
ширина	840
высота	810
Масса, кг	460

При проходке в труднодоступной местности шурфов сечением 1,5 и 2,6 м², глубиной до 20 м рекомендуется использовать для подъема породы механизированный шурфопроходческий подъемник ПМШ-2М. Электрический привод подъемника может работать от любого источника энергии, в том числе и от бензоэлектрического агрегата АБ-4. Ниже приведена техническая характеристика подъемника ПМШ-2М.

Концевая нагрузка на крюке, кН	1,96
Вылет стрелы, м	3,5
Высота разгрузки бады, м	2,2
Коэффициент грузовой устойчивости	1,9
Коэффициент собственной устойчивости	1,9
Мощность двигателя, кВт	3
Скорость подъема, м/с	0,73
Давление на грунт, МПа	$21 \cdot 10^3$
Напряжение, В	220/380
Масса, кг	543

Для проходки глубоких шурфов с площадью поперечного сечения 4 м² можно использовать шурфопроходческий кран КШ-2М.

Грузоподъемность, кН	2,5
Высота разгрузки, м	Не менее 2
Частота вращения поворотной платформы, мин ⁻¹	3,34
Давление на грунт, Па	$4,9 \cdot 10^5$
Мощность двигателя, кВт	2,6
Вместимость бады, м ³	0,04, 0,1
Напряжение, В	380
Привод подъема и поворота	Электрический
Скорость подъема, м/с	
груза	0,93
людей	0,3
Масса, кг	Не более 1200

В тех случаях, когда при проходке шурфов производят взрывные работы, выработка должна после взрыва интенсивно проветриваться. Для этой цели используют портативные вентиляторы СВЦ-78.

Двигатель.....	Электро- двигатель	Бензо- двигатель	Ручной привод
Подача, м ³ /ч	1060	1060	660
Давление воздуха, МПа	0,40	0,40	0,15
Частота вращения колеса, мин ⁻¹	1400	1400	870
Потребляемая мощность, кВт	0,3	0,3	0,075
Мощность на выходном валу двигателя, кВт	0,4	Не менее 0,5	0,075
Частота вращения приводного двигателя, мин ⁻¹	1400	2800	36–62
Передаточное число редуктора	1	2	27
Усилие на рукоятке ручного привода, Н	—	—	100
Максимальная масса блока, кг	16,5	16,5	16,5
Масса вентилятора с приводом, кг	25–30	25–30	25–30

Схема проветривания шурфов — нагнетательная. Для подведения воздуха к забою применяют брезентовые трубы. В тех случаях, когда в шурфе наблюдается водоприток, в забое устраивают приямок, в котором скапливается вода. Воду на поверхность поднимают бадей или забойными насосами с пневмо- или электроприводом.

Основной вид крепи шурфов — венцовая. Венцы устанавливаются вплотную один к другому или на стойках. Венцовую крепь можно возводить снизу вверх после проходки шурфа на некоторую глубину или сверху вниз вслед за подвиганием забоя.

При проходке шурфов в неустойчивых породах по мере углубления выработки производят каркасно-кольцевое крепление. Шурф в этом случае проходят уступами высотой 2–4 м. Диаметр каждого последующего уступа меньше предыдущего. Крепь имеет форму цилиндрических каркасов разного диаметра, вокруг которых сооружают деревянную затяжку. Каркасы устанавливают в пройденный участок шурфа или постепенно осаживают в процессе проходки.

§ 2. ПРОХОДКА ШУРФОВ С МЕХАНИЗАЦИЕЙ ОСНОВНЫХ ОПЕРАЦИЙ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА

Для механизации работ, связанных с проходкой шурфов, применяют агрегаты, смонтированные на прицепах, или самоходные, обеспечивающие механизацию большинства операций проходческого цикла.

В первую очередь механизировать подъем породы и бурение шпуров. Кроме того, большинство агрегатов снабжают наборами различного необходимого для проходческих работ оборудования:

вентилятором, насосом и т.п. В некоторых агрегатах имеются электростанции с приводом от двигателя внутреннего сгорания. До настоящего времени слабо механизированы две основные операции — погрузка породы и крепление.

Шурфопроходческий агрегат ШПА-2А представляет собой передвижную установку, смонтированную на специальном прицепе и снабженную набором оборудования для механизации проходческих работ; характеризуется следующими значениями технических показателей.

Привод	Дизель Д-54
Мощность привода, кВт	50
Компрессор	КС-3М
Подача компрессора, м ³ /мин	3
Давление воздуха, МПа	0,7
Насос	2КС
Давление, создаваемое насосом, МПа	0,3—0,4
Подача насоса, м ³ /ч	10—12
Вылет стрелы, мм	3600
Грузоподъемность, кН	2,3
Скорость подъема, м/с	0,5
Объем рейферного грузчика, м ³	0,11
Вентилятор	ЭВР-3
Подача вентилятора, м ³ /ч	1500
Давление, создаваемое вентилятором, кПа	5,5
Генератор	МСА-73/4А
Мощность генератора, кВт	24
Габариты агрегата, мм:	
длина	5260
ширина	2615
высота	2955
Масса, кг	7400

Комплекс шурфопроходческих механизмов КШМ-15 предназначен для проведения шурфов глубиной до 15 м в породах до XII категории крепости. Комплекс позволяет механизировать основные операции проходческого цикла: бурение шпуров, спуск и подъем бадьи, водоотлив, вентиляцию; техническая характеристика его приведена ниже.

Подъемный кран	КШ-100А
Грузоподъемность, кН:	
с электроприводом	1
с ручным приводом	1,5
Мощность электродвигателя, кВт	0,85
Скорость подъема, м/с	0,7
Вылет стрелы, м	2,07
Высота блока, м	2,73
Канатоемкость, м	30
Масса, кг	380

Подвесной проходческий насос	ПВН 15А
Подача насоса, м ³ /ч	15
Давление создаваемое насосом, МПа	3,5
Диаметр всасывающего шланга, мм	50
Диаметр напорного шланга, мм	50
Мощность электродвигателя, кВт	2,8
Масса, кг	100
Вентилятор	П4 70 № 2,5
Подача вентилятора, м ³ /ч	1100—2000
Давление, кПа	7—10
Мощность электродвигателя, кВт	0,6
Частота вращения, мин ⁻¹	3000
Масса, кг	35
Электросверло	ЭРП 18Д М
Напряжение, В	127
Мощность, кВт	1,4
Масса, кг	28,5
Бензоэлектрический агрегат	АБ 8Т 230М
Мощность, кВт	8
Напряжение, В	230
Масса, кг	440

Самоходный шурфопроходческий рейферный агрегат (СГА) состоит из следующих механизмов автомобильного крана ЛАЗ-690, компрессора 3,4/9, пневматического рейфера, перфоратора ПР-30, пневматического вентилятора ВП-3. Оборудование смонтировано на базе трелевочного трактора, ниже приведена техническая характеристика агрегата СГА

Грузоподъемность, кН	6
Вылет стрелы, м	7,85
Глубина проходки, м	20
Скорость подъема рейфера, м/с	0,6
Масса, т	13

Агрегат шурфовочный АШ-1 применяется для комплексной механизации работ при проходке разведочных шурфов на россыпных месторождениях, техническая характеристика его приведена ниже

Грузоподъемность, кН	12,5
Скорость подъема, м/с	0,4
Мощность двигателя, кВт	1
Диаметр каната, мм	3,6—4,0
Канатоемкость лебедки, м	25
Габариты мм	
длина	2300
ширина	850
высота	2290
Масса, кг	123

§ 3 ПРОХОДКА ШУРФОВ ПОСРЕДСТВОМ БУРЕНИЯ

За последние годы все более широкое распространение находит способ проходки шурфов посредством бурения, или машинный способ. Порода в этом случае разрушается вращающимися и ударными бурами, ковшами, закрепленными на бесконечной цепи, и т. п., а в качестве базы используют буровые установки, подъемные краны, экскаваторы, автомашины, тракторы и прицепы.

При машинном способе механизмируется, в первую очередь, такая трудоемкая операция, как разрушение забоя проходимой выработки, причем ее совмещают с другими операциями — погрузкой горной породы в подъемный сосуд, а в некоторых установках — с подъемом ее на поверхность. Операция крепления шурфов при машинном способе значительно упрощается и облегчается. Одной из особенностей этого способа является возможность комплексной механизации, а в дальнейшем и автоматизации всех работ.

Применение машинного способа обеспечивает высокую скорость проходки шурфов, при этом повышается безопасность работ и улучшаются условия труда, так как в процессе сооружения выработки люди в нее не спускаются. В некоторых случаях отпадает необходимость спуска людей в шурф и после его проходки, так как большой объем породы, поднимаемый после каждого рейса из шурфа, позволяет решить все вопросы опробования и составления геологической документации на поверхности. При этом шурф можно не крепить, что значительно снижает стоимость работ и затраты времени.

В тех случаях, когда крепление шурфов необходимо, форма их сечения (круг) дает возможность использовать для крепления современные материалы вместо дорогой и тяжелой деревянной крепи.

Значительный объем шурфопроходческих работ приходится на районы, лишенные постоянных транспортных связей или труднодоступные. При поисках и предварительной разведке месторождений полезных ископаемых в труднодоступных районах, когда целесообразность затрат на строительство подъездных путей еще не определена, возможна проходка шурфов с применением ручного труда или с частичной механизацией. Однако при детальной разведке, когда геологоразведочная партия сооружает подъездные пути для доставки тяжеловесного технологического и энергетического оборудования (электростанции, скважинные буровые установки, оборудование для проведения горных выработок), шурфы целесообразно проходить только машинным способом. При небольших объемах работ используют установки

для бурения скважин, а при значительных объемах — комбинированные и специализированные агрегаты.

Оборудование и инструмент для вращательно-го бурения шурфов. Технологический цикл проходки шурфов бурением складывается из следующих операций:

- 1) забуривание, осуществляемое при минимальных частотах вращения и давлении;
- 2) бурение, производящееся при оптимальных частотах вращения и давлении;
- 3) подъем бура, заполненного породой, на поверхность;
- 4) разгрузка бура от породы, осуществляемая в результате центробежных сил, которые возникают при увеличении частоты вращения бура, или вручную;
- 5) спуск инструмента.

Величина углубки шурфобура за один рейс не превышает 20–40 см. Она ограничена мощностью буровой установки, прочностью узлов трансмиссии и буровых штанг, а также конструктивными особенностями бура. Шнековый шурфобур имеет большой диаметр и в отличие от скважинного шнека не обеспечивает вертикального перемещения породы из-за сцепления ее со стенками скважины, поэтому порода, двигаясь по винтовым лопастям шнека под действием вновь срезаемой стружки, постепенно забивает все межвитковое пространство, и рейс прекращается.

Небольшая длина рейса снижает эффективность бурения шурфов средней и большой глубины в связи с необходимостью разъединения и соединения буровых труб при каждом подъеме шурфобура.

Практически любая установка, предназначенная для бурения скважин, может быть использована для проведения шурфов после некоторого переоборудования. Наиболее удобными для этой цели являются самоходные буровые установки УРБ-2А, УРБ-3АМ, УГБ-50А, СБУДМ-150-ЗИВ, УГБХ-150, БУУ-2, АВБ-ТМ и передвижные УКС-22М и УКС-30М.

Работы по переоборудованию этих установок сводятся, как правило, к увеличению расстояния между опорами мачты и подъему ротора (вращателя) для того, чтобы можно было разместить над устьем шурфа бур диаметром и высотой около 1 м; кроме того, обычно требуется уменьшить частоты вращения ротора или вращателя.

К комбинированным установкам, предназначенным для бурения скважин и шурфов, относят ЛБУ-50, УШБ-16М и КБУ-15.

Буровая установка ЛБУ-50 состоит из бурового станка, смонтированного на шасси автомобиля высокой проходимости ЗИЛ-157К, лебедки планетарного типа, работающей от двигателя

базового автомобиля; прицепа 2ПН-2 для перевозки вспомогательного оборудования и бурового инструмента, гидравлического механизма подачи; кривошипно-шатунного ударного механизма.

Установка укомплектована инструментом для бурения скважин шнеками (в том числе с отбором керна) и ударно-канатным способом, а также оборудованием для проходки шурфов.

К достоинствам установки ЛБУ-50 относится наличие в ее конструкции мощной гидросистемы, с помощью которой поднимается и опускается мачта, перемещается вращатель, раскрывается бур и т.п.

Буровая установка УШБ-16М предназначена в основном для бурения скважин шнеками, но может комплектоваться также оборудованием для проходки шурфов с обратной промывкой. Управление мачтой и вращателем тросовое.

Комбинированная буровая установка КБУ-15 смонтирована на базе автомобиля высокой проходимости ЗИЛ-131, оборудованного лебедкой, и предназначена для бурения скважин шнеками всухую; сплошным забоем и колонковым способом с прямой промывкой; ударно-канатным способом, а также для проходки шурфов всухую и с обратной промывкой.

К специализированным машинам для проходки шурфов относятся установки УБСР-25, КШК-30М, БМ-802С, БКМ-483П, БКГМ-66, МРК-1А, КПС-40.

Буровая установка УБСР-25 предназначена для проходки шурфов в мягких породах с включением валунов и гальки при разведке россыпных месторождений. Установка смонтирована на базе трелевочного трактора ТДТ-75 и состоит из мачты, ротора, лебедки и пульта управления. Привод механизмов осуществляется от двигателя трактора.

Буровая установка КШК-30А предназначена для бурения шурфов диаметром до 1300 мм и глубиной до 30 м в мягких породах. Установка смонтирована на переоборудованном двухосном прицепе 42-АП-3. Она состоит из трубчатой вышки, привода, вращателя, лебедки и пульта управления. К недостаткам установки относятся винтовая подача инструмента на забой, скорость которой остается постоянной независимо от свойств пород.

Буровая установка БМ-802С смонтирована на базе автомобиля высокой проходимости КраЗ-255Б и предназначена для проходки шурфов глубиной до 8 м, диаметром 650 мм в породах до V категории, содержащих гравийные включения до 15 %.

Наличие многоскоростной трансмиссии и возможность плавного регулирования подачи бура позволяют выбирать оптимальные режимы бурения в зависимости от свойств пород.

Буровая установка БКМ-483П предназначена для бурения шурфов диаметром 300–1000 мм и глубиной до 3,8 м в породах I–IV категорий. Вращение на бур передается от двигателя автомобиля ЗИЛ-130, на базе которого смонтирована установка. Подъем и спуск мачты, подача снаряда на забой и его подъем на поверхность осуществляют с помощью гидросистемы.

Буровая установка БКГМ-66 предназначена для проходки шурфов диаметром 350–800 мм на глубину до 3 м в нескальных породах. Она смонтирована на шасси автомобиля высокой проходимости ГАЗ-66 и выпускается в двух модификациях. БКГМ-66-2 и БКГМ-66-3 соответственно для бурения шурфов глубиной до 2 и 3 м. Привод узлов установки осуществляется от двигателя автомобиля. Разгрузка заднего моста автомобиля при бурении производится гидравлическими домкратами, перевод рабочего органа (мачты с буром) из рабочего положения в транспортное и обратно — гидравлическим подъемником.

Буровая установка МРК-1А предназначена для проходки шурфов диаметром 650 мм на глубину 3,5 м в мягких породах. Все узлы машины (рабочий орган, мачта, механизм подачи, трансмиссия и пульт управления) размещены на специальной раме, установленной на автомобиле высокой проходимости ЗИЛ-131, и приводятся в действие от двигателя автомашины через коробку отбора мощности. Установка гидрофицирована.

Буровая установка КШС-40М, предназначенная для проходки шахтных колодцев (при водоснабжении населенных пунктов и пастбищ отгонного скотоводства), может использоваться и для проходки шурфов.

Установка КШС-40М смонтирована на автомобиле высокой проходимости «Урал-375», который транспортирует специально оборудованный автоприцеп с комплектом рабочего инструмента, обеспечивающего самостоятельную работу установки в полевых условиях.

Шурф проходят одновременно с креплением его железобетонными кольцами. Установка снабжена двумя транспортерами для доставки разрушенной породы в отвалы и состоит из следующих основных узлов: базового автомобиля, рамы, генератора, двух лебедок, двух транспортеров, подъемника, бура, устройства для спуска обсадных колец, опорного кольца, гидросистемы, электрооборудования и прицепа.

В качестве бурового инструмента при вращательном бурении шурфов используют разнообразные по конструкции шурфобуры, однако наибольшее распространение получили шнековые буры.

Шнековый бур (рис. 31.2) состоит из вала, к которому приварены винтовые лопасти, служащие для аккумуляции разрушен-

ной породы. Вал на одном конце заканчивается переходником, предназначенным для крепления бура к штангам, а на другом — небольшим долотом, которое разрушает забой непосредственно под торцом вала и центрирует бур. К нижней кромке винтовых лопастей крепят ножи, разрушающие основной объем породы.

Опережающие долота представляют собой, как правило, сменные треугольные пластины со стальными зубьями, которые могут быть наплавлены твердым сплавом. В тех случаях, когда бурение ведут в сравнительно крепких породах или породах, содержащих большое количество щебня и гравия, конструкцию долот усложняют. Их снабжают винтовыми лопастями с твердосплавными резцами.

Конструкции основных ножей бура также различны, выбор их зависит от свойств буримых пород. Ножи всегда съемные. В простейшем случае ножи имеют сплошную режущую кромку, напавленную твердым сплавом. Более эффективно разрушают породу ножи с зубчатой режущей кромкой, при этом зубья одного ножа приходятся против промежутка второго ножа. Зубья таких ножей также наплавлены твердым сплавом.

При бурении по абразивным породам рационально применить ножи со сменными зубьями, армируемыми пластинками твердого сплава.

Винтовые лопасти изготавливают из листовой стали толщиной 5–10 мм, используют одно- или двухлопастные шнеки. Оптимальный шаг навивки лопастей составляет 500–800 мм. Число витков каждой лопасти не должно превышать двух-трех, так как в противном случае порода сильно уплотняется в межвитковом пространстве.

Наиболее трудоемкой операцией при бурении шурфов является разгрузка шнекобура. При проходке шурфов глубиной до 3 м в рыхлых породах разгрузка шнека производится за счет центробежных сил при резком увеличении частоты вращения бура. В липких породах этот способ неприменим; нерационально его использовать и при проходке глубоких шурфов, так как сильно осложняется процесс уборки породы от устья. В этих случаях бур разгружают вручную, что отнимает много сил и времени.

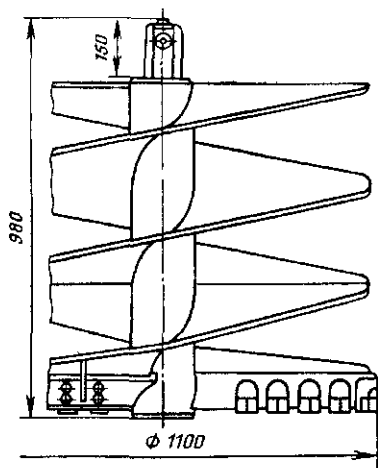


Рис. 312 Шнековый бур

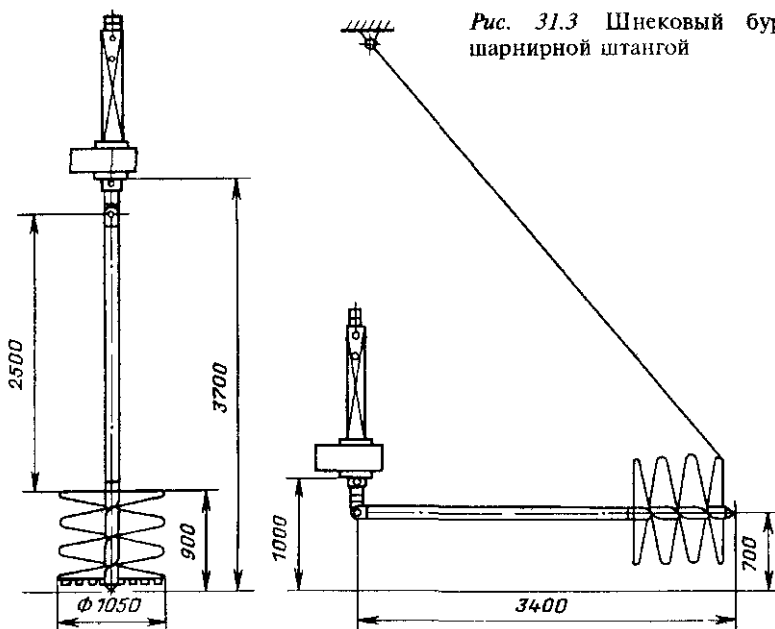


Рис. 31.3 Шнековый бур с шарнирной штангой

Для облегчения этой операции используют ведущие штанги с шарниром (рис. 31.3), которые позволяют после подъема бура на поверхность отклонить его в горизонтальное положение.

Эффективность разгрузки повышается, если в вал шнекобура вмонтирован вибратор, работающий от компрессора базового автомобиля.

С увеличением глубины шурфа скорость проходки резко снижается из-за необходимости соединения и разъединения штанг. Устранение этого недостатка возможно при использовании скользящих шнекобуров, которые позволяют вести бурение без разборки колонны штанг после каждого рейса. Скользящий бур опускают в шурф на канатах, перемещая по гладкой колонне штанг. В этом случае передовое долото крепят не к буру, а к нижней штанге, на этой же штанге фиксируют опустившийся на забой бур.

Для предотвращения закручивания тросов на вращающиеся буровые штанги бур снабжен головкой, посаженной на его вал с помощью подшипников. Рычаги головки при ослаблении троса откидываются на шарнирах в стороны и двумя роликами врезаются в стенки шурфа. При вращении бура головка остается неподвижной, а трос по мере углубки необходимо сматывать с барабана лебедки.

Кроме шнекобуров в практике бурения шурфов широко используют ковшовые буры. Наибольший эффект дает применение этих буров при бурении в плавнунах и наличии больших водопритоков в шурфах. В этих условиях с буров других конструкций порода смывается, а ковшовые буры, оборудованные резиновыми клапанами, обеспечивают подъем породы на поверхность без существенных потерь.

Ковшовые буры состоят из днища и корпуса. В днище расположены окна (обычно два), на одной из радиальных граней которых укреплены съемные ножи, такие же, как у шнекобуров. Окна могут перекрываться резиновыми клапанами, предотвращающими вытекание жидкой породы из бура. Днище ковшового бура делают плоским, коническим или криволинейным.

Наиболее сложной операцией при бурении ковшовым буром является его разгрузка. Известны различные конструкции ковшовых буров, отличающиеся способом разгрузки. 1) с окнами в боковых стенках корпуса, через которые породу выгружают вручную, 2) с откидным днищем; 3) разделяющиеся на части по образующим цилиндра, и т.п.

На рис. 31.4 показано устройство скользящего ковшового бура. Шурфобур состоит из днища 3, центральной трубы 1 и цилиндрического корпуса 2. Центральная труба такая же, как у скользящего шнекобура. В днище имеются два проходных отверстия, к краю которых прикреплены наклонные полки, укрепленные ребрами жесткости. К полкам крепят съемные ножи 4.

Цилиндрический корпус бура состоит из четырех одинаковых частей, каждая из которых надевается на ось, прикрепленную к днищу. При бурении все четыре части повернуты на осях и зафиксированы таким образом, что образуют цилиндрический корпус. После заполнения бура и подъема его на поверхность каждая часть цилиндра поворачивается с помощью специального гидроключа на 90° , при этом порода частично выталкивается из бура, а оставшуюся выгружают через образовавшиеся отверстия вручную.

Процесс разгрузки значительно ускоряется, когда в ковшовый бур вкладывают одну или несколько кассет, которые после заполнения их породой снимают с бура для разгрузки, а на их место устанавливают порошники.

Оборудование и инструмент для ударного бурения шурфов. Ударное бурение шурфов можно осуществлять тремя способами. ударами свободно падающего бура с подъемом породы после каждого удара; забивкой бура тяжелой штангой с подъемом породы в буре; последовательным разрушением породы долотом и подъемом ее желонкой.

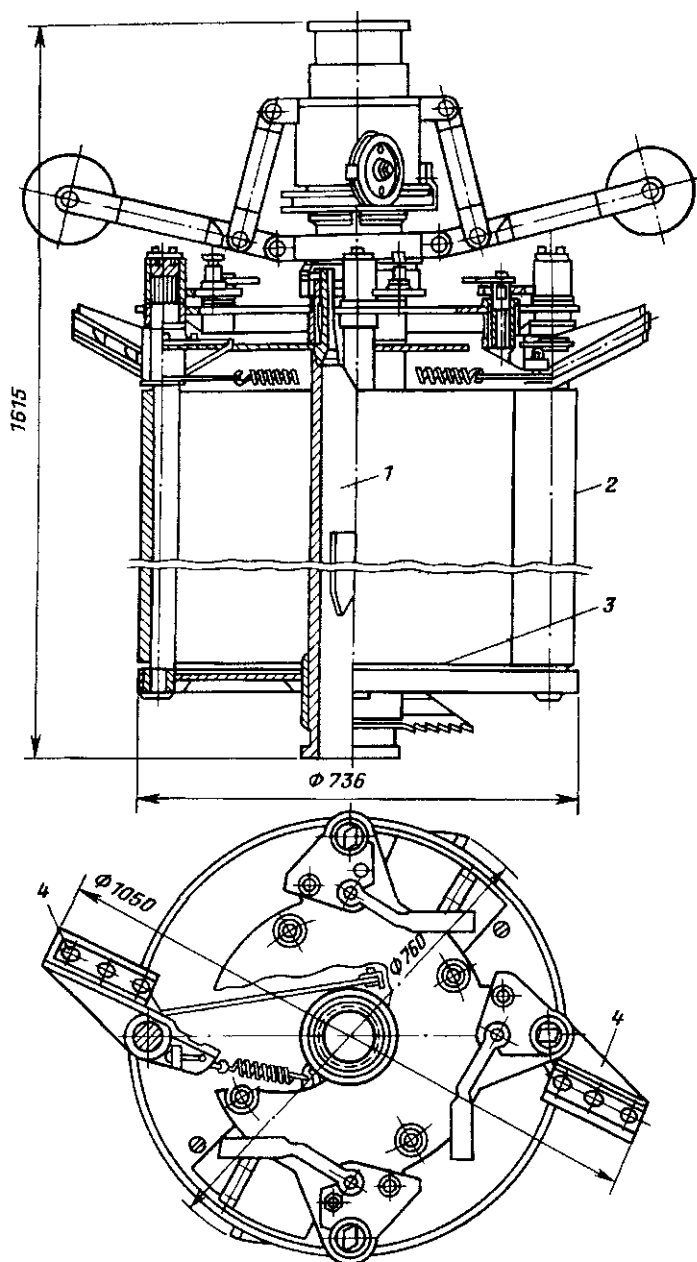


Рис. 31.4. Скользящий ковшовый бур

При первом способе применяют буровые установки типа УРБ-2А, УРБ-3АМ. Бур сбрасывают на забой и поднимают для разгрузки с помощью лебедок этих станков. Для бурения вторым способом целесообразно использовать установки, оборудованные ударными механизмами, способными наносить удары с высокой частотой (УГБ-50М, УГБХ-150). Третий способ бурения осуществляют обычно станками УКС-22М и УКС-30М.

В качестве свободно падающего наконечника для бурения первым способом рекомендуется применять ячеистый бур (рис. 31.5). Для удержания породы от выпадения при подъеме внутренняя полость бура снабжена металлическими перемычками, образующими в его поперечном сечении ячеистую структуру. Бур освобождается от породы после одного-двух ударов по его корпусу.

Бур аналогичной конструкции можно внедрять в забой посредством нескольких ударов тяжелой штанги, что обеспечивает значительное подвигание забоя за рейс, а затем поднимать для разгрузки на поверхность.

Область применения первых двух способов ограничена наличием в буримых породах лёссов и глин. При третьем способе бурения применяют двутавро- и крестовоокругляющие долота. Бурение ведут по обычной схеме: сначала забой разрушают долотом, а затем разрушенную породу выбирают желонкой. Отечественными предприятиями выпускается ряд ударных долот разного диаметра.

Диаметр долота, мм	...	630	695	795	860	960
Масса, кг		850	985	1182	1230	1370

Бурение можно производить по породам мягким и средней крепости. Ударный способ часто применяют как вспомогательный при вращательном бурении шурфов главным образом для того, чтобы разбить встретившиеся валуны. Так, в комплект бу-

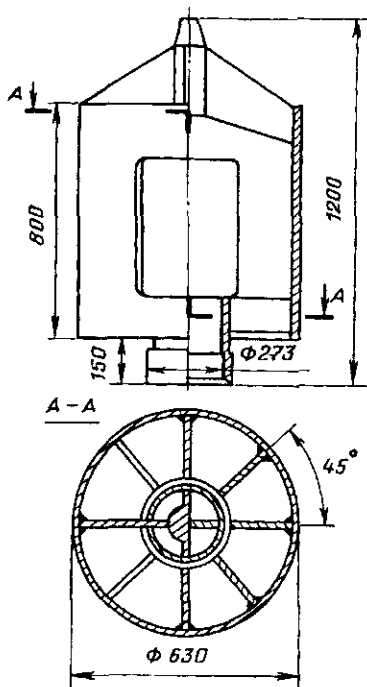


Рис. 31.5. Ячеистый бур

рового инструмента установки УБСР-25 входят однодолотчатое долото и грейфер, с помощью которых разбивают и извлекают на поверхность валуны.

Пневмударный колонковый бур к установке ЛБУ-50 предназначен для проходки шурфов в крепких породах и состоит из цилиндра, кернорвателя, шламоуловителя, кожуха, пневмударников, долот, системы гибких шлангов высокого давления и верхнего кольца.

Бур вращается на бурильных трубах, по которым к пневмударникам подводится сжатый воздух. Одновременно работают четыре пневмударника, долота которых разрушают кольцевой забой, следуя одно за другим.

Образующийся крен отрывают и поднимают на поверхность с помощью радиально расположенных долотчатых пуансонов, выдвигаемых к оси шурфа штоками гидроцилиндров.

Оборудование и инструмент для комбинированного способа проходки шурфов. К комбинированным относят способы механизированной проходки шурфов, исключаящие пребывание человека на забое, но не относящиеся к тому или иному способу бурения.

Например, котлованокопатель МКТС-3 предназначен для рытья котлованов глубиной до 5,2 м под опоры контактной сети.

Базой машины служит трактор Т-100М, на котором смонтированы ковшовый элеватор, направляющая рама с тягами, стрела и поворотная платформа. Приводом цепи элеватора является электродвигатель мощностью 22 кВт. Ковш элеватора армирован режущими зубьями, вынутый грунт направляется в отвал специальным транспортером. Общая масса машины 27 т. Установка имеет низкое давление на грунт, что обеспечивает ее высокую проходимость.

Производительность машины при проходке котлованов сечением $0,7 \times 0,7$ м и глубиной 5,2 м в породах I–IV категорий составляет более 20 м/ч (22 котлована глубиной 5–5,2 м за смену).

Установка МКТС-3 рекомендуется для проходки мелких шурфов по породам до IV категории при наличии в них галечно-гравийных включений до 100 мм в поперечнике.

В породах, содержащих большое количество гальки, гравия, валунов, описанные ранее способы проходки неэффективны. В этих условиях рекомендуется применять напорные грейферы.

На рис. 31.6 показана конструкция такого грейфера. Он состоит из корпуса 5, соединенного с буровыми трубами 1, четырех челюстей 6, шарнирно связанных рычагами 4 с ходовой муфтой 2, ходового винта 3, опирающегося на подшипник 7.

Принцип работы грейфера заключается в следующем. Он опускается в шурф на буровых трубах, при этом ходовая муфта находится в верхнем положении, а челюсти разведены. На челюсти через буровые трубы передается с поверхности осевое усилие, под действием которого они внедряются в породу. После внедрения челюстей на полную глубину буровые трубы начинают вращаться по часовой стрелке, вместе с трубами вращается ходовой винт, опирающийся на подшипник. Ходовая муфта, накрученная на винт, перемещается вниз и рычагами закрывает челюсти. После этого грейфер поднимают.

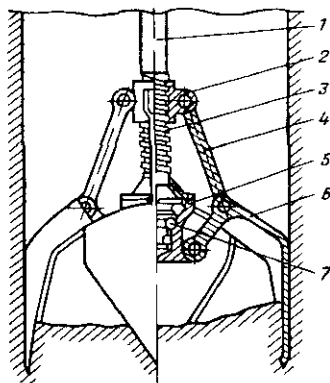


Рис 31.6 Напорный грейфер

Встречающиеся на пути челюстей грейфера валуны разрушаются или сдвигаются за пределы шурфа и во внутреннюю полость грейфера.

§ 4. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ШУРФОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Основными работами, предшествующими проходке шурфов, являются: устройство рабочей площадки, выбор участка поверхности для размещения отвалов, доставка к месту работ оборудования и материалов, установка в рабочее положение и опробование агрегата, размещение на рабочей площадке или в непосредственной близости от нее материалов, необходимых для проходки шурфа.

Шурфы необходимо проходить с горизонтального участка земной поверхности. При выборе размеров рабочей площадки следует учитывать расположение на ней буровой установки и средств, обеспечивающих удобство и безопасность проходческих работ.

При проходке шурфов на слабонаклонной поверхности с целью обеспечения горизонтального положения установки для передних колес машины вырывают небольшие углубления, а саму рабочую площадку не планируют.

При углах наклона земной поверхности, превышающей 5° , приходится устраивать горизонтальные площадки с помощью бульдозеров, а в скальных породах посредством производства буровзрывных работ. На рабочей площадке должны располагаться

не только проходческая установка и технологическое оборудование, но и отвалы разрушенной породы.

Размеры отвалов при проходке разведочных шурфов невелики, но их следует располагать таким образом, чтобы они были компактны и удобны для обратной транспортировки породы при ликвидации шурфа.

При размещении отвалов и особенно при выравнивании площадки бульдозером необходимо учитывать, что после завершения работ шурф должен быть ликвидирован, а на месте проведения работ восстановлен растительный слой. В связи с этим перед выравниванием поверхности необходимо сначала сгрести растительный слой в сторону с тем, чтобы в дальнейшем его можно было вернуть на место.

В местности, доступной для колесного транспорта, доставка оборудования для проходки шурфов является сравнительно несложной задачей. Все необходимое оборудование и материалы доставляют на самоходной буровой установке и автомобиле с прицепом.

В труднодоступной местности к месту проведения шурфа необходимо устраивать простейшие подъезды. При сооружении подъездов и рабочей площадки валят лес и корчуют пни. Эти операции осуществляют с помощью бульдозеров, иногда применяют взрывную корчевку пней. В этом случае под корнями бурят шпур, в которые помещают ВВ из расчета 10–12 г на 1 см диаметра пня.

В связи с небольшим сроком работ на проходку шурфа подъезды к рабочим площадкам сооружают из местного грунта, для чего после валки леса и корчевки пней расчищают просеки от растительного слоя, а затем профилируют местный грунт. В периоды повышенной влажности эти дороги могут оказаться непроезжими для колесного транспорта. В этом случае буровую установку доставляют трактором на буксире, а оборудование и материалы — на тракторных санях.

Подготовительные работы на рабочей площадке сводятся к установке мачты в рабочее положение и поддомкрачиванию машины. Проходческая бригада состоит обычно из двух-трех человек. Основными операциями проходческого цикла являются: разрушение породы, заполнение бура, подъем бура на поверхность, наращивание штанг, разгрузка бура, доставка выгруженной породы в отвал и спуск бура. При проведении шурфа в крепких породах добавляются также операции отделения керна от забоя и очистка шламоборника.

Как было отмечено ранее, в зависимости от конструкции буровой установки и бура большее или меньшее число перечислен-

ных операций можно совмещать во времени. Бур в большинстве установок разгружают вручную или с применением частичной механизации. Разрушенную породу высыпают в отвал непосредственно из бура или перегружают в ковш, подвешенный на кране-укосине, либо на ленточный транспортер, с помощью которых и перемещают в отвал.

При проходке шурфов на глубину, не превышающую длину ведущей штанги, наращивание штанг не производят. При больших глубинах буровые штанги наращивают вручную. Как правило, при проходке шурфов на большую глубину монтаж и демонтаж буровой колонны осуществляют только один раз, так как бур скользит по колонне и разборка ее после каждого рейса не требуется.

Шурф крепят обычно по одной из двух схем: сверху вниз в процессе бурения или сразу на всю его глубину. Наиболее распространен второй способ. Крепление по этому способу при использовании универсальной предохранительной крепи конструкции МГРИ может осуществлять буровая бригада из двух-трех человек. Цикл крепления включает в себя две операции: монтаж кольца над устьем и спуск колонны на длину кольца. Демонтаж производят в обратном порядке.

После окончания составления геологической документации и опробования шурф должен быть засыпан породой, вынутой из него и находящейся в отвалах. Если процесс опробования или другие работы в шурфе продолжаются длительное время, то его следует оградить прочной изгородью. Шурф, как правило, засыпают с помощью бульдозера.

Наименьшие затраты труда и времени на ликвидацию шурфа достигаются при использовании специальных металлических сеток, которые укладывают с двух сторон от устья шурфа. Породу, вынутую из шурфа, высыпают на сетки. После окончания работ, поднимая дальний конец сетки с помощью лебедки буровой установки, высыпают породу в шурф.

После засыпки шурфа и уборки оборудования площадку выравнивают и засыпают растительным слоем.

§ 5. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ БУРОВОГО СПОСОБА ПРОХОДКИ ШУРФОВ

Наиболее прогрессивным в настоящее время является буровой способ проходки шурфов. Он широко используется при геолого-разведочных работах и инженерно-геологических изысканиях. Ниже приведены технические показатели проходки шурфов посредством бурения.

Буровая установка	УШБТ-М	УРБ-ЗАМ	УГБ-50М
Диаметр шурфа, мм	900	700	700
Средняя глубина шурфа, м	4,3	6,1	5,5
Коэффициент крепости пород	3	3	3
Механическая скорость бурения, м/ч	3,7	1,9	3,6
Средняя длина рейса, м	0,2	0,2	0,2
Производительность, м/смену	30,0	15,2	28,8
Масса бура, кг	70	60	60

Средние технические показатели, полученные в процессе бурения шурфов, следующие.

Номер шурфа	1	2	3	4	5	6
Диаметр шурфа, мм	900	900	900	900	900	900
Глубина шурфа, м	6,0	3,0	3,0	4,5	4,0	4,0
Средняя механическая скорость бурения, м/ч	12,1	3,6	21,7	25,6	22,0	17,6
Средняя углубка за рейс, см	17,6	9,7	18,7	23,6	23,5	18,7
Средняя техническая скорость проходки шурфа, м/ч	4,97	2,02	4,2	9,5	5,7	7,1

Как видно из приведенных данных, проходка за рейс и механическая скорость бурения практически не зависят от глубины шурфа, в то же время число рейсов возрастает, однако сменная производительность остается на прежнем уровне, так как одновременно снижается число переездов с точки на точку.

Таблица 31 1

Операция	Затраты времени при проходке шурфов, мин (%), на глубину	
	до 5 м	до 10 м
Монтаж, демонтаж	220 (10,2)	210 (5,1)
Бурение	633 (29,4)	1414 (34,2)
Спуск-подъем	291 (13,5)	683 (16,5)
Разгрузка бура	626 (29,1)	1283 (31,1)
Нарашивание штанг	78 (3,6)	188 (4,5)
Простой	307 (14,2)	350 (8,6)
Итого	2155 (100)	4128 (100)

Из данных, приведенных в табл. 31.1, следует, что с увеличением глубины шурфа постоянным остается время монтажно-демонтажных работ и простоев из-за поломок установок; продолжительность операций цикла, естественно, увеличивается. Наибольшее время в общем балансе занимают бурение и разгрузка бура.

§ 6. ФОРМА И РАЗМЕРЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ШУРФОВ

Разведочные шурфы имеют круглую (в виде окружности) (Кр), квадратную (Кв), прямоугольную (П) формы поперечного сечения. Круглая форма более целесообразна при проходке шурфа в одно отделение, так как из-за отсутствия углов обеспечиваются более удобные условия работы. Кроме того, породные стенки

шурфа с сечением круглой формы обладают несколько большей устойчивостью. С учетом изложенного и в связи с тем, что традиционная деревянная крепь неприменима (из дерева изготавливают только вспомогательные элементы крепи) и заменяется металлической или пластмассовой, площадь поперечного сечения шурфа круглой формы в проходке значительно меньше таковой для шурфа прямоугольного сечения.

Для шурфов, проходимых в два отделения, более целесообразны квадратная и прямоугольная формы сечения, при которых подъемное и лестничное отделения характеризуются большей компактностью.

Площадь поперечного сечения шурфов при проходке выбирают преимущественно в зависимости от их глубины, с увеличением последней принимают большую площадь поперечного сечения.

Между этими величинами прослеживаются (в пределах изменения глубины от 5 до 30 м) следующие зависимости:

а) для шурфов прямоугольного сечения

$$S_{\Pi} = (0,2 - 0,25)H_{\text{пр}}; \quad (31.1)$$

б) для шурфов круглого сечения, имеющих цилиндрическую форму,

$$S_{\text{ц}} = (0,05 - 0,1)H_{\text{пр}}; \quad (31.2)$$

в) для шурфов круглого сечения, имеющих ступенчатую форму,

$$S_{\text{ст}} = (0,09 - 0,2)H_{\text{пр}}; \quad (31.3)$$

где S_{Π} — площадь прямоугольного поперечного сечения шурфа, м^2 ; $H_{\text{пр}}$ — проектная глубина шурфа, м; $S_{\text{ц}}$ — площадь поперечного сечения цилиндрического шурфа, м^2 ; $S_{\text{ст}}$ — средняя площадь поперечного сечения ступенчатого шурфа, м^2 .

Площадь поперечного сечения шурфов, из которых проводят рассечки, должна быть достаточно большой и обеспечивать подъем породы из рассечек, транспортировку проходческого оборудования, размещение лестничного отделения и вентиляционного трубопровода; форму ее выбирают прямоугольной. Сведения о типовых сечениях шурфов приведены в табл. 31.2 и на рис. 31.7.

Таблица 31 2

Обозначение сечения	Размеры шурфов прямоугольного сечения		
	длина, мм	ширина, мм	площадь поперечного сечения (в свету), м^2
П-0,8	950	800	0,8
П-0,9	1120	—	0,9
П-1,3	1450	900	1,3
П-1,5	1650	—	1,5
П-3,2	2120	1500	3,2
П-4,0	2360	1700	4,0

Размеры шурфов в проходке определяют путем увеличения конструктивных размеров на 75 мм (для пород с $f = 4 - 6$) и на 100 мм (для пород с $f = 7$).

Шурфы типового сечения закрепляют сплошной (венцовой) деревянной крепью из круглого леса диаметром 140–150 мм. В табл. 31.3 приведены рекомендуемые размеры площади поперечного сечения для шурфов круглого и квадратного сечений.

Таблица 31.3

Обозначение сечения	Размеры шурфов круглого и квадратного сечений	
	сторона, диаметр, мм	площадь поперечного сечения (в свету), м ²
Кв-1,4	1180	1,4
Кв-2,0	1420	2,0
Кр-0,9	1080	0,9
Кр-1,5	1380	1,5
Кр-2,5	1800	2,5

Правильная геометрическая форма шурфов, проходимых бурением, и применение конструкций крепи из металла в сочетании с пластмассами позволяют уменьшить поперечные размеры выработок в проходке.

В табл. 31.4 приводятся рекомендуемые поперечные размеры шурфов, проходимых буровым способом.

Таблица 31.4

Шурф	Размеры шурфов, проводимых буровым способом, в свету	
	диаметр, мм	площадь поперечного сечения, м ²
Кр (б)-1,75	750–780 (900)	0,72–0,78 (1,04)
Кр (б)-0,95	850–880 (1000)	0,93–0,99 (1,28)
Кр (б)-1,4	1050–1080 (1200)	1,31–1,49 (1,84)

Примечание. В скобках приведены размеры шурфов, проводимых вчерне.

При разведке валунно-галечных и гравийных месторождений шурфы проходят уступами, причем каждый последующий уступ имеет меньший диаметр, что необходимо для применения каркасно-опускной крепи.

Для уменьшения объема выработки диаметр нижнего уступа проектируют минимальным, обеспечивающим, однако, возможность и удобство выполнения проходческих работ. Диаметр верхнего уступа шурфа определяют по формуле

$$D_y = d + a(n - 1), \quad (31.4)$$

где D_y — диаметр верхнего уступа (устья) шурфа, м; d — диаметр нижнего уступа, равный $0,8 \div 1$ м; a — разность диаметров смежных уступов, равная $0,2 \div 0,3$ м; n — число уступов в проектиру-

емом шурфе, равное H/h ; H — проектная глубина шурфа, м; h — высота уступа, равная 2–4 м.

Величины a и h устанавливают исходя из конструктивных параметров крепи шурфа. Объем ступенчатого шурфа определяют по его среднему диаметру $D_{\text{ср}} = (D_y + d)/2$.

Глава 32

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. ФОРМЫ И РАЗМЕРЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Форму поперечного сечения горизонтальных выработок выбирают в соответствии с устойчивостью пород. Выработкам, проводимым без крепления, придают сводчатую (прямоугольно-сводчатую) форму; эта же форма характерна для выработок, закрепляемых анкерной крепью или набрызгбетоном.

Горные выработки, закрепляемые деревянными рамами, имеют трапециевидную или реже прямоугольную форму поперечного сечения.

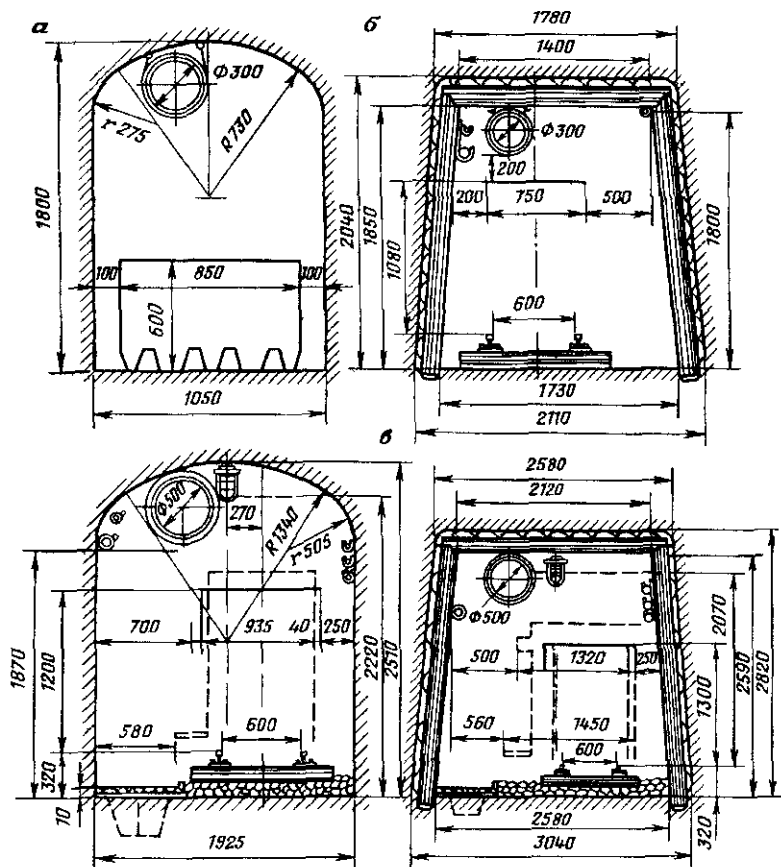
Размеры поперечного сечения выработок выбирают с учетом габаритов транспортного оборудования, зазоров между крепью или стенками выработки и этим оборудованием, а также высоты выработки, регламентируемых правилами безопасности.

Сечения подземных горизонтальных выработок приведены на рис. 32.1, данные о них сведены в табл. 32.1 и 32.2.

Минимальной площадью поперечного сечения должны обладать выработки, уборку породы при проведении которых осуществляют скреперами с помощью лебедок, устанавливаемых у устья выработки.

К таким выработкам относят небольшой протяженности штольни или расчески, проводимые из штолен, штреков, шурфов и восстающих.

В том случае, когда подобные выработки проектируют без механизированной уборки породы, сечение их увеличивают, в выработках прокладывают рельсовый путь, и породу, вручную погружаемую в вагонетки УВО-0,35, транспортируют до устья выработки. В соответствии с ГОСТами установлены две формы поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок: трапециевидная (см. табл. 32.1) и прямоугольно-сводчатая с коробовым сводом (см. табл. 32.2)



32 / Поперечные сечения горизонтальных выработок, проводимых без
 епления при скреперной уборке породы (а), с креплением деревом при от-
 тке породы в вагонетках (б), с механизированной погрузкой и откаткой (в)

Таблица 32 1

Обозначение сечения выработки	Параметры сечений трапециевидной формы			
	ширина выработки, мм		высота выработки h , мм	площадь поперечного сечения, m^2
	у кровли l_1	у почвы l_2		
Т-2,0	870	1310	1800	2,0
Т-2,8	1350	1790	1800	2,8
Т-3,7	1480	2000	2110	3,7
Т-4,4	1700	2500	2240	4,4
Т-5,0	1760	2360	2430	5,0
Т-8,3	3270	3840	2340	8,3
Т-9,2	3460	4040	2430	9,2

Таблица 32 2

Обозначение сечения выработки	Параметры сечений прямоугольно-сводчатой формы					
	ширина выработки l , мм	высота выработки h , мм	высота свода h_0 , мм	радиус свода, R , мм	радиус закругления r , мм	площадь поперечного сечения, m^2
ПС-2,0	1110	1480	370	770	290	2,0
ПС-2,7	1550	1320	520	1070	410	2,7
ПС-3,5	1570	1800	520	1090	410	3,5
ПС-4,2	1850	1800	620	1280	490	4,2
ПС-5,4	2070	2050	690	1430	540	5,4
ПС-8,2	3400	1800	850	3080	590	8,2
ПС-8,8	3600	1800	900	3260	620	8,8

Размеры сечений горно-разведочных выработок установлены с учетом размещения в них проходческого и транспортного оборудования, вентиляционных труб, труб сжатого воздуха, водопроводных труб и других коммуникаций. Высоту сечения принимают до поверхности почвы в выработках без рельсов и до верхней плоскости трапа в выработках с рельсами.

Рассмотренные далее типы выработок проектируют для машинной погрузки и электровозной откатки породы из забоя. Поперечные сечения с двумя рельсовыми путями предусматриваются главным образом для разминовки в откаточных выработках околоствольного двора. Иногда применительно к используемому проходческому оборудованию проектируют выработку, сечение которой может отличаться от типового.

Для определения размеров сечений выработок при использовании рельсового транспорта и деревянной трапезиевидной крепи по рекомендациям типовых паспортов крепления расчет ведут в следующей последовательности (рис. 32.2).

Ширина однопутной выработки в свету на уровне кромки подвижного состава

$$B = m + A + n'. \quad (32.1)$$

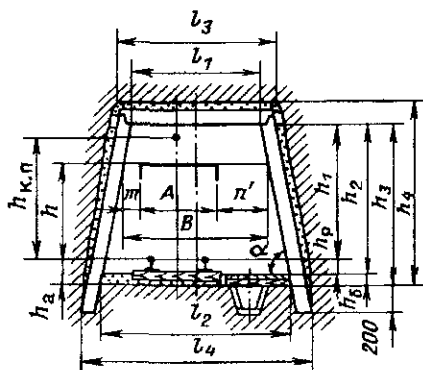


Рис. 32.2 Схема к определению размеров поперечного сечения выработки трапезиевидной формы с деревянной крепью

Ширина двухпутной выработки

$$B = m + 2A - p + n', \quad n' = n + [1800 - (h - h_p)] \operatorname{ctg} \alpha, \quad (32.2)$$

где m — зазор на уровне подвижного состава; A — максимальная ширина подвижного состава; p — зазор между составами; n' — проход на уровне кромки подвижного состава; n — проход на высоте 1800 мм от уровня трапа, равный не менее 700 мм; h — высота подвижного состава от головки рельса; h_p — высота от трапа до головки рельса; α — угол наклона стоек крепи ($\alpha = 80^\circ$).

Ширина выработки в свету по кровле

$$l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} \alpha, \quad (32.3)$$

где h_1 — высота выработки от головки рельса до верхняка крепи.

Ширина выработки в свету по трапу

$$l_2 = B + 2(h + h_p) \operatorname{ctg} \alpha. \quad (32.4)$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету

$$S_{\text{св}} = \frac{l_1 + l_2}{2} h_2, \quad (32.5)$$

где h_2 — высота выработки от трапа до верхняка крепи, равная $h_1 + h_p$.

Проектная площадь (площадь вчерне) поперечного сечения выработки

$$S_{\text{пр}} = \frac{l_3 + l_4}{2} h_4, \quad (32.6)$$

где l_3 , l_4 — ширина выработки соответственно по кровле и по почве; h_4 — проектная высота выработки в проходке при креплении рамами всплошную (без зажима) до осадки, равная $h_3' + d$; при наличии затяжки

$$h_4 = h_3' + d + 50; \quad h_3' = h_3 + 100; \quad h_3 = h_1 + h_b;$$

$$h_b = h_a + h_6, \quad (32.7)$$

где h_3' — высота выработки от почвы до верхняка перед осадкой; h_3 — высота выработки от почвы до верхняка после осадки; h_a — высота строения пути; h_6 — высота балластного слоя.

Высота выработки от головки рельсов до верхняка после осадки $h_1 = h_{\text{к.п}} + 200$ (где $h_{\text{к.п}}$ — высота подвески контактного провода от головки рельсов, равная 1800, 2000, 2200 мм).

Высота выработки от балластного слоя до верхняка перед осадкой $h_2' = h_2 + 100$.

Проектная ширина выработки по почве

$$l_4 = B + \frac{2 [\cos \alpha (h + h_a) + d + 50]}{\sin \alpha}. \quad (32.8)$$

То же, при креплении рамами вплотную

$$l_4 = B + \frac{2 [\cos \alpha (h + h_3) + d]}{\sin \alpha}. \quad (32.9)$$

Длина стойки с учетом округления до стандартной длины

$$L_c = \frac{h_3}{\sin \alpha} + 250 + \frac{d}{2} + \Delta, \quad (32.10)$$

где Δ — величина округления до стандартной длины леса.

Высота выработки от уровня головки рельсов до верхняка должна быть на 200 мм больше высоты подвески контактного провода. Эту величину принимают после осадки крепи. Величина вертикальной осадки для выработки, закрепленной деревом, равна 100 мм.

Для определения размеров сечения выработки вчерне при наличии деревянной крепи к ширине выработки в свету прибавляют удвоенный диаметр стоек крепежной рамы и 100 мм на затяжку, высоту выработки увеличивают на диаметр верхняка, толщину балластного слоя и на затяжку (50 мм).

Для определения размеров сечений выработок прямоугольно-сводчатой формы расчет ведут в следующей последовательности (рис. 32.3).

Ширина однопутной выработки в свету

$$B = m + A + n, \quad (32.11)$$

а двухпутной

$$B = m + 2A + p + n. \quad (32.12)$$

Высота выработки в свету складывается из высоты вертикальной стенки от уровня трапа h_1 и высоты свода h_0 .

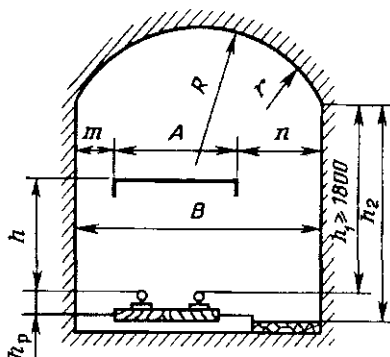


Рис. 32.3 Схема к определению размеров поперечного сечения выработки прямоугольно-сводчатой формы

Высота вертикальной стенки $h_2 = h_1 + h_p$ (где h_1 — высота от головки рельса до пяты свода, определяемая высотой подвижного состава и равная не менее 1800 мм).

Высота свода зависит от коэффициента крепости пород: при $f < 12$ $h_0 = 1/3B$; при $f > 12$ $h_0 = 1/4B$.

Кривая коробового свода образуется тремя дугами круга: осевой R и двумя боковыми r ; при $h_0 = 1/3B$ $R = 0,692B$ и $r = 0,262B$; при $h_0 = 1/4B$ $R = 0,905B$ и $r = 0,173B$.

Площадь поперечного сечения выработки в свету

$$S_{\text{св}} = B(h_2 + r). \quad (32.13)$$

Для определения размеров сечения вчерне при набрызгбетонной, анкерной и комбинированной крепях к ширине выработки в свету прибавляют 100 мм, высоту выработки увеличивают на толщину балластного слоя и прибавляют 50 мм на крепь.

Размеры поперечного сечения в проходке определяют так же, как для шурфов и стволов шахт.

В местах закругления предусматривают расширение выработки, величину которого определяют по следующим формулам

$$\Delta_1 = \frac{L^2 - l^2}{8R}; \quad \Delta_2 = \frac{l^2}{8R}, \quad (32.14)$$

где Δ_1 , Δ_2 — соответственно расширение выработки с наружной и внутренней сторон кривой; L — длина электровоза (вагонетки), м; l — длина жесткой базы, м; R — радиус закругления, м.

При определении объема горизонтальных выработок необходимо учитывать горную массу, вынимаемую при устройстве водоотливных канавок.

§ 2. ПРОВЕДЕНИЕ ВЫРАБОТОК ПО ОДНОРОДНЫМ КРЕПКИМ ПОРОДАМ

Горные выработки по однородным крепким породам проводят с помощью буровзрывных работ.

К основным относят процессы, которые выполняют непосредственно у забоя выработки, следствием чего, собственно, и является подвигание забоя (проведение выработки), т.е. бурение шпуров, зарядание их взрывчатым веществом, взрывание шпуровых зарядов, проветривание выработки после взрыва зарядов, уборка (погрузка и откатка) породы и крепление.

К вспомогательным относят процессы, выполнение которых обеспечивает нормальные условия для осуществления основных процессов, т.е. настилка рельсовых путей, подвеска воздушных, водяных и вентиляционных труб, устройство водоотливных канавок и т.п.

В зависимости от условий горнопроходческие работы могут выполняться последовательно, когда каждый проходческий процесс начинается только после окончания предыдущего, или параллельно, когда одновременно выполняются работы по двум основным процессам, например бурение шпуров и уборка породы или крепление и т.п. Обычно вспомогательные процессы выполняют одновременно с основными. Опыт работы горнорудных предприятий показывает, что при параллельном выполнении

проходческих процессов достигаются большие скорости проведения выработок.

Бурение шпуров осуществляют главным образом пневматическими бурильными установками типа ПР-20, ПР-24 или более тяжелыми — ПР-30 с использованием пневматических или механических поддержек. Число одновременно работающих перфораторов в забое зависит от крепости породы и площади сечения выработки и определяется с расчетом не более одной машины на $1,5-2 \text{ м}^2$ площади забоя.

В качестве взрывчатых веществ применяют в большинстве случаев аммонит № 6ЖВ, динафталит и детониты.

Взрывание — огневое с использованием капсюлей-детонаторов и огнепроводного шнура или электрическое с применением электродетонаторов. Вначале взрывают врубовые шпур, затем — отбойные и наконец — оконтуривающие.

После производства взрывных работ выработки проветривают нагнетанием воздуха по трубам к забою или отсасыванием загрязненного воздуха от забоя. Выработки небольшой (до 300 м) длины обычно проветривают нагнетанием воздуха при помощи центробежных вентиляторов, а при большей длине чаще используют проветривание по комбинированной схеме осевыми вентиляторами, монтируемыми в трубопроводе.

Уборку породы осуществляют породопогрузочными машинами, скреперными установками или вручную. Применение того или иного способа погрузки (уборки) породы зависит от размеров поперечного сечения горной выработки и возможности использования машин. В выработках с поперечным сечением 4 м^2 породу убирают вручную или при помощи скреперных установок, с площадью сечения более 4 м^2 — породопогрузочными машинами. Породу убирают при длине выработки до 200 м вручную, вагонетками вместимостью $0,35-0,5 \text{ м}^3$, а при большей длине выработки — электровозами в вагонетках вместимостью $0,5-0,8 \text{ м}^3$.

Выработки крепят в тех случаях, когда они пересекают зону нарушенных пород, обычно же в крепких однородных породах крепление не применяют.

Вслед за продвижением забоя настилают рельсовые пути, подвешивают воздушные, водяные, вентиляционные трубы, электрические кабели и устраивают водосточные канавки. Эти вспомогательные работы обычно выполняют в одних случаях, совмещая их во времени с бурением шпуров, в других — с уборкой породы.

Скорость проведения горных выработок в однородных крепких породах колеблется в широких пределах: в геологоразведочных партиях от 20 до 200 м/мес, а на горнорудных предприятиях — до 300–500 м/мес.

§ 3. ПРОВЕДЕНИЕ ВЫРАБОТОК ПО ОДНОРОДНЫМ МЯГКИМ ПОРОДАМ

В однородных мягких породах горно-разведочные выработки проводят с использованием отбойных молотков без буровзрывных работ ($f \leq 2$) или с применением буровзрывных работ в сочетании с разрыхлением породы взрывами шпуровых зарядов ($f < 4$).

Отбойку в мягких породах осуществляют отбойными молотками. Вначале делают в наиболее мягкой прослойке породы забоя вруб глубиной 20–30 см, после чего отбивают в направлении к врубу заходками на глубину вруба. Закончив отбойку породы первой заходки, разрабатывают новый вруб, и цикл выемки породы повторяют.

При проведении выработок в мягких породах широко используют отбойку спаренными отбойными молотками, принцип работы с которыми заключается в том, что два отбойных молотка направляют при работе под углом примерно 45° друг к другу, что способствует более эффективной отбойке породы от массива и достижению более высокой скорости проведения выработки. Работу по выемке также начинают с разработки вруба глубиной до 1 м, после чего производят отбойку по всей площади забоя.

Породу грузят в вагонетки вручную или с помощью ленточных перегружателей. Для облегчения труда при ручной погрузке породы на почву выработки вплотную к забою настилают железные листы толщиной 3–5 мм, наличие которых способствует повышению производительности уборщика породы на 20–25 %. При погрузке с перегружателем может быть использована самонавалка породы. Для этого в почве выработки у забоя разрабатывают углубление (нишу), в которое вводят загрузочную часть перегружателя. Значительная часть (до 70 %) отбиваемой отбойным молотком породы попадает на ленту перегружателя и подается в вагонетку, остальную породу загружают на перегружатель вручную.

Крепление выработок, проводимых в мягких однородных породах, является одним из основных и наиболее ответственных процессов. Горно-разведочные выработки обычно крепят деревянными крепежными рамами трапециевидной формы. Расстояние между крепежными рамами определяют в зависимости от устойчивости пород и величины горного давления. При креплении выработки, проводимой по неустойчивым породам, крепежные рамы устанавливают вплотную одна к другой (сплошное крепление), при наличии более устойчивых пород — на расстоянии (до 1 м) одна от другой (крепление вразбежку), а пространство между ними затягивают досками (затяжками).

Настилку рельсовых путей, подвеску трубных коммуникаций, разработку канавы и другие вспомогательные работы выполняют по мере продвижения забоя с интервалами в соответствии со стандартной длиной труб и рельсов.

Скорость проведения горных выработок с использованием отбойных молотков обычно составляет около 30–40 м/мес, достигая в некоторых случаях до 150 м/мес. В угольной промышленности скорость проведения выработок при отбойке породы отбойными молотками и погрузке с перегружателем достигала 400 м/мес и более.

§ 4. ПРОВЕДЕНИЕ ВЫРАБОТОК С ОТБОЙКОЙ МОЛОТКАМИ И ПРИМЕНЕНИЕМ ВВ

При проведении выработок по однородным мягким породам в ряде случаев целесообразно предварительно разрыхлять их. Такое разрыхление породы обычно достигается взрывом небольшого числа (5–6 шт.) шпуровых зарядов, расположенных в средней или нижней части забоя. Отбросив отбитую и разрыхленную взрывом породу, отбивают оставшуюся по периметру выработки породу до проектного контура выработки.

Погрузку породы в таких условиях осуществляют вручную непосредственно в вагонетки или с использованием перегружателя. Погрузочные машины применяют в том случае, если позволяют размеры поперечного сечения выработки. В противном случае породу убирают от забоя скрепером с последующей погрузкой в вагонетки.

Крепление, настилку рельсовых путей и монтаж трубных коммуникаций производят проходчики.

§ 5. ПРОВЕДЕНИЕ ВЫРАБОТОК КОМБАЙНАМИ

В практике геологоразведочных работ проходческие комбайны пока не нашли широкого применения главным образом потому, что в мягких породах горно-разведочные выработки проводят в ограниченных объемах, небольшой протяженности и с малыми поперечными сечениями. В таких условиях использование комбайнов современных конструкций, применяемых в угольной промышленности, экономически нецелесообразно.

Даже в крупных геологоразведочных партиях объем горнопроходческих работ сравнительно небольшой, причем выработки обычно рассредоточены на значительной площади, что и ограничивает целесообразность применения таких совершенных, но достаточно громоздких механизмов. Однако опыт работы угольной промышленности показывает, что применение проходческих комбайнов в соответствующих горно-геологических условиях при

обеспечении комплексной механизации проходческих работ позволяет осуществлять проведение выработок с большими скоростями при небольшом числе рабочих в проходческом забое, выполняющих в основном управление работой механизмов комбайна.

В последние годы широко применяют проходческие комбайны 4ПП5, 4ПУ, 4ПП2М, П-60, КП-25, КП-20Б, 1ГПКС и другие.

§ 6. ПРОВЕДЕНИЕ ВЫРАБОТОК ПО НЕОДНОРОДНЫМ ПОРОДАМ

Горизонтальные выработки по неоднородным породам проводят в следующих случаях:

а) при разведке рудных месторождений, представленных жилами небольшой мощности;

б) при разведке осадочных месторождений с тонкими пластами полезного ископаемого.

В обоих случаях ценность полезного ископаемого и стремление к систематическому валовому опробованию предопределяют целесообразность раздельной выемки полезного ископаемого и пустой породы.

Выемку полезного ископаемого и отбойку пустой породы производят при помощи отбойных молотков и ручных горнопроходческих инструментов в комбинации с буровзрывными работами, уборку породы (в зависимости от принятого способа отбойки) осуществляют при помощи породопогрузочных машин, перегружателей или вручную.

Крепление выработок осуществляют в зависимости от устойчивости пород и условий залегания полезного ископаемого.

Способ проведения горных выработок выбирают в зависимости от ряда горнотехнических факторов: а) крепости полезного ископаемого и вмещающих пород; б) ценности полезного ископаемого, в) уровня разубоживания; г) условий залегания полезного ископаемого.

Если рудное тело характеризуется меньшей твердостью, чем вмещающая порода, горную выработку проводят посредством выемки рудной массы отбойными молотками без применения или с частичным применением взрывных работ. Выработанное пространство используют в качестве вруба. В таких случаях выработку следует располагать так, чтобы жила находилась в средней части забоя. При таком расположении выработки по отношению к жиле создаются благоприятные условия для выемки полезного ископаемого отбойными молотками или ручными горнопроходческими инструментами.

В случаях, когда рудная жила имеет большую твердость, чем вмещающие породы всячего или лежащего бока, горную выра-

ботку целесообразно располагать так, чтобы рудное тело находилось у одного из боков выработки. Отбойка полезного ископаемого может быть проведена после выемки пустой породы вишащего или лежащего бока. При отбойке породы с помощью буровзрывных работ целесообразно применять боковой вруб, так как четко выраженный контакт горных пород различной твердости способствует повышению эффективности взрывных работ.

Раздельная выемка полезного ископаемого при проведении горно-разведочных выработок создает благоприятные условия для комплексного изучения характера рудопроявления, а валовое опробование производят без дополнительных затрат на отбойку материала пробы.

При одинаковой твердости вмещающих пород и рудных тел и большой ценности полезного ископаемого отбойку породы от массива производят одновременно по всему забою, добытую горную массу целесообразно складывать отдельно, как руду.

Глава 33

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. ПАРАМЕТРЫ НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Наклонные выработки проходят в толще полезного ископаемого или по породе под некоторым (3° и более) углом наклона к горизонту. К наклонным горным выработкам относят восстающие, наклонные стволы и съезды, уклоны, бремсберги, скаты, рудоспуски. Трудоемкость проходки наклонных выработок возрастает с увеличением угла их наклона.

Восстающие проходят при детальной или эксплуатационной разведке с целью изучения закономерностей изменения состава и строения полезного ископаемого по падению, для оконтуривания разведочных блоков и выделения в них участков с различными сортами руд.

Уклоны и наклонные стволы проходят при разведке месторождений сравнительно редко, областью применения тех и других является соответственно предварительная или детальная разведка неглубоко залегающих месторождений с небольшим углом падения. При разведке месторождений в отдельных случаях проводят наклонные штольни.

Сооружение наклонных горных выработок включает в себя комплекс работ, обеспечивающих готовность их к сдаче, а спе-

цифика проходки заключается в особенностях технологии и механизации уборки породы и крепления.

Выбор рациональных параметров наклонных выработок имеет важное значение. Параметры наклонных выработок в свету на угольных, сланцевых, рудных и соляных шахтах принимают в соответствии с правилами безопасности в зависимости от типа и назначения выработки, а также от вида крепи. При выборе параметров наклонных выработок необходимо, в первую очередь, иметь данные о размерах горнотранспортного оборудования.

Площадь поперечного сечения наклонной выработки S и ее параметр P различной формы определяют по приведенным ниже формулам:

а) при прямоугольной форме

$$S = Bh_2, \quad P = 2h_2 + 2B; \quad h_2 = h_1 + 140 \text{ мм};$$

б) при трапециевидной форме

$$S = \frac{l_1 + l_2}{2} h_2, \quad P = l_1 + l_2 + \frac{2h_2}{\cos \alpha_1};$$

в) при сводчатой с коробковым сводом форме

$$S = B(h_2 + 0,26B), \quad P = 2h_2 + 2,33B;$$

г) при сводчатой с полуциркулярным сводом форме

$$S = B(h_2 + 0,39B), \quad P = 2h_2 + 2,57B,$$

где B — ширина выработки, м, h_1 — высота выработки от головки рельса до перекрытия, м; h_2 — высота от балласта до перекрытия в выработках прямоугольной или трапециевидной формы; l_1 — ширина выработки поверху, м; l_2 — ширина выработки по балласту; α_1 — дополнительный угол наклона стоек крепи.

Параметры наклонных выработок, полученные посредством расчета, должны быть проверены на предельно допустимые скорости движения воздуха в соответствии с правилами безопасности.

§ 2. ФОРМЫ И РАЗМЕРЫ ВЫРАБОТОК

Формы и размеры наклонных выработок устанавливают согласно общим положениям для горизонтальных и наклонных горных выработок. Форму поперечного сечения выработки выбирают с учетом физико-механических свойств массивов горных пород, срока службы выработки и свойств крепежного материала, а также горнотехнических факторов: скорости проведения выработки, применяемого горнотранспортного оборудования, степени механизации возведения крепи, устройства крепи и др.

Основными формами наклонных выработок являются прямоугольная, трапециевидная и криволинейная (арочная).

В выработках прямоугольной и трапециевидной форм лучше используется поперечное сечение по сравнению с выработками криволинейного очертания. Однако криволинейная форма выработки обеспечивает большую ее устойчивость, снижает трудоемкость ведения горных работ при значительно меньших объемах вынимаемых горных пород.

Размеры поперечного сечения выработки определяют с учетом параметров применяемого горнотранспортного оборудования и числом рельсовых железнодорожных путей или конвейеров, а также количества воздуха, проходящего по ней для проветривания.

При разведочных работах, как правило, пользуются принятыми типовыми размерами наклонных выработок. Так, наклонные выработки протяженностью до 60 м имеют следующие размеры.

Размеры, м	1,0 × 1,25	1,0 × 1,5	1,7 × 1,8	2,0 × 2,0	2,37 × 2,7
Площадь поперечного сечения в свету, м ²	1,25	1,5	3	4	6

Таким образом, выбор формы и размеров поперечного сечения наклонных горных выработок зависит от характера проявления горного давления, срока службы, назначения выработки и материала крепи.

При выборе размеров и форм поперечного сечения следует учитывать организацию и технологию проходческих работ. Так, например, комбайновый способ проходки выработки с сечением в форме окружности связан с большими переборами пород, а проходку выработок больших поперечных сечений осуществляют послойно. Многообразие горно-геологических и горнотехнических факторов, форм и размеров поперечных сечений выработок значительно усложняет создание и эффективное использование проходческого оборудования.

Для совершенствования средств и способов проведения выработки стремятся к сокращению и унификации типоразмеров ее поперечных сечений.

При угле наклона до 15° выработкам придают сводчатую (в устойчивых породах) и трапециевидную (в неустойчивых породах) форму, при угле наклона более 15° — прямоугольную форму. Рекомендуемая площадь поперечного сечения в проходе составляет 5,1–6,4 м². Длина уклонов редко превышает 25–30 м, стволы — 50 м.

Форму и размеры сечения восстающих выбирают в зависимости от их назначения, числа отделений и материала крепи. Широко применяют прямоугольную форму сечения.

Формы и размеры сечений наклонных выработок существенно влияют на выбор организации и технологии их проходки.

§ 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТОК

Выбор рациональных технологических схем проходки наклонных выработок имеет важное значение. В основном применяют два способа проходки наклонных выработок: комбайновый и буровзрывной. При комбайновом способе достигаются высокие скорости проходки и производительность труда, однако при проходке наклонных выработок он пока имеет ограниченное применение. Буровзрывной способ характеризуется разнообразием применяемых технологических схем и оборудования.

Технологические схемы выбирают с учетом горно-геологических и горнотехнических условий, изменения их во времени и пространстве, разновидности и многооперативности процессов, а также изменения режимов горнотранспортного оборудования.

Различают две основные схемы организации работ по проведению выработок: поточную и цикличную.

При поточной технологии происходит совмещение во времени всех производственных процессов с непрерывным извлечением горной массы из забоя выработки. К этой схеме относят технологию проведения выработок комбайнами.

При цикличной технологии выемку горной массы осуществляют с перерывами на выполнение вспомогательных работ. К цикличной технологии относят все способы проведения выработок буровзрывным способом, а также комбайновым с механическим разрушением, когда для возведения крепи останавливают комбайн.

При проходке выработок в мягких породах ($f \leq 4$) широко используют проходческие комбайны, позволяющие осуществлять почти непрерывное ведение работ по извлечению горной массы из забоя с остановкой только для профилактического осмотра и ремонта, смены режущего инструмента.

Применение комбайнового способа позволяет наиболее полно механизировать основные и вспомогательные процессы и значительно повысить коэффициент использования и технико-экономические показатели проведения выработок.

Технологическая схема при буровзрывном способе проходки является до настоящего времени основной.

Выбор оптимальных технологических схем при проходке наклонных выработок должен осуществляться в соответствии с конкретными горно-геологическими и горнотехническими условиями проведения при наименьших затратах, оптимальной скорости проходки и высоком уровне производительности труда проходчиков.

При проходке уклонов с углами наклона от 8 до 35° могут быть рекомендованы следующие технологические схемы с приме-

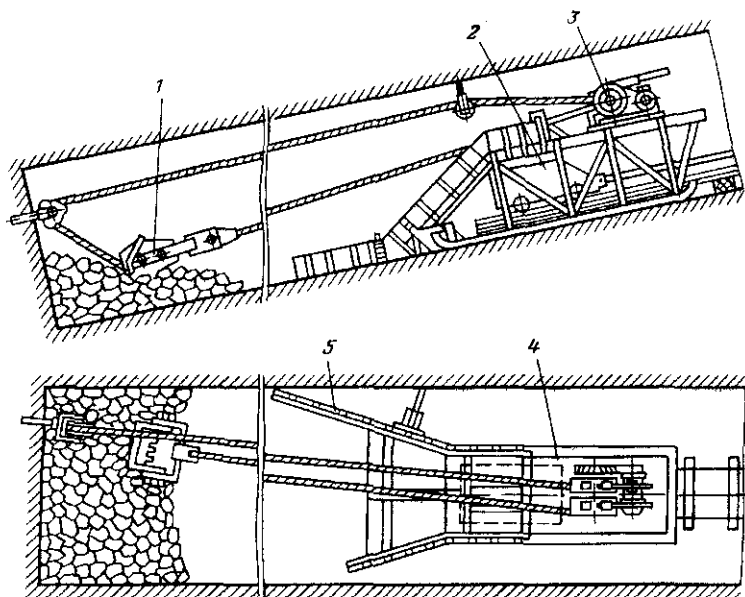


Рис 33.1. Скреперный комплекс SKU-1

1 — скрепер, 2 — скип 3 — скреперная лебедка, 4 — съемные борты, 5 — скреперный полук

нием. 1) погрузочной машины ППН-7 и погрузки горной массы на скребковый конвейер, 2) стационарного оборудования при двух одноконцевых подъемах; 3) стационарного оборудования при конвейерной откатке, 4) скреперных комплексов СКБ-1, SKU-1 (рис. 33.1), SKU-КТ, СКМ-600 и разгрузкой скипа в гезенк, 5) скреперного комплекса СКМ-600 и откаткой горной массы в вагонетках на откаточный штрек; 6) скреперного комплекса СКБ-1.

Скреперные комплексы SKU-1, СКБ-1 и SKU-КТ можно использовать при различных технологических схемах проходки наклонных выработок. При этом применяют три способа погрузки породы на скребковые и ленточные конвейеры (СКР-20, СП-46, СП-64, РТУ-30 и КЛ-150) комплексом СКБ-1, на ленточные конвейеры (РТУ-30 и КЛ-150) комплексом SKU-КТ и в скипы или вагонетки SKU-1.

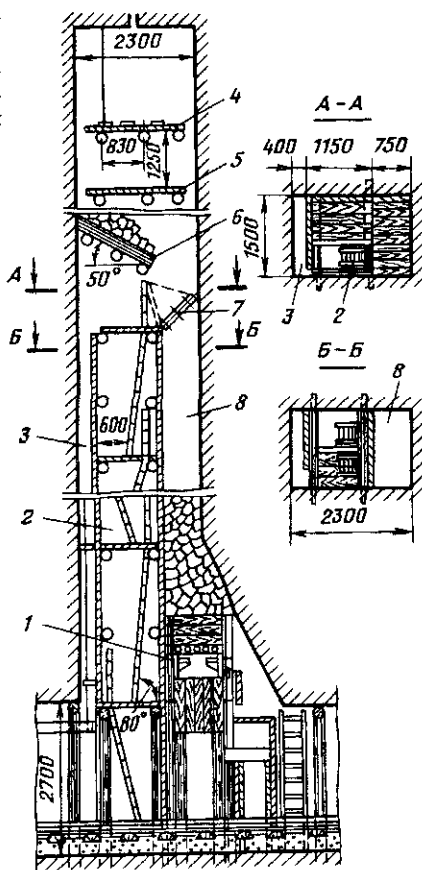
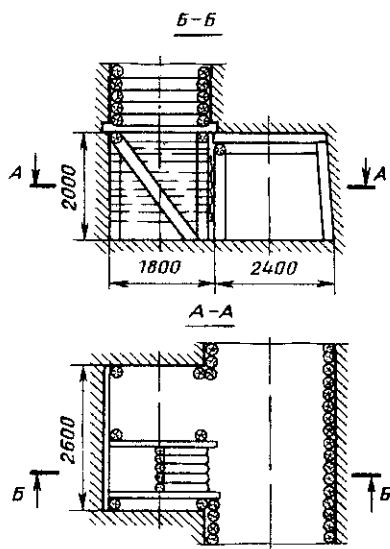
Применение скреперных комплексов позволяет увеличить скорость проходки наклонных выработок до 150–250 м/мес и производительность труда проходчиков до 4–6 м³/чел.

Критерием выбора оборудования и технологических схем проходки наклонных выработок является улучшение условий и безопасности труда проходчиков при минимальных капитальных

Рис 33.3 Схема восстающего в процессе проходки

1 — выпускной люк, 2 — лестничное отделение, 3 — материальное отделение, 4 — рабочий полук, 5 — предохранительный полук, 6 — наклонный отбойный полук, 7 — ляда, 8 — породное отделение

Рис 33.2. Сопряжение нижней части восстающего с горизонтальной выработкой



и эксплуатационных затратах, т.е. при возможно меньших приведенных затратах на проходку 1 м выработки и высокой производительности труда рабочих.

Проходку наклонных выработок осуществляют в направлении сверху вниз, снизу вверх (наиболее распространенное), а также встречными забоями.

Выработки с наклоном более 45° проходят так же, как вертикальные, а выработки с углом наклона менее 45° — как горизонтальные.

Технологические схемы проходки наклонных и вертикальных восстающих имеют свои особенности, так как забои выработки нависает над призабойным пространством.

Применяют следующие способы проходки восстающих: обычный (с оборудованием в период проходки лестничного отделения и устройства рабочего и предохранительного полков), с помощью

проходческих комплексов, взрыванием скважинных зарядов, с использованием подвесных клетей, бурением на полное сечение, посредством оттайки мерзлых грунтов вокруг скважин.

Восстающие проходят, как правило, с помощью буровзрывных работ, применяя шпуровой способ отбойки.

Проходке восстающего предшествует устройство ниши в горизонтальной выработке (штреке, штольне, рассечке).

Ниша предназначена для создания безопасных условий перехода из лестничного отделения восстающего в горизонтальную выработку, ширину ее принимают равной ширине восстающего, глубина составляет не менее 1,2 м, а высота — 2 м. Отбойку породы осуществляют шпуровыми зарядами, чтобы обеспечить со-

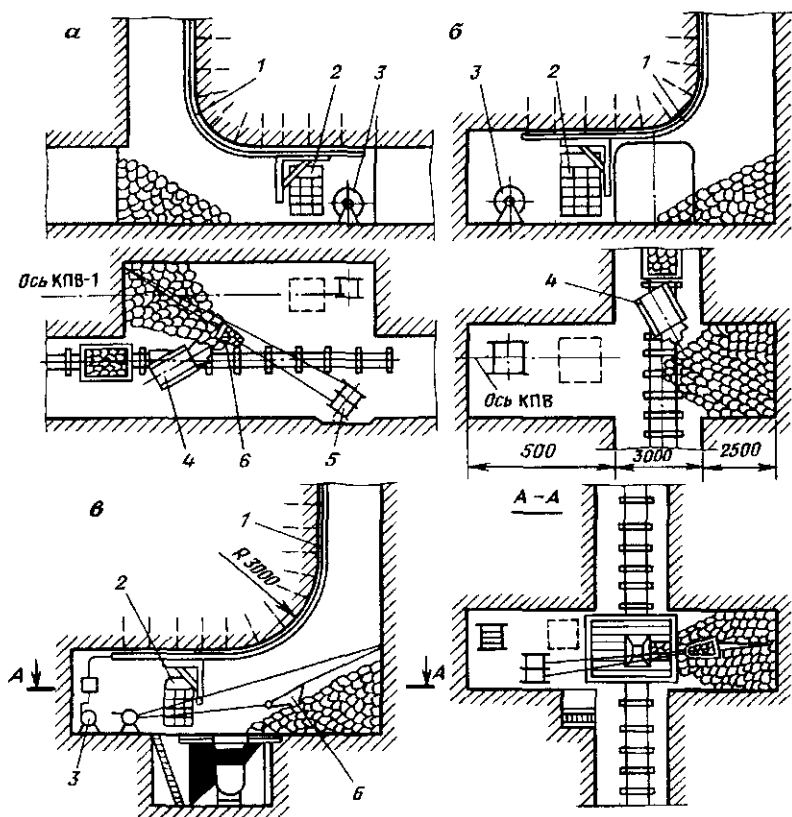


Рис. 33.4. Схема проходки восстающих комплексом КРВ-1 параллельно выработке (а), перпендикулярно выработке (б), в кровле перпендикулярно выработке (в)

1 — монорельс, 2 — кабина, 3 — лебедка, 4 — погрузочная машина, 5 — скреперная лебедка, 6 — скрепер

хранность крепи и не разрушить породу вокруг устья восстающего; при неустойчивых породах в нише устанавливают две крепежные рамы с распорками (рис. 33.2). Отбойкой породы в кровле ниши начинают работы по проходке восстающего.

Проходку первых 5–8 м выработки осуществляют с временных полков и без разделения восстающего на отделения. Вслед за этим устье выработки закрепляют. Затем оборудуют лестничное отделение (устанавливают полки и лестницы). Забой обуривают с рабочего полка, устраиваемого на венцах крепи или на распорках, устанавливаемых на расстоянии 1,8–2 м от забоя (рис. 33.3) под рабочим полком. Для повышения безопасности работ ниже (на 1–1,5 м) монтируют предохранительный полок. Шпур бурят телескопными перфораторами.

На рис. 33.4 приведены схемы проходки восстающих площадью поперечного сечения более 5 м² комплексом КПВ-6, которые можно применять в любых условиях при наличии в забое устойчивых пород.

При проходке восстающих с помощью комплекса КПВ-4 скорость проходки в 3–4 раза, а производительность в 1,5–1,8 раза выше, а затраты на 30–40 % ниже, чем при обычном способе проходки. Условия и область применения различных способов проходки восстающих приведены в табл. 33.1.

Таблица 33.1

Способ проходки восстающих	Характеристика выработки			
	Максимальная длина, м	Угол наклона, градус	Коэффициент крепости пород	Дополнительные данные
Обычный	Любая	45–90	Любой	Наличие устойчивого забоя
Проходческими комплексами.				
КПВ-4	80	60–90	8–20	Наименьшая длина выработки 20–25 м
КПВ-4а	120	60	8–20	Поперечное сечение выработки 2×3 м
КПВ-6	100(150)	60–90	60–90	Наличие устойчивых пород и разрезной скважины; наименьшая длина выработки 8–10 м
КПВ-400	400	30–90	8–20	Наличие несylучих пород
Взрывными скважинами	До 50	60–90	Любой	Максимальный диаметр 1 м
Бурение с помощью агрегата типа «Стрела-77»	85	30–80	До 10	
Проходческими комбайнами:				
1КВ1	80	90	До 14–16	Максимальный диаметр 1,5 м
2КВ	100	90	До 14–16	Наличие разрезной скважины и отсутствие валунов
Оттайкой мерзлых грунтов	До 20	90	Мерзлые грунты	

При проведении пологих восстающих часто совмещают основные технологические операции — бурение шпуров с креплением выработки или уборкой породы. За смену выполняют один цикл. Скорость проходки наклонных восстающих на горных предприятиях составляет в среднем 50–60 м/мес, максимальные скорости превышают 230 м/мес.

§ 4. ГОРНОПРОХОДЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ, МАТЕРИАЛЫ И ИНСТРУМЕНТЫ

Механизация при проведении уклонов является одной из важнейших задач, позволяющих ликвидировать ручной труд при бурении и зарядании шпуров, механическом разрушении породы, погрузке и транспортировании породы и полезного ископаемого, возведении крепи, а также улучшить технико-экономические показатели проходки.

При проходке выработок применяют бурильные машины и установки, погрузочные и буро-погрузочные машины, призабойные транспортные машины и крепеукладчики.

Механизацию вспомогательных процессов осуществляют с помощью путеукладчиков, машин для сооружения водоотводных канавок, прокладки труб, кабелей, дренажных работ и т.д.

Механизмы для погрузки горной массы выбирают с учетом соответствия параметров (габаритов и производительности) машины площадям поперечного сечения выработок, необходимым темпам их проведения и крепости пород.

При выборе погрузочных машин для проходки наклонных выработок необходимо учитывать их эксплуатационную производительность, которая определяется произведением погруженного объема горной массы на общее время работы машины (час, смена), включая подготовительно-заключительные операции, вспомогательные работы (обмен вагонеток, настилка временного пути и т.д.) и простои по организационно-техническим причинам.

При проведении наклонных выработок применяют следующие погрузочные машины: ППМ-4у, ППН-7, 1ПНБ-2у, ПНБ-2а, ПНБ-3д, 1ПНБ-2э, 2ПНБ-2б.

Машина ППМ-4у периодического действия с нижним захватом предназначена для погрузки взорванной горной массы любой крепости при среднем диаметре куска не более 400 мм. Применяется при проведении наклонных выработок сверху вниз с углом наклона не более 18° и минимальными размерами по высоте и ширине 2500 × 2500 мм.

Машина ППН-7 осуществляет погрузку горной массы в шахтные вагонетки, скипы или на конвейер из горных выработок,

проходимых сверху вниз под углом до 25° с применением буровзрывной отбойки.

Машина 1ПНБ-2у предназначена для погрузки взорванной горной массы на скребковый конвейер при проведении выработки сверху вниз с углом наклона до 18° и площадью поперечного сечения в свету 8 м^2 и шириной не менее 3570 мм в породах низкой крепости. Машина состоит из нагребавшей части, гусеничного хода, скребкового конвейера, пульта управления и предохранительной лебедки.

Машина ПНБ-2а используется для погрузки взорванной горной массы при проходке наклонных выработок буровзрывным способом.

Машина ПНБ-3д применяется для проведения горных выработок по породам с крепостью $f \leq 16$, относится к тяжелому классу с нагребавшими лапами непрерывного действия бокового захвата.

Машина 1ПНБ-2э предназначена для механизированного бурения шпуров и погрузки горной массы при проведении наклонных выработок сечением более 5 м^2 в породах крепостью $f \leq 6$, на машине установлено навесное бурильное оборудование НБ-3 вращательного действия.

Машина 2ПНБ-2б используется для выполнения тех же операций, что и машина 1ПНБ-2э, и имеет навесное оборудование НБ-1м.

При проведении наклонных выработок также используют скреперные комплексы, осуществляющие погрузку взорванной горной массы в вагонетки, скипы, на ленточные и скребковые конвейеры.

Применяются скреперные комплексы следующих типов: СКУ-КТ, СКМ-600, СКТ-1, МПДК-3 и др.

Скреперный комплекс СКУ-КТ применяют для погрузки взорванной горной массы в вагонетки, скипы и на конвейеры при проходке наклонных выработок сверху вниз с углом наклона до 35° , площадью поперечного сечения в свету $8,5 \text{ м}^2$ и более и высотой не менее 2,8 м. Комплекс состоит из скрепера вместимостью $0,5 \text{ м}^3$, полка, скреперной лебедки, блоков и съемных бортов.

Малогабаритный скреперный комплекс СКМ-600 предназначен для погрузки и транспортирования взорванной горной массы. Применяют при проходке наклонных выработок сверху вниз с углом наклона до 35° , площадью поперечного сечения не менее $5,9 \text{ м}^2$ и высотой не менее 2,1 м. На рис. 33.5 приведено схематичное изображение уборки породы этим комплексом.

Скреперный комплекс СКТ-1 применяют для погрузки взорванной горной массы на скребковый конвейер при проходке

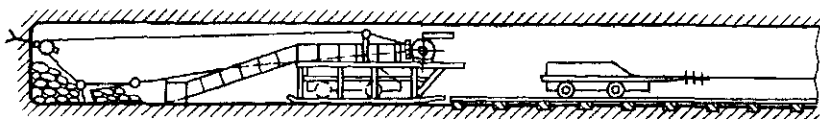


Рис. 33.5. Уборка породы комплексом СКМ-600 в скип

наклонных выработок сверху вниз с углом наклона до 25° и площадью сечения в свету не менее $4,5 \text{ м}^2$.

МПДК-3 — механизированный погрузочно-доставочный комплекс используется для механизации погрузки и транспортирования взорванной горной массы при проведении наклонных выработок сверху вниз, под углом не более 18° , площадью сечения не менее $5,8 \text{ м}^2$ и высотой не менее $1,85 \text{ м}$.

Все скреперные комплексы состоят из скреперной установки и передвижного скреперного полка, как правило, с применением ленточных или скребковых конвейеров.

Технические характеристики комплексов приведены в табл. 33.2.

Рассмотренные ранее машины и комплексы применяют при проходке наклонных выработок сверху вниз, т.е. проходки наклонных стволов с поверхности, уклонов, а также наклонных съездов.

При проходке наклонных выработок снизу вверх восходящим забоем с углом наклона от 30 до 60° и длиной до 120 м используют проходческий комплекс КРН-1м, самоходный полок которого перемещается по монорельсу. На комплексе установлены два буровых агрегата АБ-2, которые имеют стреловидные манипуляторы и перфораторы ПР-30К на канатно-поршневых податчиках. Комплекс позволяет производить спуск и подъем людей, материалов и оборудования, создает рабочее место в призабойном пространстве, снабжает сжатым воздухом и водой.

Таблица 33.2

Комплекс	Транспорт для перемещения горной массы	Минимальные размеры выработки, мм		
		высота	ширина поверху	ширина понизу
СКУ-1	Вагонетка, скип	2820	—	3050
СКБ-1	Скребковый, ленточный конвейер	2800	2850	3050
СКМ-600	Скип, вагонетка	2100	2850	2850
СКУ-КТ (МПДК-2)	Телескопический ленточный конвейер	2040	3850	3850
МПДК-3	Ленточный конвейер	1850	3100	3100

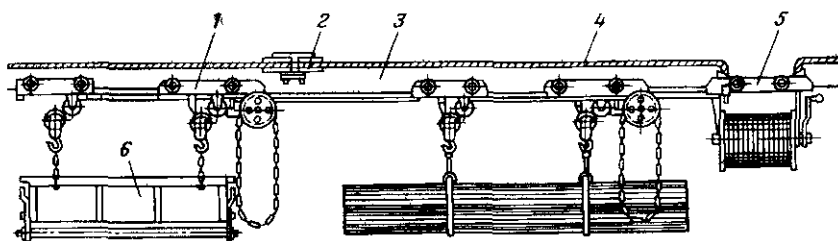


Рис. 33 б. Монорельсовая канатная дорога 8МКД-4МА

В слабых породах при проходке наклонных горных выработок применяют комбайны. Данный способ проходки по сравнению с буровзрывным более совершенен.

Проходческие комбайны позволяют механизировать основные процессы проходческого цикла — отбойку, погрузку и транспортирование горной массы из забоя выработки. Широко используют следующие проходческие комбайны: ПК-3м, 4ПУ, ПК-9р, 4ПП-2, ГПК, 2ПУ.

Транспорт. При проходке выработок применяют следующие виды транспорта: конвейерный (ленточный и скребковый конвейеры), колесно-рельсовый, канатный подъем (скипы), самоходный, монорельсовые канатные дороги.

При уклонах до 3° используют колесно-рельсовый (вагонетки) с электровозной тягой и конвейерный транспорт, до 18° — ленточные конвейеры, при $19-35^\circ$ — скребковые конвейеры.

При проходке наклонных выработок применяют ШСВ (шахтные самоходные вагоны) типа 4ВС-10 и 5ВС-10 грузоподъемностью 5 т, которые работают в комплексе с комбайнами. При углах наклона от 8 до 10° в комплексе с породопогрузочными машинами или проходческими комбайнами используют доставочные бункер-поезда БПД.

Угол наклона выработки, градус		Вместимость скрепера, м ³	Лебедка	Производительность при длине скреперования 15 м, м ³ /ч
минимальная	максимальная			
0	+35	0,5	17ЛС-2П	50
-5	+18	0,5	17ЛС-2П	50
0	+35	0,45	17ЛС-2П	45
-5	+18	0,5	БС-4П-2	50
-5	+18	0,45	17ЛС-2П	45

Монорельсовая канатная дорога 8МКД-4МА (рис. 33.6), предназначенная для проходки наклонных выработок и доставки оборудования и материалов, состоит из монорельса 3, привода, узла направляющих блоков, цепной подвески, узла направляющих роликов 2 натяжного устройства, грузовых тележек 1 с подъемными устройствами, приводной тележки 5 с барабаном для тягового каната, замкнутого каната 4, строп, контейнера 6. В качестве привода используют малогабаритную лебедку ЛММ-2.

Транспортирование материалов и оборудования осуществляют подвесной канатной дорогой ДКП-2.

Буровзрывные работы. Шпур бурят перфораторами на колоннах типа УПБ-1, навесным бурильным оборудованием, которое устанавливают на погрузочных машинах (1ПНБ-2, 2ПНБ-2, НПБ-5 и др.). Применяют также ручные бурильные машины — перфораторы, электросверла, пневмосверла, бурильные машины вращательного (БУЭ-1, БУЭ-2 и др.), вращательно-ударного (БУ-1, БУР-2, СБУ-2М и др.) бурения.

В качестве взрывчатого вещества в крепких породах и негазовых шахтах используют скальный аммонит № 1, детонит, динафалит и другие в патронах диаметром 28, 32 и 36 мм, а также гранулированные и водонаполненные ВВ (гранулиты, граммониты, акваниты, акватолы и др.), позволяющие производить механизированное зарядание шпуров.

В шахтах, опасных по газу или пыли, применяют предохранительные ВВ: в породных забоях — аммониты АП-4ЖВ и АП-5ЖВ; в угольных и смешанных забоях — аммониты ПЖФ-20. В шахтах сверхкатегорийных используют ВВ повышенной предохранительности — патроны ПВП-1 и угленит Э-6. Зарядание шпуров осуществляют с помощью пневмозарядчиков.

Заряды в забоях негазовых шахт взрывают электрическим способом (с помощью электродетонаторов ЭД, ЭДЗД или ЭДКЗ). В забоях, опасных по газу или пыли, используют электродетонаторы ЭД-8П, ЭД-8ПМ.

Крепление. При креплении горных выработок с углом наклона до 45° применяют те же конструкции крепи, что и для горизонтальных выработок. Крепление наклонных стволов, капитальных бремсбергов и уклонов осуществляют жесткой рамой или арочной крепью (металлической или сборной железобетонной), а также сплошной каменной и бетонной или смешанной.

Процесс крепления горных выработок является наиболее трудоемким и дорогостоящим из-за низкого уровня механизации.

Наиболее перспективными конструкциями следует считать крепи из набрызгбетона, монолитного бетона, а также сборные железобетонные тубинговые крепи.

Широко применяют безопалубочное бетонирование, осуществляемое машинами двух типов, работающими на растворенной и сухой бетонных смесях. К машинам первого типа относят торкрет-аппараты, пневмонагнетатели, ко второму — цемент-пушки и бетономшины.

Водоотлив. Схему водоотлива выбирают в зависимости от притока воды, длины и угла наклона выработки. Водоотлив при проведении уклонов с различными углами наклона и протяженностью осуществляют при помощи забойных и перекачных насосов. При проведении уклонов большой длины в зависимости от угла наклона применяют многоступенчатую схему водоотлива.

Для перекачных насосных станций в качестве водосборника могут служить выработки либо емкостные бани.

Откачку воды из забоя осуществляют винтовыми насосами ВМ-18-2, пневматическими насосами типа Н-1м или ПН-12/105 в зависимости от высоты подачи.

Проветривание. Для проветривания выработок применяют вентиляторы ВМЭ-4, ВМЭ-5, ВМЭ-6, ВМЭ-12, ВОЭ-5, ВОЭ-6 и другие, а в забоях, опасных по газу или пыли, — более мощные пневматические осевые вентиляторы ВМП-4, ВМП-5, ВМП-6, «Проходка-500-2М» и др.

§ 5. СОПРЯЖЕНИЕ С ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКОЙ

Для проведения сопряжений с горизонтальными горными выработками используют оборудование, применяемое для проходки наклонных выработок. Сопряжение и приствольные камеры (наклонных стволов) проводят одновременно со стволом.

Перед началом проведения сопряжения наклонная выработка (уклон, ствол) до верхней ее отметки должна быть закреплена постоянной крепью.

Проведение сопряжений состоит из следующих операций: крепление выработки в пределах сопряжений, проведение и крепление непосредственно сопряжения, а также части выработки на длину 8—20 м от наклонной выработки.

Выбор технологических схем проведения сопряжений осуществляют с учетом горно-геологических условий, сечения сопряжения и конструкции крепи.

Способы проведения сопряжений приведены в табл. 33.3.

Первый слой проходят сплошным забоем с применением арочной крепи на анкерах или устойчивой постоянной арочной крепи из двутавровых балок, которую впоследствии бетонировать.

Последовательность ведения работ при проведении сопряжений комбинированным способом аналогична проведению их слоями сверху вниз.

Таблица 33 3

Способ проведения сопряжения	Область применения
Сплошным забоем	В устойчивых породах ($f = 4 - 6$) при ширине сопряжения не более 3,0–3,5 м, в крепких породах ($f = 7 - 10$) при ширине сопряжения до 5 м
Слоями сверху вниз	В устойчивых породах ($f = 4 - 6$) при ширине сопряжения не более 5–6 м, в крепких породах ($f = 7 - 10$) при ширине сопряжения до 8 м
Комбинированный с помощью центральной или бортовых выработок с выемкой породы и возведением в первую очередь крепи свода	В породах, склонных к вспучиванию ($f = 3 - 4$), при ширине сопряжения не более 7–8 м или в крепких породах ($f = 7 - 10$) при глубине заложения более 700 м и ширине сопряжения более 7 м

Если наклонные стволы проходят параллельным или параллельно-щитовым способом, то пространство, не закрепленное постоянной крепью, иногда достигает значительной высоты (до 30 м), и сопряжение в этом случае проводят после проходки наклонного ствола.

По окончании проходки и крепления наклонных выработок на уровне почвы сопряжения устраивают прочный полук из балок и деревянного настила, после чего начинают проведение сопряжений.

Погрузку и доставку породы осуществляют погрузочно-доставочными машинами и скреперными установками.

§ 6. ПРОЦЕССЫ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА

С учетом типа горной выработки, способа проходки, степени механизации основных работ и технологической схемы при проходке наклонных выработок выполняют следующие процессы: бурение, зарядание и взрывание шпуров, проветривание забоя и приведение его в безопасное состояние, уборку (погрузку) породы, транспортирование, настилку временных путей, крепление, включающее в себя установку и снятие опалубки, укладку бетона, возведение железобетонных, металлических арок или других видов крепи.

Погрузка породы в наклонных горных выработках — одна из важнейших операций.

Из всех процессов проходческого цикла главнейшими являются бурение шпуров, зарядание и взрывание. Именно буровзрывные работы определяют объем работ по уборке породы, продолжительность погрузки, а также все остальные показатели проходческих работ, в первую очередь скорость проходки и производительность труда бригады проходчиков.

При проведении наклонных выработок проходческие процессы могут выполняться последовательно или параллельно (совмещенно).

Параллельное выполнение работ (совмещение погрузки и крепления с бурением) возможно при небольших (до 15°) углах наклона. Наиболее распространен последовательный метод выполнения работ, так как при этом создаются лучшие условия для повышения производительности и безопасности труда.

К сопутствующим процессам относят транспортирование горной породы, настил временных путей, возведение временной крепи, наращивание труб сжатого воздуха и промывочной воды, наращивание вентиляционных труб, прокладка временных силовых и осветительных кабелей, удаление воды из забоя, снабжение работ крепежными и другими материалами.

Понятие «рабочий процесс» объединяет комплекс отдельных операций. Процесс бурения шпуров включает в себя бурение, установку и уборку бурового оборудования, разметку и чистку шпуров, замену буров, смазку бурильной машины и т.д.

Операции в свою очередь подразделяются на основные, подготовительно-заключительные и вспомогательные.

§ 7. ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНОПРОХОДСКИХ РАБОТ

Различные горно-геологические условия, виды и назначение выработок, способы их проведения диктуют применение соответствующего оборудования и необходимой организации работ.

Проведение выработок осуществляют на основе цикличной организации работ. Цикл в проходческом забое — совокупность всех процессов и операций, выполняемых в определенном порядке в заданный промежуток времени для обеспечения подвигания забоя выработки на определенную величину.

В цикл работ при проведении горных выработок входят следующие основные процессы бурение, зарядание и взрывание шпуров, проветривание забоя, уборка руды или породы, крепление выработки, настилка пути и др.

Объем работ за цикл в целом и по каждому из процессов зависит от горно-геологических условий и размеров сечения выработки, принятых способов механизации проведения работ и схемы обмена вагонеток, паспортов буровзрывных работ и крепления.

Подвигание забоя за один цикл определяется глубиной шпура с учетом коэффициента их использования.

Чем меньше продолжительность цикла, тем больше их число за определенный промежуток времени и тем интенсивнее ведется работа. Такая организация труда возможна только при четком

знании каждым рабочим поставленной перед ним задачи, исправном состоянии механизмов, своевременном производстве вспомогательных операций.

С увеличением числа циклов в смену, сутки, месяц растет скорость проведения выработок, сокращаются сроки подготовки новых горизонтов, блоков и создаются более благоприятные условия для ведения очистных работ.

Технологический паспорт цикличного проведения выработки состоит из графика цикличной организации работ, графика выходов рабочих, паспорта крепления, паспорта буровзрывных работ, схемы проветривания, перечня оборудования и инструментов, таблицы технико-экономических показателей.

Порядок выполнения проходческих операций во времени принято изображать в виде графика цикличности.

Основные положения скоростного проведения выработок. Из исследований установлено, что для получения максимальной скорости проходки выработки необходимо:

1) принимать число циклов в сутки, кратное числу рабочих смен в забое (т.е. при трехсменной работе — 3, 6, 9, 12 циклов, при двухсменной — 2, 4, 6, 8 циклов);

2) удлинять время, отводимое циклограммой на бурение, за счет ускорения выполнения, механизации и совмещения прочих процессов и операций проходческого цикла;

3) увеличивать длину шпуров за счет повышения чистого времени бурения;

4) задалживать в забое одновременно наибольшее число перфораторов.

Расчет проходческого цикла следует выполнять по следующей схеме.

1. Устанавливают практическим путем:

а) скорость бурения шпуров в зависимости от буримости пород и применяемого оборудования;

б) число шпуров в комплексе при нескольких вариантах их длины;

в) продолжительность основных проходческих процессов в зависимости от длины шпуров, числа одновременно работающих перфораторов, механизации уборки породы и т.д., а также продолжительность проходческого цикла в целом при разной длине шпуров.

Подсчитанная продолжительность цикла округляется до величины, кратной продолжительности смены, с учетом возможностей проходческой бригады и конкретных условий проходки.

2. Уточняют длину шпуров, объемы работ и время, затрачиваемое на выполнение каждой операции цикла, и строят график

организации работ с учетом нормальной и полной загрузки рабочего дня всех членов проходческой бригады.

В дальнейшем скорость проходки может расти либо вследствие постепенного увеличения длины шпуров при сохранении продолжительности проходческого цикла, либо из-за уменьшения продолжительности цикла (увеличения числа циклов в сутки) при постоянной длине шпуров.

Наиболее приемлем вариант последовательного увеличения длины шпуров и уменьшения продолжительности цикла. Увеличение длины шпуров приводит к необходимости переходить от одного вида организации работ к другому, более производительному.

Заданной скорости проходки следует добиваться путем последовательного приближения к ней за счет увеличения производительности труда, выявления резервов времени, улучшения организации работ, насыщения забоя машинами и механизмами, более полного использования техники, совершенствования технологии проходки без излишнего уплотнения забоя рабочей силой.

Цикличная организация проходки и разработанный график требуют тщательной корректировки при их освоении и особенно в течение всего времени проведения выработки, когда происходит фактический рост производительности труда по всем операциям цикла и накапливается неиспользуемый резерв времени.

Процессы и операции проходческого цикла в забое необходимо осуществлять в определенном порядке, по графику и в наиболее короткий срок.

Они могут быть выполнены последовательно, параллельно, комбинированно (одновременно в нескольких забоях одной бригадой).

При последовательном выполнении операций хорошая организация работ сочетается с высокой их механизацией: а) в забое устанавливают возможно большее число перфораторов; б) бурение ведут с промывкой; в) проветривание забоя (искусственное) после взрыва должно продолжаться не более 10–20 мин; г) взорванную породу убирают высокопроизводительными погрузочными машинами при обеспечении быстрой замены вагонов и составов.

При параллельном (совмещенном) выполнении операций цикла наиболее трудоемкие процессы (бурение, крепление и уборку породы) совмещают во времени, за счет чего сокращают общую продолжительность цикла в 1,5–2 раза. Такая организация работ значительно сложнее предыдущей, так как требует одновременного выполнения всех операций цикла.

При одновременной работе одной бригады проходчиков в двух или нескольких близкорасположенных выработках может быть осуществлено комплексное выполнение процессов, когда в

каждом забое операции выполняются последовательно, а в разных — совмещаются. Такая организация труда позволяет уплотнить рабочий день проходчиков и полнее использовать имеющееся оборудование на руднике.

При разработке рациональной организации проходческого цикла исходят из заданной месячной скорости ее проведения. На организацию работ в забое и скорость проходки выработки в основном влияет длина ухода забоя за цикл. От этой величины зависят месячная скорость проходки выработки и удельные затраты рабочей силы, что в конечном счете определяет производительность рабочих-проходчиков

Рассмотрим на примере расчет длины ухода забоя за цикл при заданной скорости проходки и схему установления организации проходческого цикла.

Пример При заданной месячной скорости проведения однопутного откаточного штрека площадью сечения $10,2 \text{ м}^2$ по породам крепостью $f = 10$ необходимо рассчитать и построить график циклической организации работ

Определим суточное и сменное подвигание забоя

$$l_{\text{сут}} = \frac{l_{\text{мес}}}{D_{\text{раб}}} = \frac{225}{25} = 9, \quad l_{\text{см}} = \frac{l_{\text{сут}}}{n_{\text{см}}} = \frac{9}{3} = 3,$$

где $l_{\text{мес}}$ — месячная скорость проходки, м,

$D_{\text{раб}}$ — число рабочих дней в месяце,

$n_{\text{см}}$ — число рабочих смен в сутки

Уход забоя за цикл определяют по формуле

$$l_v = \frac{l_{\text{см}}}{n_{\text{ц}}} = \frac{3}{2} = 1,5,$$

где $l_{\text{ц}}$ — уход забоя за цикл, м, $n_{\text{ц}}$ — число циклов в смену

Для проходки выработки принимают оборудование бурильная установка СБКС-2Н с перфораторами ПК-50, погрузочная машина ППН-3, крепь СПУ-18 с затяжкой бетонными плитами

Зная объемы работ по процессам и операциям, входящим в цикл, и нормы выработки, определяем число человеко-смен на выполнение каждого процесса цикла. Расчет потребного числа человеко-смен по норме и производительности за цикл сведен в табл. 33.4. Комплексная норма выработки равна $1/1,85 = 0,54 \text{ м/смену}$. Как видно из данных, приведенных в табл. 33.4, на выполнение всех процессов цикла необходимо затратить 2,4 чел.-смены, на уборку породы

$$l_{\text{уб}} = T_{\text{см}} t_1 = 7,2 \cdot 0,4 = 3 \text{ ч},$$

на настилку временного пути

$$l_{\text{наст}} = T_{\text{см}} t_2 = 7,2 \cdot 0,15 = 1 \text{ ч},$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, t_1 и t_2 — затраты по производительности соответственно на уборку породы и настилку временного пути, чел.-смен

Определив длительность отдельных операций и порядок их выполнения, строят график циклической организации работ

Таблица 33 4

Профессия	Норма выработки, м	Число чел-смен на проведение 1 м горной выработки		Подвигание линии забоя, м, за цикл	Число чел-смен за цикл	
		по норме	по произво- дительности		по норме	по фактически достигнутой производи- тельности
Машинист СБКНС 2П	4,3	0,23	0,21	1,5	0,34	0,30
Машинист ППН-3	3,25	0,31	0,28	1,5	0,40	0,40
Помощник маши- ниста ППН-3	3,25	0,31	0,78	1,5	0,40	0,40
Крепильщик	2,56	0,39	0,35	1,5	0,58	0,50
Помощник крепильщика	2,56	0,39	0,35	1,5	0,58	0,50
Старший путевой рабочий	8,88	0,11	0,10	1,5	0,16	0,15
Младший путевой рабочий	8,88	0,11	0,10	1,5	0,16	0,15
Итого	—	1,85	—	—	—	2,40

Для сокращения продолжительности цикла бурение шпуров осуществляют двумя бурильными установками, уборку — двумя погрузочными машинами. Крепежные работы в забое ведут параллельно с остальными операциями цикла.

В горной промышленности непрерывно наращивают темпы проходки горных выработок. Это достигается совершенствованием организации внедрения передовых методов труда, использования новой высокопроизводительной техники.

§ 8. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Важным фактором эффективного применения проходческого оборудования является степень его использования. При этом производительность машин тем выше, чем больше степень ее загрузки.

Применение средств механизации при проходке наклонных выработок зависит в основном от угла наклона, длины и поперечного сечения выработки.

Проведение геологоразведочных выработок характеризуется сравнительно низкими скоростями, не превышающими обычно 40—50 м/сек.

На горных предприятиях при высокой квалификации рабочих, обеспеченности бригад фронтом работ и бурении разрез-

ных скважин достигаются значительно более высокие темпы проходки.

Приведем технико-экономические показатели по проходке восстающих обычным способом.

Номер рудника . . .	1	2	3	4	5
Коэффициент крепости пород	8—11	12—14	12—14	10—12	18
Площадь поперечного сечения вчерне, м ²	4,5	2,9	3	4,4	4,3
Крепь.	Сплошная венцовая	Распорная	Распорная	Сплошная венцовая	Распорная
Длина шпуров, м. . .	1,8	1,8	1,8—2,0	1,3—1,6	1,3—1,5
Подвигание забоя за взрыв, м	1,5	1,7	1,6	1,1	1,1
Максимальное число циклов в сутки	До 2	2	До 2	До 2	До 3
Суточный состав бригады, чел.	6	6	6	6	5
Скорость проходки, м/мес.	63,8	85	61	56,3	41
Производительность труда рабочих:					
м/чел.-смену . . .	0,41	0,57	0,51	0,38	0,32
м ³ /чел.-смену . . .	1,8	1,6	1,5	1,6	1,4

Технико-экономические показатели уборки горной массы комплексом самоходного оборудования.

Объем отбитой горной массы за цикл в разрыхленном состоянии, м ³	30
Средняя продолжительность одного цикла (с погрузкой), мин	5,5
Число выполненных циклов вагонами ВС-5П в одном забое в смену . . .	20
Средняя производительность уборки, м ³ /ч.	18

На передовых горных предприятиях при многозабойной и многоцикличной организации труда достигнуты рекордные скорости проходки (до 766 м/мес). Выработки крепили спецпрофилем СВП-27 типа УПК-27-8,5 и СВП-17 типа УПК-17-8,5. Доставку крепежных материалов на подэтажах гор. 500 м осуществляли электровозом, а в забой — вагоном-самосвалом. Возведение крепи, соединение элементов крепи и футеровку кровли выработки бригада производила с кузова вагона-самосвала. Снижение затрат времени на вспомогательные работы в сочетании с высоким профессиональным мастерством рабочих бригады позволило осуществить крепление значительно быстрее.

Бригада состояла из 18 человек и была разбита на три звена по шесть человек в каждом. Ежедневно в каждом забое работали два проходчика и выполняли в трех забоях все процессы горно-

проходческого цикла. Работы в забоях выполнялись по заранее разработанной циклограмме, в три смены по прерывной рабочей неделе с двумя выходными днями. Высокая организация труда позволила добиться максимального уплотнения рабочего дня, повышения степени использования горных машин. Ниже приведены технико-экономические показатели работы этой бригады.

Площадь поперечного сечения выработки, м ²	10,24
Скорость проходки одним механизированным комплексом, м/мес ..	136
Число выполненных циклов в одном забое за месяц	83
КИШ	0,9
Средняя скорость проходки, м/сут	4,53
Общий объем взорванной горной массы (в целике), м ³	1356
Производительность труда рабочего по бригаде, м ³ /чел.-смена	7,18
Трудоемкость проведения 1 м выработки, чел.-смен/м	1,3

§ 9. МЕРЫ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЫРАБОТОК

При проходке наклонных горных выработок в массиве пород, находящемся под давлением, происходят упругие или пластичные деформации. В недостаточно крепких породах упругие деформации переходят в пластичные, в результате нарушается сплошность массива, вследствие чего образуются вывалы и обрушения.

Основным травмирующим фактором при проходке наклонных выработок являются обрушения. Для их предупреждения в горных выработках возводят крепь. Крепление выработок осуществляют в соответствии со специальным паспортом, с которым до начала проходки выработки должны быть ознакомлены под расписку как технический надзор участка, так и рабочие, занятые креплением. Случаи травматизма от обрушения горной массы в проходческих забоях происходят в основном из-за нарушения параметров крепления, приведенных в паспорте. В породах, требующих крепления, сначала применяют временную крепь, а затем устанавливают постоянную.

Буровзрывные работы при проходке наклонных выработок должны производиться строго в соответствии с паспортом БВР, составленным на каждую выработку.

При работе с бурильными установками необходимо проверять надежность соединений шлангов, устранять перегибы и скручивания шлангов.

Запрещается находиться в зоне действия ковша при погрузке горной массы погрузочной машиной, следует работать на подножке машины.

Управляя погрузочной машиной с электроприводом, машинист должен работать в диэлектрических перчатках. Машину следует заземлять при помощи специальной жилы вводного кабеля.

При работе со скреперной лебедкой нельзя прикасаться к движущимся и вращающимся частям, находиться на скреперной дорожке или в зоне действия скреперного троса, заходить в забой при невыключенном двигателе лебедки.

Работы по закреплению выработок торкрет- и набрызгбетоном необходимо выполнять в респираторах, защитных очках, резиновых перчатках и прорезиненной спецодежде.

Запрещается проходка восстающих, не оборудованных средствами дистанционного контроля качественного состава воздуха.

Глава 34

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

§ 1. ПАРАМЕТРЫ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

К вертикальным выработкам, проходимым при геологоразведочных работах, относят главным образом стволы разведочных шахт.

Шахтный ствол — вертикальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ в пределах шахтного поля.

Стволы шахты являются основной выработкой, соединяющей поверхность земли с местом проведения горных работ, связанных с разведкой и добычей полезных ископаемых. По стволу осуществляют подачу в шахту свежего воздуха и выдачу загрязненного, спуск и подъем людей, материалов и оборудования, а также прокладывают трубопроводы, электрические и телефонные кабели и др.

Наиболее распространенной формой поперечного сечения вертикальных стволов является круглая, реже прямоугольная.

Размеры поперечных сечений стволов определяют в зависимости от размеров и расположения подъемных сосудов, лестничного отделения и другого оборудования, с учетом величины зазоров между оборудованием и стенками ствола, предусмотренных соответствующими правилами безопасности, а также подачи необходимого количества воздуха в период эксплуатации шахты для проветривания всех подземных выработок и рабочих мест.

Допустимые зазоры между наиболее выступающими частями подъемных сосудов и крепью составляют 150–200 мм. Ширину лестничного отделения принимают равной 1200 мм.

Рекомендуют следующие типовые размеры площади поперечного сечения стволов в свету при геологоразведочных работах: 4,9; 6,7; 8,5; 9,4; 9,8; 10,8; 11,3 м².

Размеры поперечного сечения ствола можно определять также графически в зависимости от числа и габаритов подъемных сосудов, зазоров между ними, а также площади, занимаемой расстрелами, проводимыми лестничным и трубо-кабельным отделением. Диаметры стволов круглого сечения обычно составляют 3,5; 4,0; 4,5; 5,5 м (в свету). Круглая форма поперечного сечения по сравнению с прямоугольной имеет более высокую сопротивляемость горному давлению, обладает меньшим сопротивлением движению воздуха.

Типовые сечения стволов шахт показаны на рис. 34.1.

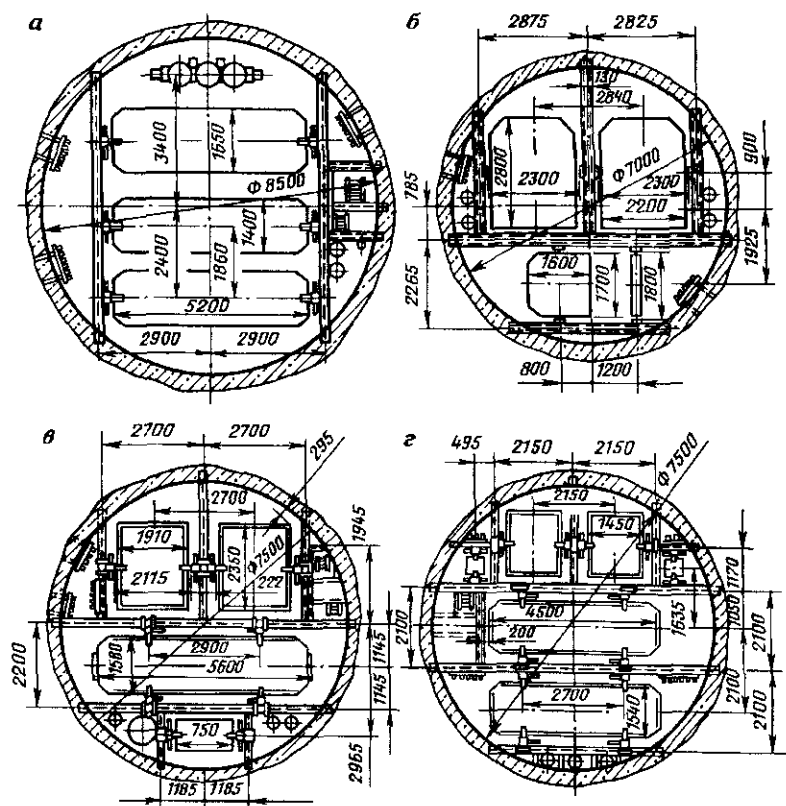


Рис. 34.1 Типовые сечения стволов в горнодобывающей промышленности:

a — клетевой (для парных вагонеток ВЛ 2,5 и вагонетки ВД-5,6), *б* — скиповой (два скипа вместимостью по 25 м³ и один вместимостью 11 м³), *в* — скипо-клетевой (два скипа вместимостью по 20 м³ и клеть), *г* — скипо-клетевой (два скипа вместимостью по 10 м³ и две клетки для вагонеток грузоподъемностью по 5 т)

§ 2. ВЫБОР ФОРМЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Форму стволов разведочных шахт обычно выбирают прямоугольной. Стволы предназначены для вскрытия разведываемого месторождения.

Для выбора типа разведочного ствола и его сечения можно использовать данные, приведенные в табл. 34.1.

Таблица 34.1

Подъемный сосуд	Площадь поперечного сечения стволов, м ²		Размеры ствола, мм		Крепь
	в свету	в черне	в свету	в черне	
Бадья БПН-0,75	4,9	6,9	3490 × 1400	3870 × 1780	Сплошная венцовая
Бадья БПН-0,75	4,9	7,6	3490 × 1400	3990 × 1900	Подвесная
Одна клеть 14КН-1,4	6,7	8,9	3720 × 1800	4100 × 2180	Сплошная венцовая
Одна клеть 14КН-1,4	6,7	9,7	3720 × 1800	4220 × 2320	Подвесная
Две клетки 14КН-1,4	9,8	12,7	5430 × 1800	5810 × 2180	Сплошная венцовая
Две клетки 14КН-1,4	9,4	13,1	5200 × 1800	5700 × 2300	Подвесная
Одна клеть 14КН-1,9-1	8,5	10,9	3680 × 2300	4060 × 2680	Сплошная венцовая
Одна клеть 14КН-1,9-1	8,5	11,7	3680 × 2300	4180 × 2800	Подвесная
Две клетки 14КН-1,9-1	11,3	14,2	4930 × 2300	5310 × 2680	Сплошная венцовая
Две клетки 14КН-1,9-1	10,8	14,5	4680 × 2300	5180 × 2800	Подвесная

Рекомендуемые типовые сечения стволов в ряде случаев не могут быть использованы в связи с тем, что производительность или глубина расположения разведочных горизонтов выходят за пределы, рекомендуемые в табл. 34.2.

Таблица 34.2

Типо-размер ствола	Диаметр ствола в свету, м	Площадь поперечного сечения ствола в черне, м ²	Подъем	Кабель клетки	Вагонетка с максимальной вместимостью, входящей в клеть
I	3,5	12,6	Одноклетевой с противовесом	14КН-1,4-1	ВГ-0,7
II	4,0	15,9	Двухклетевой	14КН-1,4-1	ВГ-1,1
III	4,5	19,6	То же	14КН-1,4-1	ВГ-1,1
IV	5,5	29,23	—	1НВ-2,55-3,2	ВГ-1,4

При этом сечение ствола проектируется с учетом конкретных условий работы шахтного подъема. Методика проектирования сводится к следующему: определяют параметры подъемных сосу-

дов, обеспечивающие заданную производительность, и исходя из размеров и числа подъемных сосудов и другого оборудования графически определяют размеры поперечного сечения ствола. Зазоры между подъемными сосудами, расстрелами и крепью, регламентируемые правилами безопасности, приведены в табл. 34.3.

Таблица 34.3

Крепь	Месторасположения зазора	Минимальная величина зазора, мм
Деревянная	Между подъемными сосудами и крепью	200
Бетонная, кирпичная, бетонитовая	То же	150
Деревянная, бетонная, кирпичная	Между двумя движущимися сосудами	200
Деревянная, бетонная, кирпичная, бетонитовая	Между подъемными сосудами и расстрелами	150

Размеры лестничного отделения определяют с учетом следующих требований: а) ширина лаза не менее 600 мм, длина (по оси лестницы) не менее 700 мм; б) расстояние от основания лестницы до крепи не менее 600 мм; в) наклоны лестниц не более 80° при расстоянии между полками не более 8 м. В табл. 34.3 предусмотрены зазоры не только для деревянной, но и для других видов крепи.

Размеры сечения стволов шахт вчерне определяют посредством увеличения размеров в свету на толщину крепи и затяжки.

В отечественной практике горно-разведочных работ глубина стволов шахт в отдельных случаях превышает 400–500 м; некоторые стволы имеют круглую форму поперечного сечения и закреплены бетоном.

§ 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОХОДКИ СТВолов

Проходка ствола включает в себя три основных вида работ: выемку породы, возведение постоянной крепи и устройство армировки.

Стволы в устойчивых породах с небольшим притоком воды (до 8 м³/ч) проходят обычными способами в водоносных и неустойчивых породах с большим притоком воды — специальными способами. Технологические схемы в зависимости от характера работ в звеньях по выемке породы и возведению постоянной крепи можно разделить на четыре типа: последовательная, параллельная, параллельно-щитовая и совмещенная.

Последовательная технологическая схема (рис. 34.2) характеризуется последовательным выполнением работ по выемке породы и возведению крепи в одном и том же звене ствола. В за-

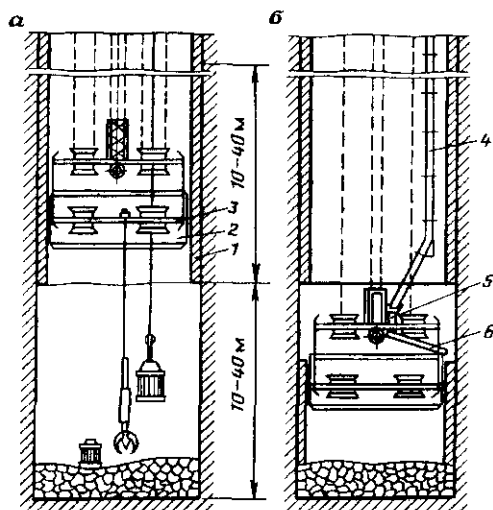


Рис. 34.2 Последовательная технологическая схема проходки ствола

а — выемка породы, б — возведение постоянной (бетонной) крепи, 1 — опорный венец, 2 — секционная металлическая передвижная опалубка, 3 — двухэтажный подвесной полук, 4 — бетонный провод, 5 — приемный бункер бетона, 6 — телескопический желоб для разводки бетонной смеси за опалубку

висимости от устойчивости пород высота звена достигает 10–40 м (с временной крепи) и 8–15 м (без крепи).

Параллельная технологическая схема (рис. 34.3) характеризуется тем, что выемку породы и возведение постоянной крепи проводят одновременно, но в разных звеньях ствола. Эта схема по сравнению с последовательной обеспечивает увеличение скорости проходки на 20–30%. Ее применяют при глубине ствола более 150–200 м и диаметре более 4,5 м.

Параллельно-щитовая технологическая схема (рис. 34.4) характеризуется одновременным выполнением работ по выемке породы и возведению постоянной крепи в одном звене благодаря использованию передвижного предохранительного короткого щита-полка. Применяют эту схему в тех случаях, когда необходимо достичь высоких скоростей проходки при сооружении глубоких стволов в неустойчивых породах.

Недостатком параллельно-щитовой схемы по сравнению с другими является вынужденное уменьшение рабочей площади поперечного сечения ствола, что ухудшает возможность размещения бадей и условия работы породопогрузочных машин.

Щит выполняет функцию предохранительной оболочки, укрывающей наиболее уязвимые детали опалубки и свежесложенный бетон от воздействия взрыва, а также обеспечивает удобство и безопасность работ по укладке бетона

Совмещенная технологическая схема (рис. 34.5) характеризуется проведением работ по выемке породы и возведению постоянной крепи непосредственно в призабойном пространстве ствола

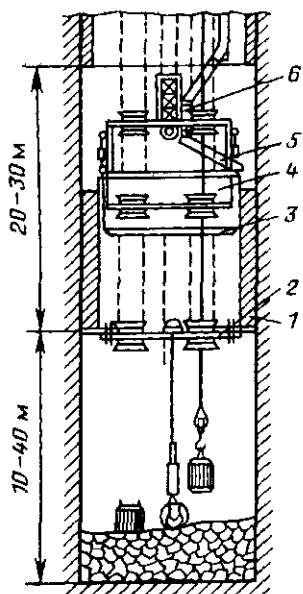


Рис. 34.3. Параллельная технологическая схема проходки ствола:

1 — опорный венец, 2 — натяжной полок, 3 — секционная металлическая передвижная опалубка, 4 — двухэтажный подвесной полок, 5 — телескопический же лоб для разводки бетонной смеси за опалубку, 6 — приемный бункер бетонной смеси

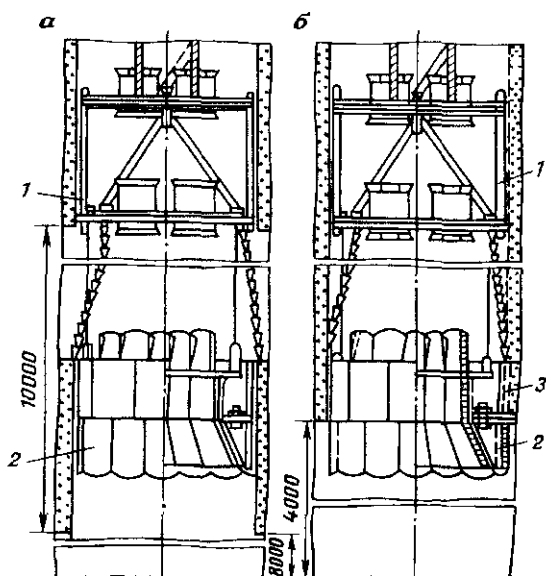


Рис. 34.4 Параллельно-щитовая схема проходки ствола при движении щита-полка снизу вверх (а) и сверху вниз (б):

1 — двухэтажная натяжная рама-полок, 2 — короткий щит-полок, 3 — секционная опалубка

вслед за подвиганием забоя сверху вниз без применения временной крепи. Эта схема обеспечивает комплексную механизацию проходческих работ, высокую эффективность и безопасность труда проходчиков. При совмещенной схеме применяют монолитную бетонную крепь, которую возводят с помощью передвижной опалубки.

Недостатком схемы является отсутствие полного совмещения во времени операций по выемке породы и возведению постоянной крепи, что в некоторой мере сдерживает рост темпов проходки стволов.

Однако несмотря на это, совмещенная схема получила наибольшее распространение и позволяет достигать высоких скоростей проходки глубоких стволов в неустойчивых породах.

При работах по этой схеме последовательно выполняют операции по возведению постоянной крепи и выемке породы; со-

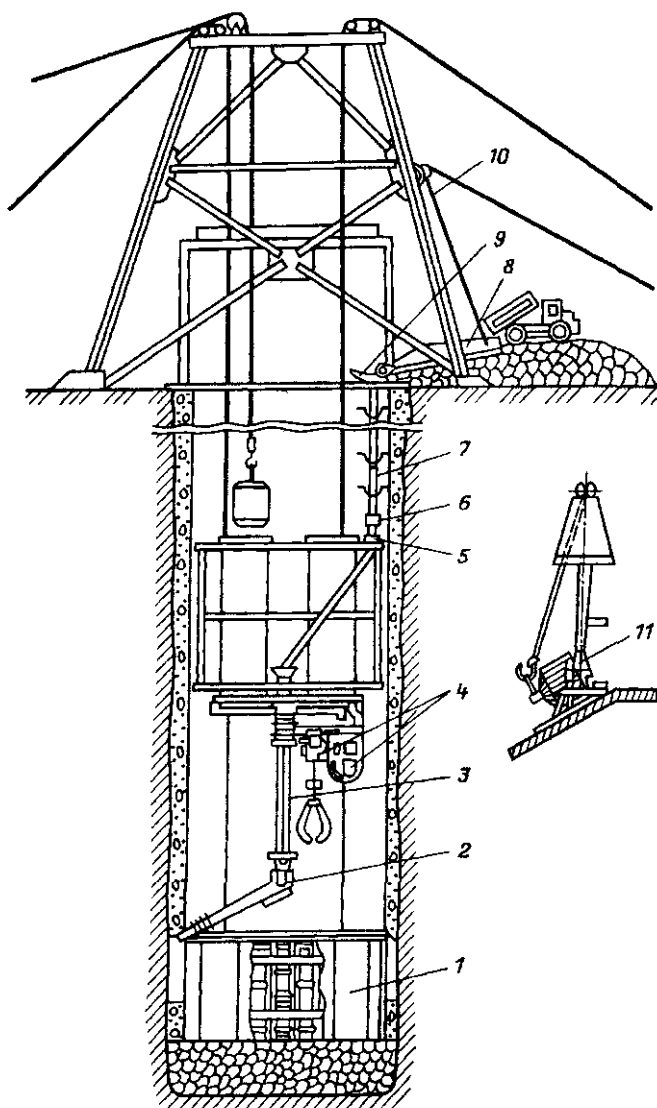


Рис. 34.5. Совмещенная технологическая схема проходки ствола:

1 — призабойная секционная опалубка; 2 — рештак для укладки бетонной смеси за опалубку, 3 — бетоноподающая телескопическая труба; 4 — комплекс КС-2у/40; 5 — приемная воронка, 6 — гаситель скорости бетонной смеси; 7 — бетонопровод, 8 — бункер для бетонной смеси, 9 — воронка приема бетонной смеси с сеткой, 10 — трос лебедки для опрокидывания бункера; 11 — комплекс разгрузки самоопрокидывающихся бадей

вмещают операции по возведению постоянной крепи и уборке породы; параллельно выполняют операции по укладке бетонной крепи за опалубку и погрузку породы.

Проходку стволов осуществляют с обычного проходческого или специально сконструированного легкого временного копра. В некоторых случаях применяют бескопровую схему проходки. При проходке стволов с использованием постоянного железобетонного башенного копра или временного копра с последующим сооружением башенного различают следующие схемы проходки устьев:

- сооружают фундамент башенного копра, затем проходят устье;
- осуществляют проходку устья, затем сооружают фундамент башенного копра, после чего в пределах фундамента башенного копра устье ствола крепят временной крепью — тубингами, блоками; после возведения башенного копра временную крепь разбирают;
- подготавливают котлован под фундамент башенного копра и с отметки его основания проходят устье.

В связи с быстрыми темпами развития техники, механизации и организации горнопроходческих работ постоянно происходит усовершенствование технологических схем проходки стволов.

§ 4. СПОСОБЫ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРОХОДКИ СТВолов

Стволы шахт проходят сверху вниз и снизу вверх. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий, устойчивости пород и обводненности массива проходку ведут обычным или специальным способами. Обычным способом стволы проходят в устойчивых слабообводненных породах, специальным — в неустойчивых породах со значительным притоком воды, удалить которую из забоя средствами проходческого водоотлива невозможно.

Работы при обычном способе выполняют в следующей последовательности: выбирают технологическую схему проходки и комплекс проходческого оборудования, проектируют технологию работ по процессам, рассчитывают комплексную норму выработки, определяют состав проходческой бригады и продолжительность проходческого цикла. Специальные способы проходки рекомендуется применять в рыхлых и неустойчивых породах.

Технология проходки стволов при обычных способах состоит из следующих процессов: бурения, заряжания и взрывания шпуров, проветривания забоя, водоотлива, уборки породы (погрузка и подъем), установки временной или постоянной крепи.

Бурение. Шпуры при проходке стволов бурят тяжелыми ручными перфораторами ПР-22, ПР-25М6, ПК-60 и ПК-75 и бурильными установками типа БУКС. Ниже приведены технические характеристики ручных перфораторов и бурильных установок.

Ручные перфораторы.	ПК-60	ПК-75
Крутящий момент, Н·м	160	220
Частота ударов, с ⁻¹	41,6–45	33,3–41,6
Энергия удара, Дж	90	150
Осевое усилие подачи, кН	До 7	10
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5
Масса, кг	60	75

Бурильные установки	БУКС-1м	БУКС-1мц	БУКС-1у2	БУКС-1у4
Диаметр ствола в свету, м	5,5–9	5,5–9	4–9	4–9
Бурильная машина	БГА-1м	БГА-1м	БГА-1м, БУ-1, ПК-60	БГА-1м, БУ-1, ПК-60
Число бурильных машин	4	2	2	4
Длина буриемых шпуров, м ..	4,25	50/2,5	5,6	5,6
Максимальный угол наклона бурильной машины, градус ..	10	10	20	20
Необходимый диаметр бадье- вого проема для пропуска ма- шины, мм	1640	1640	1330	2120
Максимальный расход сжа- того воздуха, м ³ /мин	60	60	36	60
Расстояние между шпурами, мм	800	800	600–850	600–850
Расход воды на промывку				
100 м шпуров, м ³	1,0	—	1,0	1,0
Масса, т	7,5	8,5	6,54	9,4

Важными факторами при выборе способа бурения и диаметра стволов являются: поперечное сечение ствола, физико-механические свойства пород, тип ВВ, мощность бурового оборудования и т.д.

Бурят шпуры диаметром 46 и 40 мм. Число перфораторов на забой определяют исходя из объема буровых работ за время цикла, т.е. на один перфоратор приходится 1,5–3 м² площади сечения ствола.

В стволах с сечением в форме окружности шпуры располагают по окружностям, расстояние между которыми составляет 0,6–1,1 м.

Стволовые бурильные установки позволяют с высокой скоростью бурить шпуры, исключают ручной труд, в 2–3 раза повышают производительность труда проходчиков, улучшают условия их труда.

Заряжание и взрывание. Заряжание шпуров при проходке стволов — механизированное. Оно осуществляется зарядными машинами типа ЗМК-1. При механизированном заряжании шпуров необходимо строго придерживаться технологии и соблюдать правила безопасности.

Боевики вводят после полного окончания заряжания забоя и переноски зарядного оборудования на безопасное расстояние.

Целесообразная длина шпуров при проходке стволов считается 2,5–3,0 м при диаметре ствола 6,5 м и более и 2,0–2,5 м при меньшем диаметре. Коэффициент использования шпуров (КИШ) при такой глубине достигает 0,85–0,9. При меньшей длине шпуров возрастают потери времени и трудовые затраты на 1 м проходки ствола в общем цикле работ за счет вспомогательных операций.

Диаметр окружности для врубовых шпуров принимают равным $0,25 \div 0,3$ диаметра ствола в проходке. Число врубовых шпуров в зависимости от крепости пород и формы вруба принимают равным от 6 до 12. Эффективным врубом является пирамидально-призматический. По окружности вруба бурят комплекс наклонных шпуров, образующих конус или пирамиду, и вертикальные шпуры.

Взрывание короткозамедленное и замедленное с применением электродетонаторов. При групповом соединении электродетонаторов в устье шпуров забивают деревянные колышки, на которые натягивают оголенные провода диаметром 2,5 мм, образующие антенну для подсоединения проводов, которые идут от электродетонаторов.

В качестве ВВ используют прессованный скальный аммонит в патронах диаметром 36 мм, а в качестве забойки — гранулированный шлак, песок или глину. Ниже приведены технико-экономические показатели буровзрывного комплекса при показательных проходках стволов некоторых шахт.

Шахта	1	2	3	4
Диаметр ствола, м:				
в проходке	7,1	7,1	7,1	7,1
в свету	6,5	6,5	6,5	6,5
Коэффициент крепости пород	14–16	12–18	14–16	15–16
Число пробуренных шпуров	76	86	80	80
Диаметр шпуров, мм:				
оконтуривающих	40	40	40	40
центральных	53	53	40	40
Расход ВВ, кг:				
на 1 м ³ отбитой породы	1,95	2,05	2,2	2,15
на 1 м подвигания забоя	76,1	79,5	76,3	94,5
Подвигание забоя за один цикл, м	1,8	2,1	2,7	2,2
КИШ	0,9	0,9	0,9	0,94
Коэффициент перебора сечения	1,035	1,04	1,03	1,03

Погрузка. Погрузка породы при проходке стволов — наиболее трудоемкий процесс и занимает 35–50% времени всего проходческого цикла.

Эффективность погрузки зависит от применяемой погрузочной техники, средств подъема и качества дробления взорванной горной массы.

Погрузку взорванной горной массы в стволах осуществляют с помощью грейферных погрузчиков, техническая характеристика которых приведена ниже.

Грейферные погрузчики	КС-2у/40	КСМ-2у	КС-3
Вместимость грейфера, м ³	0,65	0,4; 0,65	0,22
Продолжительность цикла черпания, с	25–30	25–30	25–30
Производительность, м ³ /мин	1,3–1,6	1,3–1,6	0,25
Управление	Дистанционное		
Средний расход сжатого воздуха, м ³ /мин	20	20	8,25

При проходке стволов на геологоразведочных предприятиях широко применяют пневматические грузики КС-3 с ручным вожделением и стволые погрузочные машины, входящие в состав проходческих комплексов. При проходке неглубоких (до 300 м) стволов использование мощных погрузочных машин неэффективно. В неглубоких стволах для погрузки горной массы применяют малогабаритную ковшовую погрузочную машину ППН-2г. Погрузку породы осуществляют в бады вместимостью 3—5 м³.

Проветривание. Стволы проветривают нагнетанием свежего воздуха в забой по вентиляционным трубам. При проходке стволов глубиной до 200 м проветривание осуществляют одним вентилятором типа ВМ-6; при значительной (до 700 м) глубине ствола применяют комбинированные схемы проветривания, при которых вентилятор ВЦО-1,5 работает по всасывающей схеме и одновременно с ним устанавливают на подвесном проходческом полке вентилятор, работающий по нагнетательной схеме через металлические трубы диаметром 1000 мм. Применяют также гибкие трубы, изготовленные из специальной хлопчатобумажной ткани с резиновым покрытием, диаметром 0,5—0,8 м. Трубы наращивают обычно с проходческого полка и крепят к стенкам ствола, а на конец трубопровода крепят насадку, обеспечивающую эффективное проветривание с расстояния 12—15 м. Продолжительность проветривания после взрывания составляет 20—30 мин.

Водоотлив. При небольших притоках воды водоотлив осуществляют забойными насосами в бадью или подвесными насосами непосредственно на поверхность. Применяют следующие проходческие забойные насосы: НПП-1м и «Байкал-2М», приводимые в действие энергией сжатого воздуха. Проходческие насосы НШЛ предназначены для откачки загрязненной воды, а насос ППН-50-12м — для откачки воды при проходке стволов с притоком до 50 м³/ч с подъемом ее на высоту до 250 м.

Перекачные проходческие насосы типа 4НШВМ7 × 6 предназначены для откачки осветленной воды из водосборника, расположенного в перекачной камере, на поверхность или в расположенную выше перекачную станцию. Эти насосы могут применяться при проходке шахтных стволов глубиной до 350 м без промежуточного перекачивания.

Крепление. Работы по креплению стволов обычно начинают с закрепления верхней части устья монолитной железобетонной крепью на глубину 4—5 м, т.е. устанавливают нулевую раму, которая служит для перекрытия устья ствола, надежного предохранения работающих в стволе людей от падения различных предметов. При проходке ствола стенки его закрепляют кольцами временной крепи из швеллерных балок.

Первое кольцо подвешивают к штанговым подвескам, установленным в верхней части крепи устья, а пространство за кольцами затягивают затяжкой или металлической сеткой, которая впоследствии служит в качестве арматуры.

Для крепления стволов в шахтном строительстве применяют бетоносмесительные установки СБ-84, СБ-91, СБ-10В, СБ-10А.

Бетоносмесители.....	СБ-84	СБ-91	СБ-10В	СБ-10А
Вместимость смесительного барабана, м ³	0,5	0,75	1,2	1,5
Объем готового замеса, м ³	0,33	0,5	0,8	1,0
Производительность, м ³ /ч.....	до 10	15	18	20
Мощность электродвигателя, кВт.....	3,0	4,0	13,0	13,0
Основные размеры, мм:				
длина.....	2500	1850	3725	2620
ширина.....	2000	1990	2730	2700
высота.....	2735	1800	2526	2150
Масса, кг.....	1820	1275	3945	3600

Бетонную смесь в стволах подают по трубам диаметром 152,4 мм, с толщиной стенки 8 мм, подвешенным с помощью канатов на лебедках или прикрепленных к стенкам ствола.

Для подачи бетона применяют следующий комплекс оборудования: приемный бункер, приемную воронку, став из стальных труб, желоб для разводки бетонной смеси в стволе за опалубку.

Проходчики при креплении направляют бетонную смесь с помощью вращающегося желоба в различные места по периметру ствола, разравнивают и трамбуют ее за опалубкой. Наиболее эффективной считается передвижная призабойная опалубка высотой 4 м.

§ 5. КОМПЛЕКСЫ ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ, МАТЕРИАЛЫ И ИНСТРУМЕНТЫ

При проходке стволов применяют оборудование, которое состоит из проходческого копра станкового или шатрового типа, подъемной установки, лебедок, направляющих шкивов, канатов, насосов, подъемных сосудов и др. При проходке устьев стволов применяют краны на гусеничном ходу типа КТС-5ЭШ и автомобильные краны КС-2562, с помощью которых осуществляют подъем и спуск бадей. До глубины 50–150 м используют комплексы КПШ, ПК-1, до глубины 300 м — комплексы КБ-1, КС-7 и «Углубка-1».

Проходку ствола начинают с устраивания проходческого копра, который представляет собой специальное сооружение для размещения в нем шкивов, разгрузочных устройств, подвески стволового проходческого оборудования и выполнения вспомогательных работ.

Проходческие бады применяют для спуско-подъемных операций по доставке материалов, оборудования и породы. Основным параметром бады является ее вместимость.

Применяют следующие типы проходческих бадей: 1) самопрокидывающиеся БПН; 2) самопрокидывающиеся БПС. Ниже приведены технические характеристики перечисляемых типов бадей.

Бады	БПН	БПС
Вместимость, м ³	0,75	1,5
Грузоподъемность, т	1,5	3
Масса, т	0,28	0,65

Бады типа БПС применяют в комплексе оборудования, в состав которого входят самопрокидывающаяся бады, направляющие раструбы и рамы, разгрузочные ляды, лебедки.

Канаты и прицепные устройства служат для подвешивания проходческого оборудования полков, опалубки, насосов, спасательных лестниц, кабелей, труб, бетоновода, труб для водоотлива и сжатого воздуха.

Подъемные машины монтируют в постоянных или временных зданиях. Проходческие лебедки применяют в стационарном и передвижном исполнении: ЛПЭ-5/500, ЛПЭ-5/1000, ЛПП-5/300 и др.

Для проветривания стволов используют вентиляторы осевые «Проходка-500-2м», СВМ-4м, СВМ-5м, СВМ-6м, ВМ-6м и центробежные ВМЦ-8, ВЦ-11м, ВЦД-16м, ВЦПД-8, ВЦП-16.

Бурение шпуров при углубке осуществляют бурильными установками БУКС-2м, БУКС-1у и др.

Стволовые погрузочные машины предназначены для погрузки породы при проходке стволов. К ним относят погрузочные машины с грейферными и ковшовым исполнительными органами. Ниже приведены технические характеристики погрузочных машин.

Погрузочная машина	КС-3	КС-2у/40	2КС-2у/40	КСМ-2у
Вместимость грейфера, м ³	0,22	0,65	2 × 0,65	0,4
Производительность, м ³ /ч.	15	60–78	105–130	65
Грузоподъемность тельфера (пневмоподъемника), т	1,84	5	5 × 2	5
Рабочее давление сжатого воздуха, кПа	500–700	600	600	500–600
Скорость радиального перемещения грейфера, м/с	—	до 0,5	до 0,5	до 0,5
Высота подъема грейфера, м	2,5	10	10	10
Скорость подъема грейфера, м/с	—	0,48	0,48	0,48
Средняя продолжительность цикла погрузки, с	40	25–30	25–30	25–30
Максимальный расход сжатого воздуха с учетом одновременной работы всех механизмов, м ³ /мин	8,25	50	100	50
Масса, т	1,65	9,9	19,2	9,5

Применяют также буропогрузочные машины КС-12, выполняющие бурение шпуров и погрузку породы при проходке неглубоких стволов.

Для погрузки взорванной горной массы в бады при проходке неглубоких стволов и в слабых породах используют комплексы оборудования типа КПШ, «Темп», КБ-1 с ручным вождением и комплекс «Углубка-2м» с механизированным вождением грейферов.

При проходке стволов глубиной 300–700 м применяют комплексы КС-2у и 2КС-2у, технические характеристики которых приведены ниже.

Комплекс	КС-2у	2КСУ-2у
Диаметр ствола в свету, м	4,0–6,5	7–8
Глубина ствола, м	300–700	300–700
Число бурильных установок	1	1–2
Погрузочная машина	КСУ-2у/40	2КС-2у/40
Вместимость грейфера, м ³	0,65	2 × 0,65
Производительность погрузки, м ³ /ч	40–78	105–130
Вместимость бады, м ³	3–4–5	3–5–6,5–8
Число бадей в работе	2–3	3–4
Опалубка	Металлическая	Передвижная
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	20–50	40–100

При проходке глубоких стволов скоростными способами применяют проходческие комбайны ПД-2.

Существуют два вида комбайновых комплексов: с механическим разрушением породы по всей глубине ствола и с разрушением слабых пород механическим способом, а крепких — буровзрывным.

При проходке стволов применяют различное оборудование: высоковольтные кабели, трубопроводы, кабели освещения и связи, сигнальные устройства, телефонную связь, светильники, отвесы и спасательные лестницы (ЛС-1 и ЛС-2).

§ 6. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ И СПОСОБЫ ПРОХОДКИ УСТЬЯ СТВОЛА

Сооружение шахтного ствола начинают с выбора места заложения, проведения подготовительных работ, т.е. сооружения подъездных путей, расчистки промышленной площадки от кустарников и валунов, сооружения фундаментов и зданий, проходки устья ствола, установки копра, подвода электроснабжения и водоснабжения, подведения коммуникаций и монтажа поверхностного оборудования.

Проходку устья ствола начинают до сооружения копра. После инструментальной разбивки осей ствола с установкой реперов укладывают раму-шаблон и начинают выемку породы.

Для обеспечения надежности опоры для башмака крепи глубина устья шахтного ствола не должна превышать 4–5 м. Его закрепляют несгораемым материалом — бетоном или железобетоном.

Деревом, покрытым торкретбетоном, разрешается крепить неглубокие разведочные стволы, после чего устанавливают основную проходческую раму, которая служит для перекрытия устья и навески ляд над проемами, устраиваемыми для пропуска бадей, а затем монтируют копер. Вокруг устья на уровне основной проходческой рамы между опорами иногда сооружают нижнюю площадку, тщательно утрамбованную и спланированную.

Нижняя площадка служит для погрузки и выгрузки из бадей леса, оборудования, материалов, спуска и подъема людей. Над ней на копре сооружают верхнюю площадку для разгрузки бадей с породой.

Для механизации работ по проходке устья предназначены комплексы оборудования КПШ-2 и КПШ-3. Они состоят из экскаватора с дополнительным сменным оборудованием для подъема бадей типа БП-1, автокрана К-51 для подвески грейферного грузчика КС-3, разгрузочного бункера, передвижного компрессора производительностью 10 м³/мин, передвижной дизельной электростанции, бетоносмесительной установки С-632, средств для бурения шпуров, устройств и оборудования для вентиляции, водоотлива и освещения. Ниже приведены технические характеристики этих комплексов.

Комплекс	КПШ-2	КПШ-3
Диаметр ствола, м	4,5	9,0
Глубина ствола, м	50	40
Экскаватор	Э-505А	Э-652
Длина крановой стрелы, м	13	13
Грузоподъемность при вылете стрелы 7,2 м, кН	30	30
Канатоемкость, м	55	45
Вместимость бадей, м ³	1,0	1,0
Скорость подъема, м/с	0,8	1,0

Устье ствола закрепляют бетоном, железобетоном или деревом, покрытым слоем торкретбетона. Над устьем устанавливают основную проходческую раму, перекрывающую выработку и имеющую проемы для пропуска бадей, закрывающиеся лядами. После установки основной рамы монтируют копер.

Между проходческой рамой и опорами копра выравнивают нижнюю приемную площадку, которая служит для погрузки в бадьи леса, оборудования, материалов, спуска и подъема людей.

Над нижней площадкой на копре сооружают верхнюю площадку, предназначенную для разгрузки бадей с породой.

Для проходки разведочных стволов рекомендуют использовать копры двух типоразмеров.

Копер ВНИОМШСа обладает технической характеристикой, приведенной ниже.

Высота подстройки, м.	4,2
Угол наклона породного лотка, градус	40
Размеры, м:	
от стороны копра до конца лотка	1,2
ширина лотка понизу	1,2
подшивной площадки	5,5 × 5,5
Диаметр ствола, м.	до 6
Глубина ствола, м.	до 400
Масса, кг.	35,11

Копер Гипрогеолостроя, предназначенный для проходки стволов шахты площадью сечения более 12 м².

Высота копра до подшивной площадки, м.	17,6
Наибольшее разрывное усилие каната, кН.	404,2
Масса, т.	32

Подачу бетона за опалубку осуществляют по металлическим трубам. Завершающей работой по сооружению устья ствола является замена рамы-шаблона на основную проходческую раму. Основная проходческая рама предохраняет места работ в стволе от падения труб, отдельных предметов и является рабочей площадкой при монтаже и наращивании ставов труб сжатого воздуха, водоотливных и вентиляционных. На настиле устанавливают также лебедки для отвеса, осветительный кабель и кабель для взрывания шпуров. Отверстия для пропуска кабелей труб и подвесных канатов ограждаются раструбами.

Проемы в настиле для пропуска бадей, подвесных насосов, спасательной лестницы и другого оборудования плотно перекрываются лядами.

§ 7. ТЕХНОЛОГИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛА

Скорость проходки разведочных шахтных стволов значительно увеличилась вследствие внедрения новой технологии, высокопроизводительной техники и технически обоснованных схем организации и работ, а также использования передового опыта.

При внедрении призабойной секционной опалубки и новой технологии спуска бетонных смесей с поверхности за опалубку значительно сократились затраты времени на проходческий цикл. Внедрение проходческих комплексов КС-2у позволило повысить производительность труда на 30—50%.

Специализированными шахтостроительными организациями накоплен большой опыт проходки стволов.

В качестве примера рассмотрим проходку ствола глубиной 518 м, диаметром 6,5 м в свету и 7,1 м в черне, пройденного в по-

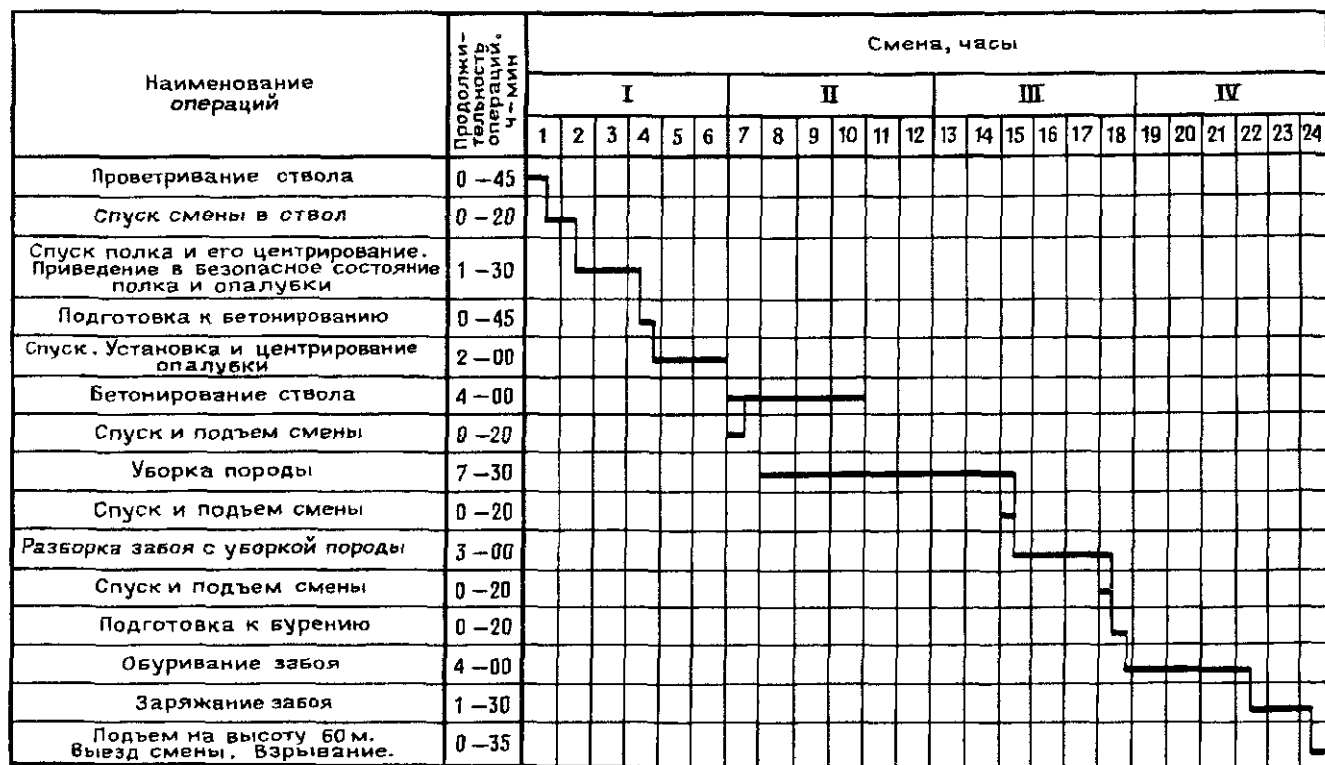


Рис 34 6 График организации работ при проходке ствола

родах с коэффициентом крепости f , равным 15 – 16, со скоростью 42,4 м/мес. Проходку ствола осуществляли в сложных гидрогеологических условиях, т.е. при большой обводненности массива горных пород, бригадой проходчиков, состоящей из 34 человек.

Для обеспечения качественного взрывания площадь забоя была разделена на четыре сектора, которые были закреплены за определенной группой бурильщиков. График организации работ при проходке ствола приведен на рис. 34.6.

При проходке разведочных стволов, как правило, применяют одноканатный подъем, при котором в работе участвуют две бадьи — первую нагружают в забое, а вторую поднимают на поверхность для разгрузки. Реже используют двухканатный подъем, при котором две бадьи находятся в движении — груженная идет вверх, а порожняя — вниз, в третью бадью грузят породу.

Организация работ при двухканатном подъеме сложнее, но производительность по сравнению с одноканатным подъемом на 20–30% выше. Для освещения забоя ствола применяют светильники с рефлекторами и защитными колпаками. Светильник подвешивают к полку на высоте 4–7 м от забоя. Мощность светильника выбирают из расчета, что на 1 м² забоя должно приходиться примерно 15 Вт.

Для освещения ствола через каждые 30 м подвешивают лампы мощностью 100 Вт или прожекторы типа ПЭС-15.

Особое внимание следует уделять освещению насосов, подвесного полка, натяжной рамы и другого оборудования. Электроэнергия к светильникам должна подводиться по двухжильному бронированному кабелю.

Проходчиков, работающих в забое, снабжают переносными светильниками.

При проходке шурфов и стволов средней и большой глубины между машинистом подъемной установки и забоем устанавливают радиосигнализационную связь. При проходке неглубоких стволов для связи рекомендуют использовать устройство сигнализации СШ-1м, питание которого осуществляют от сети напряжением 230/350 В через трансформатор ТПБ-100, понижающий напряжение до 12 В. Связь осуществляют с помощью подачи кодовых сигналов.

Связь обеспечивают также с помощью аппаратуры стволовой связи «Шахтер», в комплект которой входят две радиостанции (стационарная наземная и переносная стволовая), устанавливающие надежную радиотелефонную связь при расстоянии между объектами до 1000 м.

Геологоразведочные стволы шахт обычно крепят деревом. Чаще всего используют сосну и ель, но можно применять также лиственницу, кедр, ясень и др. Для повышения стойкости дерево

пропитывают антисептиками, увеличивая тем самым срок службы крепи в 3—4 раза.

Стволы закрепляют венцовой крепью. Каждый венец представляет собой прямоугольную раму, собранную из четырех бревен. Сплошную венцовую крепь возводят снизу вверх звеньями. Отставание крепи от забоя составляет 5—10 м.

После проходки очередного звена устанавливают основной венец, который собирают из бревен, выступающих за контуры венца на 50—80 см. Выступающие концы бревен заводят в заранее подготовленные лунки в стенках. Затем на основной венец устанавливают обычные венцы. Высота звена при деревянной крепи составляет 3—15 м.

В неустойчивых породах возможно возведение сплошной венцовой крепи сверху вниз. В этом случае каждый новый венец крепят скобами к предыдущему.

При проходке ствола в устойчивых мерзлых породах иногда применяют венцовую крепь на стойках. Она возводится снизу вверх. Установку очередного звена начинают со сборки основного венца. Затем на венец ставят вертикальные стойки, на них — рядовой венец. Расстояние между венцами 0,8—1,0 м. Стойки соединяют с венцами «в шип» и скобами.

Подвесную венцовую крепь устанавливают сверху вниз. Она состоит из основных венцов, расположенных на расстоянии 10—20 м один от другого, и рядовых, каждый из которых подвешен к предыдущему на металлических болтах с крючьями.

Эксплуатационные стволы, а также устья разведочных стволов на глубину 10 м закрепляют бетонной крепью. В отдельных случаях бетоном крепят весь ствол разведочной шахты. Бетонную крепь возводят снизу вверх звеньями высотой 20—60 м. В неустойчивых породах звено сначала закрепляют временной деревянной крепью. В основании каждого звена возводят опорные венцы, для упора которых в стенках ствола устраивают врубы. Ширина опорных венцов составляет 0,5—1,0 м, высота — 1,0—1,5 м.

Для возведения крепи устанавливают цилиндрическую опалубку, пространство между нею и стенками заполняют бетоном и трамбуют его. Работы по креплению проводят с подвесных полков.

В практике геологоразведочных работ чаще всего применяют последовательную схему проходки стволов. Сначала осуществляют выемку породы на длину звена, затем прекращают углубку, устанавливают опорный венец и закрепляют пройденное звено. Его длина составляет 10—15 м при использовании деревянной крепи и 20—50 м — при бетонной в зависимости от устойчивости пород (при неустойчивых породах 4—5 м).

При совмещенной схеме работы по выемке породы и возведению крепи проводят одновременно. При этом крепление осуществляют подвесной крепью с отставанием от забоя на 5–10 м.

Параллельную схему применяют обычно при проходке эксплуатационных стволов круглого сечения. Она заключается в том, что работы ведут одновременно в двух звеньях. В одном осуществляют выемку породы (при этом возможна установка временной крепи) сверху вниз, а в расположенном выше звене возводят постоянную крепь снизу вверх.

Скорость проходки стволов разведочных шахт составляет в среднем 30–40 м/мес и в значительной мере определяется четкостью организации труда.

Рассмотрим примеры скоростной проходки двух прямоугольных разведочных стволов глубиной 420 и 122 м и площадью сечения соответственно 16,5 и 13,8 м².

Первый ствол проходили по трещиноватым породам XVII категории с водопритоком до 30 м³/ч, второй — по породам XVII–XVIII категорий. В обоих стволах применяли сплошную венцовую крепь. Шпурь бурили звеньями в составе 3–4 человек, а в отдельные смены состав звеньев увеличивался до 6 человек. Число шпуров в обоих случаях составляло 54–55, а глубина вспомогательных и оконтуривающих шпуров в первом случае — 2 м, во втором — 1,5 м. В центре забоя располагался вертикальный клиновой вруб. Время бурения шпуров 60 мин при четырех бурильщиках и 45 мин при шести.

В качестве ВВ использовали скальный аммонит № 1 в первом стволе и детонит 10А во втором. Взрывные работы производили проходчики-взрывники, входившие в состав бригад, под контролем горных мастеров. После взрыва забой проветривали в течение 30 мин. Воздух от вентиляторов СВМ-6М нагнетали в забой по брезентовым трубам диаметром 600 мм. Взорванную породу грузили грейферными грузчиками КС-3 вместимостью 0,22 м³ в бады объемом 1 м³.

Погрузка породы осуществлялась тремя проходчиками. Один управлял грузчиком, второй принимал и отправлял бады, а третий подавал сигналы и выполнял вспомогательные операции. На уборку породы затрачивали 5–6 ч. После уборки забой зачищали отбойными молотками и металлическими скребками.

После углубки ствола на 20–30 м проводили крепление снизу вверх. Все оборудование из ствола на время крепления поднимали на поверхность для профилактического осмотра и ремонта.

Бригада проходчиков на первом стволе состояла из 22 человек, на втором — из 17 человек, всего на проходке было занято соответственно 61 и 46 рабочих.

Скорость проходки стволов в первом случае составила 62,5 м/мес, во втором — 63,5 м/мес.

При подходе к разведочному горизонту осуществляют сопряжение с выработками с помощью оборудования, применяемого для проходки ствола. Для этого выполняют следующие работы: крепление ствола в пределах сопряжения, проведение и крепление сопряжения, а также части разведочной выработки на длину 8–10 м от ствола.

Выемка породы механизирована, при этом перегрузку породы в ствол производит малогабаритная ковшовая погрузочная машина, а бетонную крепь возводят с использованием бетоновода.

Технологические схемы проведения сопряжений выбирают с учетом горно-геологических условий, сечения сопряжений, конструкции крепи.

Технико-экономические показатели. Затраты на сооружение 1 м ствола рассчитывают по следующим статьям расходов. заработная плата рабочих и ИТР, материалы, энергия (электроэнергия и сжатый воздух), амортизация, монтаж-демонтаж оборудования, износ, услуги, транспорт.

§ 8. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ

Работу по сооружению ствола проводят в соответствии с проектом на производство работ. Ведение горных работ без утвержденного проекта или паспорта запрещается.

Рабочие, находящиеся в забое, должны быть защищены подвесным или переносным полком. Причем при выдаче породы бадьями ствол должен открываться только в месте прохода бадьи, а ляды — на время их прохода.

Работы по армированию стволов и перемещению подвесных полков следует осуществлять с помощью предохранительных поясов. Рабочие, занятые на выполнении операций по проходке, креплению и армированию ствола, обязаны знать сигналы и уметь их подавать.

Крепление ствола производят с прочно укрепленного неподвижного или подвесного полка, при этом запрещается подъем по ним людей, не занятых в ремонте.

Отставание вентиляционных труб от забоя ствола, определяемое расчетом, не должно превышать 15 мм, а время на погрузку грейфером — 20 мин. Бадьи при спуске и подъеме людей должны перемещаться по направляющим. Число людей, находящихся одновременно в проходческих бадьях, определяют из расчета 4 человека на 1 м² днища. Подъемный канат ежедневно тщательно осматривается специально выделенным для этого работником.

Проходческие подъемные установки должны быть оборудованы блокировкой, световым табло, автоматической подачей сигналов, устройствами, исключающими возможность зависания и падения по проводникам направляющих рамок бадей, приборами контроля за натяжением канатов и т.д.

Аварийно-спасательная лестница должна постоянно находиться выше подвешного полка.

Все рабочие места необходимо освещать стационарными проходческими светильниками.

К управлению машинами и механизмами, монтажными работами и обслуживанию электрооборудования допускаются только лица, прошедшие специальное обучение и получившие соответствующее удостоверение.

Все рабочие, занятые на проходке ствола, обязаны пройти проверку знаний правил техники безопасности и технической эксплуатации при работе электроустановок.

Перед началом работ проходчику следует ознакомиться с проектом производства работ или паспортом проведения и крепления выработки, в которой он будет работать, а также с требованиями, предъявляемыми к установке крепи.

Глава 35

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ УГЛУБКИ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

§ 1. СПОСОБЫ УГЛУБКИ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

При ведении геологоразведочных и горных работ часто приходится продолжать разведку месторождения на горизонтах, расположенных ниже пройденных ранее стволов.

Углубкой называют увеличение глубины существующего вертикального или наклонного шахтного ствола для вскрытия и подготовки шахтного поля на новом горизонте.

Углубку стволов осуществляют по следующим технологическим схемам.

I. Сверху вниз полным сечением с разгрузкой породы на поверхности.

II. Сверху вниз полным сечением с разгрузкой породы на рабочем или подготовительном горизонте.

III. Снизу вверх малым сечением с последующим расширением сверху вниз и приемом породы на подготовительном горизонте с использованием опережающего породовыдающего ствола (IIIа) или с проходкой специального слепого углубочного ствола (IIIб).

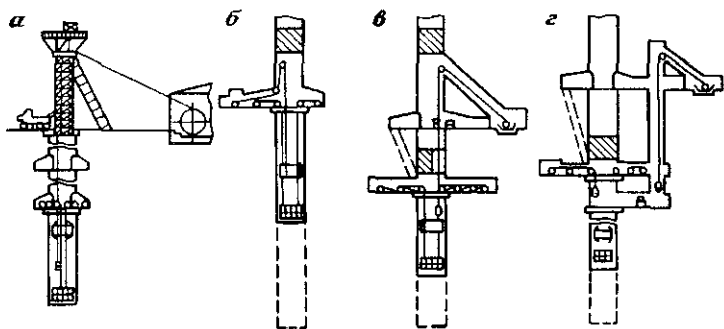


Рис. 35.1 Схемы углубки вертикальных стволов шахт сверху вниз полным сечением.

а — с подъемом породы на поверхность или рабочий горизонт с помощью постоянной подъемной установки, *б* — под искусственной пробкой с выдачей породы на горизонт с помощью временного проходческого подъемника, установленного на горизонте, *в* — под целиком-пробкой с прямым подъемом породы на горизонт, *г* — под целиком пробкой со ступенчатым подъемом на горизонт

IV. Комбинированным способом с разгрузкой породы на подготовительном горизонте.

Углубку вертикальных стволов осуществляют по схемам, приведенным на рис. 35.1.

При углубке разведочных шахтных стволов применяют лебедки с ручным приводом, а также специальные тихоходные углубочные лебедки типа ЛКПУ, небольшие габаритные размеры которых позволяют размещать необходимое их число на специальном полке. Уборку и погрузку взорванной породы в бады осуществляют пневматическими погрузчиками КС-3.

Существенное значение при углубке стволов имеют техника и технология возведения постоянной бетонной крепи.

Применяют также секционные призабойные опалубки высотой 3—4 м, подвешиваемые на трех лебедках типа ЛП-5. При укладке бетонной смеси опалубку устанавливают на взорванной породе и, кроме того, подвешивают на четырех—шести корабельных цепях. Цепи закрепляют специальным опорным кольцом, расположенным в лунках, оставленных при предыдущей заходке бетонной крепи. Перед отрывом опалубки от бетона и перемещением ее на новую заходку опорное кольцо опалубки опускают на нижнюю заходку при помощи гидравлических домкратов двустороннего действия и раскрепляют опорами в лунки. Затем опалубку отрывают от бетона посредством сжатия фаркопов, и она повисает на гидродомкратах.

Углубку ствола сверху вниз полным сечением с разгрузкой породы на поверхности применяют, когда можно использовать

для углубки все сечение ствола или когда в его сечении предусмотрено углубочное отделение.

При невозможности использования всего сечения ствола применяют три схемы размещения оборудования. 1) два скипа заменяют двумя бадьями, 2) одну из клеток подъема заменяют противовесом, а на ее месте размещают бадью одноконцевого подъема для углубки, 3) лестничное или трубное отделение заменяют углубочным

После углубки ствола на заданную глубину разбирают предохранительный полук и приступают к армированию ствола.

Углубку стволов снизу вверх малым сечением с последующим расширением сверху вниз и приемом породы на подготовительном горизонте осуществляют при наличии опережающего ствола, от которого к оси углубляющего ствола проводят выработку. Затем в пределах сечения углубляемого ствола снизу вверх проходят восстающий, который обратным ходом — сверху вниз расширяют до проектных размеров ствола.

Проходческие работы при углубке ствола осуществляют так же, как и при обычной проходке вертикальных и наклонных выработок.

Углубку наклонных стволов, как и вертикальных, можно осуществлять сверху вниз и снизу вверх.

§ 2. КОМПЛЕКС ПРИМЕНЯЕМОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Кроме лебедок ЛКПУ малых габаритов при углубке стволов широко применяют подъемные лебедки типов БЛ-1600 и ЛГЛ-1600, ЛПЭ-25/900, ЛПЭ-10/800; 2ЛПЭ-10/600; ЛПЭ-18/1400; 2ЛПЭ-18/1400, шаг углубки составляет 240 м, вместимость бадей — до 1,5 м³.

Уборку и погрузку взорванной породы осуществляют погрузчиками КС-3, кроме того, в стволах диаметром 4–8 м применяют настенную грейферную породоборочную машину с грейфером (объем 0,4 м³), подвешенным на стреле. Производительность машины достигает 3 м³ взорванной горной массы в час, масса — 7,5 т.

Породопогрузочную машину КСМ-2у применяют для механизированной погрузки при углубке стволов диаметром 4–5 м. При углубке шахтных стволов в основном используют те же материалы и оборудование, что и при их проходке

Для углубки неглубоких стволов применяют комплексы с ручным (КБ-1) и механизированным («Углубка-2М») вождением грейферов (рис. 35.2), технические характеристики которых приведены ниже.

Комплекс	КБ-1	«Углубка-2м»
Диаметр ствола в свету, м	4—5	4,5—8
Глубина ствола, м	До 300	До 300
Схема проходки	Совмещенная	
Скорость проходки, м/мес	30—50	45—55
Бурильный молоток или бурильная установка	ПР-30 с или ПР-24 лс	БУКС-1у2м
Число бурильных машин и молотков	16—18	2
Длина шпуров, м	2,5	2,75
Стволовая погрузочная машина (пневмопогрузчик)	КС-3	КС-12
Вместимость грейфера, м ³	0,22	0,25(0,22)
Число грейферов	2	1—2
Продолжительность цикла погрузки, с	—	25—35
Производительность погрузочных машин, м ³ /ч	До 30 (в зависимости от числа грузчиков)	25—35
Вместимость бады, м ³	1—1,5—2	2—2,5—3
Бадья	БПС	БПСУ
Число подъемных машин	1—2	1
Суммарная производительность подъема, м ³ /ч	20—30	25—60
Крепление	Монолитный бетон	
Опалубка	Металлическая передвижная призабойная	
Высота опалубки, м	2,1	2,1
Высота полка, м	3—4	—
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	50—90	30
Подвигание забоя за сутки, м	1—2,1	1,8—2,2
Число циклов в сутки	1	—
Подвигание забоя за смену, м	—	1,8—2,2
Число проходчиков (забойных) в смену	6—20	4

Углубку ствола комплексом «Углубка-2М» осуществляют сверху вниз по совмещенной технологической схеме с выдачей породы на углубочный горизонт. Этот комплекс обеспечивает углубку стволов как с поверхности, так и с рабочего или углубочного горизонта. Скорость проходки при этом достигает 55 м/мес.

Управление механизмом перемещения и грейфером осуществляют со специального пульта, расположенного в кабине машиниста, а управление бурильной установкой — из забоя ствола с пульта на станине установки.

§ 3. ПРОХОДЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

При углубке стволов различают следующие процессы: дробление породы буровзрывным способом или рыхление в забое отбойными молотками; погрузка породы с помощью грейферных погрузчиков; возведение временной и постоянной крепи.

Работы по углубке стволов буровзрывным способом состоят из бурения шпуров в забое, заряжания шпуров и взрывания, проветривания ствола и приведения забоя в безопасное состояние.

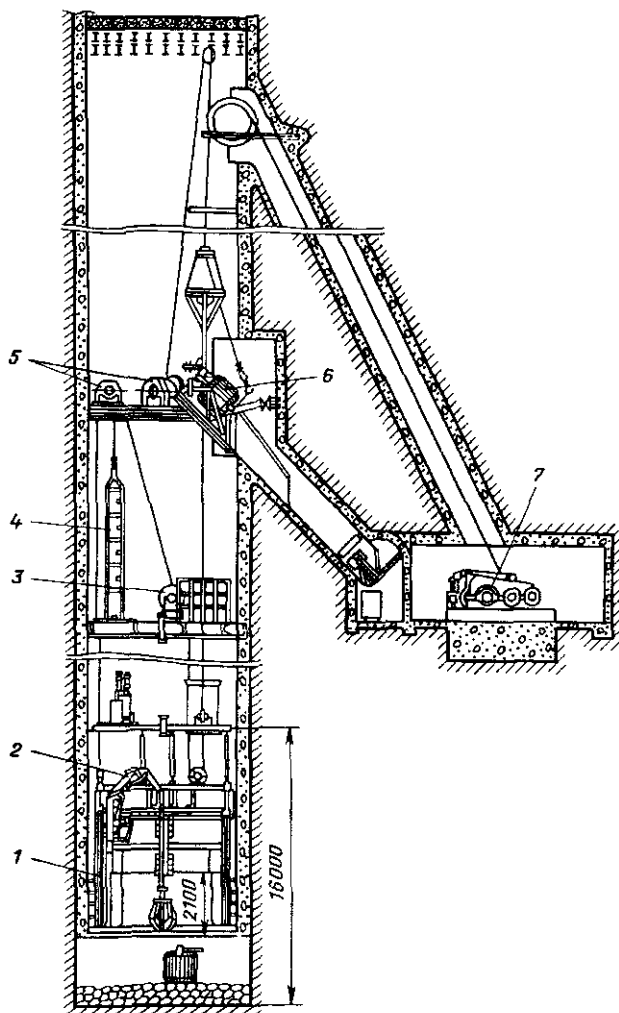


Рис. 35.2. Комплекс оборудования «Углубка-2М»:

1 — полук-опалубка; 2 — буропогрузочная машина КС-12; 3 — проходческая лебедка ЛППР-2/300; 4 — спасательная лестница; 5 — проходческая лебедка ЛПП-5/300; 6 — самопрокидывающаяся бадя БПСУ; 7 — подъемная машина

Число и глубина шпуров, величина заряда и средства взрыва-ния определяют с учетом горнотехнических и горно-геологических условий, средств бурения и типа взрывчатого вещества.

Широко применяют последовательный способ взрывания с применением электродетонаторов замедленного действия с за-

медлением 0,25, 50, 70 мс, позволяющий при взрывании врубных шпуров образовывать для последующего круга две обнаженные поверхности, в результате чего работа заряда каждого шпура облегчается

Погрузка породы при углубке стволов — длительный процесс он начинается после приведения ствола в безопасное состояние после производства взрывных работ и заканчивается зачисткой забоя для последующего бурения шпуров

Временная крепь состоит из металлических колец, подвесок, затяжки и деревянных или металлических распорок. Ее возводят сверху вниз вслед за подвиганием забоя одновременно с погрузкой породы, при этом первое ее кольцо в каждом звене подвешивают на подвесках к постоянной крепи верхнего звена

Возведение постоянной крепи из сборных железобетонных тюбингов выполняют в следующей последовательности: тюбинг подают к стволу на тележках, а затем с помощью траверсы опускают в ствол, где прицепляют к другой траверсе, прикрепленной к канату лебедки, которая установлена на полке или в углубочном отделении

В зависимости от применяемых материалов крепи стволов подразделяют на каменные, бетонные (железобетонные), металлические и деревянные. Наиболее распространены крепи из монолитного железобетона

§ 4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ УГЛУБКЕ ШАХТНОГО СТВОЛА

В качестве примера рассмотрим углубку ствола шахты им Коминтерна

Ствол углубляли по графику, приведенному на рис. 35.3. Перед началом углубки поверхность ствола была оснащена необходимыми механизмами и устройствами. Ствол проветривали с помощью вентилятора ВЦ-900.

Работы по углубке ствола выполняла бригада проходчиков, состоящая из пяти звеньев (одного подвесного) по 4–6 человек в каждом. Бурение шпуров осуществляли одновременно два звена — 10 проходчиков.

Рабочее время использовали эффективно, так как члены бригады владели двумя-тремя профессиями: бурильщика, взрывника и крепильщика.

Взрывные работы производили строго по паспорту буровзрывных работ, при этом врубные и вспомогательные шпуры бурили долотчатыми коронками диаметром 53 мм под патрон ВВ диаметром 45 мм, оконтуривающие — коронками 42 мм под патроны ВВ диаметром 36 мм. Обуривание забоя осуществляли в одну смену.

Наименование операций	Число рабочих	Продолжительность операций, ч-мин	Сутки, смена											
			I			II			III			IV		
			1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	
Спуск и подъем смены		2 - 45	■											■
Бурение и зарядание шпуров	10	23 - 15	—			—			—					
Взрывания и проветривание		1 - 30									■			
Осмотр и приведение забоя в безопасное состояние		0 - 45		■			■				■			
Уборка породы	3	34 - 10		—	—			—	—		—	—	—	
Зачистка забоя	5	11 - 35			—				—					—
Спуск установка и центрирование опалубки	3	2 - 45					—					—		
Укладка бетона за опалубку	3	11 - 15					—					—		

Рис 35.3 График организации работ при углубке ствола шахты

Подвигание забоя за один цикл — от 1,6 до 1,7 м. Ниже приведены показатели углубки ствола с гор 735 м до гор 815 м

Коэффициент крепости пород	16-17	кг/см²
Число шпуров на забой	60	
В том числе диаметром		
53 мм	—	
42 мм	60	
Длина шпуров м	1,8	
КИШ	0,94-0,94	
Расход ВВ (скальный аммонит № 1) на 1 м³ породы кг	2,3	
Коэффициент разрыхления породы	1,5	
Продолжительность одного цикла (три взрыва две опалубки) смен	11	
Подвигание забоя м		
за цикл	5,1	
за сутки	1,39	
Производительность проходчика м³/смена	1 07	

Уборку породы в бады осуществляли двумя погрузчиками типа КС-3. Бетонную смесь для крепления ствола подавали с поверхности на нижний этаж подвесного проходческого полка в контейнерах вместимостью 1,5 м³, а затем через приемную воронку и телескопический раздвижной трубопровод — за призабойную опалубку.

После окончания углубки ствола восстанавливали демонтированную часть армировки.

Применение высокопроизводительных подъемных установок и бадей большой вместимости, а также соблюдение графика организации работ позволяют достичь высоких и стабильных темпов углубки.

§ 5. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ УГЛУБКИ

При применении в одинаковых горно-геологических и горнотехнических условиях различных способов углубки скорость и стоимость проходки 1 м³ ствола различны.

Так, для условий Криворожского бассейна стволы, находящиеся в одинаковых условиях, углубляли по-разному: 1) через ходок в дозаторную камеру; 2) через слепую углубочную шахту; 3) через скиповое отделение ствола. Ниже приведены технико-экономические показатели углубки стволов для различных технологических схем.

Технологическая схема	I	II	IIIa	IIIб
Протяженность углубки, м	1622	5308	2479	2052
Скорость углубки, м/мес.	24,5	11,8	12,1	8,5
Производительность труда, м ³ /чел.-смену	1,85	0,95	1,36	1,24

При углубке ствола шахты «Новая» рудника им. Розы Люксембург работы выполняли комплексной бригадой в составе 30 человек, в три 8-часовые смены при 6-часовой рабочей неделе.

В результате применения больших (7–9 м/с) скоростей подъема при выдаче породы была достигнута высокая скорость углубки ствола.

Получены следующие технико-экономические показатели углубки ствола.

Шаг углубки, м	588,1
Коэффициент крепости пород	16–18
Приток воды в забой, м ³ /ч	Не более 8
Длина шпуров, м	3
Диаметр шпуров, мм	40
КИШ	0,91
Скорость углубки, м/мес:	
средняя	35,5
максимальная	41,4
Производительность проходчика, м ³ /мес:	
средняя	1,62
максимальная	2,51

§ 6. МЕРЫ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ УГЛУБКЕ СТВЛОВ

При проведении углубочных работ для защиты рабочих, занятых в забое углубочного ствола, от падения действующих подъемных сосудов вследствие обрывов каната, а также каких-либо предметов в стволе ниже зумпфа рабочего горизонта в плотных устойчивых породах оставляют предохранительный породный целик высотой 8–12 м или устраивают предохранительный полук. В тех

случаях, когда используют все сечение ствола, предохранительные полки или целики не устраивают.

Меры безопасности при буровзрывных работах, уборке породы, возведении крепи, перемещении подвесных полков, а также при монтаже и демонтаже труб и кабелей те же, что и при проходке стволов.

Особенно важно соблюдать правила техники безопасности при спуске и подъеме людей. Запрещается подниматься или спускаться стоя или сидя на краю бадьи, а также в нагруженной бадье. При грейферной погрузке запрещается снимать руками куски породы из-под его лопастей. Ремонт и осмотр грейфера необходимо производить при наличии в коммуникации сжатого воздуха или рабочей жидкости, находящейся под давлением. Запрещается производить в забое какие-либо работы при наличии невзорвавшихся зарядов ВВ — отказов.

Глава 36

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. ХАРАКТЕРИСТИКА И НАЗНАЧЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК

Камерными выработками называют такие, у которых поперечные размеры обычно незначительно отличаются от длины. Формы их, как правило, сложные, с изменяющимися сечениями. Они предназначены для размещения электрических (подстанции, высоковольтные распределительные пункты, оборудование диспетчерской службы) и механических установок (электровозное депо, ремонтные мастерские, подъемные отделения, водосборники), проходческих машин и механизмов для углубки стволов, а также медпункта, камеры ожидания, лесоскладов, складов взрывчатых материалов, бункеров и др.

Так как камерные выработки отличаются от обычных большими размерами поперечного сечения, при их проведении применяют особые способы проходки и крепления.

При разведке месторождений с помощью подземного бурения на разведочном горизонте проводят камеры для буровых станков (буровые камеры или камеры для бурения разведочных скважин).

§ 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОВЕДЕНИЯ КАМЕР

Процесс проведения камерных выработок, особенно камер большого (20 м²) сечения, из-за разнообразия их сечений и форм сравнительно трудоемок.

Производство работ по сооружению камеры сопряжения ствола с выработкой околоствольного двора называют *рассечкой*.

Сопряжения проходят по мере проходки ствола. Высоту сопряжений ствола с околоствольным двором определяют исходя из условия возможности введения в горизонтальную выработку длинномерных материалов (рельсов, труб и др.), спускаемых в шахту по стволу (рис. 36.1). Минимальная высота сопряжений

$$h = 0,7l - a, \quad (36.1)$$

где h — высота сопряжения, м; l — наибольшая длина транспортируемых предметов, м; a — наименьший размер поперечного сечения ствола (в свету), м.

Камеру сопряжений можно проводить сплошным забоем, совмещая ее проведение с проходкой ствола.

В неустойчивых породах проведение камер сопряжения осложняется: значительная высота и довольно большая (4–5 м) ширина, равная длинной стороне поперечного сечения ствола, затрудняют крепление выработки. В таких случаях камеру сопряжения проводят слоями (рис. 36.2) сверху вниз или независимыми забоями. При проведении камеры сопряжения слоями проходку ствола останавливают на уровне почвы верхнего слоя (высоту слоя принимают от 1,3 до 2 м), осуществляют выемку породы первого слоя на всю длину камеры с креплением кровли анкерной крепью или швеллерами, заделываемыми во врубы боковых стенок камеры. Затем ствол углубляют до почвы камеры сопряжения и осуществляют выемку породы второго (нижнего) слоя на всю длину камеры с последующим креплением.

Камеры сопряжения проводят независимыми забоями (рис. 36.3), при этом в пределах контура запроектированного со-

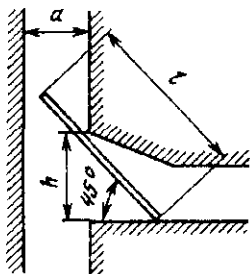


Рис. 36.1. Схема к определению высоты сопряжения

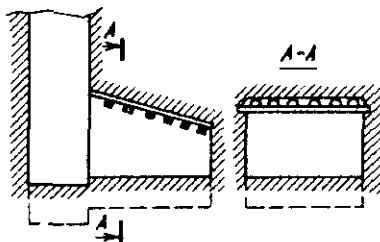


Рис. 36.2. Схема проведения камеры слоями

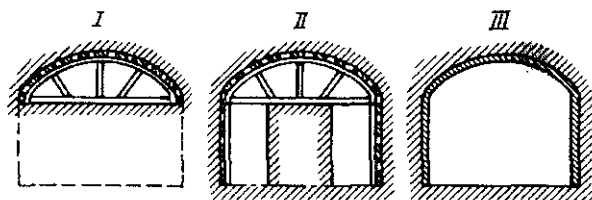


Рис. 36.3. Схема проведения камеры независимыми забоями

пряжения проводят выработку, образующую свод камеры (I), закрепляемый металлическими арками, которые опираются на укосины. С отставанием забоя проводят две бортовые выработки (II), закрепленные металлическими стойками, которые скреплены с арками. После выемки оставшегося в середине выработки целика образовавшаяся камера может быть закреплена бетоном (III).

Сопряжение скипо-клетевых и клетевых стволов включает в себя двустороннюю проходку выработки большого сечения, устройство котлованов для толкателей и площадок, проведение примыкающей к стволу обходной выработки и камер сигналиста. В этих случаях возникает необходимость значительного обнажения пород с подсечкой ствола и крепления бетонной крепью сложной конфигурации. При этом применяют оборудование и механизмы, используемые при проходке ствола.

Схема расположения камер перегрузки и вспомогательного назначения приведена на рис. 36.4.

Камеры для подземного бурения разведочных скважин сооружают путем увеличения размеров подходной выработки (ходка, расчески).

Машинный зал имеет небольшие размеры, поскольку бурение в них осуществляют компактными буровыми станками (БА-100М, НИГРИ-4 и др.). Камеры для бурения вертикальных скважин имеют сложную форму из-за размещения в ней копра. Размеры машинного зала определяют с учетом размеров буровых станков и параметров копра. Ниже приведены размеры камер разведочного бурения для двух типов буровых станков.

Буровой станок	ЗИФ-300	ЗИФ-650А
Размеры машинного зала, м:		
длина	6,5-7,0	7,5-8,0
ширина	3,5-4,0	5,6-6,0
высота	Не менее 2	
Размеры основания шатровой выработки, м:		
длина	3,5-4,0	
ширина	2,5-3,0	
Размеры верхней части шатровой выработки, м:		
длина	1,5-2,0	
ширина	1,0-1,5	
высота	10-12	

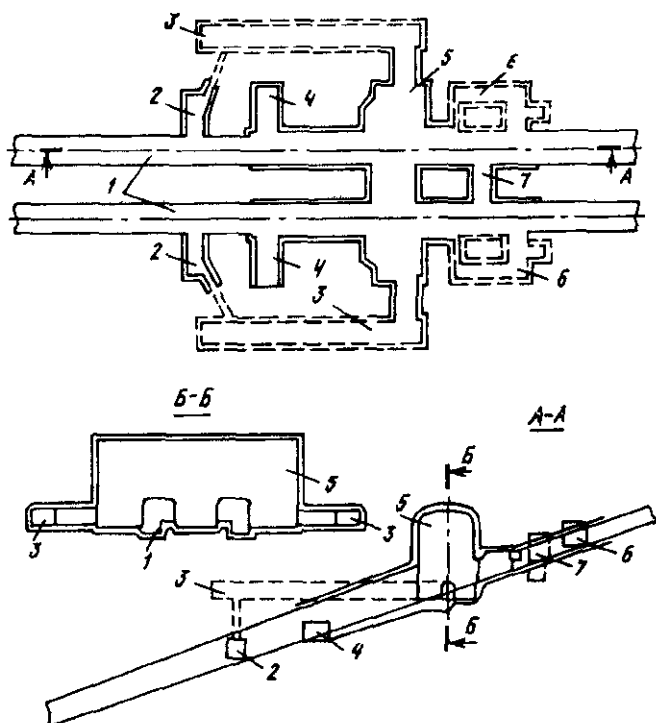


Рис. 36.4 Схема расположения камер перегрузки и вспомогательного назначения.
 1 — наклонные стволы, 2, 3 и 4 — камеры для размещения вентиляционных установок, электropодстанций и вспомогательного оборудования, 5 — перегрузочная камера, 6 и 7 — камеры для размещения обеспыливающей установки и шламоотстойника

Камеры обычно проводят сплошным забоем, иногда проводят выработку небольшого сечения, равную длине камеры, которую затем расширяют в обе стороны.

Шатровую часть или восстающий крепят распоркой или венцовой крепью.

§ 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

Камерные околоствольные выработки проводят из горизонтальных откаточных выработок или ходков. Камеры в разведочных шахтах небольшого сечения, как правило, проводят сплошным забоем, большого сечения — уступным, при этом забой камеры делят на две части, одна из которых опережает другую на одну или несколько заходов. Забой камеры большой высоты делят на две части горизонтальной плоскостью с образованием горизон-

тального уступа. Камеры большой ширины проводят вертикальными уступами.

Наиболее распространенный способ сооружения камерных выработок — проходка по оси передового забоя с последующим его расширением в обе стороны

Основными технологическими процессами при проведении камер являются: бурение, взрывание, уборка породы и крепление.

При проведении первых метров околоствольного двора бурение шпуров осуществляют перфораторами с пневмоподдержек (шпуры верхнего уступа бурят с настила), а по мере уменьшения высоты до уровня высоты типового сечения квершлага с помощью ЛКР-У или бурильной установки.

Взрывание пород электрическое, проветривание осуществляют по нагнетательной схеме с подключением к трубопроводу шахтного ствола. Взорванную породу убирают скреперной лебедкой на подошву скиповой ветви околоствольного двора, а затем грузят в вагоны породопогрузочными машинами (ППН-3, ППН-2, ППН-2г и др.).

В зависимости от устойчивости пород камеры крепят монолитным бетоном толщиной 200 и 250 мм, анкерной крепью, набрызгбетоном, комбинированной крепью по анкерным болтам с металлической сеткой или деревом.

При креплении деревянными крепежными рамами последние устанавливают вплотную на расстоянии 6–8 м от ствола, остальную часть околоствольного двора при устойчивых породах крепят рамами «вразбежку».

§ 4. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Проведение камерных выработок осуществляет комплексная проходческая бригада, объединяющая группу рабочих различных профессий для выполнения процессов, входящих в цикл работ по проходке.

Каждый член комплексной бригады должен быть квалифицированным рабочим, владеющим несколькими профессиями (бурильщика, взрывника, крепильщика и т.д.). При этом каждый рабочий выполняет работу, которая соответствует его основной профессии. Однако он обязан в случае необходимости выполнять любую работу. При такой организации труда достигают максимальной загрузки рабочих в течение смены.

В состав проходческой бригады могут входить люди, занятые на поверхности, обслуживающие прием и складирование породы, приготовление и спуск материалов и оборудования. Руководит бригадой наиболее квалифицированный и опытный рабочий.

Поскольку проведение камерных выработок связано с применением различных машин и механизмов, все работы строго выполняются по графику цикличности, обеспечивающему четкость в работе. Основными показателями работ являются скорость проведения выработки и производительность труда.

Глава 37

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

§ 1. ОСОБЕННОСТИ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ

Геологические и гидрогеологические условия проведения горных работ зависят от физико-химических, гидрогеологических и физико-механических свойств пород.

Рыхлые водонасыщенные породы обычно называют *пывунами*. К ним относят слабосвязанные и сыпучие водонасыщенные горные породы, имеющие различный гранулометрический состав и способные под действием гидростатического напора приходить в движение и приобретать свойства текучести. Пывуны очень подвижны, могут проникать в призабойное пространство между элементами крепи, а также часто образуют пустоты за крепью.

В сложных горно-геологических условиях, т.е. в скальных сильно трещиноватых, карстовых, рыхлых неустойчивых водонесных породах, пывунах и т.п., применяют специальные способы проведения горно-разведочных выработок.

Наиболее распространенными из них являются. замораживание, бурение шахтных стволов, тампонирувание, проходка под сжатым воздухом, проходка с забивной и опускной (погружной) крепью, водопонижение. Выбор способа проведения зависит от следующих факторов: глубины заложения выработки, физико-механических и структурных особенностей массива горных пород, гидрогеологических условий и др.

Способы проведения выработок делят на четыре группы, включающие в себя:

применение крепей без изменений физико-механических свойств горных пород (водонапорные стенки, забивная крепь, опускная крепь);

временное изменение физико-механических свойств горных пород: замораживание, предварительное осушение;

закрепление горных пород на длительный срок (на период строительства и эксплуатации выработки) тампонированием цементными или химическими растворами,

применение специального оборудования и физических способов воздействия на массив: бурение, взрывание (рыхление), разрыв и т.д.

§ 2. СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В слабых неустойчивых породах применяют *щитовой* способ проведения выработок, при котором для защиты призабойного пространства от обрушения используют специальную временную металлическую подвижную крепь — щит.

Проходческий щит представляет собой комплекс, включающий в себя ножеопорное кольцо, стальную оболочку с перегородками, рабочие платформы, домкраты, механизмы для возведения крепи и погрузки породы, гидро- и электрооборудование. Комплекс обеспечивает разрушение пород в забое, погрузку и транспортирование ее, перемещение опалубки, заполнение запалубочного пространства бетоном.

При относительно небольшой водообильности рыхлых пород обычно применяют *ограждающие крепи* (опускную и забивную). Сущность способа состоит в том, что до начала проведения выработок по контуру возводят ограждающую крепь, под защитой которой осуществляют проходческие работы (рис. 37.1). Данный способ применяют при наличии: 1) неустойчивых грунтов мощностью от 5 до 12 м при глубине их залегания 20 м от поверхности, 2) водоупора, расположенного ниже неустойчивых грунтов, мощностью не менее 3 м; 3) валунов и твердых включений размером не более 200 мм; 4) напор подземных вод под почвой пласта плывунов величиной до 12 м.

Ограждение выполняют из деревянных или металлических шпунтин. Поскольку в сложных условиях — песках, супесях, суглинках, насыщенных грунтовыми водами и имеющих твердые включения, — забивка деревянного шпунта затруднена, целесообразно применять металлические шпунтины (рис. 37.2).

На рис. 37.3 показан порядок возведения забивной крепи при неустойчивой кровле. Шпунты из досок укладывают так, чтобы они плотно прилегали друг к другу и опирались на последнюю раму. Забивку шпунтов осуществляют от одного угла к другому малыми заходками. После забивки шпунтов кувалдой на длину заходки начинают выемку породы в верхней части забоя, затем

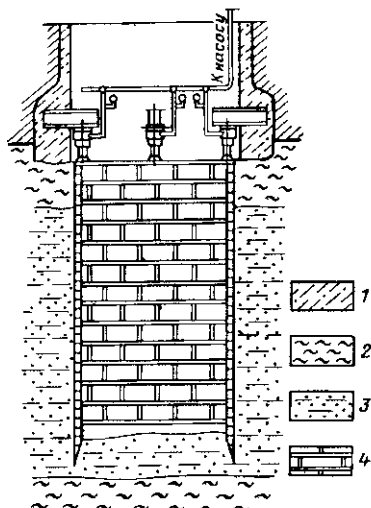


Рис. 371. Схема проходки ствола с применением опускной крепи.

1 — бетон, 2 — скальная порода, 3 — плывун, 4 — крепь

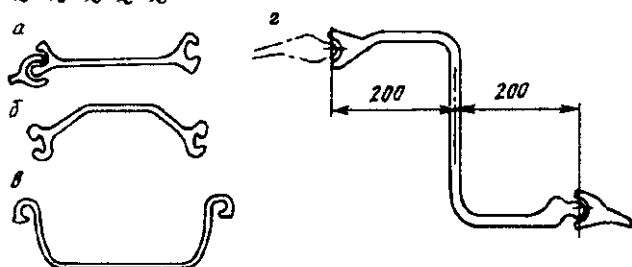


Рис. 372. Плоские (а), крытые (б), типа «Ларсен» (в) и газетообразные (г) металлические шпунтины

отбойку и уборку породы в нижней его части. Породу в первую очередь отбивают со стороны боков выработки для установки крепных стоек под верхняки, затем в центральной части забоя.

Для временного снижения гидростатических напоров подземных вод и создания благоприятных и безопасных условий проведения горно-разведочных выработок (как правило, в обводненных и слабоустойчивых породах с коэффициентом фильтрации от 3 до 0,01 м/сут) применяют способ *водопонижения* уровня грунтовых вод.

В результате водопонижения изменяются физические свойства грунтов вследствие уплотнения и улучшаются прочностные характеристики.

Различают три способа водопонижения: поверхностный, из подземных выработок и комбинированный. Область их применения определяется свойствами грунтов, условиями питания подземных вод, коэффициентом фильтрации осушаемых пород, мощностью водоносного горизонта и применяемых технических средств водопонижения.

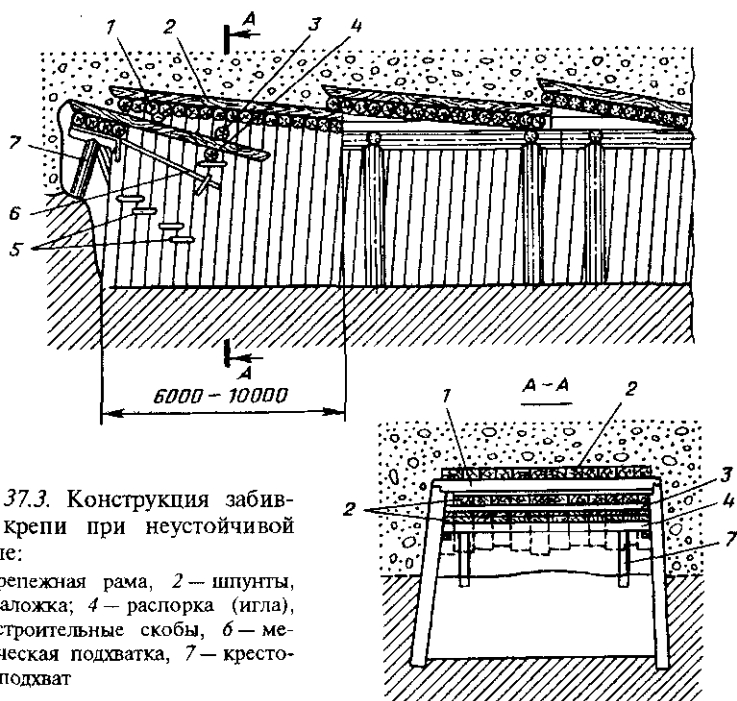


Рис. 37.3. Конструкция забивной крепи при неустойчивой кровле:

1 — крепежная рама, 2 — шпунты, 3 — заложка; 4 — распорка (игла), 5 — строительные скобы, 6 — металлическая подхватка, 7 — крестовина-подхват

При поверхностном водопонижении используют легкие иглофильтры, эжекторные иглофильтровые и вакуумные установки.

Глубокое водопонижение осуществляют с помощью водопонижительных и водопоглощающих скважин и мощных насосов. При больших водопритоках наряду с указанным ранее оборудованием применяют сквозные фильтры.

На рис. 37.4 показан принцип работы легкой иглофильтровой установки, где с помощью насоса создают вакуум в сети погруженных в грунт иглофильтров, сквозь которые воду через коллектор откачивают за пределы участка.

Для укрепления связности горных пород и снижения водопритоков применяют *тампонаж*. Сущность этого способа состоит в искусственном заполнении пустот, трещин и пор массива горных пород материалом, способным затвердевать и препятствовать движению подземных вод. Тампонажный раствор укрепляет массив и создает водонепроницаемость пород.

Различают следующие виды тампонирования: цементирование, глинизация, битумизация, силикатизация и смолизация. Цементирование горных пород показано на рис. 37.5.

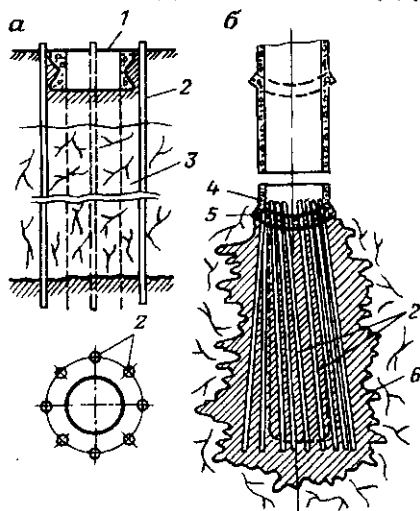
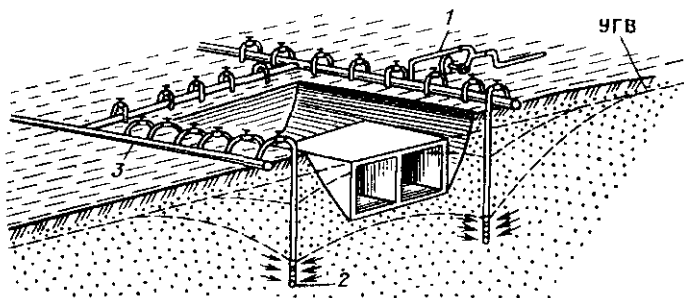


Рис. 37.4 Схема легкой иглофильтровой установки:

1 — насос, 2 — иглофильтр, 3 — коллектор, УГВ — уровень грунтовых вод

Рис. 37.5. Схемы предварительного цементирования горных пород с поверхности (а), из забоя ствола (б):

1 — ствол, 2 — скважины, 3 — горные породы, 4 — кондуктор, 5 — водонепроницаемая перегородка, 6 — зацементированные породы

Тампонирование уменьшает трещиноватость водоносных пород, степень которой зависит от нагнетаемого в массив материала. При выборе материала учитывают данные химического анализа подземных вод.

Химические растворы готовят непосредственно в забое, цементные — на поверхности, а при небольших объемах работ — также в забое.

Эффективность тампонирования зависит от достоверности информации об инженерно-геологических и гидрогеологических свойствах массивов горных пород.

В неустойчивых массивах со значительным притоком воды, большим напором и высоким коэффициентом фильтрации при проведении выработок применяют искусственное *замораживание*. Этот способ используют в тех случаях, когда применение других специальных способов невозможно или нецелесообразно по технико-экономическим показателям. Сущность его заключа-

ется в том, что до вскрытия выработкой водоносных пород их предварительно замораживают, образуя ледопородное ограждение, которое принимает на себя горное и гидростатическое давление, создавая таким образом условия для проведения выработок обычным способом. Водоносные породы замораживают с помощью холодильных установок (аммиачных, углекислотных или фреоновых), расположенных на поверхности.

Будущую выработку ограждают скважинами, в которые опускают замораживающие колонки с циркулирующим хладоносителем — рассолом, охлажденным до требуемой отрицательной температуры на замораживающей станции. Широко применяют замораживающие установки, в которых хладагентом является аммиак.

Полезную работу — интенсивный отбор тепла от окружающих колонку пород — рассол совершает при движении по рабочему участку колонки. Таким образом, получение холода от замораживающей станции основано на испарении хладагента, который, поглощая тепло у рассола, охлаждает его, а рассол, циркулируя в колонках, участвует в теплообмене с горными породами. В результате отбора рассолом тепла у породы вокруг каждой из колонок образуются ледопородные цилиндры, которые увеличиваются, а затем смыкаются в сплошное ледопородное ограждение вокруг выработки.

Производство холода на замораживающей станции основано на принципе изменения агрегатного состояния хладагента — аммиака. При низком давлении и наличии тепла жидкий аммиак испаряется и переходит в газообразное состояние в испарителях, после чего он засасывается аммиачными компрессорами, сжимается, при этом температура его повышается, и затем поступает в конденсаторы, где отдает тепло воде и переходит в жидкое состояние. Процесс замораживания горных пород включает в себя три теплообменных цикла:

- 1) отбор тепла у породы рассолом (замораживание пород);
- 2) отбор тепла у рассола аммиаком на замораживающей станции;
- 3) отбор тепла у аммиака водой, подаваемой на конденсаторы замораживающей станции.

Способ искусственного замораживания универсален, с его помощью можно замораживать как ограниченные, так и большие площади массива горных пород.

Холод получают также испарением жидкого азота непосредственно в замораживающих колонках. Благодаря низкой температуре испарения ($-195,7^{\circ}\text{C}$) замораживание массива горных пород происходит в 7–8 раз быстрее, чем при замораживании рассолом. Этот способ из-за высокой стоимости применяют только в аварийных случаях.

Если другие специальные методы по техническим и экономическим соображениям не могут быть применены, то выработки проходят *под сжатым воздухом*. Воздух служит средством осушения забоя и стабилизации породного массива. Сущность данного способа заключается в том, что при проведении выработок в неустойчивых обводненных породах (плывунах) проходку приостанавливают и в выработке возводят одну или несколько перегородок. Пространство между ними заполняют сжатым воздухом с давлением, превышающим гидростатическое давление воды в массиве горных пород.

Кессонная проходка выработок по водоносным пластам с напором воды не более 20 м применяется при избыточном давлении (до 0,2 МПа), исходя из санитарно-гигиенических соображений.

§ 3. ПРИМЕНЯЕМОЕ ОБОРУДОВАНИЕ, ИНСТРУМЕНТЫ И МАТЕРИАЛЫ

При проведении подземных выработок с помощью шпунтовых ограждений для погружения шпунтин применяют копровое оборудование и средства забивки. Копровое оборудование предназначено для подъема и удержания шпунтин, а также подъема и перемещения средств забивки. Средствами забивки шпунтин являются: механические и паровоздушные молоты, дизель-молоты, вибропогружатели, вибромолоты С-467М, ВМ-7У, С-836. Извлечение шпунтин из массива горных пород осуществляют шпунтовыдергивателями В1-592 и В1-592А.

Шпунтины делают из дерева или металла. Деревянные шпунтины представляют собой доски шириной 150–200 мм, толщиной 50–100 мм и длиной 2–6 м. В качестве металлических шпунтин применяют обычную прокатную сталь двутаврового, швеллерного и уголкового профилей № 45, 55, 60.

Металлические шпунтины соединяют между собой с помощью специальных замков.

При щитовом способе проходки применяют проходческие щиты, состоящие из следующих узлов: ножеопорного кольца, стальной оболочки с перегородками, выдвижных рабочих платформ, домкратов для передвижения, механизмов для возведения крепи и загрузки породы, системы гидрокоммуникаций и электрооборудования.

Проходческие комплексы, применяемые в различных горно-геологических условиях, имеют разные исполнительные органы (роторные, избирательного действия и др.), а также прогрузочные и транспортные механизмы. На рис. 37.6 показан передвижной проходческий комплекс.

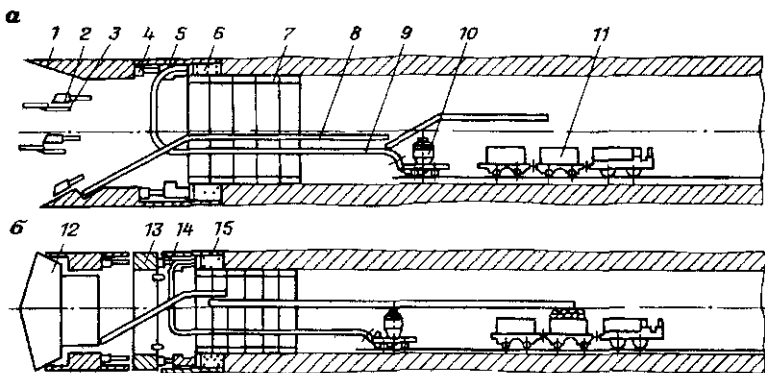


Рис. 37.6. Схема комплексов для строительства тоннелей с монолитно-прессованной крепью (а — при прессовании бетонной смеси усилием щитовых домкратов, б — распорным кольцом)

1 — головная часть щита, 2 — породоразрушающий механизм, 3 — площадка, 4 — щитовой домкрат, 5 — прессующее кольцо, 6 — замкнутое пространство, 7 — опалубка, 8 — конвейер, 9 — бетоновод, 10 — бетоноукладочная машина, 11 — состав вагонеток, 12 — роторный исполнительный орган, 13 — распорное кольцо, 14 — домкрат, 15 — оболочка

При проведении выработок с искусственным водопонижением уровня грунтовых вод применяют иглофильтровые установки ЛИУ-2, ЛИУ-3, ЛИУ-4, ЛИУ-5 и др. Иглофильтр состоит из надфильтровых труб, фильтрового звена и фрезерного наконечника.

Используют также эжекторные иглофильтровые установки, которые служат для вакуумирования грунтов и понижения уровня подземных вод, а также вакуумные установки — вакуумного водопонижения (УВВ), эжекторные установки с вакуумными концентрическими скважинами (ЭВВУ), установки забойного водопонижения (УЗВ и УЗВМ). Широко используют установки УВВ-1м и УВВ-2.

В основном применяют следующие типы фильтров: дырчатые и щелевые, сетчатые, каркасно-стержневые и гравийные.

Воду откачивают насосами двух модификаций. с электродвигателем, расположенным над скважиной, и с погружным электродвигателем типа АТН и А.

Скважины бурят станками УКС-22м, УКС-30м, УГБ-50м, БУ-20-2. Бурение осуществляют с применением промывочных жидкостей, назначением которых являются вынос разбуренной породы на поверхность, охлаждение инструмента и придание устойчивости стенок скважин.

Бурение подразделяют на шнековое, колонковое, роторное, турбинное и реактивно-турбинное.

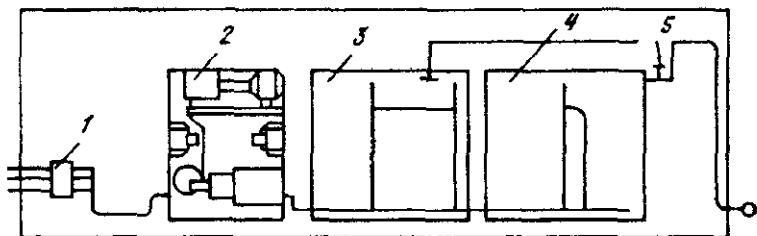


Рис. 37.7. Схема расположения оборудования для приготовления и нагнетания химических растворов в растворяющем узле

1 — распределительная колонка с расходомерами; 2 — насосная группа со смесителем; 3 — бак для кислоты; 4 — бак для смолы; 5 — запорная арматура

При проведении выработок с предварительным тампонированием массива горных пород используют буровые установки, оборудование для приготовления и нагнетания тампонажных растворов, контрольно-измерительную аппаратуру и вспомогательное оборудование.

Для бурения скважин применяют самоходные и передвижные установки бурения БСН-241, БТС-150, ШБУ, СВБ-2, УГБ-50А, БУКС-1м, БУКС-1у, БУКС-1у2, БУКС-1у3, самоходную буровую установку УБР-50М, станки колонкового бурения ЗИФ-12РРА, ЗИФ-1200МР, полупереводные роторные установки УРБ-УПМ, УРБ-УМ. При бурении глубоких скважин используют установки колонкового бурения ЗИФ-300М, СБА-500 и др.

Тампонажный цементный раствор приготавливают на стационарных или передвижных растворосмесительных узлах.

При больших объемах работ широко используют самоходные цементно-смесительные машины 2СМН-20, СМ-10 и СМП-20 и смесительный агрегат ЗАС-30. Передвижные смесительные машины позволяют готовить тампонажный раствор с высокой (до 120 м³/ч) производительностью.

Растворный узел, смонтированный на платформе в утепленном вагоне (рис. 37.7), включает в себя следующее оборудование: баки для кислоты и смолы, дозаторы марки НД-2500/10, смеситель непрерывного действия, два центробежных насоса 2ХМ-6П-2, центробежный насос 2,5ЦВ-0,8, распределительная колонка, трубопровод и краны управления, аппаратура управления электрооборудованием.

На рис. 37.8 показано размещение оборудования для ведения цементационных работ с поверхности.

Различают простые и сложные цементные растворы. Простые состоят из двух компонентов — вяжущего вещества и воды, а

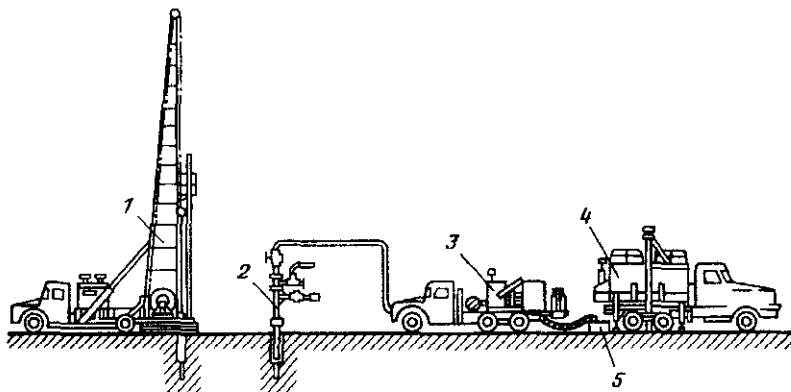


Рис. 37.8. Комплекс оборудования КЦП-1 для цементирования с поверхности земли:

1 — самоходная буровая установка УРБ-3АМ; 2 — цементировочная универсальная головка, 3 — цементировочный агрегат ЦА-320М, 4 — смесительная машина 2СМ (2СМ-20), 5 — емкость для раствора

сложные включают в себя также различные наполнители и добавки-активаторы.

При цементации используют портландцемент, глиноземистый, сульфатостойкий, тампонажный, магнезиальный и другие марки цемента (не ниже 400).

В качестве наполнителей применяют песчаники, граниты, известняки, гнейсы, пески, древесные опилки и др.

При глинизации широко используют бетонитовые глины; при битумизации — нефтяные битумы марок БН-II-У, БН-III и БН-III-У с температурой вспышки не ниже 200°C (для увеличения прочности добавляют до 25% парафина); при силикатизации — силикаты натрия (жидкое стекло), хлористый кальций, ортофосфорную кислоту, алюминат натрия, углекислый газ; при смолизации — различного рода смолы и отвердители (карбамидные смолы марок: МФ-17, КМ, КМ-3, М, МФФА и др.).

Для отверждения смол применяют водные растворы соляной, щавелевой, фосфорной кислот, хлористый аммоний, аммиак и др.

Для крепления стволов в замороженных породах используют чугунные тубинги, реже монолитный бетон и железобетонные тубинги.

Время отверждения химических тампонажных растворов зависит от вида смолы и концентрации ее в растворе, вида отвердителя, температуры окружающей среды.

При проведении выработок с предварительным замораживанием горных пород применяют следующее оборудование: заморажи-

вающие станции, состоящие из компрессора, конденсатора, испарителя, вспомогательных сосудов и запорной аппаратуры, а также передвижные замораживающие станции ПХС-100 и ПНС-100.

Скважины бурят станками ударного, вращательного и комбинированного способов бурения.

В пробуренную скважину помещают замораживающую колонку. Применяют бесшовные цельнотянутые трубы с наружным диаметром 146 мм и толщиной стенки 7–11 мм. При небольших глубинах используют полиэтиленовые трубы.

В качестве хладагента в основном применяют аммиак и фреон, а в качестве хладоносителей — водные растворы хлористого кальция и хлористого магния. Хладоносители получили название *рассолов*. Отработанный рассол попадает в коллектор и по рассолопроводу снова направляется в замораживающую станцию.

§ 4. ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА И МЕРЫ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

При проведении работ в сложных горно-геологических условиях необходима четкая и высокая организация труда. Рабочие, занятые на производстве этих работ, объединяются в одну комплексную бригаду, а рабочие одной смены — в звенья.

Комплексная бригада объединяет группу рабочих различных профессий для выполнения процессов, слагающих цикл вспомогательных и основных работ по проходке выработок.

Как правило, члены комплексной бригады являются квалифицированными рабочими, владеющими несколькими ведущими профессиями (бурильщика, взрывника, крепильщика и т.д.). Поэтому в бригаде отсутствует строгое разделение труда между ее членами, но каждый рабочий выполняет преимущественно ту работу, которая соответствует его основной профессии. В процессе проходки каждый рабочий обязан выполнять любую работу, входящую в задание проходческой бригады.

Бригаде выдают производственный наряд на проходку горной выработки, в котором устанавливают: 1) комплексную норму выработки, рассчитанную по действующим нормам на горнопроходческие работы; 2) месячный план работ, выраженный в метрах и нормо-часах.

Надзор за работами осуществляет начальник смены или горный мастер в зависимости от принятой номенклатуры административно-технического персонала.

Руководит бригадой назначаемый начальником партии или экспедиции бригадир — наиболее квалифицированный и опытный рабочий.

Работы по проведению выработок с применением различных машин и механизмов выполняют по графику цикличности, который создает четкость в работе и улучшает ее качество, а также обеспечивает выполнение запроектированных объемов работ.

Главными показателями работ являются скорость проведения выработки и производительность труда рабочего, на основании которых составляют календарный план проведения выработок.

С учетом объемов проходческих работ, сроков их выполнения и принятой организации проходки определяют число одновременно работающих забоев, колебание которого может привести к уменьшению загруженности механизмов и неудовлетворительному использованию рабочей силы.

При проведении горно-разведочных выработок в рыхлых, слабоустойчивых водоносных породах типа пльвунов и мягких пластичных глинах необходимо соблюдение повышенных мер безопасности.

При проведении выработок, сопровождающимся большими притоками воды, должен быть организован усиленный водоотлив с использованием мощных насосов.

Поскольку шпунтины при забивке в грунт испытывают сопротивление трения, что иногда приводит к разрыву замков и деформации шпунтин, то для уменьшения трения между шпунтинами в замки заливают горячий асфальт, а для снижения трения шпунтины о грунт применяют подмыв грунта.

Работы по проведению выработок с применением забивной крепи, искусственного водопонижения, предварительного тампонирувания и замораживания необходимо вести строго в соответствии с правилами безопасности, предусматривающими требования, которые являются обязательными для всех рабочих и инженерно-технических работников, занятых на этих работах.

При выполнении тампонажных работ необходимо осуществлять контроль за бурением скважин, приготовлением тампонажных растворов, нагнетанием раствора в скважины, а также за качеством тампонирувания массива горных пород.

При проведении выработок в замороженных породах, которые могут в течение времени деформироваться (многие глины склонны к пучению, особенно при последующем их обнажении), предъявляют дополнительные требования к конструкции постоянной крепи и технологии ее возведения. Необходимо устанавливать специальный контроль за состоянием замороженных пород.

Особое внимание необходимо уделять безопасности производства буровзрывных работ при пересечении выработкой пород, обладающих различной крепостью и плотностью.

При производстве буровзрывных работ в забоях с большим водопритоком необходимо бурить опережающие и разведочные шпуры и скважины для уточнения геологической и гидрогеологической обстановки и мощности покрывающих пород.

При кессонном способе проходки взрывные работы в зоне сжатого воздуха выполняют только с применением электродетонаторов и небольших зарядов, рассчитанных на рыхление. Расположение шпуров должно быть такое, чтобы между взрывающей частью забоя и неустойчивыми породами сохранялась перекрывающая толща устойчивых пород. Если в верхней части забоя или ниже подошвы выработки появляются пливуны, то взрывные работы следует прекратить.

Взрывные работы в зоне сжатого воздуха должны производить два взрывника.

В рабочей зоне необходимо хранить неприкосновенный запас крепежных материалов, а также самоспасателей, наличие которых следует проверять перед началом каждого взрыва.

Глава 38

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЖИМА ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Режимом работы *горнопроходческого объекта* называют определенную организацию проходческих работ в единицу времени (смена, сутки), направленную на улучшение условий труда, более полное использование техники и рабочей силы.

Режим проходческих работ включает в себя такие понятия, как длительность смены, длительность перерывов между сменами, чередование смен, организация самой смены. Принимая тот или иной режим, учитывают организационно-технические, экономические и психофизиологические факторы.

Оптимальный режим в одних условиях может оказаться неприемлемым в других. Например, с увеличением режимного времени работы растет плановый фонд рабочего времени и сокращаются плановые перерывы в работе. Уменьшение перерывов приводит к сокращению времени на ремонтные работы, а это в свою очередь влечет снижение надежности оборудования и увеличение внутрисменных простоев. Если оборудование сильно изношено, то фактическое время работы может оказаться даже меньше, чем при сокращенном режимном времени.

При проведении горно-разведочных выработок продолжительность рабочей смены колеблется от 6 до 7,2 ч, число смен в сутки — от 2 до 4, число рабочих дней в месяц — от 22 до 31.

Оптимальный режим работ по проведению горных выработок с точки зрения решения геологических задач по изучению месторождения должен обеспечить максимальный годовой объем работ при заданном расходе ресурсов:

$$M = PK_{\text{и}}K_{\text{э}}T_{\text{г}} \rightarrow \max, \quad (38.1)$$

где M — годовой объем проходческих работ; P — производительность оборудования; $T_{\text{г}}$ — годовой фонд времени; $K_{\text{и}}$ и $K_{\text{э}}$ — коэффициенты интенсивного и экстенсивного использования оборудования; $PK_{\text{и}}$ — техническая производительность оборудования; $K_{\text{э}}T_{\text{г}}$ — фактическое время работы.

Число рабочих смен в году $N_{\text{г}}$ является функцией числа рабочих смен в сутки $n_{\text{с}}$ и месяце $n_{\text{м}}$, а также числа рабочих месяцев в году и колеблется от 528 (при $n_{\text{с}} = 2$ и $n_{\text{м}} = 22$) до 1440 (при $n_{\text{с}} = 4$ и $n_{\text{м}} = 30$).

Стоимость машино-смены проходческого оборудования уменьшается с ростом $N_{\text{г}}$. Следовательно, с экономической точки зрения наиболее выгоден 4-сменный график работы с непрерывной рабочей неделей, наименее — 2-сменный с прерывной неделей. Однако при непрерывном графике создаются напряженные условия эксплуатации оборудования, осложняется организация работ.

Такой режим целесообразен в геологоразведочных партиях с хорошей ремонтно-механической службой и налаженным материально-техническим снабжением, да и то только тогда, когда ставится задача форсированного решения геологических задач.

С точки зрения рациональной технологии выгоден 3-сменный режим работы при 6-часовой смене. Наличие межсменных перерывов облегчает профилактический ремонт оборудования. Во время перерывов производят взрывные работы и вентиляцию, кроме того, они служат резервом на случаи задержек в выполнении какой-либо операции цикла.

§ 2. ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Методика выбора оптимальных технологических схем требует проведения системно-структурного анализа всех качественно различных вариантов.

Такая форма представления вариантов технологии позволяет не запоминать все исходное множество, а достаточно быстро формировать любой вариант с помощью ЭВМ и сравнивать его с другими вариантами.

Для решения оптимизационной задачи необходимо составить модель вида

$$C = f(x_1; x_2; \dots; x_n),$$

где C — выбранный критерий оптимизации; $x_1; x_2; \dots x_n$ — оптимизируемые технологические параметры. Если выбрать в качестве критерия оптимизации минимум приведенных затрат, то целевую функцию можно представить в виде

$$C_{\text{пр}} = \sum_{i=1} \sum_{j=1} (C_{n_{ij}} + EK_{ij}) \rightarrow \min, \quad (38.2)$$

где $C_{n_{ij}}$ и K_{ij} — эксплуатационные и капитальные затраты, которые связаны с любым i -м вариантом решения на j -м элементе технологии, осуществляемом в период оптимизации; E — коэффициент сравнительной экономической эффективности, равный для геологоразведочных работ 0,2.

Величину эксплуатационных затрат определяют по формуле

$$C_n = C_3 + C_{\text{изн}} + C_э + C_{\text{в}} + C_{\text{м}}, \quad (38.3)$$

где C_3 — расходы на зарплату рабочих и ИТР, руб/м³; $C_{\text{изн}}$ — удельные расходы по возмещению износа оборудования, руб/м³; $C_э$ и $C_{\text{в}}$ — затраты на электроэнергию и сжатый воздух, руб/м³; $C_{\text{м}}$ — расходы на материалы, руб/м³.

$$C_3 = 1,37 \sum_{i=1}^{\delta} (Fq_i), \quad (38.4)$$

где F — средняя стоимость единицы рабочего времени проходчиков и ИТР по прямой зарплате, руб/чел-мин; q_i — удельная трудоемкость выполнения процессов проходческого цикла, чел-мин/м³; i — индекс отдельного рабочего процесса; δ — число рабочих процессов.

Трудоемкость проведения 1 м³ выработки Σq определяют по формуле

$$\Sigma q = \frac{n_3 T_{\text{ц}}}{Q_{\text{ц}}} = \frac{n_3 T_{\text{ц}}}{Sl\eta}, \quad (38.5)$$

где $Q_{\text{ц}}$ — объем отбитой породы за цикл, м³; n_3 — число проходчиков в звене; $T_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла, мин; S — площадь поперечного сечения выработки, м², l — средняя длина шпуров, м; η — коэффициент использования шпуров.

$$T_{\text{ц}} = t_6 + t_{\text{з.в}} + t_{\text{пр}} + t_{\text{уб}} + t_{\text{кр}} + t_{\text{вс}}, \quad (38.6)$$

где t_6 ; $t_{\text{з.в}}$; $t_{\text{пр}}$; $t_{\text{уб}}$; $t_{\text{кр}}$; $t_{\text{вс}}$ — соответственно продолжительность бурения шпуров, заряжания и взрывания, проветривания, уборки породы, крепления и вспомогательных работ, мин.

$$t_6 = \frac{Nl_{\text{ш}}}{v_{\text{м}}n_6\lambda} + \frac{Nt_{\text{в}}}{n_6} + t_{\text{п-з}}, \quad (38.7)$$

где N — число шпуров в комплекте; $l_{\text{ш}}$ — длина шпуров; $v_{\text{м}}$ — механическая скорость бурения, м/мин; n_6 — число занятых бурением проходчиков; λ — коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный 0,8–0,9; $t_{\text{в}}$ — продолжительность вспомогательных операций, приходящихся на бурение одного шпура, мин; $t_{\text{п-з}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин.

Механическую скорость бурения определяют по эмпирической формуле

$$v_{\text{м}} = \rho \, 0,09 f^{1,77}, \quad (38.8)$$

где ρ — коэффициент мощности перфоратора (для ПР-30 $\rho = 1$; ПР-18 $\rho = 1,4$; ПР-24, ПР-30В $\rho = 0,8$); f — коэффициент крепости.

$$t = K_{\text{ш}} \tau l_{\text{ш}} (0,75 + 0,10 f), \quad (38.9)$$

где t — время бурения шпура; $K_{\text{ш}}$ — коэффициент длины шпуров (при $l_{\text{ш}} < 1,8$ $K_{\text{ш}} = 1$; при $l_{\text{ш}}$, изменяющемся от 1,8 до 2,3, $K_{\text{ш}} = 1,2$); τ — коэффициент сложности вспомогательных операций (для ПР-30К $\tau = 1$; ПР-18 $\tau = 0,9$; ПР-24, ПР-30 $\tau = 1,05$).

$$t_{3\text{в}} = \frac{\psi N l_{\text{ш}} \left(0,46 + \frac{1,07}{l_{\text{ш}}} \right)}{n_{\text{в}}}, \quad (38.10)$$

где $n_{\text{в}}$ — число взрывников; ψ — коэффициент сложности заряжения (ручное заряжение: при огневом способе $\psi = 1$, при электрическом $\psi = 1,2$; механизированное заряжение: при огневом способе $\psi = 0,6$, при электрическом 0,72).

$$t_{\text{пр}} = 13,52 + \frac{1142,67}{v}, \quad (38.11)$$

где v — скорость походки выработок всей бригады, м/мес.

$$t_{\text{уб}} = \frac{K_{\text{зам}} Q}{P_{\text{тех}}} + t_{\text{об}} Z + t'_{\text{п-з}}, \quad (38.12)$$

где Q — объем отбитой за цикл породы, м³; $K_{\text{зам}}$ — коэффициент замедления погрузки, равный 1,1 ÷ 1,25; $P_{\text{тех}}$ — техническая производительность погрузочной машины, м³/мин; $t_{\text{об}}$ — продолжительность обмена вагонеток, мин; Z — число вагонеток за цикл; $t'_{\text{п-з}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин.

$$Q = S \eta K_p \quad (38.13)$$

где S — площадь поперечного сечения выработки, м^2 ; l — средняя глубина шпуров, м , η — коэффициент использования шпуров; K_p — коэффициент разрыхления.

$$t_{об} = \frac{\frac{2 L_p}{v_0} (Z - 1) + t_m + \frac{2 L}{v_{ср}} (Z_1 - 1) + \theta}{Z} \quad (38.14)$$

Оптимальное удаление разминовки от забоя

$$L = \frac{v_{ср} S_1 l \eta K_{кр} T_{раз}}{2 S \left(\frac{S l \eta K_p}{Z_1 V_B K_H} - 1 \right)}, \quad (38.15)$$

где $v_{ср}$ — средняя скорость электровозной откатки, м/мин ; S_1 — площадь поперечного сечения разминовки, м^2 ; $T_{раз}$ — суммарная продолжительность сооружения разминовки, мин ; S — площадь поперечного сечения выработок, м , Z_1 — число вагонеток, подаваемых одновременно под погрузку; V_B — вместимость вагонетки, м^3 ; K_H — коэффициент наполнения вагонеток, L_p — шаг переноски разминовок, м ; v_0 — средняя скорость откатки на участке забой — разминка, равная $0,4 \pm 0,9 \text{ м/с}$; t_m — продолжительность маневровых операций на разминке, мин ; θ — продолжительность разгрузки вагонеток, мин .

Продолжительность крепления может быть определена по эмпирической формуле

$$t_{кр} = a_0 a_1 a_2 \left(133,4 + \frac{2940,27}{v} \right), \quad (38.16)$$

где a_0 — коэффициент, зависящий от площади поперечного сечения выработок (при $S < 5 \text{ м}^2$ $a_0 = 0,85$, при $S = 5 \div 6 \text{ м}^2$ $a_0 = 1$; при $S > 6 \text{ м}^2$ $a_0 = 1,15$); a_1 — коэффициент, учитывающий крепость породы (при $f = 5 - 9$ $a_1 = 1$; при $f = 10 \div 15$ $a_1 = 1,08$; при $f > 15$ $a_1 = 1,15$); a_2 — коэффициент, принимаемый равным 1 при рамной крепи; 0,75 при подвесной; 0,28 при анкерной и 0,46 при набрызгбетонной.

$$t_{вс} = 26,7 + \frac{4169,29}{v},$$

где v — скорость проходки выработки всей бригадой, м/мин .

$$C_{изн} = \sum_{i=1}^n \Pi_i n_{oi} \varphi_p a K_{тр} - \frac{K_{рем} T_{из}}{n_m n_T n_c S \eta T_{см}}, \quad (38.17)$$

где Π_i — стоимость i -го оборудования определенного вида, руб. ; n_{oi} — число единиц i -го вида оборудования; φ_p — коэффициент ре-

зерва, равный 1,26; a — годовая норма амортизационных отчислений, равная 0,3; $K_{\text{тр}}$ — коэффициент транспортных расходов, равный 1,04; $K_{\text{рем}}$ — коэффициент, учитывающий стоимость текущих и средних ремонтов, равный 1,5; n_m , n_r и n_c — соответственно число рабочих дней в месяце, месяцев в году и рабочих смен в сутки; $T_{\text{см}}$ и $T_{\text{ц}}$ — продолжительность смены и цикла, мин.

$$C_{\text{э}} = \frac{\sum_{i=1}^n M_y n_{\text{ор}} \mathcal{E} t_{\text{мех}} \eta_{\text{э}} K_1}{S h \eta}, \quad (38.18)$$

$$C_{\text{в}} = \frac{\sum_{i=1}^n P_{\text{сжл}} n_{\text{ор}} \mathcal{E}_v t_{\text{сжл}} K_2 K_1}{S h \eta}, \quad (38.19)$$

где M_y — установленная мощность работающих электродвигателей и потребителей электроэнергии, кВт; $\mathcal{E}$ — тариф оплаты 1 кВт электроэнергии; $t_{\text{мех}}$ — время работы потребителей энергии за цикл, ч; $\eta_{\text{э}}$ — коэффициент загрузки электродвигателей, равный 0,6; K_1 — коэффициент транспортно-заготовительных расходов, равный 1,1; $P_{\text{сжл}}$ — расход сжатого воздуха пневмомашинами, м³/ч; $\mathcal{E}_v$ — стоимость 1 м³ сжатого воздуха, руб.; K_2 — коэффициент потерь сжатого воздуха, равный 1,1; $t_{\text{сжл}}$ — время работы пневмомашины, ч.

$$C_{\text{м}} = \frac{\sum_{i=1}^n W_i \Pi_i^{\text{м}} K_1}{S h \eta}, \quad (38.20)$$

где W_i — суммарный расход материалов за цикл, $\Pi_i^{\text{м}}$ — стоимость материалов.

В окончательном виде структура экономико-математической модели сводится к экстремальной функции восьми переменных:

$$C_{\text{пр}} = f(l, n_3, L_p, T_{\text{ц}}, T_{\text{см}}, n_c, n_m, v), \quad (38.21)$$

где l — длина шпуров (1–3 м); n_3 — число проходчиков в звене (2–6 человек); L_p — шаг переноски разминок (20–100 м); $T_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла; $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, n_c — число рабочих смен в сутки (2, 3, 4); n_m — число рабочих дней в месяце (22, 25, 26, 30); v — скорость проведения выработки (100–1200 м/год).

Алгоритм реализации модели сводится к следующему.

1) для условий разведки конкретного месторождения на основе альтернативного грифа осуществляют качественное сравнение отдельных элементов технологических вариантов по технической

целесообразности, прогрессивности и экономичности; на этой стадии отвергают заведомо нерациональные варианты,

2) из принятых к рассмотрению выбирают первый расчетный вариант и соответствующие ему начальные значения исходных данных;

3) в зависимости от годового объема работ устанавливают необходимую скорость проведения выработок;

4) предусматривают режим проходческих работ: продолжительность смены, число рабочих дней в неделе, в месяце, число рабочих смен в сутки и длительность цикла;

5) исходя из необходимой скорости проведения выработок и принятого режима работ определяют среднюю длину шпуров;

6) рассчитывают приведенные затраты;

7) операции, перечисленные в пунктах 1–6, повторяют для всех альтернативных вариантов.

Реализация алгоритма и экономико-математической модели позволяет выбрать оптимальный технологический вариант и сопоставить его с вариантом, применяемым в данных условиях (или принятым за базу сравнения).

§ 3. ОЦЕНКА ПРОГРЕССИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Уровень технологии измеряют различными показателями: средним возрастом технологических процессов, уровнем электрификации, оснащенностью производства и т.п.

Для оценки прогрессивности технологии используют следующее соотношение:

$$Y_m = \frac{AK_3B}{C(1-D)} > 1, \quad (38.22)$$

где Y_m — уровень механизации геологоразведочных работ; A — коэффициент роста производительности труда за счет прогрессивности технологии; K_3 — коэффициент электровооруженности труда; B — коэффициент, характеризующий материалоемкость технологии; C — коэффициент изменения себестоимости единицы работ; D — коэффициент, характеризующий изменение уровня механизации.

Коэффициенты роста производительности труда и изменения себестоимости единицы работ устанавливаются как отношение достигаемых уровней A_2 и C_2 к базовому A_1 и C_1 ($A_2 > A_1$; $C_2 > C_1$).

Прогрессивная технология должна быть менее материалоемкой. Коэффициент использования материалов рассчитывают как отношение достигаемого уровня B_2 использования материалов к нормативному B_1 ($B_2 < B_1$).

Уровень электрификации производства — непосредственный показатель его интенсификации, а сама электрификация — одно из наиболее эффективных средств интенсификации.

Коэффициент электровооруженности устанавливают как отношение числа подземных рабочих к суммарной мощности электродвигателей W_d . Уровень механизации геологоразведочных работ можно получить из соотношения

$$Y_m = 1 - \frac{\sum_{i=1}^n T_{p_i}}{m_i T_i + \sum_{i=1}^n T_{p_i n_i}}, \quad (38.23)$$

где T_{p_i} — общее время, затрачиваемое всеми рабочими на ручные операции; m_i — число рабочих в звене, бригаде; T_i — затрачиваемое рабочее время; $T_{p_i n_i}$ — суммарное время на ручные операции, выполняемые за смену работниками, занятыми механизированным трудом (при отсутствии указанных операций $T_{p_i n_i} = 0$).

Коэффициент уровня механизации D колеблется от нуля до единицы и определяется как отношение достигаемого уровня D_2 к базовому D_1 . Обычно уровень механизации горно-разведочных работ колеблется в пределах от 7 до 60 %.

Глава 39

ОХРАНА ПРИРОДЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ЗАДАЧАХ ОХРАНЫ ПРИРОДЫ ПРИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТАХ

Процессы разведки месторождений полезных ископаемых — бурение скважин и проведение горных выработок — сопровождаются загрязнением атмосферного воздуха, поверхностных и подземных вод, а также земной поверхности и изменением естественных ландшафтов.

Атмосферный воздух загрязняется в основном выхлопными газами двигателей внутреннего сгорания транспортных, энергетических и технологических машин; этот вид загрязнения присущ в равной степени буровым и горным работам.

Проведение горных выработок характеризуется наиболее интенсивным воздействием на земную поверхность. Тщательность

геологического изучения разведываемых месторождений является одним из основных факторов, обеспечивающих рациональную добычу полезных ископаемых и комплексное использование минерального сырья.

В связи с изложенным решение проблем охраны природы и рационального использования минеральных ресурсов приобретает существенное значение при бурении разведочных скважин и проведении горных выработок в процессе изучения месторождений при геологоразведочных работах.

Требования к геологическому изучению недр могут быть сформулированы в аспекте охраны окружающей среды и рационального использования минеральных ресурсов следующим образом:

- полнота изучения геологического строения недр, горнотехнических, гидрогеологических и других условий разработки разведанных месторождений;

- достоверность определения количества и качества запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов;

- ведение работ по геологическому изучению недр методами и способами, исключающими неоправданные потери полезных ископаемых и снижение их качества,

- размещение извлекаемых из недр горных пород и полезных ископаемых, исключающее их вредное влияние на окружающую среду.

Мероприятия по защите воздушной и водной сред, а также земной поверхности от загрязнения в процессе геологоразведочных работ осуществляются в соответствии с Земельным кодексом (1991 г.), Кодексом о недрах (1992 г.), Водным кодексом (1996 г.) и Лесным кодексом (1993 г.).

§ 2. ВЛИЯНИЕ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Проведение горно-разведочных работ оказывает в определенных масштабах влияние на все составные части биосферы — атмосферу, гидросферу, земную поверхность и недра. В некоторых случаях это влияние столь незначительно, что практически незаметно и на него не обращают внимание, в других — существеннее и требует более или менее сложных природоохранных мероприятий, снижающих или исключающих негативные последствия производства работ.

Как отмечалось ранее, атмосферный воздух загрязняется выхлопными газами при эксплуатации машин с двигателями внутреннего сгорания. К этим машинам следует отнести дизельные

стационарные и передвижные электростанции, компрессорные установки, бульдозеры, тракторы, самоходные колесные скрепы и различные лебедки.

При относительно небольшой мощности дизельных приводов и рассредоточенности машин в местах их эксплуатации концентрация вредных газов и аэрозолей даже в локальных участках воздушной среды не достигает опасных пределов и отрицательные последствия этого загрязнения могут рассматриваться только как составная (весьма незначительная) часть общего антропогенного загрязнения атмосферы.

Относительно незначительные локальные газопылевые загрязнения воздушной среды имеют место также при производстве взрывных работ, погрузке, транспортировании, разгрузке пород и ветровой эрозии отвалов.

Масштабы загрязнения водной среды при горно-разведочных работах, как правило, незначительны, основным загрязнителем поверхностных водоемов (водотоков) являются при этом шахтные воды, выдаваемые из подземных горных выработок. Шахтные воды характеризуются повышенной минерализацией и содержат нерастворимые минеральные примеси. В тех случаях, когда приток подземных вод в горные выработки достаточно большой, а размеры поверхностных водоемов, в которые они сбрасываются непосредственно или в конечном счете инфильтруются, относительно небольшие, качественные изменения воды в этих водоемах могут быть существенными. Фильтруясь через почвенный слой, выдаваемые на поверхность шахтные воды могут являться причиной загрязнения грунтовых вод. Разведочные штольни в ряде случаев становятся долговременными источниками загрязнения поверхностных и подземных вод даже после завершения геологоразведочных работ.

Загрязнение водоемов может быть следствием интенсивной водной эрозии поверхности породных отвалов и открытых разведочных выработок.

Наибольшие негативные последствия горно-разведочных работ проявляются в нарушениях земной поверхности на производственных участках.

Перед началом горных работ сооружают промплощадки и подъездные пути к ним, что связано главным образом с нарушением почвенного слоя, вырубкой кустарников и деревьев, а в гористой местности — с устройством различного рода выемок на склонах, необходимых для транспортирования и эксплуатации машин и установок.

В процессе проходки горных выработок на земной поверхности образуются выемки и полости (канавы, траншеи, устья штолен, шурфов и стволов шахт), возникают породные отвалы.

Нарушение почвенного слоя, уничтожение растительности и образование полостей и искусственных холмов породных отвалов снижают ценность и продуктивность земельных участков, на которых производили горно-разведочные работы; наличие на земной поверхности устьев вертикальных, наклонных и горизонтальных выработок представляет потенциальную опасность (падение или проникновение в выработки людей и животных), нарушенные участки земной поверхности являются очагами интенсивных эрозионных процессов.

Размеры нарушенных земельных участков не очень велики, впрочем, в зависимости от вида и масштаба горно-разведочных работ на разных объектах они меняются от сотен квадратных метров до 1 га и более. Наибольшие размеры этих площадей характерны для крупных геологоразведочных шахт, а также разведочно-эксплуатационных предприятий.

Однако следует отметить, что число этих незначительно нарушаемых участков очень велико, так как, во-первых, горные работы ведут многочисленные геологоразведочные партии и экспедиции, во-вторых, на проведение канав, неглубоких шурфов и коротких штолен затрачивают немного времени, и работы переносят на другие участки.

Таким образом, суммарные площади поверхности, нарушаемой при горно-разведочных работах, достаточно обширны, в России они ежегодно составляют тысячи гектаров.

§ 3. СНИЖЕНИЕ НЕГАТИВНЫХ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

Решение проблемы снижения загрязнения воздушной среды при проведении горно-разведочных работ достижимо главным образом за счет более широкого использования электроэнергии районных или государственных ЛЭП, или, где это невозможно, централизованного энергоснабжения от сооружаемых стационарных (менее загрязняющих атмосферу) собственных электростанций.

Обеспыливание при выполнении производственных процессов в забоях горных выработок, являющееся мероприятием по охране труда, также обеспечивает снижение загрязнения атмосферного воздуха.

Для снижения загрязнения водоемов, имеющих хозяйственное значение, сточными водами из горно-разведочных выработок устраивают небольшие отстойные пруды. Интенсификация осветления шахтных вод в этих прудах достигается с помощью коагулянтов, нейтрализация кислых вод обеспечивается за счет добавления в них известковых растворов.

Наиболее актуальной и в то же время сложной природоохранной задачей при производстве горно-разведочных работ является

сохранение, восстановление и, если это возможно, улучшение рельефа поверхности и биологических характеристик почвенного слоя пород, а также растительного покрова.

Рациональное землепользование является проблемой, приобретающей в настоящее время все большее значение. Рост населения и урбанизация, развитие промышленного производства, транспорта и интенсификация гидротехнического строительства приводят к существенному сокращению сельскохозяйственных угодий и лесохозяйственных площадей.

Важность вопроса восстановления земель, нарушаемых при геологоразведочных работах, подчеркивается в постановлениях Правительства Российской Федерации.

К восстановительным работам относят: снятие плодородного слоя почв с участков поверхности, подлежащей нарушению, и сохранение его для последующего использования, ликвидация образующихся на поверхности выемок и полостей, рекультивация нарушенной поверхности, включающая в себя переформирование постоянных отвалов пород.

Снятие и хранение плодородных почв. Плодородный почвенный слой снимают с участков поверхности, на которых планируется расположить промышленные площадки, разведочные канавы и траншеи или постоянные породные отвалы. Определение мощности плодородного слоя осуществляют в копушах в основном визуально по внешнему виду пород и глубине развития корневой системы травяно-кустарниковой растительности. Обычно мощность снимаемого слоя пород составляет 200–300 мм. Снятие плодородного слоя осуществляют бульдозером или колесным скрепером (при небольших площадях — вручную).

Снимаемая почва, предназначенная для более или менее длительного хранения (в связи с относительно продолжительным периодом между началом горно-разведочных работ и завершающей рекультивацией нарушенных земельных участков), складывается в так называемых буртах, располагаемых на сухих местах. Они представляют собой холмы небольшой высоты (не более 6–8 м). При этом обеспечивают достаточно интенсивное проветривание почвы, а также защиту ее от пересыхания и эрозии. Хранение почвы в буртах осуществляют преимущественно при больших масштабах горно-разведочных работ на одном объекте (разведочной шахте или карьере или на разведочно-эксплуатационных предприятиях). Для краткосрочного хранения почву складывают в отвалах, расположенных в непосредственной близости от проводимой горной выработки, в некоторых случаях хранение почв и пород может осуществляться в общих так называемых «комбинированных» временных отвалах.

Ликвидация выемок и полостей. Разведочные канавы после проведения в них необходимой геологической документации подлежат ликвидации — полной засыпке. Трудоемкость ликвидационных работ зависит от параметров канав, степени и вида механизации и расположения временных породных отвалов. Оптимальными в этом отношении являются ленточные отвалы, формируемые при проведении канав вручную, а также канавокопателями различных типов.

Плодородный почвенно-растительный слой и расположенную под ним неплодородную породу складывают в ленточные отвалы, расположенные на разных бортах канавы. Эта схема применима для неглубоких канав, проводимых на участках земной поверхности с относительно мощным почвенным слоем. При ликвидации канавы в первую очередь в нее ссыпают неплодородный слой, а верхнюю часть канавы заполняют плодородным почвенно-растительным слоем из противоположного отвала.

Канавы засыпают бульдозерами или вручную. При проведении канав бульдозером, предварительно снятый почвенный слой складывают за пределами бокового контура выработки в ленточные отвалы, в процессе проведения канав выдаваемую на поверхность породу отсыпают в холмообразные отвалы в местах выездов бульдозеров, расположенных в торцах или при большой длине канав в их средних частях. При ликвидации канавы ее засыпка неплодородным слоем из торцевых или срединных отвалов так же, как и последующее размещение плодородной почвы (из ленточных отвалов), осуществляют бульдозером. Для наиболее полного уплотнения засыпку канавы неплодородным слоем производят послойно.

Перед проведением разведочных канав с использованием скрепера почвенный слой целесообразно снимать и складировать бульдозером или вручную в ленточные отвалы, расположенные за боковыми контурами выработки. В процессе ликвидации засыпку канавы неплодородным слоем выполняют из торцевых отвалов обратным скреперованием без перестановки скреперной лебедки и хвостового блока, но с перецепкой или заменой скрепера.

При ликвидации неглубоких шурфов их практически полностью засыпают породой, выданной при их проходке и временно складированной в отвале возле устья выработки; глубокие шурфы — засыпают частично. Стволы разведочных шахт и штольни с развитой системой подземных выработок обычно не ликвидируют, а консервируют или передают непосредственно горным предприятиям.

Рекультивация нарушенной поверхности. Рекультивацию нарушенных земель разделяют на горнотехническую и биологическую. Работы по горнотехнической рекультивации выполняют геологоразведочные организации, по биологической, заключаю-

щейся в восстановлении и повышении плодородия земель, — основные землепользователи.

Задачей горнотехнической рекультивации является формирование структуры верхних слоев и рельефа поверхности, благоприятных для использования восстанавливаемых земель в сельскохозяйственном производстве и в других целях.

Объекты горнотехнической рекультивации — поверхность промышленных площадок горно-разведочных работ и породные отвалы, расположенные на этих площадках или за их пределами.

Рекультивация территории промышленных площадок сводится к планировке, удалению бетонных, металлических и деревянных сооружений, в некоторых случаях к разрыхлению пород плантажными плугами и перекрытию поверхности плодородными породами, сохраняемыми, как отмечалось ранее, в буртах.

Сложность и трудоемкость работ по рекультивации отвалов зависят от их размеров и расположения, а также свойств слагающих их пород.

При проведении и последующей ликвидации разведочных канав и неглубоких шурфов на промышленной площадке практически не остается отвалов, так как почти вся выданная на поверхность порода размещается в горных выработках (остатки ее распределяют на поверхности при планировочных работах).

Во всех других случаях после ликвидации (или консервации) горных выработок на поверхности около их устья остаются породные отвалы. По сравнению с отвалами горных предприятий размеры этих отвалов, как правило, относительно невелики, но нередко достигают довольно значительных величин, что подтверждается данными, полученными в результате инвентаризации отвалов, которая была проведена экспедицией, осуществляющей разведку и разработку жильного кварца (табл. 39.1). Отвалы разделяют на группы по их вместимости. Следует обратить внимание на то, что наибольшие площади занимают отвалы IV группы.

Относительно небольшие размеры отвалов, оставляемых на поверхности после проведения горно-разведочных работ, определяют преимущественно лесохозяйственное направление горнотехнической рекультивации.

Таблица 39.1

Номер группы	Название группы отвалов	Вместимость, тыс м ³	Число отвалов	Занимаемая отвалами площадь, га
I	Малые	Менее 10	40	5,5
II	Ниже средней вместимости	10—50	23	17,2
III	Средние	50—100	4	7,5
IV	Выше средней вместимости	100—250	6	31,6
V	Крупные	250—1000	2	11,4

При этом в процессе рекультивации осуществляют, как правило, частичное переформирование отвалов и покрытие их поверхности слоем плодородных пород.

За счет снятия породы с верхушек конусообразных и хребто-видных отвалов формируют горизонтальные верхние площадки больших или меньших размеров. Если породы в отвалах располагаются на откосах под большими углами, то при рекультивации для обеспечения эрозийной устойчивости боковой поверхности отвалов эти откосы выполаживают. При этом в зависимости от высоты отвалов рекомендуют следующие предельные углы наклона откосов: при высоте отвала $H = 5$ м угол откоса β не должен превышать 18° , при $H = 10$ м $\beta = 17^\circ$, при $H = 20$ м $\beta = 16^\circ$ (отвалы высотой более 10–20 м при геологоразведочных работах формируют редко).

Кроме выполаживания откосов при рекультивации платообразных отвалов целесообразно осуществлять планировку их верхней поверхности (при сельскохозяйственном направлении рекультивации планировочные работы проводят в обязательном порядке).

Переформирование и выполаживание откосов небольших отвалов целесообразно производить бульдозерами, небольшими экскаваторами, а также канатными скреперами. В одной из экспедиций ПО «Уралкварцсамоцветы» были произведены производственные испытания взрывного способа выполаживания откосов отвала высотой 12 м. Сущность этого способа заключается во взрывании зарядов выброса в рядах скважин, расположенных параллельно бровке откоса, глубину скважин выбирают исходя из заданного угла формируемого откоса. Взрывной способ выполаживания откосов отвалов легкобуримых пород в настоящее время нашел применение на многих горнодобывающих предприятиях.

При наличии кислых пород перед планировкой осуществляют химическую мелиорацию, заключающуюся в известковании пород.

Планировку верхней поверхности отвалов выполняют преимущественно бульдозерами.

Процесс покрытия поверхности отвалов плодородными породами, характеризующийся большими затратами энергии, производится с использованием автопогрузчиков, автомашин или колесных скреперов.

Если биологические характеристики пород, складированных в отвалах, удовлетворительны, то во многих случаях при лесохозяйственном направлении горнотехнической рекультивации поверхности отвалов почвенным слоем не покрывают. В удаленных малонаселенных районах на рекультивированной поверхности сажают кустарники и деревья.

Раздел VIII

ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Обеспечение безопасности горных работ в процессе разработки месторождений полезных ископаемых является одной из важнейших задач. В соответствии с законодательством периодически издаются специальные правила безопасности и правила технической эксплуатации, являющиеся основными техническими документами, регламентирующими соблюдение безопасных условий труда на горных предприятиях.

Разработка месторождений оказывает негативное влияние на окружающую природную среду, уменьшение этого влияния и его последствий обеспечивается различными природоохранными мероприятиями. Реализацию этих мероприятий осуществляют в соответствии с действующим законодательством, ведомственными директивными документами и проектами работ.

Глава 40

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

§ 1. ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Разведка месторождений сопровождается подсчетом запасов полезных ископаемых в недрах.

В зависимости от степени разведанности месторождения или его части, изученности качества минерального сырья и горнотехнических условий разработки месторождений запасы разделяют на четыре категории (А, Б, С₁ и С₂).

К категории А относят часть запасов, изученных с детальностью, которая обеспечивает полное выявление условий залегания, форм и строения тел полезных ископаемых, природных типов и промышленных сортов минерального сырья, их соотношения и пространственного положения; выделение и оконтуривание безрудных и некондиционных участков внутри тел полезных ископаемых; полное выяснение качества, технологических свойств полезного ископаемого и природных факторов, определяющих условия проведения горно-эксплуатационных работ.

К категории В относят часть запасов, характеризующихся изученностью, которая обеспечивает выяснение основных особенностей условий залегания, формы и характера строения тел полезных ископаемых, природных типов и промышленных сортов минерального сырья и закономерностей их распределения без точного установления пространственного положения каждого типа; соотношений и характера безрудных и некондиционных участков внутри тел полезных ископаемых без точного их оконтуривания; качества, основных технологических свойств полезных ископаемых и главных природных факторов, определяющих условия проведения горно-эксплуатационных работ.

К категории C_1 относят часть запасов, изученных с детальностью, обеспечивающей выяснение в общих чертах условий залегания, формы и строения тел полезных ископаемых, их природных типов, промышленных сортов, качества, технологических свойств, а также природных факторов, определяющих условия проведения горно-эксплуатационных работ.

И, наконец, к категории C_2 относят часть запасов, условия залегания, форма и распространение тел полезных ископаемых которых определены на основании геологических и геофизических данных, подтвержденных вскрытием полезных ископаемых в отдельных точках, или по аналогии с изученными участками месторождения.

Контуры запасов категории А определяются разведочными скважинами и горными выработками; контуры запасов категории В — по данным разведочных выработок с включением (при устойчивой мощности и выдержанном качестве полезных ископаемых) ограниченной зоны экстраполяции; контуры запасов категории C_1 — на основании данных разведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным; а контуры запасов категории C_2 — на основании определения качества полезных ископаемых по единичным пробам и образцам или по данным примыкающих разведочных участков в пределах геологически благоприятных структур и комплексов горных пород.

Помимо запасов перечисленных категорий для оценки потенциальных возможностей рудных зон, полей, бассейнов и районов при необходимости на основе общих геологических представлений определяются так называемые *прогнозные запасы*.

При наличии комплексных полезных ископаемых запасы содержащихся в них основных ценных компонентов учитывают по одним и тем же категориям, в то время как запасы сопутствующих ценных компонентов могут (в зависимости от степени их изученности) подсчитываться и по другим категориям.

Запасы, включающие в себя общее количество полезных ископаемых, выявленных при разведке месторождения, называют *геологическими*. Далеко не все геологические запасы подлежат в настоящее время извлечению из земных недр, только часть из них содержит полезные ископаемые, которые по своим качественным характеристикам удовлетворяют требованиям промышленности и могут быть рентабельно использованы в народном хозяйстве.

Запасы, использование которых экономически целесообразно и которые удовлетворяют кондициям, установленным для подсчета запасов в недрах, называют *балансовыми*. Запасы полезных ископаемых, которые по ряду причин извлекать из земных недр при современном состоянии технологии добычи и переработки нецелесообразно, называют *забалансовыми*.

Проектирование горных предприятий производят при наличии на месторождении или его участке утвержденных ГКЗ (Государственной комиссии по запасам) балансовых запасов полезных ископаемых категорий А, В, С₁. Соотношение этих категорий запасов устанавливают в зависимости от сложности разведываемых месторождений или их участков. При этом выделяют три группы месторождений.

К первой группе относят месторождения простого строения с выдержанной мощностью тел полезных ископаемых и равномерным распределением полезных компонентов. По категории А для этих месторождений должно быть разведано не менее 10 % балансовых запасов, а по категориям А + В — не менее 30 % (для месторождений коксующихся углей эти величины соответственно должны составлять 30 и 60 %).

Ко второй группе относят месторождения сложного строения с невыдержанной мощностью тел полезных ископаемых или неравномерным распределением полезных компонентов. Для этих месторождений не менее 20 % запасов должно быть разведано по категории В.

К третьей группе относят месторождения очень сложного строения с резкой изменчивой мощностью тел полезных ископаемых или с исключительно невыдержанным содержанием полезных компонентов. Для этих месторождений допускают разведку запасов по категории С₁.

При проектировании горных предприятий для определения перспектив их развития, а также для более полного использования минеральных ресурсов необходимо учитывать запасы категории С₂ и забалансовые запасы.

В процессе проектирования горных предприятий определяют так называемые промышленные запасы, представляющие собой

количество полезных ископаемых, которое может быть добыто из разведанного месторождения при его разработке.

При разработке разведанного месторождения некоторое количество полезных ископаемых оставляют в недрах — «теряют», потери полезных ископаемых, учитываемые при проектировании горных предприятий, и представляют собой разницу между балансовыми и промышленными запасами.

Разработка месторождения обычно сопровождается проведением эксплуатационной разведки, в результате выполнения этих работ категории разведанности запасов той или иной части месторождения повышаются, а также меняется соотношение балансовых и забалансовых запасов. Выемка полезных ископаемых, естественно, приводит к уменьшению балансовых запасов. С учетом изложенного происходит изменение состояния запасов, называемое *движением* запасов. На горных предприятиях геолого-маркшейдерская служба ведет строгий учет состояния и движения запасов, осуществляет оперативный пересчет запасов.

§ 2. ПОТЕРИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

На современной стадии развития технологии горного производства потери полезных ископаемых при разработке (эксплуатации) месторождений практически неизбежны. Увеличение потерь полезных ископаемых приводит к нерациональному использованию недр и минерального сырья, уменьшение потерь — к повышению затрат на разработку месторождений, поэтому при проектировании горного предприятия устанавливают величину допустимых потерь. Основными источниками потерь являются:

1) оставление полезного ископаемого в недрах в виде различного рода целиков (неизвлекаемой части полезного ископаемого в основном для поддержания выработки или вышележащих породных массивов);

2) неполная выемка полезного ископаемого (оставление части его у контактов с вмещающими породами, в местах изменения или нарушения элементов залегания и т.п.);

3) оставление в горных выработках отбитого от массива полезного ископаемого (на почве выработанного пространства, в отбитой пустой породе и пр.).

Потери полезного ископаемого при добыче характеризуются коэффициентом потерь, выражаемым отношением $h = П/Б$ (где h — коэффициент потерь; $П$, $Б$ — соответственно потерянные и погашенные балансовые запасы, т). Кроме количественных потерь при разработке месторождений имеют место и качественные потери. Изменение (снижение) качества полезных ископае-

мых в процессе их добычи происходит главным образом из-за попадания в полезное ископаемое пустых пород, излишнего переизмельчения или, например, нарушения целостности добываемых кристаллов.

При разработке рудных месторождений потерю качества добываемых руд (снижение в добываемой руде содержания полезных компонентов) вследствие примеси пустых пород и некондиционных руд называют *разубоживанием*. При разработке угольных месторождений примесь к углю пустых пород повышает его зольность. Изменение качества полезных ископаемых в процессе разработки месторождений выражается коэффициентом изменения качества K_k . При разработке рудных месторождений коэффициент изменения качества может быть определен из выражения $K_k = a/C$ (где a , C — соответственно среднее содержание полезных компонентов в добытой руде и в погашенных балансовых запасах руд, %, кг/т, кг/м³, г/т, г/м³).

При разработке угольных месторождений расчетная формула будет иметь следующий вид:

$$K_k = \frac{100 - A_d^c}{100 - A_b^c},$$

где A_d^c , A_b^c — соответственно зольность добытого угля и балансовых запасов угля, %.

Коэффициент изменения качества определяют также по соотношению ценности единицы массы добытого полезного ископаемого к единице массы его в балансовых запасах. Такие расчеты K_k производят применительно к полезным ископаемым, ценность которых определяется сортностью (например, размерами и ненарушенностью кристаллов): $K_k = \Pi_d/\Pi_b$ (где Π_d , Π_b — соответственно ценность единицы массы добытого полезного ископаемого и единицы массы полезного ископаемого в балансовых запасах, руб/т, руб/кг, руб/г). Количественные и качественные потери полезных ископаемых на горных предприятиях учитываются геолого-маркшейдерской службой.

Оперативный учет потерь является важным мероприятием, он позволяет выбирать технологию разработки месторождений и вносить в нее соответствующие изменения для снижения учитываемых показателей до целесообразного (экономически оправданного) предела.

Помимо приведенных ранее показателей потерь h и K_k количественные и качественные потери принято выражать в процентах к балансовым запасам.

К основным мероприятиям по снижению количественных и качественных потерь полезных ископаемых в процессе добычных работ относят: правильный выбор способа разработки месторождений, своевременную и наиболее полную выемку различного рода целиков, тщательное выполнение основных операций горных работ и качественное геолого-маркшейдерское обслуживание при эксплуатации месторождений.

§ 3. СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ И ОБЛАСТЬ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Многообразие условий залегания месторождений полезных ископаемых предопределяет применение различных способов их разработки. Добычу полезных ископаемых осуществляют в основном подземным и открытым способами; сочетание этих способов обычно называют *комбинированным способом*. Кроме того, используют геотехнологические способы разработки месторождений, а также добывают полезные ископаемые со дна морей и океанов.

Подземную разработку месторождений осуществляют исключительно посредством проведения подземных горных выработок, при этом извлечение полезных ископаемых производят под толщей перекрывающих пород. Подземный способ широко применяют при добыче углей, сланцев, рудных и нерудных полезных ископаемых, россыпей и ограниченно — при добыче минерального сырья для производства стройматериалов. Подземным способом разрабатывают тела полезных ископаемых различных форм, мощности, углов падения, залегающие на разных глубинах.

В настоящее время подземную добычу полезных ископаемых осуществляют как на глубине всего 20–30 м, так и на глубине, измеряемой многими сотнями метров.

Открытую разработку месторождений осуществляют с использованием в основном открытых горных выработок (подземные выработки в ряде случаев используют в качестве транспортных). При открытой разработке извлечение полезных ископаемых осуществляют непосредственно с земной поверхности после удаления покрывающих пород.

Открытый способ разработки применим к месторождениям различных полезных ископаемых, в том числе к месторождениям сырья для производства стройматериалов (песка, гравия, щебня, глины, известняков и др.). Этим способом осуществляют разработку тел полезных ископаемых, имеющих различные размеры, достаточно большую мощность и залегающих преимущественно горизонтально или под небольшими углами наклона (впрочем, при очень большой мощности этот способ применяют и для кру-

топадающих тел полезных ископаемых). Открытая разработка месторождений производится до относительно небольших глубин — от нескольких метров (при добыче сырья для производства стройматериалов) до 300 м (при добыче угля и руд).

В ряде случаев разработку верхней части месторождения полезных ископаемых осуществляют открытым способом, а нижнюю глубокозалегающую — подземным. Открытые и подземные работы взаимоувязывают, способ разработки получил название комбинированного или совмещенного.

Геотехнологические или иначе физико-химические способы разработки заключаются в физическом, химическом или физико-химическом воздействии на полезное ископаемое или его ценные компоненты (растворение, разжижение, расплавление, перевод в жидкое или газообразное состояние) с целью извлечения их из породной массы (недр или отвалов) и выдачи по скважинам или другим каналам на поверхность. Геотехнологические способы разработки относят к специальным и называют иногда *скважинными*, или *безлюдными* (последнее название основывается на том, что в процессе добычи люди не находятся в горных выработках).

Геотехнологическую разработку осуществляют в основном подземным способом. В настоящее время его применяют для добычи некоторых рудных и россыпных месторождений, серы и угля; он используется для разработки забалансовых запасов полезных ископаемых, добыча которых обычными способами нерентабельна. В последнее время добыча полезных ископаемых геотехнологическим методом производится из отвалов некондиционных руд и пустых пород. В будущем можно ожидать расширения области применения геотехнологических способов разработки месторождений.

Морская добыча полезных ископаемых включает в себя разработку россыпных месторождений на шельфах, разработку месторождений, располагающихся на морском дне и под ним. Во всех случаях (за исключением прибрежных месторождений, расположенных под морским дном) осуществляют подводную добычу полезных ископаемых с различных плавающих специализированных судов. Практика морских разработок месторождений твердых полезных ископаемых в настоящее время еще не нашла широкого распространение; из морских месторождений, в основном на шельфе, осуществляют добычу магнетитовых и титаномагнетитовых песков, россыпного золота и платины, редкоземельных элементов, меди, серы, марганца, олова, никеля, кобальта и других полезных ископаемых.

§ 4. ГОРНЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ

Промышленное предприятие, предназначенное для разведки или разработки месторождений полезных ископаемых, называют *горным*. В процессе разведки некоторых месторождений (в частности месторождений кристаллосырья) осуществляют добычу значительного количества полезных ископаемых.

Предприятия, проводящие комплекс этих работ, называют *горно-эксплуатационными*. Предприятия, осуществляющие не только добычу, но и обогащение полезных ископаемых, называют *горно-обогащительными комбинатами*.

Горные предприятия, ведущие подземную разработку месторождений, называют *шахтами* или *рудниками*, при этом часто под рудником понимают несколько шахт, объединенных административным управлением; предприятия, производящие разработку месторождений открытым способом, — *карьерами* или *разрезами* (так называется и комплекс открытых горных выработок, образующийся в процессе эксплуатации месторождения), а предприятия, предназначенные для эксплуатации россыпных месторождений, — обычно *приисками*, а также *шахтами*, *разрезами* и *карьерами*.

Месторождение или его часть, предназначенная для разработки одной производственной единицей, называют (в зависимости от способа разработки) *шахтным* или *карьерным полем*. При этом целесообразно разделение крупных месторождений на части для интенсификации разработки; размеры шахтных полей устанавливают исходя из оптимальных технологических параметров горных предприятий.

Производительность горных предприятий, называемая также *производственной мощностью*, исчисляется в тоннах полезного ископаемого, добываемого в течение года. Производительность горных предприятий устанавливают в зависимости от величины балансовых запасов полезных ископаемых в шахтных (карьерных) полях. Для рудников и шахт она составляет от десятков тысяч до нескольких миллионов тонн; производственная мощность крупных карьеров нередко измеряется десятками миллионов тонн.

Производительность горного предприятия A , т/год, срок его существования T и запасы полезного ископаемого в шахтном (карьерном) поле K взаимосвязаны следующим выражением: $A = K/T$.

Сроки существования горных предприятий выбирают в пределах от 5–7 до 50 лет и более. На крупных шахтных (карьерных) полях сооружают горные предприятия большой производственной мощности с длительным сроком существования.

В процессе разработки месторождений в связи с проведением эксплуатационной разведки, а также возможным снижением кондиций на полезные ископаемые их балансовые запасы возрастают, что приводит к увеличению срока существования горных предприятий. Причиной продления этого срока может быть и так называемая повторная разработка месторождения, сущность которой заключается в том, что по мере совершенствования технологии горных работ и переработки минерального сырья становится целесообразной выемка полезных ископаемых из забалансовых запасов и отвалов некондиционных руд.

Глава 41

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

С учетом технологических особенностей подземной разработки месторождений их с некоторой долей условности разделяют на три группы: рудные, пластовые и россыпные. При этом к рудным относят не только месторождения металлических руд, но и схожие с ними по генетическим признакам нерудные месторождения, к пластовым — угольные и сланцевые месторождения.

В процессе разработки месторождений выделяют следующие стадии: вскрытие, подготовка и очистная выемка.

Под *вскрытием* месторождений понимают проходку комплекса горных выработок, открывающих доступ с поверхности к месторождению или его части и создающих возможность выполнения следующей стадии работ.

Часть шахтного поля, в пределах которой пройдены все необходимые вскрывающие выработки, называют *вскрытыми запасами*. К основным выработкам вскрытия относят стволы шахт, штольны и квершлагги, а также околоствольные двory. Эти выработки предназначены главным образом для выполнения транспортных операций и вентиляции.

Подготовка вскрытых запасов месторождения заключается в проведении выработок, разделяющих полезное ископаемое на участки, удобные для выемки. Эти выработки, так же как и выработки вскрытия, являются транспортными и вентиляционными артериями. Участок шахтного поля, в котором пройдены подготовительные выработки, называют *подготовленными запасами*. К основным подготовительным выработкам относят штреки, восстающие и орты.

В подготовленных к выемке запасах осуществляется следующая стадия разработки шахтного поля — *очистная выемка*. В большинстве случаев в процессе выемки полезного ископаемого также соблюдают стадийность — в первую очередь проходят некоторое число так называемых нарезных выработок, способствующих повышению эффективности выемки полезных ископаемых, которая осуществляется во вторую очередь. Часть разрабатываемого шахтного поля, в котором пройдены необходимые нарезные выработки, называют *готовыми к выемке запасами*.

Подготовка шахтного поля и очистная выемка полезных ископаемых взаимосвязываются понятием *система разработки*, под которой понимают совокупность и определенный порядок проведения подготовительных и очистных выработок, а также способ выемки полезных ископаемых.

В начальный период разработки месторождений работы по вскрытию, подготовке и очистной выемке осуществляют последовательно.

При дальнейшем развитии горных работ эти процессы протекают на различных участках шахтного поля параллельно, причем с сохранением определенного резерва подготовленных к выемке запасов.

В практике подземной эксплуатации месторождений применяют различные способы вскрытия, подготовки и очистной выемки полезных ископаемых, выбор их зависит от целого ряда *природных факторов* (ландшафта поверхности, геологических и гидрогеологических особенностей месторождений и др.).

Среди этих факторов выделим следующие элементы залегания тел полезных ископаемых — угол падения (наклона) и мощность. По углу падения (наклона) угольные пласты, рудные и нерудные залежи и жилы разделяют на горизонтальные и пологие — от 0 до 25°, наклонные — от 25 до 45° и крутые — более 45°.

По мощности угольные пласты принято разделять на весьма тонкие — менее 0,5 м, тонкие — от 0,5 до 1,3 м, средней мощности — от 1,3 до 3,5 м и мощные — более 3,5 м. Рудные тела делят на пять групп: весьма тонкие — менее 0,8 м, тонкие — от 0,8 до 2 м, средней мощности — от 2 до 5 м, мощные — от 5 до 30 м и весьма мощные — более 30 м.

В результате выемки полезных ископаемых в глубине недр образуются полости более или менее значительных размеров, обрушение их кровли и боков вызывает нарушение устойчивости и деформацию вышележащих породных толщ, которая при определенных условиях распространяется вплоть до земной поверхности.

Область горных пород, в которой под влиянием разработки месторождений происходит перемещение, называют *зоной сдви-*

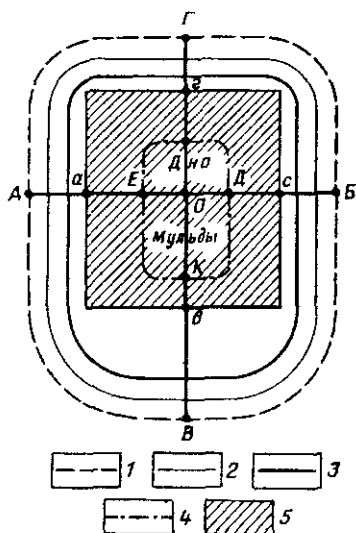
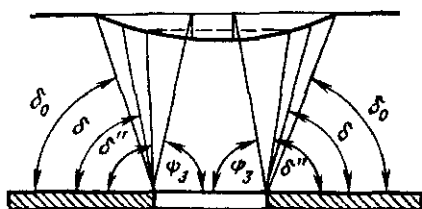


Рис. 41.1. Схема мульды сдвижения в плане:

1 и 2 — границы мульды сдвижения и опасных сдвижений, 3 — граница зоны обрушения, 4 — плоская часть (дно) мульды, 5 — контур выработанного пространства

Рис. 41.2. Схема мульды сдвижения (по простиранию пласта)



жения. Если процесс сдвижения достигает поверхности, то на ней образуются впадины, называемые *мульдами сдвижения*. Формы и параметры впадин зависят от глубины залегания, угла падения, мощности и формы залежи полезного ископаемого, а также от физических свойств массива пород и принимаемых систем разработки. В одних случаях на земной поверхности образуются относительно неглубокие ложины, в других — воронки и провалы значительной глубины.

Характеристика мульды сдвижения в большинстве случаев представляется по двум вертикальным сечениям (AB и VG), проходящим по простираню и вкрест простираня залежи (рис. 41.1) и пересекающимся в точке наибольшей глубины мульды. При этом выделяют границы мульды сдвижения, опасных сдвижений и зоны обрушения. Размеры этих зон определяют по так называемым углам сдвижения β , γ , δ и граничным углам β_0 , γ_0 , δ_0 , (рис. 41.2 и 41.3). На этих рисунках также изображены угол максимальных оседаний θ , углы разрывов (обрушения) β'' , γ'' , δ'' и углы полной проработки ψ_1 , ψ_2 , ψ_3 .

Граничными углами называют внешние (по отношению к выработанному пространству) углы, образующиеся между горизонтальной линией и прямыми, которые соединяют крайние точки выработанного пространства с так называемыми граничными точками мульды сдвижения. *Углами сдвижения* называют внешние углы, образующиеся между горизонтальной линией и прямыми, соединяющими крайние точки выработанного пространства с

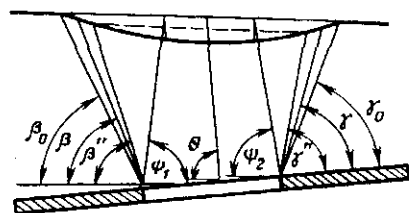


Рис. 41.3. Схема мульды сдвижения (по падению пласта)

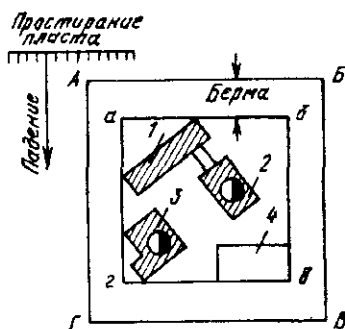


Рис. 41.4. Схема определения границ охраняемой площади:
1 — бункер, 2 — шахта № 1, 3 — шахта № 3, 4 — электроподстанция

«опасными» (для поверхностных сооружений) точками на поверхности. Углы обрушения — это внешние углы, которые образуются между горизонтальной линией и прямыми, соединяющими крайние точки выработанного пространства с видимыми на поверхности наиболее удаленными от центра мульды сдвижения трещинами. При этом углами β определяют границы соответствующих индексам зон мульды сдвижения в лежащем боку залежи от нижней границы выработанного пространства, углами γ — те же границы, но в висячем боку залежи от верхней границы выработанного пространства и, наконец, углами δ — границы по простиранию залежи от нижней границы выработанного пространства.

В зависимости от значений перечисленных углов месторождения полезных ископаемых делят на два основных типа: со слоистым и неслоистым строением вмещающих пород.

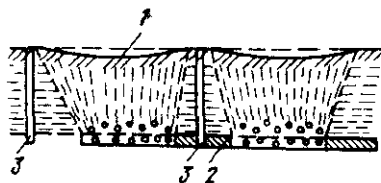
В месторождениях первого типа выделяют две группы месторождений с коэффициентом крепости вмещающих пород $f < 5$ и с $f > 5$.

Для первой группы месторождений первого типа углы сдвижения пород принимают $\beta = 40 \div 55^\circ$; $\gamma = 45 \div 50^\circ$; $\delta = 55^\circ$; для второй группы — соответственно $40-60^\circ$; $45-60^\circ$ и $55-65^\circ$. При этом наименьшие значения углов сдвижения принимают при углах падения, приближающихся к 45° .

Для месторождений второго типа углы сдвижения пород принимают $\beta = 60 - 65^\circ$; $\gamma = 60 \div 65^\circ$ и $\delta = 70^\circ$ (наименьшие значения β и γ принимают при углах падения рудных тел, приближающихся к 45°).

В тех случаях, когда в контурах мульды сдвижения находятся или проектируются ценные сооружения, транспортные коммуникации или располагаются русла рек и водоемы, а также если в под-

Рис 41.5 Граница охранного целика
1 — муфта сдвига, 2 — целик, 3 — стволы



рабатываемой толще проектируется проведение выработок вскрытия, то для обеспечения сохранности этих объектов непосредственно под ними выемку полезного ископаемого не производят.

Оставляемую в недрах часть полезного ископаемого называют *охранными* (предохранительными) *целиками*.

В отличие от изложенного ранее определения границ муфт сдвига построение границ охранных целиков начинают не снизу вверх, а сверху вниз с выделением на земной поверхности охраняемой площадки, на которой расположен или проектируется объект. При этом охраняемый объект вписывают в прямоугольник *абвг* (рис. 41.4); стороны прямоугольника проводят по направлениям простирания и падения залежи полезного ископаемого. Вокруг этого прямоугольника откладывают так называемую берму безопасности (ширину бермы определяют в зависимости от категории объекта от 5 до 20 м, для комплекса надшахтных сооружений ее принимают наибольшей) и вычерчивают охраняемую площадку — прямоугольник *АБВГ*. Далее от границ этой площадки под углами сдвига пород проводят линии вниз до пересечения с подлежащим выемке полезным ископаемым, определяя под ним границы охранных целиков (рис. 41.5). Выемку полезного ископаемого из охранных целиков разрешают только тогда, когда необходимость охраны того или иного объекта миновала, например, при ликвидации горного предприятия по завершении разработки запасов шахтного поля.

Необходимыми условиями рациональной разработки месторождений являются надлежащим образом осуществляемые геологическая и маркшейдерская службы. Работники геологической службы участвуют:

- в определении месторасположения и направления вскрывающих, подготовительных и очистных выработок;
- в осуществлении учета изменения промышленных запасов, а также количественных и качественных потерь;
- в проведении опробования и ведении геологической документации эксплуатационных горных выработок;
- в систематическом изучении геологической ситуации, минерального и химического состава полезных ископаемых;
- в проведении работ по эксплуатационной разведке разрабатываемого месторождения.

§ 2. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Проектирование шахты начинают с решения комплекса вопросов: определения производственной мощности предприятия, размеров шахтного поля, высоты этажа (при так называемой «этажной» разработке) и выбора целесообразной схемы вскрытия.

Общие положения, касающиеся определения производственной мощности шахт, были изложены ранее.

Параметры шахтных полей устанавливают в зависимости от группы и размеров месторождений. Шахтные поля характеризуются длиной по простиранию и шириной вкрест простирания при горизонтальных и пологих залежах и размером по падению — при наклонных и крутых залежах. Количественной характеристикой шахтного поля является также средняя мощность полезного ископаемого. Месторождения, состоящие из нескольких тел полезных ископаемых, могут разделяться на отдельные шахтные поля или объединяться в одно, последнее имеет место при сближенном расположении залежей.

Шахтным полям при разработке пластовых месторождений обычно придают формы прямоугольников, протяженность которых по простиранию (длина) принимают до 5–7 км, а вкрест простирания (ширина) — в пределах 1–2 км. Границы шахтных полей преимущественно приурочивают к геологическим нарушениям элементов залегания залежей. Размеры шахтных полей при разработке рудных месторождений часто ограничиваются размерами месторождений, и их форма определяется конфигурацией последних. Для разработки обширных рудных месторождений выбор формы шахтных полей осуществляют из таких же соображений, как и для угольных месторождений, однако размеры шахтных полей выбирают, как правило, меньшими: по простиранию 0,5–1,5 км. При крутых рудных залежах деление месторождения на шахтные поля по падению обычно не производят, в обширных горизонтальных и пологих залежах выделяют шахтные поля шириной до 3 км.

В россыпных месторождениях выделяют шахтные поля вдоль тальвега долины (по простиранию) протяженностью от 0,5 до 1 км.

Разработку наклонных и крутых пластов и рудных залежей обычно начинают с расположенных выше шахтных полей; разработку россыпных месторождений с целью дренажа воды — с шахтных полей, расположенных в нижней части долины.

Для удобства разработки месторождений шахтные поля в свою очередь разделяют на этажи или пансли. На этажи разделяют шахтные поля крутых, наклонных и пологих залежей, на панели — горизонтальных или пологих залежей, если их мощность меньше высоты этажа.

Этажом называют часть шахтного поля, ограниченную по простиранию его границами, а по падению — главными откаточными штреками, которые имеют непосредственный выход к выработкам вскрытия (квершлагам, штольням). В отличие от него *панелью* называют часть шахтного поля, ограниченную панельными откаточными штреками, проведенными под углом к главному откаточному штреку, который имеет непосредственный выход к выработкам вскрытия (рис. 41.6). Высота этажа H — одна из определяющих величин при выборе схем вскрытия месторождения — является проекцией размера этажа по падению H_n на вертикальную плоскость, следовательно, $H = H_n \sin \alpha$.

При разработке угольных месторождений для характеристики параметров очистных выработок пользуются и понятием *наклонной высоты этажа*, равной H_n .

При вскрытии месторождений осуществляют проходку основных, вспомогательных и дополнительных выработок.

К *основным* относят шахтные стволы, штольни, слепые стволы, предназначенные для выполнения главнейших функций при разработке месторождений (транспортирования на поверхность полезных ископаемых, сообщения и вентиляции).

Вспомогательные выработки предназначены для вентиляции, выполнения вспомогательных транспортных операций (подъема породы, спуска закладочного и прочих материалов и др.), а также для второго выхода на поверхность.

Дополнительными выработками являются квершлаг и околоствольные двory, соединяющиеся с основными и вспомогательными выработками вскрытия. Кроме перечисленных, к дополнительным выработкам относят гезенки, бремсберги и уклоны.

Большое разнообразие геологических, топографических и горнотехнических условий залегания месторождений приводит к тому, что используют различные способы их вскрытия.

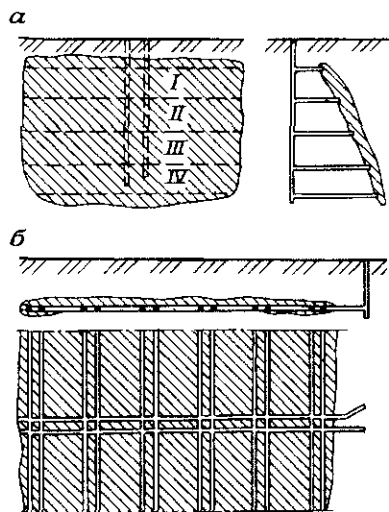


Рис. 41.6. Схемы разделения шахтных полей на этажи (а) и панели (б):

I-IV — панели

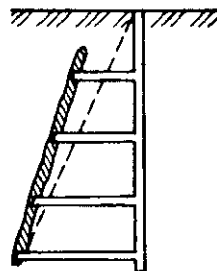
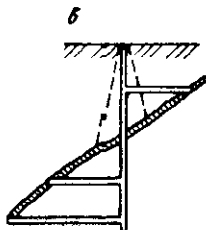
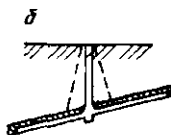
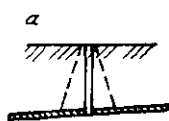


Рис 41.7. Схемы вскрытия вертикальным стволом пласта (залежи) с углом падения, не превышающим $2-3^\circ$ (а), вертикальным стволом с бремсбергом и уклоном (б) и вертикальным стволом с квершлагами для пластов (залежей) с углом падения $30-35^\circ$ (в)

Рис. 41.8. Схема вскрытия вертикальным стволом, расположенным вне зоны сдвижения пород

Рассмотрим наиболее распространенные способы вскрытия, пользуясь схемами, на которых представлено расположение главных и дополнительных вскрывающих выработок.

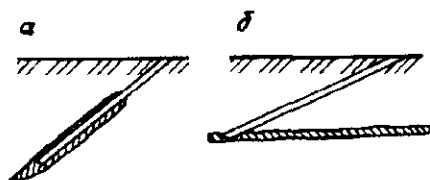
Вскрытие вертикальными стволами. На рис. 41.7 изображены схемы вскрытия горизонтальных и пологих залежей вертикальными стволами. Общим, объединяющим эти схемы признаком является главная вскрывающая выработка, для сохранения которой, а также комплекса поверхностных сооружений, часть полезного ископаемого оставляется в охранном целике. Количество полезного ископаемого в охранном целике тем больше, чем глубже располагается место пересечения шахтным стволом пласта (залежи) и чем больше мощность последнего. В связи с изложенным эти схемы вскрытия предпочтительно применять для неглубокозалегающих обширных залежей небольшой мощности.

Представленные схемы пользуются наибольшим распространением при вскрытии пластовых (угольных и сланцевых) месторождений, а также пластообразных рудных месторождений преимущественно с невысоким содержанием металла, по схеме, представленной на рис. 41.7, а, вскрывают россыпные месторождения.

В тех случаях, когда оставление охранных целиков для сохранения выработок вскрытия и комплекса поверхностных сооружений является нецелесообразным (значительные потери полезных ископаемых, притом ценных), главные выработки вскрытия размещают за пределами зон сдвижения пород. При этом соединение вертикального ствола с подлежащим разработке полезным ископаемым достигается с помощью дополнительных выработок — квершлагов.

На рис. 41.8 изображено вскрытие вертикальным стволом с квершлагами, заложенными в лежащем боку месторождения. При

Рис. 41.9. Схемы вскрытия наклонными стволами



этом варианте вскрытия длина квершлагов зависит от угла падения тела полезного ископаемого, глубины его залегания и углов сдвижения пород.

Схему вскрытия широко применяют при разработке крутых рудных тел (залей, жил и др.), а также крутых преимущественно мощных угольных пластов. При вскрытии месторождений, характеризующихся небольшими углами падения или значительной глубиной, длина квершлагов становится чрезмерно большой, соответственно растут затраты на их проведение и поддержание, а также транспортные расходы. В этих случаях рассматриваемый вариант вскрытия может оказаться нерациональным и его заменяют другим (в частности, наклонные пласты и залежи вскрывают, как упоминалось ранее, вертикальным стволом с квершлагами, пересекающим месторождение).

Вскрытие наклонными стволами. Наклонные стволы в качестве главных вскрывающих выработок используют реже вертикальных. Схемы вскрытия месторождений наклонными стволами представлены на рис. 41.9.

При вскрытии наклонным стволом, пройденным непосредственно по полезному ископаемому (см. рис. 41.9, а) и над горизонтальным или пологим пластом (см. рис. 41.9, б), необходимо оставлять охранные целики. Первый вариант обычно применяют для вскрытия наклонных угольных и реже рудных месторождений относительно небольшой мощности. К достоинствам этого варианта относят минимальную длину выработок вскрытия, а следовательно, и транспортирования полезных ископаемых, дополнительную разведку месторождения и добычу полезного ископаемого в процессе проходки ствола по залежи.

При втором варианте под наклонным стволом оставляют охранный целик больших размеров. Однако существенным преимуществом этого способа является возможность осуществления высокопроизводительного непрерывного конвейерного подъема полезного ископаемого на поверхность. Стволы шахт проходят в перекрывающих месторождение породах под углом $15-18^\circ$ и оборудуют наклонными конвейерами. Этот способ получает распространение при вскрытии залегающих на небольших глубинах обширных угольных пластов.

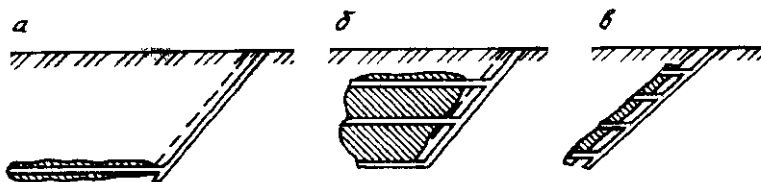


Рис. 41.10. Схемы вскрытия наклонными стволами, расположенными вне зоны сдвижения пород

На рис. 41.10 представлены схемы вскрытия наклонными стволами, расположенными за пределами зоны сдвижения пород; подход к залежам полезных ископаемых осуществляют по квершлагам. Схему (см. рис. 41.10, а) применяют для вскрытия преимущественно небольших горизонтальных и пологих залежей рудных, нерудных и россыпных месторождений; на схеме (см. рис. 41.10, б) изображено фланговое расположение наклонного ствола с квершлагами, вскрывающими не очень крупное крутое рудное тело. На схеме (см. рис. 41.10, в) представлен вариант вскрытия пологих или наклонных рудных и угольных залежей и пластов наклонными стволами с квершлагами, проведенными в лежащем боку.

Вскрытие штольнями. Варианты вскрытия с помощью штолен характеризуются рядом существенных преимуществ по сравнению с вариантами вскрытия стволами. К ним прежде всего относятся сравнительную простоту и небольшие по сравнению с другими способами затраты на вскрытие, эффективность и безопасность транспортных операций. Однако следует иметь в виду, что для возможности вскрытия штольнями необходим соответствующий рельеф поверхности и относительно небольшая удаленность залежи полезного ископаемого от склона горы, достигающая, впрочем, нередко десятка километров. Отметим также, что штольней можно вскрывать запасы полезного ископаемого, расположенные выше устья этой выработки.

На рис. 41.11 изображены типовые варианты вскрытия штольнями. На схеме (см. рис. 41.11, а) представлено вскрытие

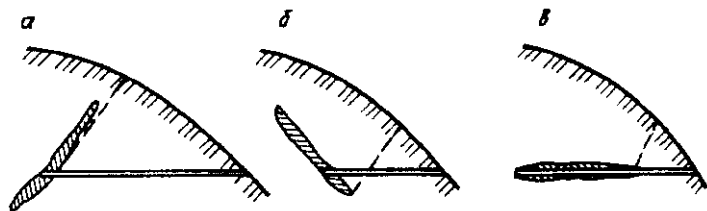


Рис. 41.11. Схема вскрытия штольнями

штольной, проведенной в лежащем боку месторождения. При этом варианте не оставляют охранные целики в тех случаях, когда все запасы месторождения находятся выше штольни или когда запасы расположены ниже горизонта штольни, а угол падения залежи меньше угла сдвижения пород (т.е. главная вскрывающая выработка не может оказаться в зоне сдвижения). При проведении штольни в висячем боку месторождения (схема на рис. 41.11, б) оставление охранных целиков в запасах полезного ископаемого, расположенного ниже горизонта штольни, неизбежно. На склоне горы проводят обычно не одну, а несколько штолен, устья которых находятся на разных высотных отметках. Эти штольни вскрывают различные горизонты месторождения. На схеме (см. рис. 41.11, в) представлено вскрытие штольной, расположенной во фланге месторождения; при горизонтальных или пологих залежах штольню проводят непосредственно по полезному ископаемому, при крутых — по породам лежащего бока вне зоны сдвижения, образующейся при выемке полезных ископаемых из части залежи, которая расположена ниже штольни.

Комбинированные варианты вскрытия. В связи с особенностями залегания полезных ископаемых или топографии рельефа земной поверхности применяют так называемые комбинированные варианты вскрытия, отличительной особенностью которых является одновременное использование системы различных выработок, например, вертикальных и наклонных стволов, штолен и слепых стволов (рис. 41.12). Комбинации вертикальных стволов со слепыми применяют обычно для месторождений, распространяющихся на большие глубины, этим обеспечиваются уменьшение длины квершлагов и сокращение транспортных затрат. Комбинации штолен со слепыми стволами применяют для вскрытия запасов полезных ископаемых, расположенных ниже уровня главной штольни.

Схемы совместного вскрытия. В том случае, когда месторождение представлено свитой угольных пластов или группой рудных тел, их можно вскрыть независимо друг от друга (рис. 41.13, а) или с помощью системы взаимосвязанных выработок — совместное или групповое вскрытие (рис. 41.13, б). Совместное вскрытие стволами экономически оправдано при относительно небольших расстояниях между пластами (рудными телами). При штольном варианте совместно вскрывают пласты (рудные тела), расположенные нередко на значительных расстояниях друг от друга (рис. 41.13, в).

Выбор способа вскрытия. С учетом геологической обстановки и топографических условий осуществляют выбор и экономическое сопоставление различных схем вскрытия.

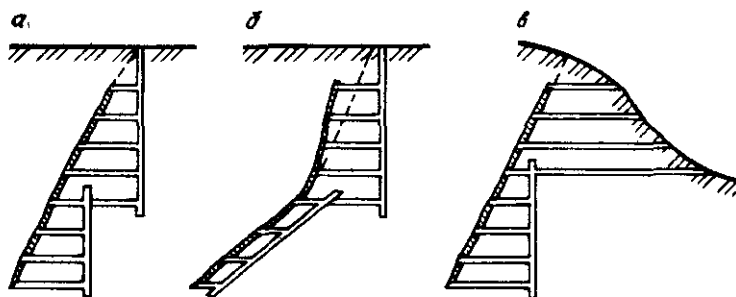


Рис 41.12 Схема комбинированных вариантов вскрытия
а — вертикальным и слепым стволами, *б* — вертикальным и наклонным стволами, *в* — штормовыми и слепым стволом

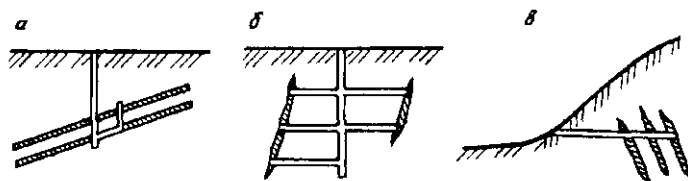


Рис 41.13 Схемы совместного вскрытия

Особенности залегания полезных ископаемых и топография местности допускают в некоторых случаях возможность применения двух или даже нескольких вариантов вскрытия. При их сопоставлении выбирают тот, при котором обеспечивается наибольшая безопасность работ и достигаются наименьшие суммарные и эксплуатационные затраты.

В соответствии с выбранной схемой принимают решение о месте расположения на земной поверхности устья главной вскрывающей выработки и примыкающего к нему комплекса технологических сооружений и отвалов.

Место заложения главной вскрывающей выработки по линии простирания месторождения должно быть оптимальным в отношении наименьшей работы подземного транспорта в течение всего периода отработки вскрытых запасов, должно обеспечивать возможность и удобство расположения поверхностных сооружений и подъездных путей, быть незатопляемым паводковыми и дождевыми водами и исключаяющим вероятность оползней, сползания снежных лавин и т.п. В месте расположения намечаемой главной вскрывающей выработки изучают геологические и гидрогеологические условия для ведения проходческих работ.

Как известно, при подземной разработке месторождений необходимо наличие не менее двух независимых выходов на земную поверхность, вторым выходом является вспомогательная

выработка вскрытия, предназначенная для вентиляции. Расположение главной и вентиляционных выработок увязывается в соответствии с принятой схемой общешахтной вентиляции.

Для разработки угольных месторождений обычно пользуются центральной, центрально-сдвоенной и диагональной схемами вентиляции. При разработке рудных месторождений проектируют центрально-сдвоенные и фланговые расположения главной и вентиляционной выработок.

Диагональная и фланговая схемы вентиляции обеспечивают наиболее эффективное проветривание подземных выработок, однако для них необходима проходка двух вентиляционных стволов. В ряде случаев, впрочем, стволы на флангах месторождения заменяют вентиляционными шурфами или восстающими с достаточно большой площадью поперечного сечения.

Вентиляционными выработками при разработке россыпных месторождений обычно являются шурфы, расположенные на флангах шахтного поля.

Помимо шахтных стволов и шурфов для интенсификации проветривания при разработке угольных и рудных месторождений иногда бурят скважины большого диаметра.

При штольневых вариантах вскрытия в качестве вентиляционной выработки используют штольню вышележащего горизонта или для повышения эффективности проветривания проводят на флангах вентиляционные штольни.

Сохранность вентиляционных выработок, так же, как и главных, обеспечивается расположением их за пределами зон сдвижения пород или оставлением в шахтном поле соответствующих охранных целиков.

Использование разведочных выработок для вскрытия месторождений. При геологоразведочных работах, особенно на стадии детальной разведки, на многих месторождениях проходят значительное число шахтных стволов, штолен и квершлагов. Горно-разведочные выработки характерны, как известно, при разведке рудных месторождений цветных, благородных, редких и радиоактивных металлов. Использование этих выработок при эксплуатации месторождений является актуальной задачей, решение которой обеспечивает достижение большого экономического эффекта, сокращение сроков и уменьшение затрат труда на строительство горных предприятий.

Этот эффект увеличивается по мере роста числа и линейных размеров разведочных выработок (глубины стволов, длины штолен и квершлагов).

Возможности эффективного использования разведочных выработок предопределяются при проектировании и проведении

горно-разведочных работ и реализуются в процессе проектирования, строительства и эксплуатации горного предприятия.

Место заложения разведочных шахтных стволов и штолен необходимо выбирать с учетом изложенных ранее основных положений вскрытия месторождений и особенностей топографии поверхности разведочного поля.

При этом следует иметь в виду, что на горных предприятиях наиболее вероятно использование разведочных стволов в качестве вспомогательных выработок вскрытия с минимальной реконструкций или даже без нее. Однако разведочные штольни могут использоваться не только как вспомогательные, но и в качестве главных выработок вскрытия после соответствующего их переоборудования (например, увеличение сечения).

С учетом изложенного стволы разведочных шахт предпочтительнее располагать во флангах жилы или залежи, при выборе места заложения разведочных штолен целесообразно прежде всего учитывать топографические особенности местности для возможности расположения промышленной площадки и транспортных коммуникаций рудника.

Разведочные выработки, целесообразность использования которых впоследствии в качестве эксплуатационных очевидна, необходимо проводить с повышенным качеством маркшейдерского обслуживания.

Так, например, в процессе проходки ствола шахты с необходимой точностью осуществляют вертикальную планировку промплощадки, разбивку двух взаимно перпендикулярных осей и центра выработки, обозначение контура поперечного сечения ствола и горизонтальности установки рамы шаблона, контроль за вертикальностью или выбранным наклоном оси и боков выработки и возведением крепи.

Период времени между завершением разведки месторождения и началом строительства горного предприятия может быть различным, продолжительность его зависит от освоенности района, дефицитности полезного ископаемого и плана развития той или иной отрасли горнорудной промышленности в регионе. В зависимости от предполагаемого срока начала освоения разведываемого месторождения следует выбирать типы и материалы крепи, а также технологию консервации разведочных выработок (в сейсмических районах проблемам длительного сохранения разведочных стволов и штолен необходимо уделять особое внимание). Перед консервацией горных выработок необходимо осуществлять тщательный контроль за состоянием крепи с упрочнением ее ослабленных участков.

§ 3. ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Подготовительные работы заключаются в проведении по вскрытым запасам (по пласту, рудному телу или рядом с ними) подготовительных выработок. Основными из этих выработок, как отмечалось ранее, являются штреки, восстающие и орты. Следует обратить внимание, что при разведке рудных месторождений проводят большое число штреков, а также рассечек — однотипных с ортами выработок; восстающие в процессе разведочных работ проходят реже.

При разработке месторождений тот или иной комплекс подготовительных выработок увязывают с очистной выемкой полезных ископаемых, и возможность использования разведочных выработок в процессе подготовки месторождения зависит в частности от расположения последних в шахтных полях.

С учетом изложенного рассмотрим особенности расположения разведочных и эксплуатационных штреков.

Расположение штреков. Во взаимосвязи с выработками вскрытия при различных схемах подготовки выделяют этажные, подэтажные и панельные штреки. Этажный штрек непосредственно соединяется с откаточным квершлагом или штольной, подэтажный — с выработкой вскрытия через наклонные транспортные выработки и этажный штрек, несколько панельных штреков или непосредственно выходят на общую вскрывающую выработку, или соединяются с ней главным транспортным штреком.

Штреки проводят по полезному ископаемому; *полевыми* называют штреки, которые проводят вне контуров полезных ископаемых по пустым породам.

По горизонтальным и пологим пластам или пластообразным залежам полезных ископаемых штреки проводят преимущественно прямолинейными; в наклонных и крутых жилах, залежах и пластах их направление обычно меняется в соответствии с изменением простирания месторождения или шахтного поля. Изменение направления проведения штреков осуществляют плавно по кривым с радиусами закрутки, обеспечивающими эффективное транспортирование грузов. Как правило, штрекам придают уклон в сторону направления основного грузопотока (транспортирования полезных ископаемых и пустых пород).

Расположение штреков относительно залежи полезного ископаемого выбирают исходя из геологических и горнотехнических факторов. На рис. 41.14 представлены схемы расположения штреков относительно тонкой крутой рудной жилы; проведем краткую оценку этих схем в отношении их применимости при разведке и разработке месторождений.

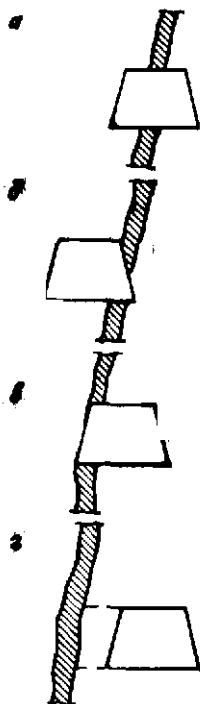


Рис. 41.14. Схемы расположения штреков по отношению к крутой рудной жиле

При проходке штрека по схеме, показанной на рис. 41.14, а, жила пересекает забой примерно посередине выработки, что обеспечивает получение наиболее полной информации не только о рудном теле, его структуре и контактах, но и о геологической ситуации в породах висячего и лежащего боков.

Такое расположение штрека выбирают, как правило, при геологоразведочных работах. Однако в процессе разработки месторождения оно неудобно, так как люки для выпуска горной массы из очистных выработок приходится сооружать в его кровле непосредственно над откаточными путями, вследствие этого затрудняется погрузка горной массы в вагоны, засоряются пути породными кусками и практически исключается возможность откатки троллейными электровозами. Впрочем, при разработке весьма тонких жил с невыдержанными элементами залегания такое расположение штрека в некоторых случаях становится целесообразным для более легкого про-

слеживания жилы в процессе подготовки этажа.

На схемах (см. рис. 41.14, б и в) изображены штреки, смещенные в сторону висячего и лежащего боков рудного тела. При разведке месторождения такое расположение штрека по отношению к жиле принимают тогда, когда контакты породы висячего (или лежащего) бока представляют для геологоразведчика больший интерес, чем геологическая обстановка в противолежащем боку.

Одно из таких расположений штреков может быть выбрано также в том случае, если без ущерба для получаемой геологической информации представляется возможным облегчить проведение или поддержание этой выработки за счет размещения большей части ее забоя в менее крепких, менее водоносных или более устойчивых породах.

При разработке месторождения эти штреки неравноценны — расположение штрека в висячем боку рудного тела (см. рис. 41.14, б) обеспечивает оптимальное устройство и эксплуатацию люков, рудоспусков, а также ниш для размещения лестниц ходо-

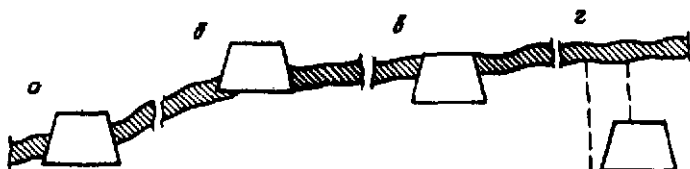


Рис. 41.15. Схемы расположения штреков по отношению к залежам небольшой мощности:

a — посредине пологого рудного тела; *b* — в висячем боку; *в* — в лежащем боку; *г* — в породе

вых отделений восстающих. Поэтому эта схема расположения штрека является наиболее распространенной.

Проведение полевых штреков (см. рис. 41.14, *г*) осуществляют при разведке и разработке месторождений радиоактивных руд для обеспечения более высокой безопасности работ; из штреков к рудному телу в процессе разведки проводят рассечки, а при эксплуатации месторождения — орты.

На рис. 41.15 представлены схемы расположения штреков по отношению к горизонтальной или пологой небольшой мощности залежи полезного ископаемого. Выбор расположения разведочного штрека осуществляют с учетом соображений, которые были изложены в ранее рассмотренных вариантах.

Наиболее удобной схемой расположения эксплуатационных штреков является вариант (см. рис. 41.15, *в*) при котором обеспечивается самотечная люковая погрузка горной массы в вагонетки. В подстилающих породах полевые эксплуатационные штреки проводят при разработке радиоактивных месторождений, при сложной гипсометрии почвы рудных залежей или в качестве дренажных выработок в плотике россыпей. При этом из штреков к телу полезного ископаемого проходят небольшие восстающие или рудоспуски.

Отметим, что область применения подземных выработок для детальной разведки мощных и весьма мощных рудных тел ограничивается в основном сложными по своей структуре, распределению и ценности полезного компонента или многокомпонентными месторождениями; наряду с этим горно-разведочные работы проводят также в процессе эксплуатационной разведки.

Расположение штреков относительно рудного тела при детальной разведке выбирают исходя из задач получения наиболее полной геологической информации и с учетом оптимальных параметров рассечек, зависящих от технологии и механизации их проведения.

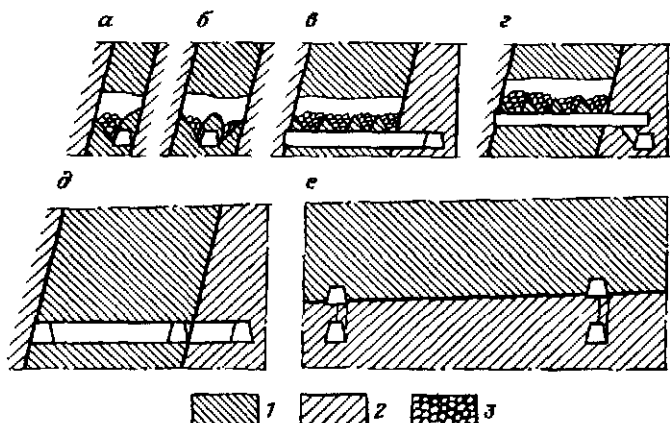


Рис. 41.16. Схемы расположения штреков по отношению к залежи **большой** мощности:

1 — руда; 2 — вмещающие породы; 3 — отбитая руда

При эксплуатационной разведке решающим фактором для выбора расположения штреков является наиболее эффективное использование их в качестве подготовительных эксплуатационных выработок.

На рис. 41.16 представлены схемы расположения штреков при разработке мощных и весьма мощных рудных тел.

Штрек у лежащего бока крутой жилы (см. рис. 41.16, а) проводят при мощности ее до 5–10 м; выпуск горной массы из очистных выработок осуществляют через приемные воронки и короткие рудоспуски.

Расположение штрека в рудном теле мощностью 10–15 м представлено на рис. 41.16, б, рудоприемные воронки при этом располагают с обеих сторон выработки обычно в шахматном порядке.

На схеме рис. 41.16, в, представлен полевой штрек в лежащем боку рудного тела, расположение его вне зоны сдвижения пород, образующейся при разработке нижележащего горизонта, обеспечивает сохранность выработки. Из штрека непосредственно к рудному телу проводят откаточные орты, по которым доставляют горную массу, выпускаемую из очистных выработок.

Вместо откаточных ортов выше кровли штрека могут располагаться скреперные орты (см. рис. 41.16, г), поступающую в них из очистных выработок горную массу доставляют к штреку канатными скреперами.

Для удобства проведения очистных работ, интенсификации проветривания и транспортных операций в рудных телах боль-

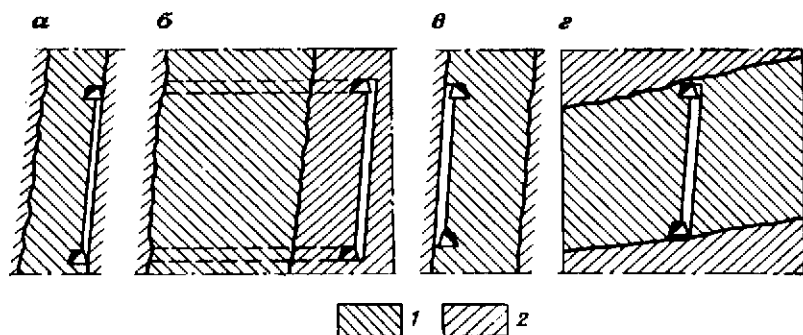


Рис. 41.17. Схемы расположения восстающих:

а — в лежащем боку; *б* — полевой восстающий; *в* — в висячем боку; *г* — восстающий, пересекающий рудное тело; 1 — руда; 2 — вмещающие породы

шой мощности помимо главного откаточного могут быть проведены и вспомогательные штреки (см. рис. 41.16, *д*).

При разработке пологих мощных залежей кроме полевых проводят также рудные штреки (см. рис. 41.16, *е*).

Возможность использования разведочных штреков при разработке месторождений определяется не только их расположением в пространстве, но и качеством проходческих работ и маркшейдерского обеспечения.

Расположение восстающих. В качестве подготовительных выработок восстающие наиболее широко применяют при разработке крутых и наклонных рудных тел (рис. 41.17, *а*).

При подготовке к разработке рудных тел небольшой мощности восстающие проходят по полезному ископаемому в контакте с лежащим боком. Таким же образом располагают восстающие в рудном теле большой мощности, но кроме них в породах лежащего бока обычно проходят полевые восстающие, соединяющие полевые этажные штреки (см. рис. 41.17, *б*).

Помимо этого в процессе подготовки мощных месторождений проходят вспомогательные восстающие у контакта висячего бока (см. рис. 41.17, *в*) или восстающие, пересекающие рудное тело (см. рис. 41.17, *г*).

Как известно, при разведке крутых и реже наклонных рудных тел проходят разведочные, заверочные и технические восстающие, причем разведочные и технические восстающие могут быть использованы в качестве подготовительных выработок при эксплуатации месторождений.

§ 4. ОСОБЕННОСТИ ОСНОВНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ОПЕРАЦИЙ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Процесс очистной выемки полезных ископаемых включает в себя те же основные производственные операции, о которых шла речь при изучении проведения горных выработок, а именно: отбойку полезных ископаемых, уборку горной массы из очистных выработок и поддержание выработанного пространства (при этом само собой разумеется, что очистные выработки должны надлежащим образом проветриваться).

Однако эти операции характеризуются при очистных работах рядом технологических особенностей, связанных с задачами, масштабами и спецификой процесса.

Отбойка полезного ископаемого. В очистных забоях применяют следующие виды отбойки полезного ископаемого: механическую (машинную), взрывную и с использованием гравитационных сил, вызывающих обрушение подсеченного снизу полезного ископаемого.

Выбор способа отбойки зависит в основном от крепости полезного ископаемого, мощности и угла падения пласта (залежи).

Машинную отбойку широко применяют для полезных ископаемых, характеризующихся небольшой крепостью. При разработке угольных месторождений в очистных забоях наиболее распространена отбойка угля с помощью комбайнов, в пластах небольшой мощности используют струти, а при крутом падении — отбойные молотки.

Наиболее универсальным способом отбойки полезных ископаемых является отбойка с помощью взрывчатых веществ, при этом применяют отбойку зарядами ВВ, расположенными в шпурах, взрывных скважинах и минных выработках.

Шпуровую отбойку используют для отделения от массива полезного ископаемого относительно небольшой крепости (уголь, сланцы, некрепкие руды и пески россыпных месторождений), а также для отбойки крепких руд при разработке рудных тел малой мощности.

В очистных забоях шпуровая отбойка полезных ископаемых, как правило, более эффективна, чем в проходческих. Это достигается главным образом приданием забою уступной формы, имеющей дополнительные обнаженные поверхности.

Отбойка зарядами во взрывных скважинах широко распространена при разработке мощных рудных месторождений с достаточно высокой крепостью и устойчивостью руд.

Взрывные скважины бурят вертикальными, наклонными и горизонтальными, располагая их таким образом, чтобы при взры-

вании зарядов руда отбивалась слоями в сторону обнаженной поверхности.

По сравнению с шпуровой отбойкой этот способ характеризуется более высокой производительностью, меньшей трудоемкостью, меньшим расходом ВВ и более благоприятными условиями труда бурильщиков.

В редких случаях при разработке мощных месторождений с крепким и трещиноватым полезным ископаемым применяют отбойку зарядами ВВ, располагаемыми в минных выработках. Более высокая (по сравнению с предыдущим способом) трудоемкость и менее благоприятные условия труда сужают область применения зарядов в минных выработках, распространяемую преимущественно в труднобуримых массивах полезного ископаемого.

Отбойку полезного ископаемого посредством обрушения в результате гравитационных сил и горного давления применяют преимущественно при разработке мощных месторождений малоценных руд или других полезных ископаемых средней крепости и устойчивости. Способ отбойки характеризуется высокой производительностью и дешевизной, однако количественные и качественные потери в процессе самообрушения полезного ископаемого значительны.

Уборка полезного ископаемого из очистных выработок. Уборка отделенного от массива полезного ископаемого состоит или из двух операций — погрузки его в транспортные средства и удаления из очистных выработок, или непосредственного удаления (без операции погрузки). Перемещение полезного ископаемого из очистного забоя к транспортным выработкам (штрекам, ортам) называют *доставкой*.

Погрузку полезного ископаемого на транспортные средства (конвейеры, вагоны, автомашины) осуществляют в очистных выработках погрузочными машинами, комбайнами, погрузчиками или малогабаритными экскаваторами.

В погрузочно-доставочных машинах совмещаются операции погрузки и доставки полезного ископаемого.

В очистных выработках пользуются следующими способами доставки полезных ископаемых: ручным, под действием собственного веса (самотечным), машинным и с использованием энергии взрыва (взрывным).

Ручную доставку, состоящую в основном из перелопачивания, перекидки или переноски полезного ископаемого, применяют в исключительных случаях, главным образом при разработке тонких жил ценных руд или при выемке кристаллов технических и ювелирных камней.

Доставку под действием собственного веса широко применяют при разработке крутых и наклонных залежей полезных ископаемых. При этом горная масса перемещается или непосредственно в выработанном пространстве, или по различным наклонным и вертикальным перепускным выработкам, способ доставки высокопроизводителен и экономичен.

Машинную доставку полезного ископаемого осуществляют конвейерами, канатными скреперами и упоминавшимися ранее погрузочно-доставочными машинами. При этом полезное ископаемое перемещают по горизонтальной или слабонаклонной поверхности, представляющей собой почву очистных выработок. Практически машинная (конвейерная) доставка повсеместно распространена при разработке горизонтальных, пологих и слабонаклонных угольных и сланцевых пластов.

При разработке мощных и весьма мощных рудных месторождений обычно пользуются скреперной доставкой в сочетании с доставкой под действием собственного веса горной массы. В очистных забоях россыпных месторождений скреперная доставка является также наиболее распространенной.

Взрывная доставка имеет весьма ограниченную область применения, этим способом пользуются при разработке мощных, преимущественно горизонтальных и пологих рудных залежей.

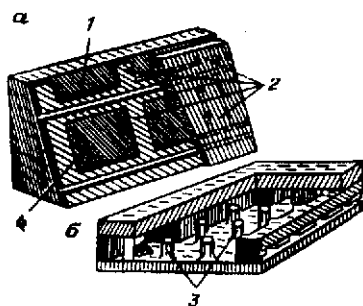
Поддержание выработанного пространства. В процессе разведки, вскрытия и подготовки месторождений сохранность проводимых горных выработок обеспечивается приданием им наиболее устойчивой формы поперечного сечения или возведением в них крепи. Применительно к этим выработкам термин *поддержание* является синонимом восстановления деформированной выработки или ремонта (замены) крепи на тех или иных ее участках.

В термин *поддержание выработанного пространства* вкладывают несколько иное понятие — это процесс, обеспечивающий такое состояние очистных выработок и образующихся обнажений, при котором достигаются безопасность труда при выемке полезного ископаемого и снижение количественных и качественных потерь, а в ряде случаев — предотвращение деформации окружающих массивов горных пород.

Поддержание выработанного пространства, называемое также *управление горным давлением*, осуществляют различными способами: целиками, оставляемыми на некоторое время или навсегда в недрах; отбитым от массива полезным ископаемым, временно оставляемым в выработанном пространстве; закладочным материалом, размещаемым в выработанном пространстве, или установленной в очистных выработках крепью. Несколько особое

Рис. 41.18. Поддержание выработанного пространства междукамерными и междуэтажными целиками (а) и посредством оставления целиков в очистном забое (б):

1 — междуэтажный целик; 2 — междукамерные целики; 3 — целики в очистном забое; 4 — выработанное пространство



место занимает искусственно вызываемое обрушение в выработанное пространство перекрывающих его пород.

При разработке наклонных и крутых рудных залежей полезного ископаемого достаточной крепости в устойчивых вмещающих породах поддержание выработанного пространства в пределах выемочной камеры можно обеспечить на более или менее длительные время (в течение которого ведут очистные работы) междуэтажными и междукамерными целиками (рис. 41.18, а).

При разработке горизонтальных, пологих залежей полезных ископаемых для поддержания кровли дополнительно в очистных выработках оставляют опорные целики различных форм и размеров (см. рис. 41.18, б).

При завершении очистных работ в камере, панели или горизонте целики извлекают; при малоценных полезных ископаемых в некоторых случаях допускается оставление целиков в недрах. В угольных шахтах поддержание выработанного пространства целиками практикуется сравнительно редко в связи с относительно небольшой устойчивостью вмещающих пород, невысокой крепостью угля и склонностью его при разрушении к самовозгоранию.

Поддержание выработанного пространства временно оставляемым (магазинируемым) в нем отделенным от массива полезным ископаемым осуществляют преимущественно при разработке крутых и наклонных рудных залежей с достаточно устойчивой и крепкой рудой. Часть отбитой от массива горной массы, оставляемая в выработанном пространстве, предотвращает деформацию и разрушение пород висячего и лежачего боков; по окончании очистных работ в камере горную массу выпускают из выработанного пространства. Этот способ поддержания выработанного пространства эффективен и экономичен.

Поддержание выработанного пространства размещаемым в нем закладочным материалом довольно распространено при разработке угольных и рудных месторождений; этот способ приме-

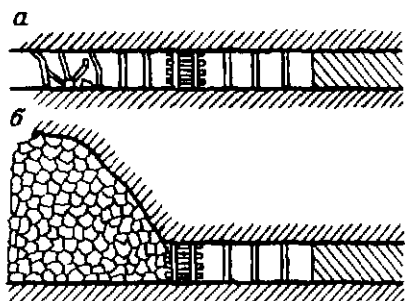


Рис. 41.19. Поперечные сечения очистной угольной лавы до (а) и после (б) посадки кровли

няют для залежей различной мощности и угла наклона. Закладочным материалом являются чаще всего породы, специально или попутно добываемые в подземных или открытых горных выработках.

В некоторых случаях в закладочный материал вводят вяжущие вещества (цемент, гипс и др.). В результате так называемой твердеющей закладки образуется монолитный массив, характеризующийся значительной устойчивостью и прочностью.

Расходы на добычу закладочного материала, его подготовку, транспортирование и размещение в очистных выработках в большинстве случаев бывают весьма значительны, однако этот способ поддержания выработанного пространства обеспечивает высокую безопасность работ, снижение потерь полезного ископаемого, а также деформации перекрывающих пород и земной поверхности.

Поддержание выработанного пространства или его сравнительно небольшой части около очистного забоя может осуществляться различными видами деревянной и металлической крепи.

Деревянная крепь представляет собой прямоугольные и трапециевидные крепежные рамы, стойки и костры; металлическая — стойки, анкера или сложные механизированные агрегаты, являющиеся составной частью так называемых выемочных комплексов. Металлическая крепь наиболее распространена при разработке угольных месторождений, деревянная — рудных и россыпных.

Искусственно вызываемое обрушение пород осуществляют для облегчения поддержания очистных выработок за счет перераспределения горного давления. Этот способ используют при разработке угольных, рудных и россыпных месторождений.

Поясним сущность способа управления горным давлением с помощью обрушения в выработанное пространство горных пород (посадки кровли) при разработке пологого угольного пласта средней мощности. На рис. 41.19 изображены поперечные сечения очистной угольной лавы до и после посадки кров-

ли. Забой подвигается в правую сторону, и по мере увеличения площади подсечки налегающих пород в выработанном пространстве возрастает горное давление.

Призабойное пространство закреплено рядами стоек, на некотором расстоянии от забоя устанавливают специальную крепь, (крепь повышенной прочности, в данном случае костры). После установки костров крепь, расположенную за ними (см. рис. 41.19, а), частично извлекают, вследствие чего породы кровли в этой части выработанного пространства обрушаются (см. рис. 41.19, б). Разрыхленная масса пород заполняет все пространство, принимает на себя давление вышележащих пород и передает ее на породный массив почвы выработанного пространства. Вследствие этого давление на призабойное пространство снижается, поддержание его упрощается, и выемка угля может быть продолжена на следующий шаг посадки (расстояние между двумя посадками кровли).

Поддержание выработанного пространства часто обеспечивают не одним, а двумя способами, так, например, закладка выработанного пространства иногда сочетается с его креплением, такое же сочетание характерно в большинстве случаев с искусственно вызываемым обрушением пород.

Проветривание очистных выработок. Воздух в очистных выработках интенсивно загрязняется газами, выделяемыми из массивов полезного ископаемого и вмещающих пород, газообразными продуктами, поступающими в рудничную атмосферу при производстве взрывных работ и при эксплуатации горных машин с двигателями внутреннего сгорания, а также минеральной пылью, образующейся при отбойке, погрузке и доставке полезного ископаемого.

Эффективность проветривания очистных выработок обеспечивается с помощью общешахтной вентиляции, свежий воздух поступает в очистные выработки из расположенных ниже откаточных штреков, очищает забой и призабойное пространство.

§ 5. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

Системы разработки месторождений подземным способом — порядок ведения подготовительных и очистных работ, определенный в пространстве и времени. Систему разработки выбирают на основе технико-экономических расчетов, в ходе которых учитывают социальные факторы (в первую очередь безопасность труда), характер месторождения, технику ведения горных работ.

Разнообразие геологических характеристик эксплуатируемых месторождений полезных ископаемых предопределяет различие применяемых систем разработки.

К основным геологическим факторам, оказывающим наибольшее существенное влияние на геометрические параметры систем выработок и технологические процессы очистных работ, относят свойства полезных ископаемых и массива вмещающих пород, особенности залегания полезных ископаемых, газоносность, водообильность и температурные режимы месторождений.

Следует учитывать следующие свойства полезных ископаемых: крепость, устойчивость, ценность, склонность к самовозгоранию и радиоактивность. Крепость, устойчивость и ценность полезных ископаемых определяют способы их отбойки от массива и поддержания выработанного пространства, склонность к самовозгоранию и радиоактивность ограничивают возможность применения некоторых систем разработки.

Крепость и устойчивость вмещающих пород являются определяющими факторами при выборе методов управления горным давлением и способов проведения подготовительных выработок.

Форма залегания тел полезных ископаемых, их мощность и угол падения также оказывают весьма существенное влияние на выбор способа поддержания выработанного пространства и параметров системы разработки.

Простые пластовые и пластообразные формы залежей полезных ископаемых и малая изменчивость их мощности и углов падения упрощают конструкции систем и обеспечивают благоприятные условия для механизации и автоматизации основных производственных процессов очистных работ. Мощность месторождения в значительной степени определяет выбор подготовки, способов отбойки полезного ископаемого и поддержания выработанного пространства. Угол падения, в свою очередь, является определяющим при выборе способа и средств уборки полезного ископаемого, а также поддержания выработанного пространства.

С увеличением глубины залегания полезных ископаемых возрастают напряжения в массивах горных пород, вследствие чего необходимо применять более эффективные способы поддержания выработанного пространства.

При разработке газоносных угольных (а в некоторых случаях и рудных) месторождений в выработки из полезного ископаемого и вмещающих пород поступают NH_4 , CO_2 и другие газы, поэтому следует применять системы, в которых обеспечивается интенсивное проветривание всех очистных выработок. Повышенная водообильность (например, россыпных месторождений)

определяет порядок их отработки, способ подготовки, а также поддержание выработанного пространства.

Температурные режимы горных пород влияют на особенности разработки: с увеличением глубины работ повышается температура горных пород, что связано с необходимостью интенсифицирования проветривания выработок; в глубоких рудных и угольных шахтах осуществляют кондиционирование воздуха. При разработке россыпных месторождений положительная или отрицательная температура пород (талые или мерзлые пески) определяет выбор системы, а также способов отбойки и управления горным давлением.

Системы разработки рудных, пластовых и россыпных месторождений будут рассмотрены в отдельных параграфах раздела, что связано с отличительными особенностями условий разработки этих месторождений и конструкций систем.

§ 6. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При многообразии систем разработки рудных месторождений их можно разделить на следующие классы:

I класс — системы разработки с естественным поддержанием выработанного пространства;

II класс — системы разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства;

III класс — системы разработки с обрушением вмещающих пород при естественном или искусственном поддержании части выработанного пространства.

Первый класс систем разработки характеризуется тем, что в пределах выемочной камеры или панели выработанное пространство поддерживается за счет естественной устойчивости обнажаемых пород, опирающихся на оставляемые целики или отбитую от массива и временно оставляемую (в очистных выработках магазинируемую) руду.

В системах второго класса выработанное пространство поддерживают с помощью размещаемого в нем закладочного материала или устанавливаемой крепи; в ряде случаев крепление сочетают с закладкой.

Характерной особенностью систем третьего класса является процесс обрушения вмещающих пород в выработанное пространство, осуществляемый вслед за выемкой руды. При этом в одних системах не все выработанное пространство заполняют обрушаемыми породами, а призабойную часть его поддерживают короткое время крепью для продолжения работ по выемке руды. В других системах этого класса выработанное пространство полностью за-

полняют обрушенными породами, а рядом с ним продолжают работы по выемке руды, завершая их также обрушением пород.

Рассмотрим в каждом классе некоторые наиболее распространенные системы разработки.

Краткое описание системы будет включать в себя условия ее применения, общее описание геометрических и технологических особенностей и краткую характеристику.

Системы разработки с естественным поддержанием выработанного пространства. Из систем первого класса рассмотрим сплошную, камерно-столбовую, камерные с подэтажной и этажной отбойкой руды и системы с магазинированием и шпуровой или скважинной отбойкой руды.

Сплошную систему разработки применяют при наличии устойчивых вмещающих пород и достаточно крепкого не очень ценного полезного ископаемого в пологих и наклонных залежах преимущественно малой и средней мощности. Подготовка шахтного поля заключается в проведении штреков, разделяющих его на панели. Выемку полезного ископаемого ведут в направлении длинной оси панели сплошным забоем; отбойку, как правило, осуществляют зарядами ВВ, расположенными в неглубоких шпурах. Для поддержания кровли по границам панели оставляют панельные целики, а в дополнение к ним в пределах панели — столбообразные (опорные). Опорные целики располагают на определенном расстоянии друг от друга или нерегулярно — на участках с менее ценным полезным ископаемым или с ослабленной кровлей (поддержание локальных участков кровли осуществляют также с использованием крепи). Простейший вариант сплошной системы разработки представлен на рис. 41.20.

Данная система разработки характеризуется небольшим объемом подготовительных выработок, широким фронтом работ в панели и относительно высокой производительностью труда (особенно при использовании самоходного бурового и доставочного оборудования). Значительные потери руды, оставляемой в целиках, являются основным ее недостатком.

Пологие и наклонные, мощные и средней мощности залежи, располагающиеся в устойчивых вмещающих породах, при достаточной крепости и относительно невысокой ценности руды разрабатывают камерно-столбовой системой.

В процессе подготовки залежь разделяют на панели штреками (при этом под рудными панельными штреками обычно проводят полевые транспортные штреки). Выемку руды осуществляют в камерах, расположенных поперек панелей и отделенных одна от другой целиками, оставляемыми в виде ряда столбов или сплошных стенок.

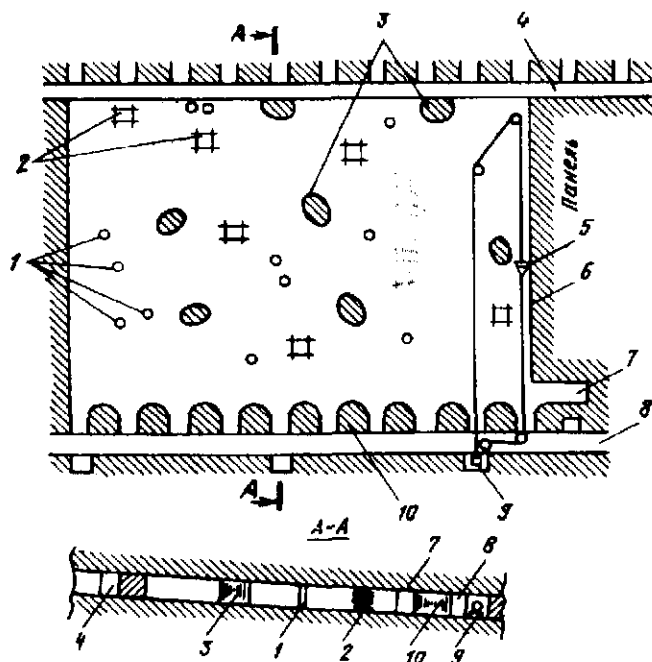


Рис. 41.20. Сплошная система разработки:

1 — стойки; 2 — костры; 3 — опорные целики; 4 — вентиляционный штрек; 5 — скрепер; 6 — забой; 7 — передовая выработка; 8 — откаточный штрек; 9 — камера для скреперной лебедки; 10 — околоштрековый целик

На рис. 41.21 изображен один из вариантов камерно-столбовой системы для рудных залежей средней мощности.

Очистные работы в подготовленной панели начинают с проведения нарезных выработок — камерных штреков, располагающихся по осям камеры. Отбойку руды осуществляют шпуровыми зарядами, забой придают потолкоуступную форму, бурение шпуров в верхних уступах производят с навала отбитой руды. Уборку горной массы из камеры обычно ведут канатными скреперами с трехбарабанными скреперными лебедками. Поддержание выработанного пространства обеспечивается опорными столбообразными и околоштрековыми целиками.

При разработке камерно-столбовой системой мощных месторождений отбойку руды можно осуществлять зарядами во взрывных скважинах, для уборки горной массы используют экскаваторы и автосамосвалы специальных конструкций или самоходные погрузочно-доставочные и погрузочно-транспортные машины.

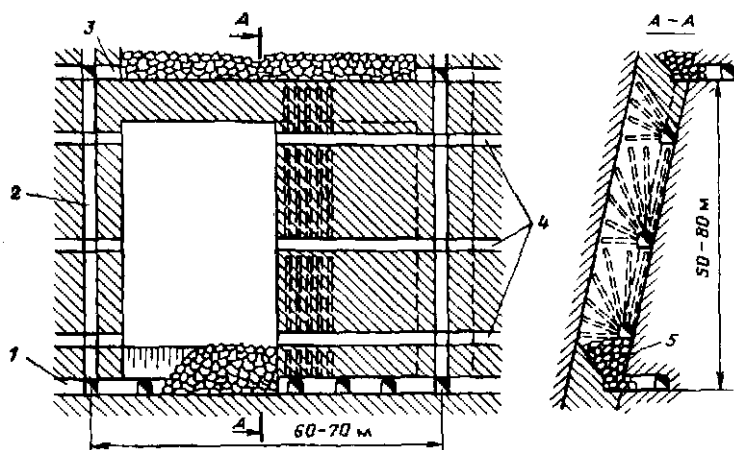


Рис. 41.22. Камерная система с подэтажной отбойкой руды:

1 — штрек; 2 — квершлаг; 3 — вентиляционный штрек; 4 — подэтажные штреки; 5 — взорванная горная масса

Камерно-столбовые системы характеризуются сравнительно небольшим объемом подготовительных и нарезных выработок, эффективным поддержанием выработанного пространства, высокой безопасностью и производительностью труда.

К недостаткам системы относят значительные потери руды, оставляемой в целиках.

Камерные системы с подэтажной и этажной отбойкой применяют для разработки мощных и весьма мощных тел с достаточно крепкими рудами, залегающими в устойчивых породах.

Залежь разделяют на этажи, в процессе подготовки которых проводят штреки и восстающие, выемку руды осуществляют в камерах, между которыми оставляют межукамерные целики, разрабатываемые во вторую очередь. На рис. 41.22 изображен один из вариантов камерной системы разработки с подэтажной отбойкой руды.

Комплекс нарезных выработок включает в себя подэтажные штреки (для осуществления работ по отбойке руды) и выработки в днище камеры, предназначенные для подсечки массива руды, приема, доставки и вторичного дробления горной массы, поступающей из очистного пространства.

Отбойку руды в подэтажах осуществляют зарядами, размещаемыми в скважинах, которые бурят из подэтажных штреков. Отбитая горная масса через выпускную траншею попадает в орты, из которых ее убирают с использованием погрузочных или погрузочно-доставочных машин и транспортного оборудования.

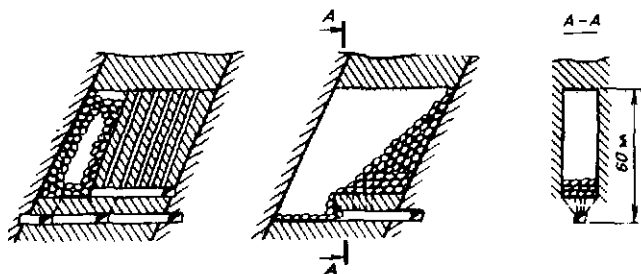


Рис. 41.23. Камерная система с этажной отбойкой руды

Вариант камерной системы с этажной отбойкой руды изображен на рис. 41.23.

При этой системе в подготовленном к выемке блоке бурят направленные вверх скважины на всю высоту этажа, поэтому для отбойки руды не требуется проведения подэтажных штреков или ортов.

Камерные системы характеризуются высокой производительностью труда и относительной безопасностью работ. К основным недостаткам относят сравнительно большой объем нарезных выработок при подэтажной отбойке и снижение качества дробления руды при этажной отбойке.

Системы разработки с магазинированием руды. Временное поддержание вмещающих пород при разработке крутых рудных тел может осуществляться отбитой горной массой, часть которой оставляют в выработанном пространстве вплоть до окончания выемки камерных запасов. Этот способ поддержания выработанного пространства может эффективно применяться при разработке таких руд, которые не склонны (при относительно длительном хранении в выработанном пространстве в виде горной массы) к слеживанию, окислению и самовозгоранию.

Как отмечалось ранее, способ поддержания выработанного пространства отбитой от массива горной массой является характерной отличительной особенностью систем с магазинированием, применяемых при наличии крепких руд и достаточно устойчивых вмещающих пород.

Вариант системы разработки с магазинированием и шпуровой отбойкой руды изображен на рис. 41.24. Данную систему обычно применяют для разработки рудных жил мощностью от 1 до 6 м. Эти пределы определяют из следующих соображений: при меньшей мощности в результате подработки вмещающих пород возрастает разубоживание руды, при большей же мощ-

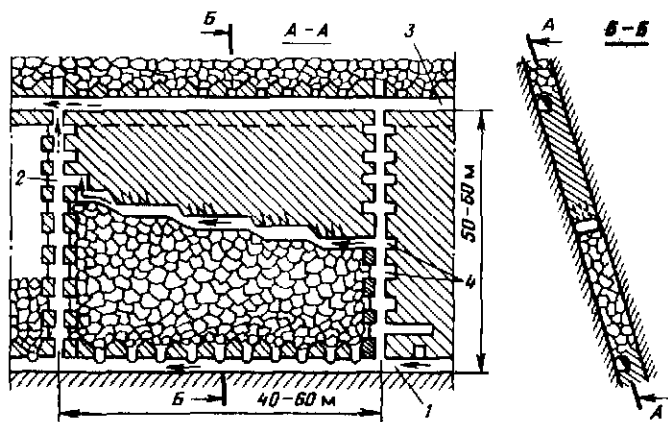


Рис. 41.24. Система с magazинированием и шпуровой отбойкой руды:
1 — откаточный штрек; 2 — восстающий; 3 — вентиляционный штрек; 4 — ходки

ности предпочтительно отбойку руды осуществлять зарядами во взрывных скважинах. В процессе подготовки этаж делят на выемочные блоки.

Очистному забою придают потолкоуступную форму, высоту уступа принимают в пределах от 1,8 до 2 м. В уступах бурят горизонтальные или вертикальные шпур, бурильщики работают в забое, стоя на отбитой ранее горной массе.

После взрывной отбойки в одном или нескольких забоях примерно 30 % горной массы выпускают из блока для сохранения необходимого свободного пространства под очистными забоями. По окончании выемки руды в пределах камерных запасов осуществляют выпуск всей руды из блока.

Рассматриваемая система характеризуется достаточно высокой производительностью труда, небольшими потерями и разубоживанием и сравнительно низкими затратами на проведение очистных работ.

На рис. 41.25 представлена система разработки с magazинированием и отбойкой руды зарядами во взрывных скважинах. Эту систему применяют для разработки мощных и весьма мощных рудных тел.

Отбойку руды осуществляют послойно и сопровождают частичным выпуском горной массы из блока. Так как при взрыве скважинных зарядов дробление руды по сравнению со шпуровой отбойкой происходит менее равномерно, крупные некондиционные куски (негабарит) подвергают вторичному дроблению в разработках днища камеры.

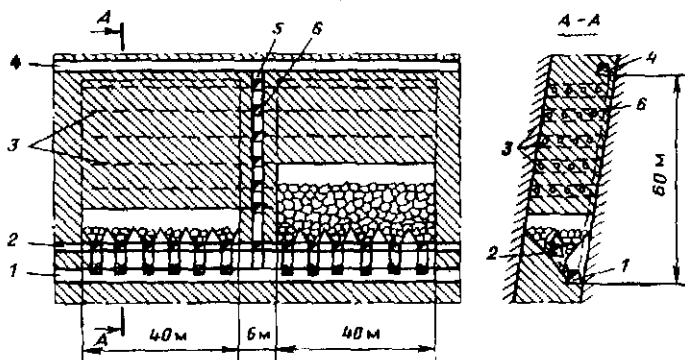


Рис. 41.25. Система разработки с магазинированием и отбойкой руды зарядами во взрывных скважинах:

1 — откаточный штрек; 2 — штрек горизонта дробления; 3 — взрывные скважины; 4 — вентиляционный штрек; 5 — восстающий; 6 — буровой орт

Небольшой объем нарезных выработок, благоприятные условия труда и высокая производительность буровзрывных работ обеспечивают значительную эффективность этой системы.

В крепких трещиноватых рудах, где бурение взрывных скважин затруднительно, заряды ВВ размещают в минных выработках (небольших камерах или ортах), расположенных в массиве полезного ископаемого, подлежащего послойной отбойке. При этом параметры и характеристика системы несколько меняются, и она называется системой с магазинированием и отбойкой руды зарядами в минных выработках. Система более трудоемка, повышается объем нарезных выработок, еще более снижается равномерность дробления руды.

Системы разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства. Поддержание выработанного пространства с помощью закладочного материала и крепления требует более или менее значительных материальных и трудовых затрат, поэтому к системам с закладкой или креплением прибегают в основном при разработке ценных руд или в сложных горно-геологических условиях. Выемка ценных руд с закладкой выработанного пространства целесообразна в связи с тем, что обеспечивает существенное снижение потерь и разубоживания. В сложных горно-геологических условиях (неустойчивые руды и вмещающие породы, зоны разлома и т.п.) крепление и закладка выработанного пространства обеспечивают повышение безопасности работ, а также снижение потерь и разубоживания.

Закладку выработанного пространства осуществляют в основном горными породами, реже для этой цели используют шлаки

металлургических заводов и хвосты обогатительных фабрик. Как правило, горные породы, предназначенные для закладки, добывают в карьерах, располагаемых вблизи рудников, относительно небольшое количество закладочного материала получают при проведении по породам подземных горных выработок, а также при попутной добыче горных пород при отбойке руды. Породы, поступающие из карьеров в виде крупнокусковой массы, подлежат дроблению для удобства и эффективности их транспортирования в очистные выработки. Шлаки металлургических заводов, предназначенные к использованию в качестве закладочного материала, гранулируют (расплавленный шлак выливают в бассейны, заполненные водой, вследствие чего они превращаются в сыпучую массу гранул). Хвосты обогатительных фабрик используют для закладки выработанного пространства без предварительной обработки, однако содержание серы в них не должно превышать 8 %, чтобы обеспечивалась инертность (в пожарном отношении) образующегося закладочного массива. По способам транспортирования и размещения закладочного материала в выработанном пространстве различают следующие виды закладки: ручную, машинную, пневматическую, гидравлическую и самотечную.

Ручная закладка трудоемка и дорога, ее применяют преимущественно при разработке весьма тонких жил; машинную закладку осуществляют с использованием канатных скреперов или метательных машин (область применения — рудные тела средней мощности); гидравлическая и пневматическая закладки характеризуются наиболее высокой производительностью и применяются при разработке преимущественно рудных тел большой мощности.

При гидравлической закладке обеспечивается полная механизация процессов транспортирования пульпы (закладочного материала, смешанного в определенной пропорции с водой) по трубопроводам от смесительной установки, которая находится на поверхности или в стволе шахты, до очистного забоя и размещения пульпы в выработанном пространстве (при этом твердый компонент пульпы оседает в нем, а вода стекает в расположенные ниже выработки и откачивается на поверхность). При пневматической закладке обычно осуществляют только разбрасывание закладочного материала в выработанном пространстве, так как транспортирование его по трубопроводам связано с большим расходом сжатого воздуха и быстрым износом труб.

При самотечной закладке размещение закладочного материала в выработанном пространстве осуществляют под действием собственного веса, примером этого может служить заполнение закладочным материалом камер (при системе разработки с мага-

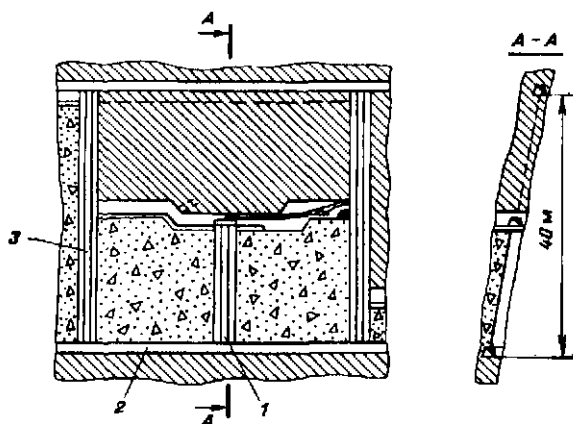


Рис. 41.26. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства:

1 — восстающий; 2 — откаточный штрек; 3 — рудоспуск

зинированием после выпуска из них всей рудной массы), производимое перед отработкой руды, которая оставлена в междуканальных целиках. Самоотечная закладка характеризуется относительной дешевизной и высокой производительностью. Крепость и устойчивость заложеного массива приобретают особо важное значение при отработке целиков и выемке руды в пределах этажа в нисходящем порядке. Необходимые крепость и устойчивость обеспечиваются при добавлении к закладочному материалу вяжущих веществ (цемента, гипса и др.) и воды, которые образуют монолитный массив. При использовании твердеющей закладки уменьшаются потери ценной руды особенно при разработке мощных месторождений на больших глубинах (без твердеющей закладки в этих условиях пришлось бы оставлять в различного рода целиках значительную часть руды).

Системы разработки с закладкой выработанного пространства применяют преимущественно при наличии крепкой руды, не теряющей устойчивости при более или менее значительных площадях обнажений, и неустойчивых вмещающих породах.

В этих условиях для крутых жил небольшой мощности широко используют систему разработки горизонтальными слоями с закладкой (рис. 41.26).

Подготовительные выработки (штреки и восстающие) закрепляют чаще сплошной крепью, так как они из-за отсутствия целиков контактируют непосредственно с выработанным пространством. Выемку руды в пределах блока осуществляют слоями

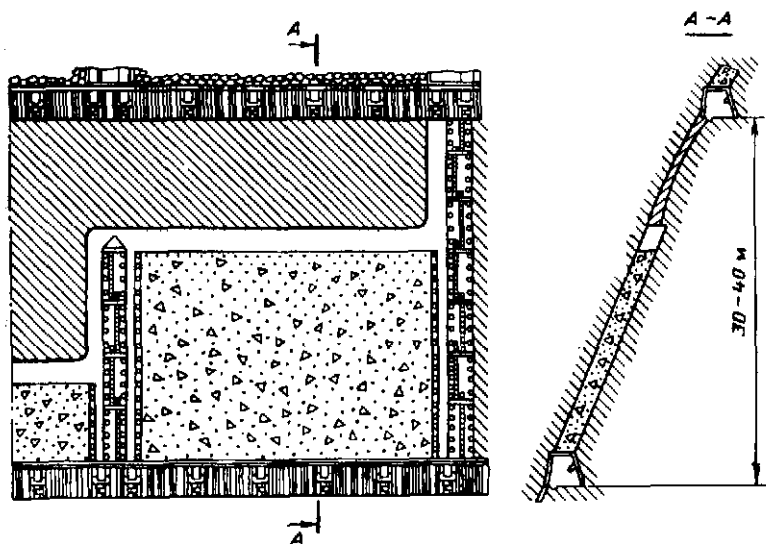


Рис. 41.27. Система разработки весьма тонких жил с раздельной выемкой руды и пород

снизу вверх, забою придают потолкоуступную форму. По мере выемки руды выработанное пространство частично заполняют закладочным материалом, поступающим в блок по восстающим из вентиляционного штрека. В середине блока возводят венцовую крепь, образующую рудоспуск, оборудованный в откаточном штреке люком. В процессе отбойки руды свободное призабойное пространство отделяют от заложенного плотным деревянным или металлическим настилом, исключающим потери и смешивание с закладочным материалом рудной мелочи.

Отбойку руды осуществляют шпуровыми зарядами, горную массу доставляют скрепером до рудоспуска, этим же скрепером вдоль выработанного пространства размещают закладочный материал, поступающий из восстающих. После выемки руды до потолочины, оставляемой для обеспечения сохранности вентиляционного штрека, выработанное пространство полностью заполняют закладочным материалом.

Система характеризуется высокой безопасностью работ, эффективным поддержанием выработанного пространства, небольшими потерями; к недостаткам ее относят значительные трудоемкость и затраты на проведение очистных работ.

На рис. 41.27 представлен один из вариантов системы разработки тонких жил с раздельной выемкой руды и вмещающих пород и закладкой выработанного пространства. Применяют эту

систему при разработке крутых жил ценных руд мощностью менее 0,6 м с сравнительно устойчивыми вмещающими породами. В этих условиях для обеспечения возможности и удобства работы в очистном забое необходимо, чтобы ширина его составляла не менее 0,8–1,0 м, что достигается в результате выемки — подработки слоя пород лежачего (или висячего) бока. При совместной выемке руды и породы они смешиваются, что приводит к увеличению разубоживания. Во избежание этого осуществляют отбойку руды и породы отдельно, придавая поперечному сечению забоя ступенчатую форму. Очередность отбойки руды и слоя пород может быть различной (обычно в первую очередь отбивают ступень забоя, характеризующуюся меньшей прочностью). Опережение ступеней, зависящее от мощности жилы и применяемых способов отбойки, обычно не превышает 0,8–1 м. Руду отбивают небольшими зарядами, размещаемыми в неглубоких шпурах, или отбойными молотками, породный слой обычно отбивают шпуровыми зарядами. Отбитую породу размещают в выработанном пространстве (т.е. ее используют в качестве закладочного материала). Таким образом не только обеспечивается устойчивость обнажений пород висячего и лежачего боков и формируется почва очистного забоя, но и отпадает необходимость выдачи породной массы из горных выработок на земную поверхность. Руду отбивают на плотный настил (из досок, железных листов или изношенных конвейерных лент), уложенный на почве забоя, и по нему вручную или скрепером доставляют к восстающему или рудоспуску, наращиваемому в середине блока по мере подвигания забоя вверх.

Безопасность работ, малые потери и незначительное разубоживание являются преимуществами этой системы, а трудоемкость, сложность производственного цикла, низкая производительность, высокие затраты на проведение очистных работ — ее недостатками.

Своеобразен вариант системы разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой, применяемый для разработки глубокозалегающих пологих залежей ценных руд (рис. 41.28). Подготовительные работы заключаются в проведении комплекса полевых штреков (откаточных, расположенных в подстилающих породах, и вентиляционно-закладочных — в породах, перекрывающих рудную залежь), восстающих, рудоспусков, а также в бурении закладочных скважин. Бурение шпуров в очистном забое и уборку из него горной массы осуществляют с использованием самоходных бурильных установок и погрузочно-транспортных машин.

Массив, образованный из затвердевшего закладочного материала, обеспечивает надежное поддержание кровли выработан-

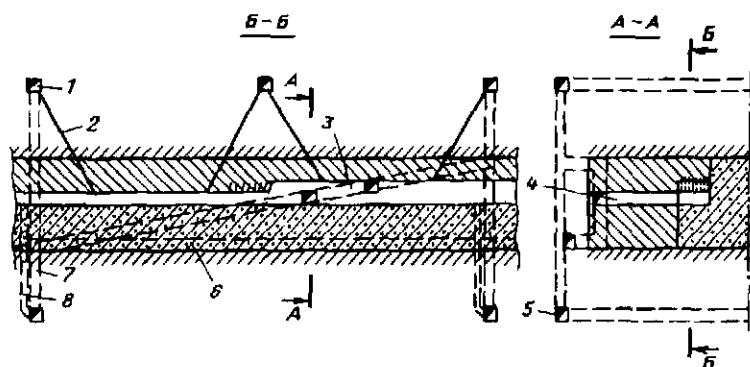


Рис. 41.28. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:
1 — вентиляционно-закладочный штрек; 2 — закладочная скважина; 3 — уклон для сообщения со слоями; 4 — слойовой штрек; 5 — откаточный штрек; 6 — штрек для сообщения с панелями; 7 — восстающий; 8 — рудоспуск

ного пространства (см. разрез А-А на рис. 41.28), образует прочную почву в очистном забое, позволяющую эффективно использовать самоходные машины, создает необходимые условия для безопасной работы и выемки руды с минимальными потерями.

Широко распространенные ранее системы разработки с креплением еще в годы довоенных пятилеток стали заменять на более эффективные системы, и в настоящее время их применяют относительно редко, главным образом, для разработки жил небольшой мощности при относительно неустойчивых вмещающих породах и рудах.

Один из вариантов системы, называемый потолкоуступной системой с распорной крепью, изображен на рис. 41.29. Эту систему применяют преимущественно для разработки крутых рудных жил мощностью до 2 м (отметим, что в ряде случаев применение этой системы не связано с необходимостью поддержания выработанного пространства крепью и последняя предназначена в основном для перемещения и работы в очистном забое людей). Объем подготовительных выработок минимальный — штреки и восстающие, отделяемые обычно от очистного пространства крепью. В кровле откаточного штрека для выпуска горной массы сооружают люки. Разработку запасов руды в пределах блока осуществляют послойно в направлении снизу вверх, забой придают потолкоуступную форму.

В выработанном пространстве горизонтальными рядами устанавливают распорную крепь. Отбойку руды осуществляют рядами, размещаемыми в горизонтальных или вертикальных шпурах. Шпуры бурят с полков, устраиваемых на распорной

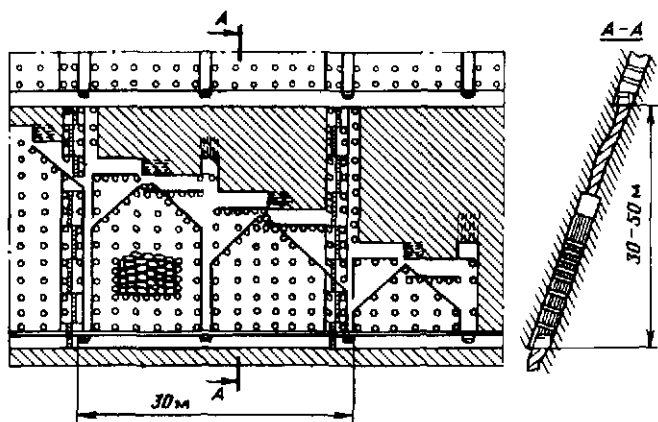


Рис. 41.29. Потолкоуступная система разработки с распорной крепью

крепю и разбираемых в призабойной части перед взрыванием зарядов. Отбитая от массива горная масса падает вниз и по наклонным настилам, называемым *крыльчатыми скатами*, перемещается к люкам.

На рис. 41.30 изображена система разработки с усиленной распорной крепью. Основное отличие этого варианта от предыдущего заключается в установке более прочной крепи, необходимой для поддержания неустойчивых боков выработанного пространства, а в ряде случаев и кровли. Для обеспечения сохранности крепи она перекрывается наклонными настилами, на которые падает отбитая горная масса и скатывается к рудоспускам.

Другие варианты системы разработки отличаются друг от друга в основном конструкцией крепи (с распорной крепью, с усиленной распорной крепью, с крепежными рамами).

Системы разработки с креплением обеспечивают выемку полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях с относительно невысокими количественными и качественными потерями. Однако этим системам присущи и существенные недостатки: высокая себестоимость добычи 1 т руды, значительная трудоемкость, большой расход лесоматериалов и повышенная опасность в пожарном отношении.

При большой мощности рудных тел или значительной неустойчивости вмещающих пород поддержание выработанного пространства крепью недостаточно эффективно, в этих случаях выработанное пространство не только закрепляют, но и заполняют закладочным материалом. Такие системы называют система-

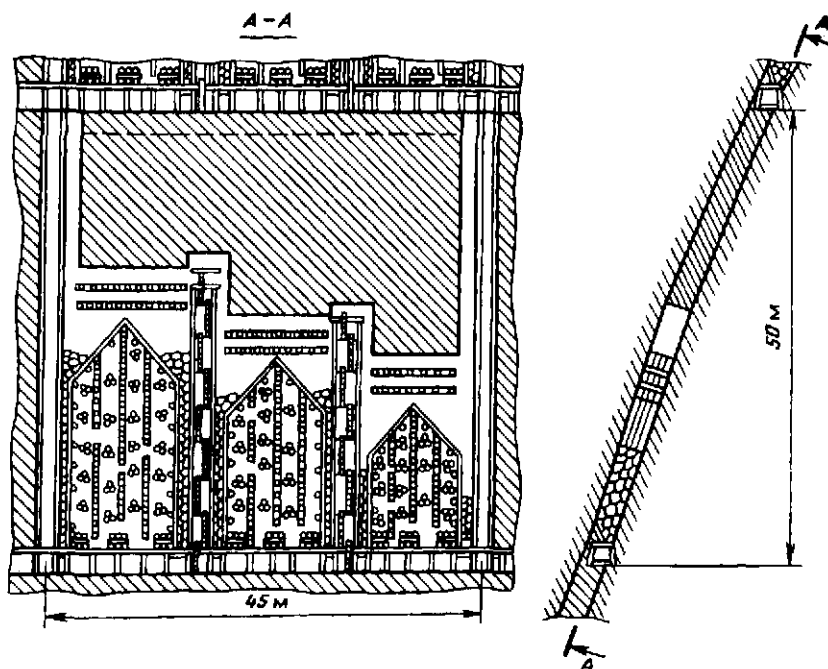


Рис. 41.30. Система разработки с усиленной распорной крепью

ми с креплением и закладкой выработанного пространства. Закладку закрепленного выработанного пространства осуществляют без изъятия крепи, закладочный материал размещают преимущественно самотечным и машинным способами.

При закладке выработанного пространства увеличиваются затраты на проведение работ, однако обеспечивается более надежное поддержание выработанного пространства, повышается безопасность труда в очистных забоях и снижается пожароопасность системы.

Системы разработки с обрушением вмещающих пород при естественном или искусственном поддержании части выработанного пространства. Искусственно вызываемое обрушение вмещающих пород, являющееся следствием выемки руды, — отличительная особенность систем разработки, объединенных в этом классе. Обрушаемыми породами (преимущественно перекрывающими рудное тело или образующими его висячий бок) в одних системах заполняют не все выработанное пространство (часть его, временно поддерживаемую крепью, сохраняют незаполненной и из нее продолжают выемку руды), в других — заполняют все выработанное пространство, а рядом с ним ведут обрушение руды,

вслед за которым обрушают вмещающие породы. Системы этого класса применимы для разработки мощных рудных тел, залегающих в относительно неустойчивых вмещающих породах; среди них выделяют системы разработки со слоевым, подэтажным и этажным обрушением.

Систему разработки со слоевым обрушением применяют для отработки преимущественно крутых мощных залежей с неустойчивой рудой и вмещающими породами. Незначительные потери при достаточно высокой себестоимости добычи 1 т руды обуславливают целесообразность применения этой системы для разработки месторождений ценных руд цветных металлов.

Этаж подготавливают полевыми и рудными штреками, ортами и пройденными по оси проектируемых вкрест простирания блоков полевыми и рудными восстающими. Выемку руды в блоке осуществляют слоями в направлении сверху вниз, при этом к нарезным выработкам относят слоевые орты, проводимые от рудного восстающего до висячего бока. В готовом к отработке слое выемку руды осуществляют заходками, все подготовительные и нарезные выработки проходят с креплением, заходки также крепят. Проведение заходов, являющееся основной операцией очистной выемки руды, выполняют с применением буровзрывных работ, уборку горной массы из заходов и доставку ее по слоевым ортам до рудоспускных отделений восстающих производят скреперами. На почве проведенных до боковых границ блока заходок укладывают настил из бревен, после этого крепь заходок частично подрывают или извлекают, и порода кровли с элементами крепи и настилов, накопившихся при выемке вышележащих слоев руды и образовавших так называемый «мат», обрушается. Назначение мата заключается в разделении обрушившейся породы и руды нижележащего слоя, что предотвращает разубоживание последней.

Обрушение пород осуществляют по мере выемки руды из двух-трех заходов; после обрушения горное давление передается на нижележащую руду, что облегчает поддержание (крепление) последующих проводимых в слое заходов. По мере выемки руды в одном слое очистные работы производят в слое, расположенном ниже. Для интенсификации проветривания выработок, располагающихся в слое, необходимо использовать вентиляторы местного проветривания.

Другие варианты этой системы отличаются в основном числом и расположением комплекса подготовительных и очистных выработок, конструкцией крепи.

Системы разработки со слоевым обрушением характеризуются невысокими потерями и разубоживанием, затраты на проведение работ меньше, чем при системах с креплением и закладкой,

применяемых в аналогичных горно-геологических условиях; к недостаткам относят невысокую производительность труда и пожарную опасность.

Системы разработки с подэтажным обрушением имеют более широкую область применения; их используют для разработки месторождений средней мощности и мощных с рудами различной крепости и устойчивости и предпочтительно с малоустойчивыми вмещающими породами.

В этих системах выделяют варианты с древесным матом, гибким металлическим перекрытием и без них.

Часто применяемая ранее система разработки с подэтажным обрушением и использованием древесного мата схожа с системами разработки со слоевым обрушением; различие заключается в том, что высоту слоя руды принимают больше высоты нарезных ортов (штреков) и заходок, поэтому над этими выработками располагается потолочина высотой 2–4 м. В связи с этим эффективность очистных работ возрастает, вслед за выемкой руды в заходке, обрушают потолочину, причем обрушаемую руду убирают из заходки до обрушения мата и налегающих пород. Значительные потери и разубоживание руды, неизбежные при этих процессах, привели к тому, что в настоящее время эту систему применяют только при разработке месторождений, имеющих небольшую мощность.

Отличительная особенность систем разработки с подэтажным обрушением без мата заключается в том, что отработку подэтажей осуществляют непосредственно под обрушенной породой. При этом для снижения (относительно высоких) потерь и разубоживания увеличивают высоту подэтажей, которую в различных вариантах системы принимают от 12 до 30 м.

В процессе подготовительных работ проводят довольно большое число выработок, этажных полевых штреков, подэтажных ортов и штреков, а также восстающих.

При этом подэтаж, в свою очередь, разделяют на панели. Выемку руды в панелях осуществляют различными способами, наиболее распространенным из которых является *закрытый веер*.

В этом случае руду из панели вынимают посекционно, по оси панели проводят подэтажную выработку (орт или штрек), из которой в пределах каждой секции проходят две наклонные дучки, соединяемые сверху поперечной сбойкой. В кровле сбойки выбуривают комплект скважин с таким расчетом, чтобы после взрыва зарядов заполненное горной массой пространство секции с боков и сверху отделялось от обрушенных пород временным целиком. Горную массу через дучки выпускают в подэтажную выработку, в которой она доставляется скрепером до рудоспуска, целик руды

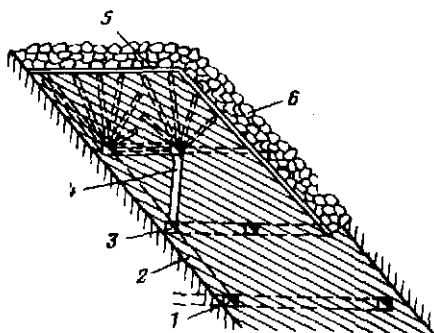


Рис. 41.31. Вариант системы разработки с подэтажным обрушением: 1 — откаточный штрек; 2 — восстающий; 3 — подэтажный штрек; 4 — рудоспускная выработка; 5 — гибкое металлическое перекрытие; 6 — отработанный монтажный слой

отрабатывают посредством обрушения с некоторым отставанием. Причем выпуск рудной массы осуществляют под обрушенными налегающими породами (выпуск заканчивают, когда разубоживание достигает наибольшей допустимой величины).

Аналогичным образом осуществляют выемку руды в следующей секции панели и с опережением или отставанием в других панелях вплоть до полной отработки запасов руды в подэтаже.

Система характеризуется высокой производительностью работ, но одновременно и значительными разубоживанием и потерями.

Для снижения разубоживания на некоторых рудниках получила применение система разработки с подэтажным обрушением и гибким металлическим перекрытием (ГМП), один из вариантов этой системы представлен на рис. 41.31. Выемку руды при этом варианте осуществляют в две стадии: сначала в располагаемом по контакту с висячим боком монтажном слое (на почве которого монтируют ГМП из полосовой стали или сетки), а затем под защитой перекрытия в подэтаже с использованием взрывных скважин.

Появление систем с этажным принудительным обрушением можно рассматривать как результат дальнейшего развития систем с подэтажным обрушением. Сущность этих систем разработки заключается в отбойке зарядами во взрывных скважинах руды в блоке на всю высоту этажа и выпуске рудной массы из блока, осуществляемом под обрушенными вмещающими породами. Для размещения обрушаемой руды обычно в блоке предварительно образуют так называемые *компенсационные* камеры, параметры которых определяют исходя из значений коэффициента разрыхления руды при отбойке. Камеры бывают вертикальными, расположенными в боковой стенке рудного массива, подлежащего отбойке, или горизонтальными, подсекающими этот массив.

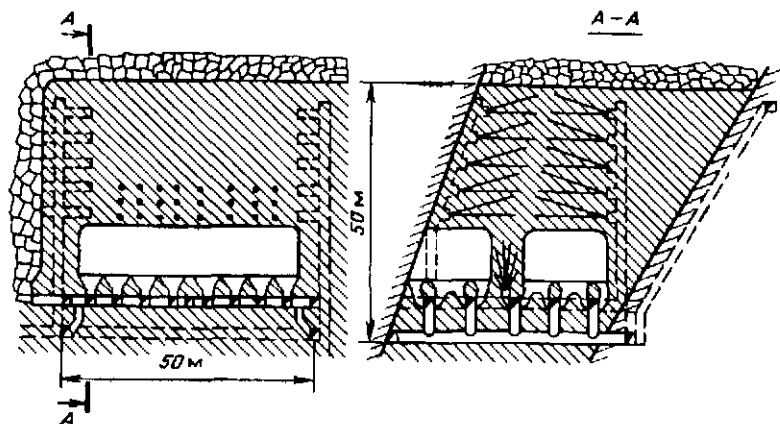


Рис. 41.32. Система разработки с этажным принудительным обрушением

Этажное принудительное обрушение применяют для разработки мощных залежей относительно устойчивых руд; при устойчивых вмещающих породах необходимо осуществлять принудительное обрушение кровли при взрывании зарядов, размещенных в скважинах или минных выработках, что, естественно, усложняет и удорожает добычные работы.

На рис. 41.32 изображен один из вариантов системы с горизонтальными компенсационными камерами. Для обеспечения безопасности работ компенсационную камеру разделяют на части временными целиками. Обрушение руды начинают с взрывания зарядов в скважинах целика, вслед за которыми поинтервально взрывают скважины в расположенном выше массиве руды. По мере выпуска руды породы кровли обрушаются, заполняя освобождающееся пространство.

Системы разработки с этажным принудительным обрушением характеризуются высокими технико-экономическими показателями.

Системы разработки с этажным самообрушением отличаются от рассмотренных ранее систем тем, что подсекаемый снизу массив руды обрушается под действием собственного веса. Связи этого массива с окружающими породами и рудой предварительно ослабляют, проводя комплекс оконтуривающих выработок и обеспечивая, кроме того, более точные контуры выемки. Режим выпуска рудной массы из камеры в известной мере влияет на интенсивность обрушения, а также величину потерь и разубоживания. Вслед за выпуском рудной массы в освобождающееся выработанное пространство обрушаются налегающие породы.

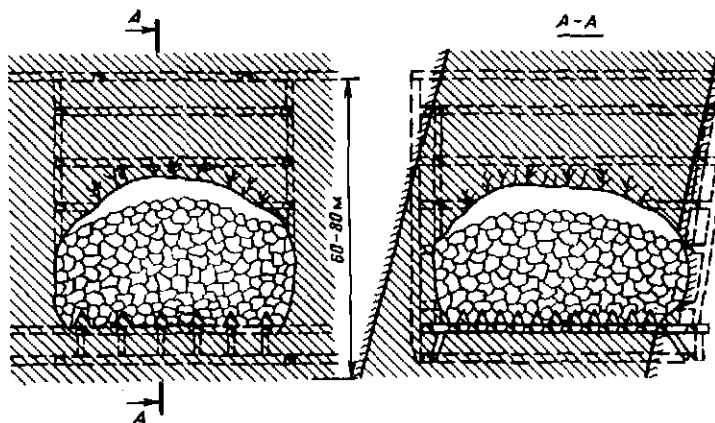


Рис. 41.33. Система разработки с этажным самообрушением

Один из вариантов системы представлен на рис. 41.33.

Оптимальные условия применения этой системы обеспечиваются при относительно некрепкой руде, которая разбита густой сетью трещин и прослоек и залегает в виде мощных, крутых тел в сравнительно неустойчивых породах. Значительные потери ограничивают область применения системы преимущественно рудами невысокой ценности.

§ 7. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ (УГОЛЬНЫХ) МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Системы разработки пластовых месторождений можно разделить на два класса: системы разработки без разделения пласта на слои и системы разработки с разделением пласта на слои.

Системы разработки первого класса характеризуются тем, что выемку полезного ископаемого из пласта осуществляют одновременно на всю его мощность, среди систем этого класса выделяют сплошные и столбовые.

Характерной особенностью систем второго класса является послойная выемка полезного ископаемого из мощных пластов.

Разделение пласта на слои необходимо в связи с затруднениями, связанными с одновременной выемкой полезного ископаемого на всю мощность. Пласты разделяют по наклонным или горизонтальным плоскостям, в связи с этим выделяют системы разработки наклонными (рис. 41.34, а), горизонтальными (см. рис. 41.34, б) и поперечно-наклонными (см. рис. 41.34, в) слоями.

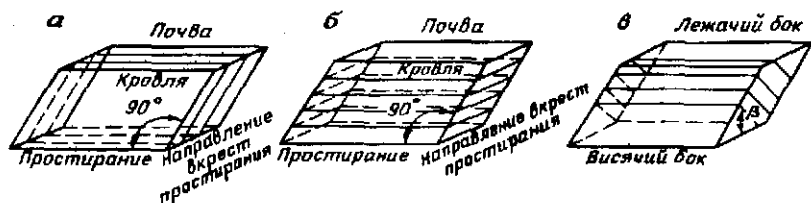


Рис. 41.34. Разделение пластов на наклонные (а), горизонтальные (б) и поперечно-наклонные (в) слои

Системы разработки без разделения пласта на слои. Различие между сплошными и столбовыми системами заключается в том, что при сплошных системах в выемочном поле производят одновременно подготовительные и очистные работы, причем забой основных подготовительных (штреков) и очистных выработок (лав) подвигаются в одном направлении, а при столбовых системах в пределах выемочного поля подготовительные и очистные работы ведут независимо друг от друга (подготовительные выработки проводят до начала очистных работ).

Сплошные системы разработки. Небольшая или реже средняя мощность пологих, наклонных или крутых пластов, характеризующихся относительно выдержанными элементами залегания, является наиболее благоприятным условием применения сплошных систем разработки. В зависимости от угла падения пластов подготовку выемочных полей осуществляют по панельной или этажной схеме. Транспортные штреки по полезному ископаемому проводят узким или широким забоем, в некоторых случаях проводят полевые штреки в лежачем боку пласта. При сплошных системах штреки располагаются в зоне, подверженной воздействию очистных работ, и охрану их от воздействия горного давления осуществляют бутовыми полосами, целиками полезного ископаемого и искусственными сооружениями (органной, костровой, кустовой крепями или литыми полосами из быстротвердеющих материалов).

В зависимости от размеров выемочного поля по падению пласта может располагаться одна, две или три лавы, в связи с чем выделяют системы лава-этаж или системы с разделением этажа на подэтажи.

На рис. 41.35 изображена сплошная система лава-этаж, прямолинейный очистной забой (лава) которой расположен по линии падения пологого или наклонного пласта.

Подготовительные выработки (откаточный и вентиляционные штреки) проводят от капитального бремсберга; к нарезным выработкам относят так называемую разрезную печь, расположен-

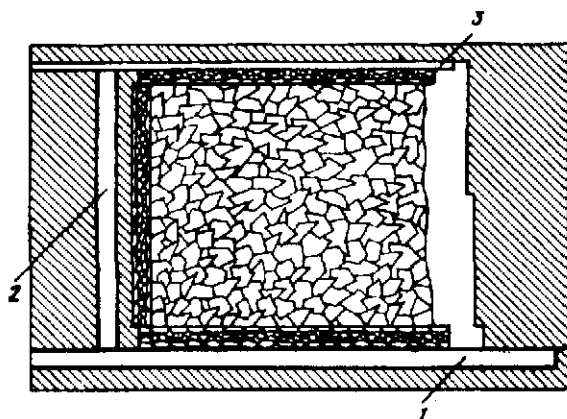


Рис. 41.35. Сплошная система разработки лава-этаж:
1 — откаточный штрик; 2 — бремсберг; 3 — вентиляционный штрик

ную параллельно бремсбергу, расширение этой печи в процессе очистных работ превращает ее в лаву. Выемку угля осуществляют комбайнами, струтами или с использованием взрывных работ, доставку — конвейерами. Поддержание призабойного пространства выполняют посредством крепи, управление горным давлением — полным или частичным обрушением пород кровли или закладкой выработанного пространства.

При этой, как и при других системах, в очистном забое все большее применение находят комплексы оборудования, предназначенные для механизации отбойки угля, навалки его на конвейер, доставки по лаве с погрузкой на транспортные средства в откаточных выработках, крепления призабойной части выработанного пространства, передвижки крепи и забойного конвейера вслед за подвигающимся забоем и частичной механизации вспомогательных операций.

Сплошная система разработки крутых пластов с разделением этажа на подэтажи приведена на рис. 41.36. Отметим, что забой лавы, расположенный вдоль линии падения крутого пласта, может иметь потолкоуступную или прямолинейную форму, первую формируют при отбойке угля отбойными молотками, вторую — комбайнами.

Сплошные системы характеризуются минимальным объемом подготовительных выработок и числом тупиковых забоев, последнее приобретает особое значение при разработке газообильных пластов. К основному недостатку систем относят значительные расходы на ремонт подготовительных штриков, расположенных в зоне влияния очистных работ.

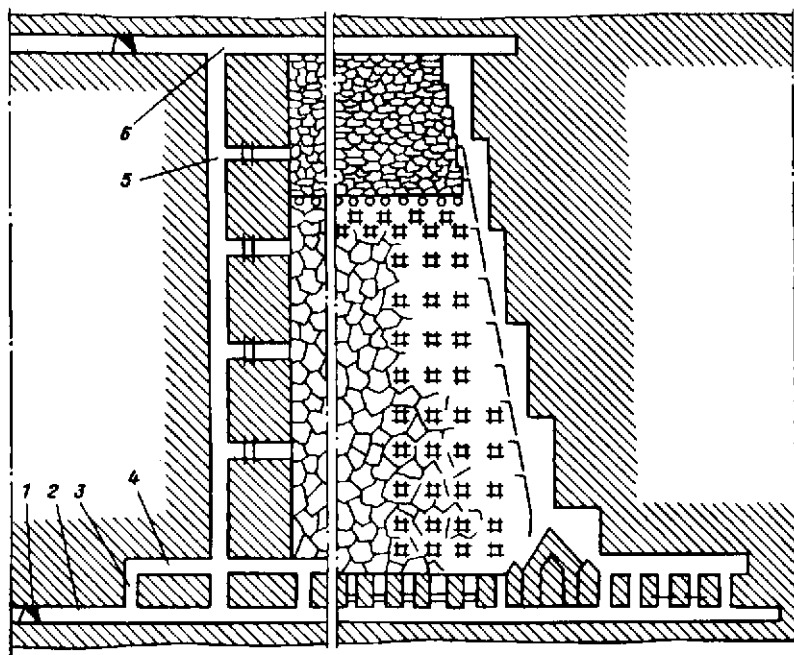


Рис. 41.36. Сплошная система лава-подэтаж:

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

Столбовые системы разработки. При разработке пластов средней мощности поддержание подготовительных выработок, расположенных вблизи выработанного пространства, связано со значительными трудностями, кроме того, при этом возрастают потери угля. В этих условиях эффективность применения столбовых систем увеличивается, так как основные подготовительные выработки, проводимые в шахтном поле, располагаются в нетронutom массиве угля и погашаются по мере попадания их в зону влияния очистных работ.

В процессе проведения подготовительных выработок получают дополнительную геологическую информацию, обеспечивающую впоследствии более устойчивую добычу в пределах выемочного поля. Это поле разделяют подготовительными выработками на части, называемые столбами. Столбовые системы в последнее время получают все более широкое распространение на пластах средней и малой мощности с различными углами падения. Главные оси столбов, определяющие направление движения очистных забоев, ориентируют по линии простирания или падения. Выделя-

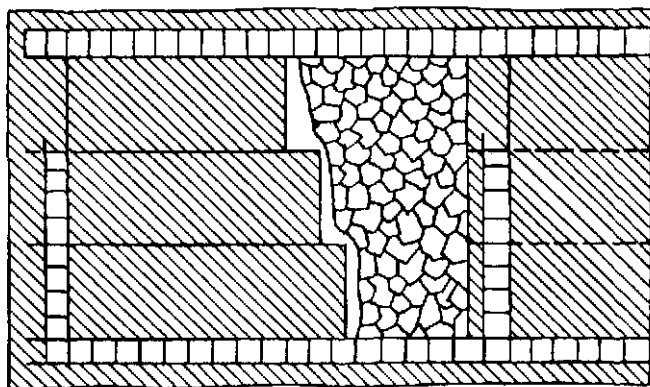


Рис. 41.37. Система разработки столбами по простираанию

ют системы с длинными и короткими столбами (последние применяют редко).

На рис. 41.37 приведен вариант системы разработки длинными столбами по простираанию с выдачей угля на передний участковый бремсберг. В процессе подготовки этажа проводят откаточный и вентиляционный штреки, в пределах этажа пласт разделяют на выемочные участки бремсбергами, между которыми проводят подэтажные штреки, разделяющие его на длинные столбы. Выемку угля в столбах начинают с проведения разрезных печей, которые расширяются, образуя лавы в очистных забоях при сплошных системах. Уголь, добываемый в лавах верхних столбов, доставляют по подэтажным штрекам до переднего бремсберга (фронт очистных работ перемещается от правого к левому бремсбергу), уголь, поступающий из лав нижнего столба, выдают непосредственно на откаточный штрек. Отставание лав нижних подэтажей по отношению к верхним предотвращает преждевременную деформацию переднего бремсберга в его рабочей части.

При столбовых системах (по сравнению со сплошными) разработка упрощается, затраты на поддержание штреков снижаются, однако неизбежно увеличиваются число и объем подготовительных выработок, кроме того, возрастают потери угля.

Своеобразны системы разработки мощных (до 10 м) крутых пластов длинными столбами по падению с щитовым перекрытием (рис. 41.38).

При этой системе разработки в пределах этажа шахтное поле делят на выемочные поля, в которых после проведения откаточного и вентиляционного штреков выделяют щитовые столбы,

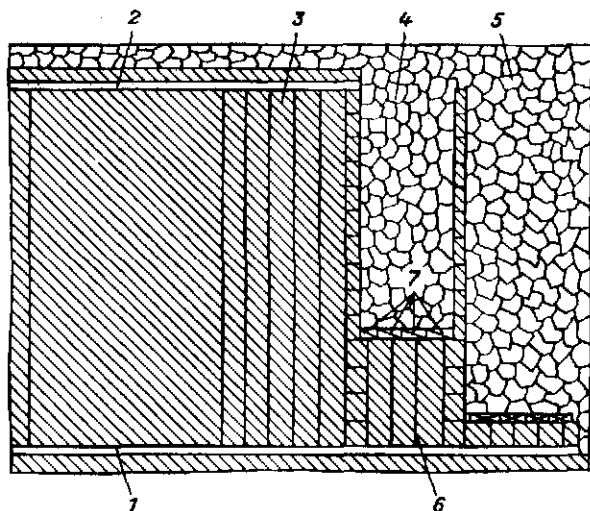


Рис. 41.38. Щитовая система разработки:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — подготовляемый столб; 4 — вынимаемый столб; 5 — отработанный столб; 6 — углеспускная печь; 7 — щит

проводя их в границах ходовые и углеспускные печи (печи диаметром 900 мм выбуривают бурсобоечными машинами, ходовые печи затем расширяют и оборудуют лестницами). Вентиляционный штрек, расположенный в верхней части щитового столба, расширяют на всю мощность пласта, образуя рассечку (камеру) для монтажа щита, обычно представляющего собой перекрытие из нескольких рядов связанных металлических рам, скрепленных бревнами. На смонтированный щит обрушивают налегающие породы.

Выемку угля в столбе осуществляют обычно с помощью буровзрывных работ, расширяя канавообразную выработку, пройденную под щитом, при этом щит удерживается на целиках угля, оставляемых у висячего и лежащего боков. Отбиваемый уголь доставляют по углеспускным печам до откаточного штреха. После проведения в почве очистного забоя очередной канавы взрывают опорные целики угля и щит под действием веса обрушенных пород, перемещается вниз, затем цикл расширения канавы и посадки щита повторяют. Значительные объем нарезных выработок и потери угля и в связи с этим пожарная опасность являются основными недостатками столбовых систем разработки с щитовыми перекрытиями.

Системы разработки с разделением пласта на слои. Ранее была рассмотрена столбовая система с щитовыми перекрытиями, по-

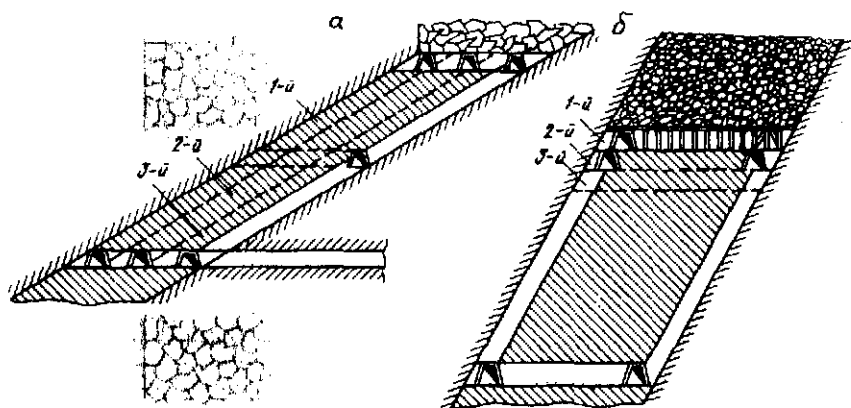


Рис. 41.39. Разделение пласта на наклонные (а) и горизонтальные (б) слои (1–3 номера слоев)

звляющая разрабатывать мощные пласты угля без разделения на слои, однако область применения этой системы ограничена. Пласты большой мощности с различными углами падения, залегающие на более или менее значительных глубинах и характеризующиеся углями небольшой крепости и склонностью к самовозгоранию, не могут разрабатываться шитовыми системами; их отработывают с разделением по мощности на слои (рис. 41.39). Толщину слоя выбирают с учетом условий залегания и технико-экономических показателей добычных работ, по правилам безопасности она не должна быть более 3,5 м. При такой мощности слоя не вызывают осложнений крепление призабойного пространства и управление кровлей, каждый слой угля отработывают отдельно, как пласт средней мощности. Слои разрабатывают поочередно или одновременно с определенным опережением очистных забоев смежных слоев. Порядок выемки может быть нисходящим (слои вынимают в порядке их номеров — 1-й, 2-й, 3-й) или восходящим (3-й, 2-й и 1-й), слои разрабатывают с обрушением кровли или с полной закладкой выработанного пространства, обрушение предопределяет нисходящий порядок отработки, при закладке выработанного пространства порядок разработки может быть восходящим и нисходящим.

Очистные работы в слое производят так же, как и в пластах средней мощности, разрабатываемых без разделения на слои, по схемам, аналогичным столбовым системам.

Словые системы характеризуются значительными объемом нарезных работ и потерями угля при разработке с обрушением кровли, или трудностями, связанными с проведением закладочных работ.

§ 8. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Системы разработки россыпных месторождений в значительной мере схожи с системами разработки горизонтальных или пологих угольных пластов небольшой и средней мощности. Различают сплошные, столбовые и камерные системы. Столбовые системы отличаются от сплошных большим объемом подготовительных и нарезных выработок, а камерные, — кроме того, оставляемыми в выработанном пространстве целиками песков между очистными забоями.

Сплошные системы, называемые иногда системами разработки лавами, применяют при относительно устойчивых породах кровли, наиболее характерных для мерзлых россыпей.

На рис. 41.40 представлен наиболее простой вариант сплошной системы разработки. Запасы шахтного поля вскрыты наклонным стволом, из которого в обе стороны к флангам проводят основной транспортный штрек. Нарезными выработками являются рассечки, проводимые вкрест простирания на всю ширину россыпи и соединяющиеся с поверхностью вентиляционными шурфами. Из рассечек формируют очистные лавы, выемку песков в которых производят от границ шахтного поля к середине. Пески, отбиваемые шпуровыми зарядами, доставляют по лаве скреперами, призабойное пространство поддерживают деревянными (редко металлическими) стойками, кустовой или органной крепью, управление горным давлением осуществляют посредством обрушения кровли.

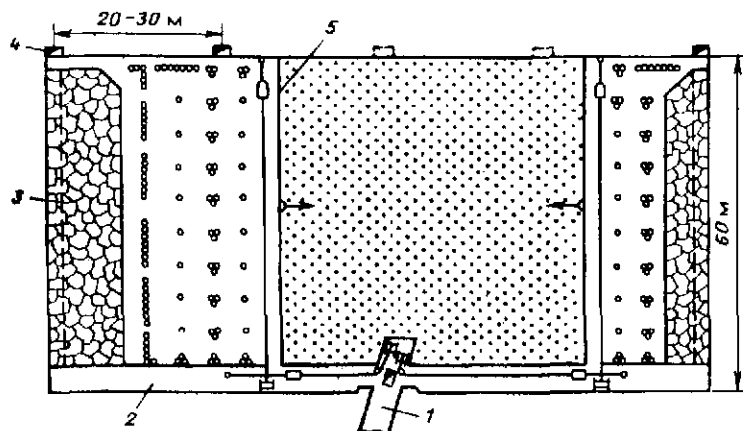


Рис. 41.40. Сплошная система разработки россыпи:

1 — наклонный ствол; 2 — транспортный штрек; 3 — рассечка; 4 — вентиляционный шурф; 5 — очистная лава

Приведенный вариант системы обеспечивает достаточную длину очистных забоев при значительной (более 40—50 м) ширине россыпи; при небольшой ширине шахтного поля применяют сплошные системы разработки с так называемым радиальным продвижением лав.

При разработке талых и мерзлых россыпей наиболее широко используют столбовые системы, при которых в выемочном участке в процессе подготовки проводят основной откаточный и (при значительной ширине шахтного поля) параллельные штреки, кроме того, панели разделяют на столбы нарезными выработками-рассечками (просечками), размеры столбов выбирают в зависимости от устойчивости пород.

При столбовой системе разработки, применяемой в устойчивых (мерзлых) породах, буровзрывную отбойку песков осуществляют в длинных забоях по всей ширине столба с опережением или отставанием от соседних столбов, общее направление выемки — от флангов и боков шахтного поля к его центральной части. Призабойное пространство поддерживают крепью, вслед за продвижением очистных забоев производят посадку кровли. При неустойчивых породах выемку песков в столбах чаще осуществляют заходками, которые закрепляют сплошными неполными рамами. При разработке валунистых россыпей выработанные заходки до обрушения кровли частично закладывают валунами.

При отработке мерзлых россыпей, характеризующихся большой выемочной мощностью продуктивных пластов (3 м и более), применяют камерные системы. В подготовленном по аналогии со столбовыми системами шахтном поле выемку песков в каждом столбе осуществляют не на всю ширину столба, а оставляют в его боковой стенке сплошной (ленточный) целик или ряд сближенных столбовых целиков. Таким образом, управление кровлей обеспечивается образующейся между камерами сетью опорных целиков.

В тех случаях, когда выемочная мощность пласта превышает 3 м, очистному забою в камере придают уступную форму, при которой улучшаются наблюдение и оборка кровли камеры, совмещение процессов бурения и уборки, обеспечивает ускорение темпов разработки камерных запасов. При разработке высокольдистых россыпей для временного поддержания образующихся в кровле камеры заколов устанавливают крепь, после выемки песков в камере кровлю не обрушают.

ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 1. СУЩНОСТЬ И ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Ряд существенных преимуществ открытой (по сравнению с подземной) добычи твердых полезных ископаемых определяют интенсивность и масштабы развития этого способа разработки месторождений.

Преимущества открытой разработки месторождений рассматриваются в социальном, технологическом и экономическом аспектах: при этом способе добычи обеспечивается высокая степень безопасности работ, улучшаются условия труда, повышается его производительность, достигается возможность наиболее полной и комплексной механизации производственных процессов, снижаются количественные и качественные потери, а также затраты на добычу полезных ископаемых.

К отрицательным характеристикам открытой разработки месторождений следует отнести более существенное (по сравнению с подземной разработкой) негативное влияние ее на окружающую природную среду и некоторую зависимость эффективности работ от климатических условий (особенно в северных районах).

Открытым способом добывают почти все твердые полезные ископаемые и сырье для производства строительных материалов. Комплекс открытых горных выработок называют *карьером* или *разрезом*, последний термин часто применяют при разработке угольных и россыпных месторождений.

Рациональная область применения открытого способа разработки при современном состоянии технологии горных работ ограничивается геологическими и горнотехническими условиями, глубиной залегания месторождения в пределах от десятков до сотен метров.

При открытой разработке месторождений добычные работы сопровождаются выдачей на поверхность или перемещением в горных выработках большего или меньшего количества покрывающих и вмещающих залежи полезного ископаемого пород, называемых *вскрышными*.

Для установления максимальной глубины открытой разработки (нижней границы карьера, при которой открытая разработка по сравнению с подземной будет целесообразной) осуществляют соответствующие технико-экономические расчеты.

При этом вводят понятие так называемого *коэффициента вскрыши*, представляющего собой отношение количества вскрышных пород к единице добываемого полезного ископаемого. При проектировании рудных карьеров пользуются коэффициентом вскрыши, определяемым из соотношения объемов вынимаемых вскрышных пород и полезного ископаемого, применительно к пластовым месторождениям коэффициент вскрыши часто определяют по объему вскрышных пород, приходящемуся на 1 т полезного ископаемого.

В процессе разработки месторождений открытым способом выемку пород и полезных ископаемых производят послойно в нисходящем порядке с отставанием выемки в каждом расположенном ниже слое. Вследствие этого в массиве горных пород образуются уступы и формируется ступенчатая поверхность выработанного пространства.

Горизонтальные поверхности уступа, ограничивающие его высоту, называют верхней и нижней площадками. Если на этих площадках располагается действующее горное оборудование, то они называются *рабочими площадками* и уступы между этими площадками также называют *рабочими уступами*. Наклонная поверхность уступа (разрабатываемая на рабочих уступах) называется *откосом*, угол наклона откоса выбирают исходя из устойчивости пород и высоты уступа (при неустойчивых породах и высоких уступах он уменьшается).

Образованные площадками и откосами ступенчатые боковые поверхности называют *бортами карьера*. Линия, ограничивающая выработанное пространство на уровне земной поверхности, называется *верхним контуром*, а на уровне подошвы выработки — *нижним контуром* карьера. Угол наклона линии, проведенной в вертикальной плоскости между нижним и верхним контурами, является *углом откоса борта карьера*, который меняется в пределах от 10 до 45°.

В соответствии с положением залежей полезных ископаемых по отношению к земной поверхности выделяют следующие типы открытых разработок:

1) поверхностные, осуществляемые при горизонтальных и пологих неглубоко залегающих залежах, глубина карьеров обычно не превышает 50 м;

2) глубинные, характерные для наклонных и крутых средней мощности и мощных залежах, глубина карьеров может достигать 600—800 м;

3) нагорные, осуществляемые при залежах, расположенных выше господствующего уровня поверхности, глубина карьеров может быть различной;

4) нагорно-глубинные, осуществляемые при залежах, располагающихся выше и ниже господствующего уровня поверхности, глубина карьеров может быть различной.

Для рудных месторождений наиболее характерны разработки глубинного и нагорного типов, для угольных месторождений — поверхностного и в меньшей степени глубинного, для месторождений сырья для производства строительных материалов и россыпных — поверхностного.

§ 2. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Принципиальных отличий между открытой разработкой рудных (нерудных) и пластовых месторождений не существует, различия в условиях залегания полезных ископаемых и физических характеристиках пород, оказывая более или менее значительное влияние на производственные процессы, тем не менее не меняют общих технологических схем производства работ.

Освоение разведанных месторождений начинают с подготовительных работ, в процессе подготовки осуществляют целый ряд мероприятий по осушению обводненных частей карьерных полей, выводу поверхностных водных источников за пределы горного отвода, трассировке будущих транспортных коммуникаций с планировкой поверхности, удалению лесного и кустарникового покрова, снятию и хранению или использованию плодородного почвенного слоя с территорий, подлежащих нарушению.

Из этих работ необходимо выделить осушение месторождений для улучшения гидрогеологической обстановки в районе открытой разработки. Значимость этих работ определяется тем, что обводненность осложняет и удорожает строительство и эксплуатацию карьеров, снижает устойчивость обнажаемых массивов песчаных, мягких и трещиноватых полускальных пород и повышает опасность проведения горных работ.

В период горно-строительных работ осуществляют вскрытие месторождения и удаление части вскрышных пород для обеспечения подготовки и разработки вскрышных запасов.

Вскрытие в процессе горно-строительных работ заключается в проведении горных выработок — в основном наклонных траншей, в которых прокладывают транспортные коммуникации, связывающие с земной поверхностью места производства дальнейших горных работ.

В пределах вскрытого слоя (горизонта) осуществляют производство горно-подготовительных работ, сводящихся к расчистке карьерного поля горизонтальной разрезной траншеей для создания

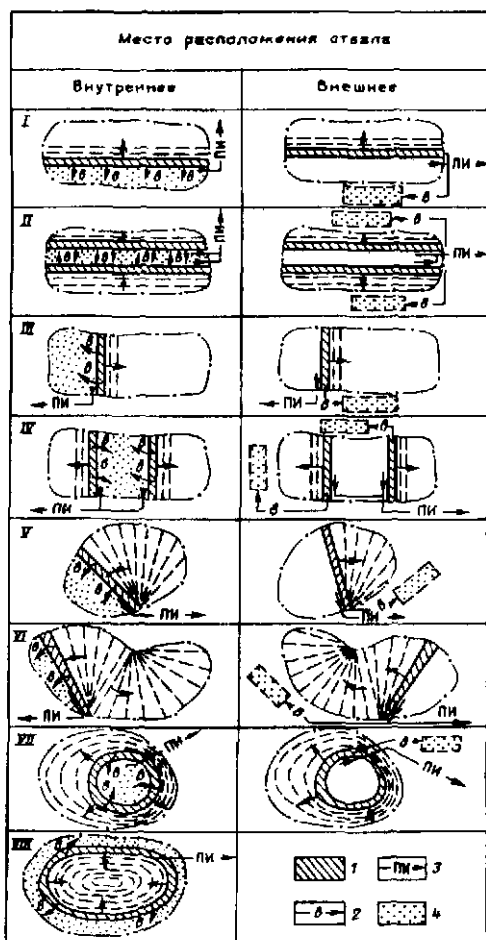


Рис. 42.1. Сплошные системы открытой разработки месторождений:

1 — рабочая зона карьера; 2 и 3 — соответственно направление перемещения вскрышных пород и полезного ископаемого; 4 — отвалы вскрышных пород; I-II — продольные системы (I — однобортная, II — двухбортная); III-IV — поперечные (III — однобортная, IV — двухбортная); V-VI — веерные (V — центральная, VI — расщепочная); VII-VIII — кольцевые (VII — центральная, VIII — периферийная)

первоначального фронта очистных работ, наряду с этим в горно-подготовительные работы включают и вскрытие очередных (нижерасположенных) запасов месторождения. После проведения разрезной траншеи в подготовленном слое осуществляют добычные работы.

В процессе эксплуатации месторождения планомерно продолжают вскрышные, горно-подготовительные и добычные работы.

С завершением разработки разведанных запасов или с переходом на подземный способ добычи открытые горные работы заканчивают.

В процессе открытой разработки или после нее проводят работы по восстановлению нарушенных территорий земной поверхности. Виды открытых разработок приведены на рис. 42.1.

Производственные процессы. Основными производственными процессами при открытой разработке месторождений являются: выемка, погрузка и транспортирование горных пород, а также отвальные работы.

Выемка и погрузка горных пород. Отделение горных пород от массива (называемое обычно *отбойкой* при исполь-

зовании взрывчатых веществ и *выемкой* — при использовании различных «выемочных» машин) осуществляют при подготовке поверхности, проведении вскрывающих выработок и в наибольших масштабах при вскрышных и добычных работах.

Отбойку скальных пород с пределом прочности на сжатие более 50 МПа производят в основном зарядами ВВ в скважинах диаметром от 150 до 300 мм и длиной 10–20 м, сравнительно редко взрывную отбойку пород осуществляют зарядами ВВ в шпурах или минных выработках.

Бурение взрывных скважин при вскрышных и добычных работах выполняют, как правило, самоходными станками шарошечного бурения. Скважины располагают рядами вдоль откоса разрабатываемого уступа (рис. 42.2), длина скважин обычно на 10–12 % превышает высоту уступа (так называемый перебур необходим для лучшего разрушения породы в подошве уступа). Бурение наклонных (под углом 60°) взрывных скважин улучшает качество дробления и обеспечивает снижение расхода ВВ.

Параметры буровзрывных работ рассчитывают с учетом формирования компактного развала горной массы и качественного ее дробления. В скважинах размещают сплошные колонковые или рассредоточенные заряды, последние обеспечивают более равномерное дробление пород. Для взрывных работ широко используют сыпучие гранулированные и водонаполненные ВВ, область порошкообразных ВВ обычно ограничивают вторичным дроблением негабаритных кусков породы. Зарядка скважин преимущественно механизирована, основными средствами взрывания являются детонирующий шнур и электродетонаторы. Порядок взрывания рядов скважин может быть мгновенным или короткозамедленным.

Сыпучие, мягкие, плотные и полускальные породы с пределом прочности на сжатие до 50 МПа, а также скальные трещиноватые породы отделяют от массива выемочными машинами — экскаваторами, колесными скреперами, бульдозерами и одноковшовыми погрузчиками.

Наиболее распространенными выемочными машинами являются экскаваторы: драглайны, прямые механические лопаты, роторные и цепные многоковшовые.

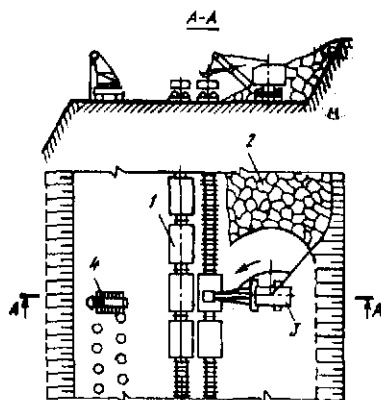


Рис. 42.2. Рабочая площадка уступа: 1 — думпкары; 2 — взорванная горная масса; 3 — экскаватор; 4 — буровой станок

Выемку пород экскаваторами обычно совмещают с погрузкой горной массы на транспортные машины.

Прямые механические лопаты применяют преимущественно для выемки мягких и плотных пород, они являются также основным оборудованием для загрузки скальных горных пород, предварительно отделенных от массива и разрыхленных с помощью взрывчатых веществ.

Драглайны и многоковшовые экскаваторы применяют главным образом для выемки рыхлых и мягких пород; роторными экскаваторами осуществляют выемку различных пород — от рыхлых до трещиноватых полускальных.

Бульдозеры, колесные скреперы и погрузчики в качестве основного выемочного оборудования применяют при небольших масштабах работ, на крупных карьерах их используют главным образом для выполнения различных вспомогательных операций.

Транспортирование горных пород. При разработке месторождений основными грузами в карьерах являются вскрышные породы и полезные ископаемые, перевозка горных пород — наиболее дорогостоящий и трудоемкий процесс. Грузопоток в карьере в зависимости от глубины залегания разрабатываемого месторождения или его части и интенсивности разработки меняется в значительных пределах, достигая десятков и даже сотен миллионов тонн в год. Расстояния перемещения пород составляют от нескольких десятков метров до 10–20 км.

Горную массу транспортируют от забоев рабочих уступов, причем вскрышные породы перемещают в отвалы, а полезное ископаемое направляют на приемные пункты или склады.

Основными видами карьерного транспорта являются железнодорожный, автомобильный и конвейерный.

На карьерах средней и большой производственной мощности при расстоянии перевозки горной массы более 2 км наиболее широко используют железнодорожный транспорт, характеризующийся экономичностью, длительным сроком службы и высокой надежностью. В качестве локомотивов обычно используют электровозы и тепловозы, горную массу транспортируют в металлических полувагонах большой грузоподъемности (перевозку вскрышных пород осуществляют в саморазгружающихся полувагонах, называемых думпкарами, полезное ископаемое чаще перевозят в полувагонах, разгружающихся в опрокидывателях). Среди карьерных железнодорожных путей выделяют стационарные и передвижные (первые сохраняют свое положение постоянно или в течение длительного периода разработки карьерного поля, вторые перемещают в процессе развития горных работ на уступах).

Автомобильный транспорт применяют в основном на карьерах с небольшой и средней производственной мощностью при расстоянии перевозок до 5 км.

Горную массу перевозят в автосамосвалах, грузоподъемность которых достигает 180 т и более и в автомобильных прицепах. Маневренность автотранспорта обеспечивает повышение производительности забойных экскаваторов, а уменьшенные по сравнению с железнодорожным транспортом радиусы закругления и увеличенные углы наклона трасс существенно сокращают расстояния перевозок. Тем не менее при значительных грузопотоках и больших расстояниях использование автомобильного транспорта становится неэкономичным. Впрочем, в комплексе с железнодорожным или конвейерным транспортом применение автомобилей большой грузоподъемности весьма эффективно и на крупных карьерах, при этом их используют преимущественно на нижних горизонтах или в качестве звена автоконвейерного транспорта. Обязательным условием эффективной и экономичной работы автомобилей является надлежащее устройство и содержание карьерных дорог.

Рядом существенных преимуществ характеризуется конвейерное транспортирование горной массы, при этом мягкие и полумягкие породы должны быть разрыхлены, а скальные и полускальные — превращены в относительно мелкокусковую массу в результате взрывной отбойки или измельчения после нее в дробилках. Основными достоинствами конвейерного транспорта являются высокая производительность, непрерывность перемещения горной массы, сравнительно небольшой расход энергии и сокращение объемов транспортных работ. В карьерах используют стационарные, полустационарные, передвижные и самоходные ленточные конвейеры.

Транспортирование горной массы из карьеров на поверхность осуществляют в основном полустационарными горизонтальными и стационарными наклонными конвейерами, рациональное расстояние транспортирования достигает 2–3 км. Для перемещения преимущественно вскрышных пород применяют передвижные и самоходные конвейеры типа транспортно-отвальных мостов, перегружателей, консольных отвалообразователей. Расстояние перемещения горной массы составляет от десятков до сотен метров.

Отвальные работы. Уже в начальном периоде горностроительных работ появляется необходимость в размещении на поверхности горного отвода породных отвалов, по мере развития вскрышных работ количество породы, выдаваемой из забоев горных выработок, возрастает. Отвалы вскрышных пород располагают на поверхности или в образующемся выработанном про-

странстве, первые отвалы называют *внешними*, вторые — *внутренними*. Размещение вскрышных пород во внутренних отвалах экономичнее, так как при этом породы обычно перемещают на сравнительно короткие расстояния без подъема их на поверхность. Кроме того, использование выработанного пространства для размещения отвалов сокращает территории нарушаемой поверхности и в большинстве случаев упрощает и удешевляет работы по ее восстановлению. Однако область применения внутренних отвалов ограничена, их могут создавать при разработке месторождений поверхностного и в отдельных случаях нагорного типа. При этом выемку полезных ископаемых необходимо производить на всю мощность залежи.

Во всех других случаях на поверхности вне контура карьера сооружают внешние отвалы вскрышных пород. С точки зрения сокращения транспортных расходов внешние отвалы целесообразно располагать на незначительных расстояниях от карьера, однако в зависимости от особенностей местности их размещают и на отдаленных участках, отводя под отвалы малоценные или непригодные для сельскохозяйственного и промышленного использования земли (ущелья, овраги, балки, заболоченные площади, пустоши).

Внешние отвалы распространены более широко, причем по мере перемещения фронта вскрышных работ около карьера обычно сооружают не один, а несколько отвалов. Так как разработки глубинного, нагорного и нагорно-глубинного типов характеризуются, как правило, большим (по сравнению с разработками поверхностного типа) количеством извлекаемых вскрышных пород, то параметры внешних отвалов значительны.

К отвальным работам относят перемещение и разгрузку пород, формирование отвалов и сооружение транспортных коммуникаций.

Основным применяемым при этих работах оборудованием являются механические лопаты, драглайны, многочерпаковые отвальные экскаваторы (абзатцеры), консольные отвалообразователи, транспортно-отвальные мосты, бульдозеры, отвальные плуги и краны.

Схемы транспортирования породы и формирования внутренних отвалов драглайнами, транспортно-отвальными мостами и консольными отвалообразователями представлены на рис. 42.3.

Транспортирование пород на внешние отвалы осуществляют преимущественно автомобильным или железнодорожным транспортом, формирование поверхности отвалов — бульдозерами, механическими лопатами, абзатцерами и отвальными плугами.

Путевые работы на отвалах, производимые при железнодорожном и автомобильном транспортировании пород, заключают-

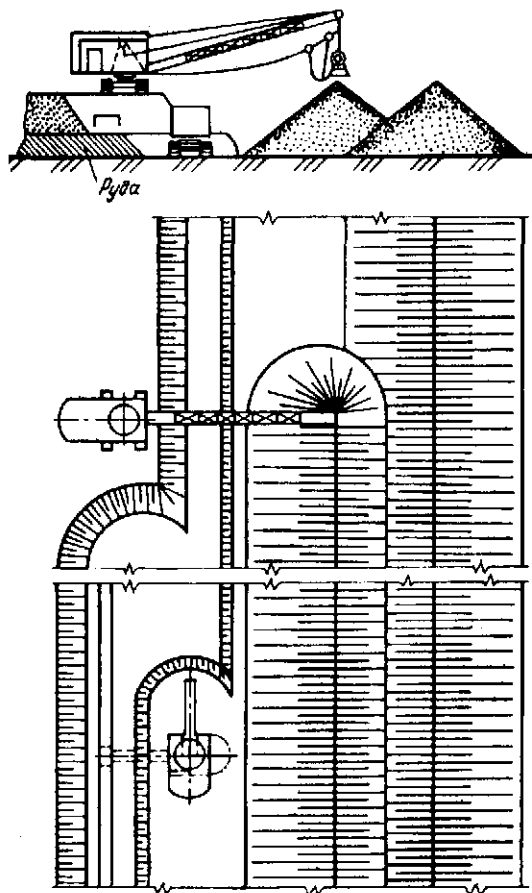


Рис. 42.3. Схема транспортирования пород в отвалы

ся в сооружении и реконструкции сети транспортных путей (на отвалах эксплуатируются постоянные и временные дороги, последние перемещают по мере изменения параметров отвала). Дорожные работы осуществляют с использованием бульдозеров, кранов и грейдеров.

Вскрытие месторождений. Задача вскрытия — установление транспортной связи между рабочими площадками уступов и земной поверхностью. Основными выработками вскрытия являются, как уже отмечалось, траншеи (в некоторых случаях, впрочем, вскрывающими выработками могут служить и подземные выработки).

Траншеи, располагаемые вне проектируемого контура карьера, называют *внешними*, а внутри контура — *внутренними*.

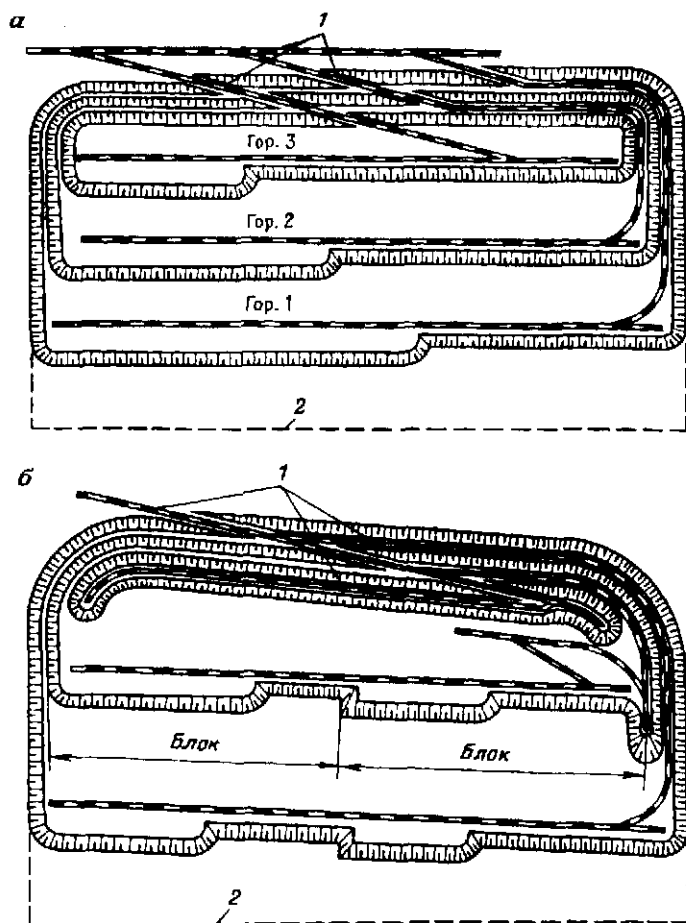


Рис. 42.4. Схемы вскрытия независимыми (а) и зависимыми (б) траншеями: 1 — траншеи; 2 — граница карьера

Внешние траншеи проводят с земной поверхности до проектируемого на той или иной глубине борта карьера (вскрышных или добычных уступов).

Внешней траншеей можно вскрывать один, несколько или все уступы карьера. На рис. 42.4 представлены схемы вскрытия независимыми и зависимыми траншеями. Траншеи, проведенные для независимого вскрытия отдельных уступов, называют *отдельными*, нескольких уступов — *групповыми*, а всех уступов — *общими*.

Внутренние траншеи проводят по проектному борту карьера, их проведение начинают с поверхности или с предыдущего

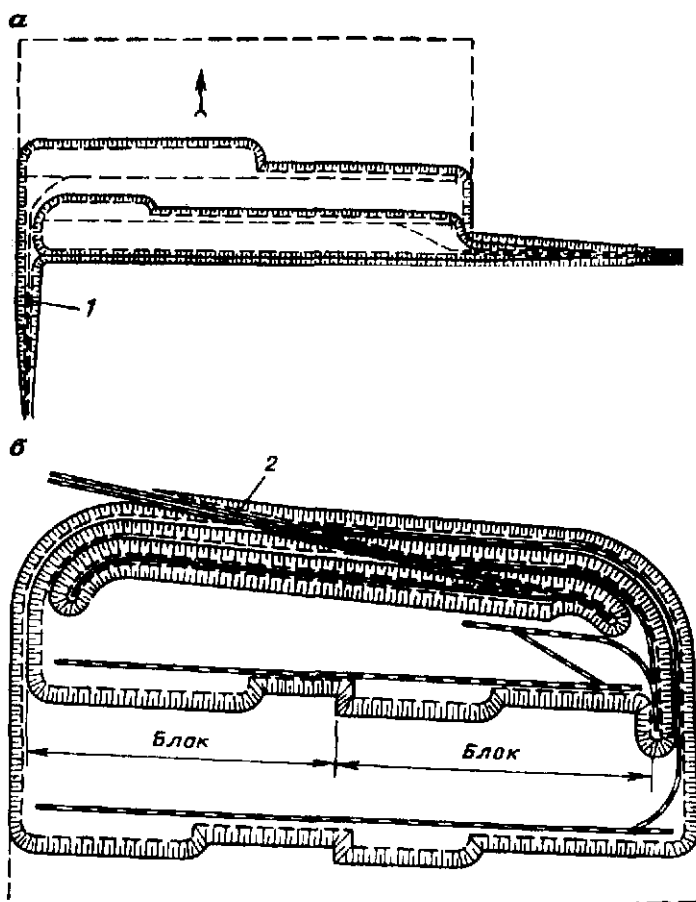


Рис. 42.5. Схемы вскрытия внешними (а) и внутренними (б) траншеями:
1 и 2 — соответственно внешние и внутренние траншеи

вскрытого уступа и завершают на глубине рабочей площадки вскрываемого уступа (рис. 42.5).

Внутренние траншеи, как правило, располагают на нерабочих бортах карьеров, однако в некоторых случаях более целесообразным оказывается устройство временных внутренних траншей на рабочих бортах карьеров. Эти траншеи в процессе разработки месторождения приходится перемещать, поэтому их обычно называют *скользящими съездами*. Использование их обеспечивает сокращение продолжительности горно-подготовительных работ. Скользящие съезды проводят преимущественно по полезному ископаемому и чаще для вскрытия нижних уступов.

В некоторых карьерах применяют комбинированные варианты вскрытия: верхние уступы вскрывают внешними траншеями, нижерасположенные — внутренними.

Среди схем вскрытия выделяют вскрытие крутыми траншеями, проводимыми под большим углом; горную массу по этим траншеям транспортируют скиповыми, клетевыми и другими наклонными подъемниками. Крутые траншеи проводят обычно поперек нерабочих бортов карьера, вариант подобного вскрытия обеспечивает снижение объема проходческих работ, уменьшение расстояния транспортирования и расходов, связанных с выдачей горной массы особенно глубоких горизонтов.

Системы открытой разработки месторождений. Системами открытой разработки называют определенный порядок проведения вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ. Впрочем, необходимо отметить, что при эксплуатации некоторых месторождений влияние горно-подготовительных работ на добычу полезных ископаемых не столь существенно, — для этих месторождений системы характеризуются только порядком проведения вскрышных и добычных работ. Последнее обстоятельство является основанием для разделения систем разработки на три группы: сплошные, углубочные и смешанные.

К группе сплошных систем относят такие, при которых в процессе разработки месторождения определяющие взаимосвязи проявляются в проведении только вскрышных и добычных работ, в то время как горно-подготовительные работы в основном завершаются созданием первичного фронта вскрышных и добычных процессов. Сплошные системы применяют для разработки преимущественно поверхностного и реже нагорного типов месторождений.

Группа углубочных систем отличается более сложными взаимосвязями между вскрышными, добычными и горно-подготовительными работами, порядок выполнения этих работ строго регламентируют. При этом горно-подготовительные работы практически прекращают только на завершающей стадии разработки месторождения. Углубочные системы применяют при разработке глубинного, нагорно-глубинного и нагорного типов месторождений.

Группа смешанных систем характеризуется тем, что отдельные части карьерного поля разрабатывают сплошными и углубочными системами, которые применяют при сложных рельефе земной поверхности и формах залежи полезных ископаемых.

Элементы и параметры систем разработки зависят от направления развития фронта горных работ по отношению к контуру карьерного поля, по этому признаку группы систем разработки

разделяют на подгруппы: продольные, поперечные, всерные и кольцевые (см. рис. 42.1).

В подгруппах продольных и поперечных систем фронт вскрышных и добычных работ перемещается соответственно параллельно длинной или короткой осям карьерных полей к одному или двум противоположным бортам (одно- и двубортовая разработки).

В подгруппах кольцевых систем кольцевой фронт вскрышных и добычных работ перемещается от центра к границам или от границ к центру карьерного поля.

Особенности систем разработки характеризуются также местом размещения вынимаемых вскрышных пород: в выработанном пространстве (внутренние отвалы) и за пределами карьерного поля (внешние отвалы).

§ 3. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Петрографические особенности и условия залегания россыпных месторождений обуславливают широкую область распространения открытой разработки и придают ей своеобразные отличительные черты.

Россыпные месторождения представляют собой рыхлые или сцементированные отложения обломочного материала, содержащего зерна или кристаллы полезных минералов. Продуктивным пластом, содержащим основную массу полезных минералов, являются пески, располагающиеся между подстилающим их плотником (коренной породой) и перекрывающими торфами (песчано-глинистыми отложениями).

Пески представлены преимущественно валунно-глинистыми отложениями с примесями песчаного и глинистого материалов.

В россыпях сосредоточены в основном следующие полезные ископаемые: золото, платина, киноварь, вольфрамит, касситерит, гранат, топаз, алмаз и др. Россыпи могут содержать один ценный компонент (однообразные) и несколько ценных компонентов (комплексные); ценные минералы в россыпи обычно распространены весьма неравномерно.

Породы, слагающие россыпные месторождения, могут быть в талом и мерзлом состоянии. Торфа и пески в талом состоянии, называемые *таликами*, характеризуются невысокими прочностными показателями, повышенным водопоглощением и водопроницаемостью. Мерзлые породы представляют собой многокомпонентную систему, состоящую из минерального скелета, льда, газа и незамерзшей воды; по сравнению с тальми породами они обладают более высокой прочностью, приближаясь к

скальным породам. Их делят на кратковременномерзлые, сезонномерзлые и многолетнемерзлые.

Неглубокое залегание россыпных месторождений (основные запасы полезных ископаемых в россыпях залегают на глубине менее 25 м), горизонтальное или пологое расположение пластов определяют применение разработки поверхностного типа. При этом россыпные месторождения разрабатывают с разделением на небольшое число слоев, в частности, выемку торфов (вскрышные работы) осуществляют обычно одним уступом, а выемку песков (добычные работы) — другим. Иногда торфа и пески вынимают сразу одним уступом, что целесообразно при небольшой мощности торфов или применении высокопроизводительного добычного оборудования.

В связи с тем, что в песках полезные компоненты содержатся в относительно небольших количествах, транспортирование добытых песков на значительные расстояния неэкономично, поэтому полезные компоненты из песков извлекают преимущественно в непосредственной близости от места их выемки.

В процессе освоения и эксплуатации месторождений выполняют комплекс работ, включающий в себя предварительные работы, вскрытие, подготовку и добычу полезного ископаемого.

К основным предварительным работам относят осушение или обводнение россыпи, включающие дренажные и мелиоративные работы. Осушение россыпей осуществляют для улучшения гидрогеологических условий эксплуатации месторождений, обводнение — для так называемой дражной разработки, при которой ведут подводную выемку песков.

Работы по вскрытию включают в себя в основном проведение открытых выработок (канал, котлованов, выездов, траншей) и сооружение насыпей и плотин.

К подготовительным работам относят очистку поверхности от лесо-кустарникового покрова и крупных валунов, предохранение площадей полигонов (частей карьерного поля, подлежащих разработке) от сезонного промерзания, оттаивание многолетне- и сезонномерзлых пород, удаление торфов (вскрыша) и размещение их в отвалы. Основными операциями добычных работ являются выемка песков, их промывка и удаление промытых песков (хвостов) в отвалы.

Выемка из массива мерзлых торфов и песков применяемыми в настоящее время горными машинами непроизводительна, кроме того, пески, направляемые на промывку, должны быть тальми, с учетом этого в процесс подготовительных работ включают обычно предохранение в зимнее время поверхности полигонов от промерзания или оттайку мерзлых пород.

Предохранение поверхности от глубокого сезонного промерзания осуществляют посредством снегозадержания, заливки полигона водой, рыхления верхнего слоя пород и перекрытия теплоизоляционными материалами.

Оттайка мерзлых пород выполняется в основном под действием солнечной радиации (естественная оттайка) или теплой воды (водооттайка).

Процессы обогащения песков основаны на различии физических свойств полезных ископаемых и пустых пород. Наиболее широко распространенным является гравитационный способ обогащения, сущность которого заключается в отделении металлов от вмещающих пород в водном потоке, достигаемом за счет их различной плотности. Так, отношение плотности шлихового золота к плотности вмещающей породы в водной среде достигает одиннадцати (отметим, что в воздушной среде оно равно семи). Гравитационное обогащение в водной среде называют промывкой, она проста и достаточно эффективна — может быть выполнена в желобах, на шлюзах, концентрационных столах и других устройствах.

Способность ртути смачивать и улавливать мелкие частицы золота с образованием твердого раствора золота в ртути, называемого амальгамой, используют при обогащении в так называемом процессе амальгамации.

Кроме того, применяют и другие процессы обогащения, среди которых отметим магнитный и электрический, основанные на различии магнитных и электрических свойств минералов; люминесцентный, в основу которого положен эффект свечения алмазов при рентгеновском облучении.

В практике разработки россыпей для гравитационного обогащения применяют передвижные «мойки», переставные и стационарные промывочные установки.

По типу горных машин, которыми осуществляют выемку песков, различают скреперно-бульдозерный, экскаваторный, гидравлический и дражный способы разработки россыпных месторождений.

Скреперно-бульдозерный способ разработки. Выемку горных пород при этом способе разработки россыпей осуществляют колесными прицепными и самоходными скреперами или бульдозерами. Этими же машинами пески транспортируют к промывочным приборам, а торфа — в отвалы (транспортирование горных пород осуществляют также конвейерами). Являясь основными машинами при вскрышных и добычных работах, скреперы и бульдозеры используются также при выполнении подготовительных работ — сооружении плотин, насыпей, канав, строительстве дорог и планировке поверхности.

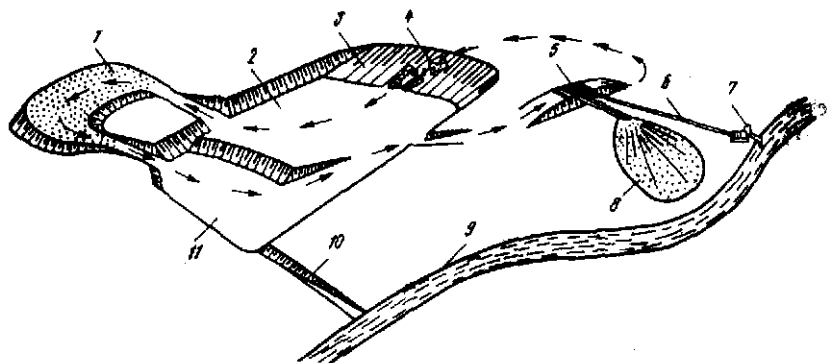


Рис. 42.6. Схема разработки россыпи колесным скрепером:

1 — отвал торфов; 2 — пески; 3 — торф; 4 — скрепер; 5 — приемный бункер промывочного прибора; 6 — трубопровод; 7 — насос; 8 — отвал промытых песков; 9 — ручей; 10 — канава; 11 — плотик

Обогащение песков при этом способе разработки осуществляют в основном на переставных промывочных приборах.

Осушение россыпи с помощью нагорных и дренажных канав обеспечивает повышение эффективности использования выемочных машин и промывочных устройств.

Процесс выемки пород осуществляют при срезании с верхней поверхности ее массива более или менее толстой стружки ножом ковша скрепера или отвала бульдозера. Достаточно крепкие или мерзлые породы для повышения производительности их выемки подвергаются разупрочнению с помощью механических рыхлителей, монтируемых на бульдозере, а также посредством взрывания зарядов ВВ, располагающихся в шлурах или скважинах. Естественная оттайка мерзлых пород в летний период проведения добычных и вскрышных работ повышает эффективность данного способа выемки. Системы разработки россыпи в зависимости от направления движения бульдозеров к приемным бункерам делят на всерную, параллельную и диагональную; при скреперной разработке применяют преимущественно кольцевые системы, при которых в одном заезде скреперов часто выполняют добычные и вскрышные работы.

На рис. 42.6 приведена одна из схем скреперной разработки россыпного месторождения. Скреперно-бульдозерный способ применяют преимущественно для мерзлых россыпей с относительно небольшими запасами полезных ископаемых.

Экскаваторный способ разработки. Выемку песков этим способом осуществляют механическими лопатами или драглайнами, реже используют многочерпаковые и роторные экскаваторы

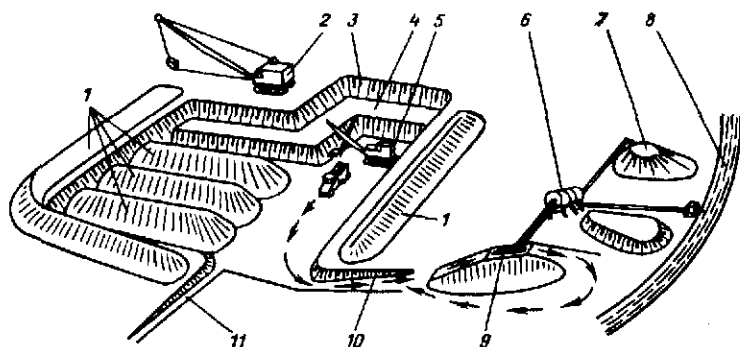


Рис. 42.7. Схема экскаваторной разработки россыпей:

1 — отвалы торфов; 2 — драглайн; 3 — торф; 4 — пески; 5 — механическая лопата; 6 — промывочный прибор; 7 — отвал гальки; 8 — ручей; 9 — бункер промывочного прибора; 10 — траншея; 11 — канава

(рис. 42.7). Выемку торфов чаще всего производят драглайнами и бульдозерами.

Вынимаемые породы обычно транспортируют драглайнами, автосамосвалами, конвейерами или гидравлическим способом.

Пески обогащают на передвижных или стационарных промывочных установках. Передвижные промывочные устройства делят на сухопутные и плавающие, первые монтируют на гусеничном или колесном ходу, вторые — на понтоне, плавающем в заводненной части полигона.

При использовании стационарных промывочных установок пески перевозят чаще всего в автосамосвалах, причем их промывка непосредственно не связана с технологией добычи и поэтому не включается в комплекс добычных работ. При проведении добычных работ с транспортированием песков на стационарные промывочные установки применяют системы, схожие со сплошными системами открытой разработки рудных и пластовых месторождений, а именно: продольные, поперечные и всерные; вскрышные породы могут располагаться во внешних или внутренних отвалах.

Экскаваторный способ разработки применяют для россыпей со значительными запасами полезных ископаемых, обеспечивая использование основного добычного оборудования в течение 7–15 лет.

Гидравлический способ разработки. Все основные производственные процессы добычи при гидравлическом способе разработки россыпей (отбойка и размыв, транспортирование и промывка песков, а также удаление хвостов обогащения в отвалы) осуществляют с использованием энергии водного потока. В этом случае

применяют простое и дешевое оборудование (гидромониторы, насосы, землесосы, гидроэлеваторы, трубы), позволяющее обеспечить комплексную механизацию производственного процесса добычных работ. Вскрышные работы могут производиться с применением гидравлического оборудования, а также бульдозеров, скреперов и экскаваторов; для монтажа и переукладки трубопроводов используют автомобильные краны и автопогрузчики.

Основным оборудованием для отбойки и размыва горных пород являются гидромониторы, формирующие компактную водяную струю со значительной кинетической энергией и направляющие ее на забой. Насосы и трубопроводы обеспечивают подачу под давлением воды в гидромониторы, а землесосы, гидроэлеваторы и пульпопроводы необходимы для перекачки пульпы (разжиженных песков) из забоев на промывочные устройства.

Обогащение золотоносных песков осуществляют обычно на простых шлюзовых промывочных устройствах, это объясняется тем, что гидравлическим способом обычно разрабатывают россыпи с относительно небольшим содержанием металла. При разработке оловоносных и ильменитовых песков для промывки применяют отсадочные машины; алмазонасные пески промывают на стационарных установках со сложным комплексом оборудования.

Для сокращения энергетических затрат на размыв глинистых пород их предварительно насыщают водой, трудноразмываемые, достаточно крепкие породы подвергают предварительному механическому или взрывному рыхлению.

Основным признаком для разделения систем гидравлической разработки россыпей на классы является направление действия напорной струи гидромонитора по отношению к направлению перемещения размытой породы по плотнику. При совпадении этих направлений перемещение размытой породы осуществляется за счет энергии струи, при несовпадении — потоком стекающей по плотнику воды. Кроме того, системы разделяют по направлению перемещения фронта забоя по отношению к оси долины (продольные и поперечные). Выделяют также системы с попутным, встречным и боковым забоем (продольные и поперечные) и всерные.

Водоснабжение гидравлических установок обеспечивают преимущественно постоянными поверхностными водотоками. В зависимости от способа создания необходимого напора воды различают гидравлические разработки с естественным и искусственным напором. Для создания естественного напора водозабор создают из источника, расположенного в верховьях долины. К месту разработки воду подводят обычно по канаве, имеющей меньший уклон, чем уклон долины реки, искусственный напор

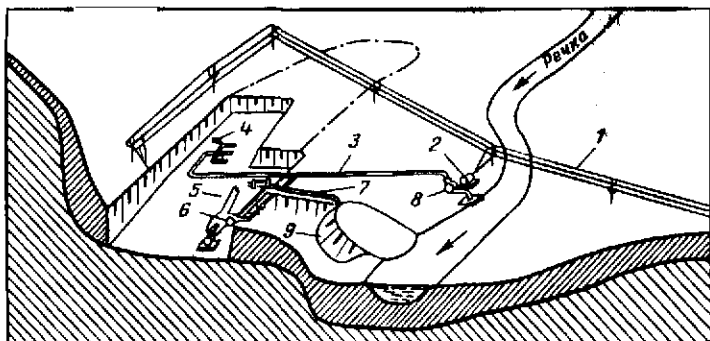


Рис. 42.8. Схема гидравлической разработки россыпей:

1 — линия передач; 2 — электромотор; 3 — трубопровод; 4 — гидромонитор; 5 — канава; 6 — землессос; 7 — промывочный прибор; 8 — насос; 9 — отвал хвостов

создают центробежными насосами. Расход воды на гидравлическую разработку значителен, поэтому вопросам водоснабжения необходимо уделять особое внимание. Используют прямоточное и обратное водоснабжение, последнее наиболее рационально и применяется при разработках с искусственным напором.

Одна из схем гидравлической разработки россыпи изображена на рис. 42.8.

Гидравлический способ разработки применяют преимущественно для террасовых, увалных и верховых россыпей при наличии водоисточников, обеспечивающих бесперебойное водоснабжение; запасы полезных ископаемых могут быть различными, и срок существования карьеров соответственно составляет от года до 20 лет.

Дражный способ разработки. В отличие от изложенных ранее способов разработки россыпей при дражном способе все основные производственные процессы осуществляют единым комплексом машин и устройств, объединенных в сравнительно сложное сооружение, смонтированное на понтоне (судне) и называемое *драгой*. Среди драг выделяют континентальные и морские, первые предназначены для разработки материковых россыпей речных систем, вторые — для морских россыпей шельфовых и глубинных зон.

Драги разделяют по типу драгирующего аппарата (устройства, осуществляющего выемку и транспортирование породы) и роду потребляемой энергии.

Для разработки материковых россыпных месторождений наиболее широко применяют многочерпаковые электрические (реже дизельные и паровые) драги, при этом по вместимости черпака различают малолитражные (до 100 л), среднелитражные (100—

250 л) и крупнолитражные (250–600 л). Многочерпаковые драги пригодны для разработки россыпных месторождений, залегающих на глубине до 60 м.

Понтон представляет собой плоскодонное судно, обеспечивающее плавучесть драги в водоеме. С помощью черпающего устройства, установленного в носовой части понтона, осуществляется выемка горных пород и перемещение их до комплекса обогащательного оборудования. Основными установками в комплексе обогащательных устройств являются: барабанный грохот (бочка) с распределителем, служащий для грохочения, дезинтеграции и первичной классификации песков; улавливающее оборудование, предназначенное для извлечения ценных компонентов из пульпы и состоящее из шлюзов, отсадочных машин, концентрационных столов и др. (улавливающее оборудование может быть различным в зависимости от минерального состава песков).

Транспортно-отвальное оборудование, предназначенное для удаления из драги и размещения в отвалы отходов обогащения (крупных фракций в галечные отвалы, мелких фракций — хвостов промывки — в так называемые эфельные отвалы), состоит из ленточного конвейера, который установлен в отвалообразователе (стакере) и расположен в кормовой части понтона для транспортирования крупных фракций отходов обогащения, и желобов, по которым самотеком перемещаются хвосты промывки.

Для перемещения драги в водоеме служит маневровый комплекс устройств, состоящий из лебедок с маневровыми канатами, концы которых закрепляют на берегу дражного полигона, и двух свай (металлический баллон с массивными литыми наконечниками) с талевыми устройствами, поочередно внедряемыми в подводную часть эфельного отвала для поворота или фиксации драги в нужном положении.

К горно-подготовительным работам при дражной разработке россыпей относят очистку поверхности от растительного покрова, предохранение пород от глубокого сезонного промерзания, оттаивание участков многолетней мерзлоты, удаление торфов (вскрышные работы), производимое, впрочем, в редких случаях, так как обычно практикуется валовая разработка россыпей (одновременная выемка драгирующим комплексом песков и торфов), обводнение полигона с возведением водонапорных сооружений — плотин, дамб, перемычек, обеспечивающих создание водоема необходимой длины, ширины и глубины. Отметим, что организация бесперебойного водоснабжения полигона и драги имеет огромное влияние на производительность и эффективность дражной разработки. Различают прямоточное водоснабжение со сбросом избыточного количества воды в долину и

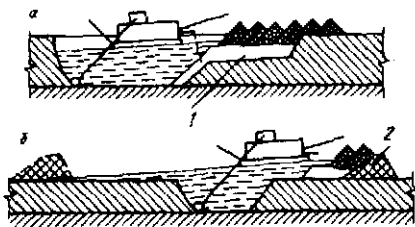


Рис. 42.9. Схемы вскрытия россыпи котлованом (а) и плотиной (б):
1 — котлован; 2 — плотина

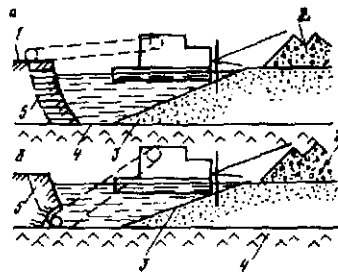


Рис. 42.10. Схемы выемки породы в вертикальной плоскости горизонтальными стружками (а), и с обрушением забоя (б):
1 — забой; 2 — галечный отвал; 3 — эфельный отвал; 4 — плотик; 5 — отрабатываемая заходка

оборотное с освещением сливаемой воды и повторным ее использованием (освещение воды необходимо для снижения потерь полезного ископаемого в процессе промывки).

Вскрытие месторождения при дражной разработке отличается некоторым своеобразием, наиболее часто эти работы сводятся к вскрытию котлованом, являющимся местом строительства (монтажа) драги, после сооружения драги котлован заводняют и с помощью ее черпающего устройства расширяют и углубляют до плотика. Драгу сооружают и на спланированной площадке на поверхности полигона, при этом долину реки перегораживают плотиной и образуют водоем с всплывшей в нем драгой, этот способ называют *вскрытие плотинами*, со дна водоема с помощью черпающих устройств драги вынимают торф и песок, формируя добычной забой (рис. 42.9).

Как отмечалось ранее, в процессе добычных работ обычно осуществляют совместную выемку песков и торфов, породу от массива отделяют черпающим устройством в вертикальной и горизонтальной плоскостях забоя. На рис. 42.10 изображены два способа выемки пород в вертикальной плоскости забоя. Вслед за продвижением вперед (на рисунке — влево) фронта очистного забоя перемещается фронт эфельных и галечных отвалов.

Системы дражной разработки разделяют по следующим главным отличительным признакам — числу забоев, разрабатываемых одной драгой, и направлению перемещения рабочего борта разреза. По этим признакам выделяют следующие системы: 1) с одинарными забоями (продольная или поперечная), 2) со смеж-

ными забоями (продольная или поперечная), 3) с забоями, разделенными целиками (продольная или поперечная).

Дражный способ разработки россыпных месторождений в настоящее время наиболее распространен, он характеризуется высокой эффективностью и экономичностью.

Глава 43

ОХРАНА ПРИРОДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ВЛИЯНИЕ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

При разработке месторождений, как и при горно-разведочных работах, нарушается естественное состояние атмосферы, гидросферы, земной поверхности и недр, однако масштабы этих нарушений и их влияние на окружающую среду более значительны.

Структурная схема изменений в окружающей среде при разработке месторождений полезных ископаемых представлена на рис. 43.1.

Отметив, что в приведенную схему не включены изменения состояния недр в связи с появлением в них подземных полостей и истощением запасов полезных ископаемых, рассмотрим воздействие процесса разработки на воздушную и водную сферы, а также земную поверхность.

Загрязнение атмосферы. При подземной разработке месторождений рудничный воздух является основным загрязнителем атмосферы.

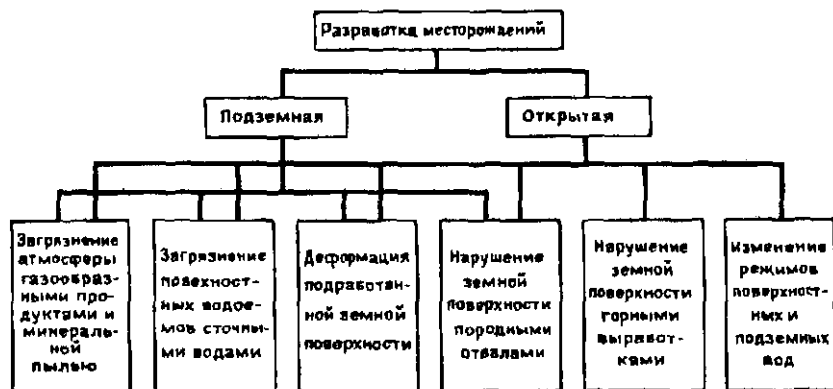


Рис. 43.1. Структурная схема изменений в окружающей среде при разработке полезных ископаемых

В рудничном воздухе, выдаваемом на поверхность, главными загрязняющими атмосферу веществами являются газообразные продукты: метан, углекислый газ, оксид углерода, сероводород, оксиды азота. Мероприятия, осуществляемые в горных выработках по обеспыливанию производственных процессов, снижают содержание минеральной пыли в рудничном воздухе, поэтому значительные поступления ее в атмосферу наблюдаются преимущественно только после производства массовых взрывов или в аварийных ситуациях.

Практически непрерывная в процессе разработки месторождений выдача на поверхность большого количества (особенно из газообильных шахт) рудничного воздуха приводит к локальным загрязнениям атмосферы.

При открытой разработке угольных, рудных и нерудных месторождений с территорий карьеров и внешних отвалов поступают газообразные загрязнители и минеральная пыль, которые в одних случаях являются результатом газовыделений и эрозийных процессов, интенсифицирующихся в нарушаемых породных массивах, в других — следствием выполнения различных производственных процессов.

Значительное количество газопылевых загрязнителей поступает в атмосферу при производстве массовых взрывов, эксплуатации транспортных и технологических машин с двигателями внутреннего сгорания и вследствие пылеобразования при погрузочно-разгрузочных операциях и транспортировании (особенно автомобильном) пород.

При этом загазованность и запыленность воздуха достигают критических значений, и при неблагоприятных климатических условиях вследствие образования карьерного смога в глубоких разрезах приходится временно прекращать все работы.

Источником газопылевого загрязнения атмосферы являются породные отвалы (особенно терриконы).

Загрязнение и изменение режимов поверхностных и подземных вод. Загрязнение поверхностных водосемов происходит в основном в результате сброса в них сточных вод рудников и карьеров, второстепенным источником загрязнения является сток вод (атмосферных осадков) с поверхности породных отвалов. Следует отметить также значительное загрязнение водной среды стоками обогатительных фабрик.

Выделяют две составные части сточных вод рудников и карьеров: технологические и сопутствующие.

Технологическими называют воды, используемые в процессе горных работ для увлажнения, перемещения и разрушения пород, *сопутствующими* — воды, попадающие в горные выработки из окружающих пород или с поверхности.

Количество технологической воды в сточных водах рудников и карьеров обычно невелико, исключением являются геотехнологические способы разработки месторождений, а также дренажная и гидравлическая разработки россыпей.

Количество сопутствующих вод зависит от обводненности пород и климатических условий. Технологические воды загрязняются мелкодисперсными минеральными частицами и химическими растворами при бурении шпуров и скважин, пылеподавлении и пылезашите. Сопутствующие воды часто характеризуются высокой минерализацией и кислотностью.

В районах строящихся горных предприятий и разрабатываемых (особенно открытым способом) месторождений значительное влияние на режимы поверхностных и подземных вод оказывают осушительные, дренажные и водоотливные работы. Это изменение режимов приводит к истощению запасов подземных вод, образованию обширных депрессионных воронок, понижению уровня грунтовых вод, увеличению речных стоков. Подчеркивая значимость этих изменений, отметим, что, например, из дренажных систем и карьеров КМА выдают на поверхность многие тысячи кубометров сопутствующих вод в час.

Нарушение земной поверхности. Размещение на земельных отводах породных отвалов, расположение на земной поверхности карьеров и траншей, проседание поверхности вследствие обрушения пород в полости выработанного пространства приводят к изменению естественных ландшафтов и снижению площадей продуктивных земель в районах разработки месторождений.

При подземной разработке месторождений распространены терриконы и хребтовые отвалы, при открытой — внешние отвалы, расположенные за пределами контура карьерного поля.

Под внешние отвалы вскрышных работ отводят обширные территории, нередко в несколько раз превышающие площадь поверхности, нарушаемую непосредственно карьером.

Характер деформации подрабатываемой земной поверхности и изменение естественных экологических систем нарушаемых ландшафтов зависят в основном от условий залегания полезных ископаемых, разрабатываемых подземным способом. При этом определяющими факторами являются размеры месторождений, мощность, угол падения и глубина залегания полезных ископаемых, из технических факторов, влияющих на деформацию земной поверхности, отметим системы разработки и способы поддержания выработанного пространства. В результате деформации земной поверхности на ней образуются мутьдо-, каньоно- и воронкообразные впадины различных глубин и площадей.

§ 2. МЕРОПРИЯТИЯ, СНИЖАЮЩИЕ НЕГАТИВНЫЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПОСЛЕДСТВИЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

К основным мероприятиям по снижению загрязнения воздушной среды рудничным воздухом, выдаваемым на поверхность из горных выработок при подземной разработке, относят обеспыливание производственных процессов (бурения, отбойки и погрузки пород), дегазацию угольных пластов с утилизацией каптируемого метана, предотвращение возгорания и тушение пожаров на терриконах, борьбу с ветровой эрозией породных отвалов.

Снижение загрязнения надкарьерного воздуха при открытой разработке месторождений достигается посредством следующих мероприятий: увлажнение породных массивов перед производством массовых взрывов, совершенствование используемых ВВ и технологии взрывных работ и, в частности, производство их при наиболее благоприятных метеорологических условиях, совершенствование очистки от вредных продуктов выхлопных газов машин с двигателями внутреннего сгорания, уменьшение пылеобразования на автомобильных карьерных и отвальных дорогах, пылеподавление при производственных процессах (бурение, погрузка, разгрузка и транспортирование пород) и предотвращение ветровой эрозии пород в отвалах и бортах карьеров.

Сточные воды шахт и карьеров подлежат очистке, методы очистки основаны на физических, физико-химических, химических и биохимических процессах.

К физическим процессам относят осветление воды, достигаемое путем отстаивания и фильтрации. Интенсификация отстаивания и фильтрации обеспечивается при физико-химических процессах за счет добавления в очищаемую воду коагулянтов или флокулянтов, вызывающих преобразование мелкодисперсной взвеси в относительно крупные хлопья, которые выпадают в осадок или задерживаются на фильтрах.

К химическим процессам очистки относят нейтрализацию кислых шахтных вод гашеной известью, известняками или мелом, из биохимических процессов упомянем об обеззараживании шахтных вод хлорной известью или озонированием.

При больших объемах технологических вод, например, при дражной разработке россыпных месторождений, применяют схемы замкнутого водоснабжения. При использовании таких схем сточные воды очищают в прудах-отстойниках и перекачивают в дражный разрез, они составляют основную часть технологических вод. Замкнутое водоснабжение дражных полигонов обеспечивает снижение загрязнений поверхностных вод и изменение их режимов.

При открытой разработке водообильных рудных и угольных месторождений снижение объемов работ по осушению и предотвращению значительных изменений режимов подземных и поверхностных вод можно обеспечить посредством сооружения в породных массивах по периферии карьерного поля противофильтрационных завес (водонепроницаемых диафрагм).

Негативные последствия нарушений земной поверхности при разработке месторождений снижаются или устраняются в процессе проведения рекультивационных работ. При этом основными направлениями рекультивации являются сельскохозяйственное, лесохозяйственное, водохозяйственное, строительное и рекреационное.

Объектами сельскохозяйственной горнотехнической рекультивации становятся преимущественно невысокие платообразные отвалы вскрышных пород, а также неглубокие впадины, расположенные в районах развитого сельскохозяйственного производства.

Наиболее широким распространением пользуется лесохозяйственная рекультивация породных отвалов различных форм и размеров, расположенных в лесных или сельскохозяйственных районах. Работы по горнотехнической рекультивации водохозяйственного направления осуществляют при восстановлении участков земной поверхности, на которых располагаются открытые горные выработки — карьеры и траншеи. Целью этих работ является сооружение водосмов различного назначения, в том числе рыбохозяйственных.

Горнотехническую рекультивацию строительного и рекреационного направлений выполняют в основном в промышленных и густонаселенных районах. Целью строительной рекультивации является сооружение площадок для промышленного и жилищного строительства; при рекультивации рекреационного направления создают зоны отдыха и спортивные объекты в районах городов и промышленных центров.

При больших объемах рекультивационных работ на горных предприятиях их выполнение предпочтительно поручать специализированным организациям или подразделениям, при этом эффективность выполнения работ в значительной степени определяется наличием мощных горных и транспортных машин, а также специального оборудования.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Алексеев В.В., Брюховецкий О.С. Горная механика, М Недра, 1995.
2. Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комащенко В.И. Горно-разведочные и буровзрывные работы. М.: Недра, 1987.
3. Комащенко В.И., Носков В.Ф., Лебедев Ю.А. Буровзрывные работы. М.: Недра, 1995.
4. Шехурдин В.К., Холобаев Е.Н., Несмотряев В.И. Проведение подземных горных выработок. М.: Недра, 1980.

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Абразивность 19
Автомобильный транспорт 220, 222
Азид свинца 114
Аквацит 110
Акватор 110
Аккумуляторный электровоз 275
Алюмотол 107
Аммиачная селитра 108
Аммонал 108
Аммонит 110
Анкерная крепь 310
Арочная крепь 310
Атмосферный воздух 232
Аэродинамическое сопротивление 247
- Бадьи шурфопроходческие 276
Беспламенное взрывание 116
Боевик 124
Бомба Траушля 103
Бризантность ВВ 102
Бульдозеры 226
Буримость горных пород 20
Бурильная установка 371, 372
Бремсберг 10
- Вагонетка 273, 274, 280
Венец 359
Взрываемость 20
Взрывание 121
Взрывные машинки 134
Взрыв 90
Вибрация 79, 84
Водосодержание ВВ 109
Воронка выброса 144
Восстающие 10
Вороток 358
Время передачи электровоспламенения 133
Вруб 174
Всасывающий способ проветривания 260
Выдача ВМ 213
Выработки камерные 8
Вязкость горных пород 25
- Гексоген 114
Гигроскопичность ВВ 102
Гидродинамическая теория детонации 98
Гидромониторы 227
- Глубина шпуров 154
Горение ВВ 92
Горное давление 15
Горизонтальные горные выработки 386
Горючие вещества 105
Граммониты 111
Гремучая ртуть 114
Грузчики грейферные 269
- Давление газов при взрыве 97
Детонационная волна 92
Детонация ВВ 91, 103
Детонирующий шнур 138
Детониты 112
Диаметр заряда 147
Динамиты 111
Динамоны 108
Динитронафталин 108
- Единая книжка взрывника 224
Зажигательная трубка 124
Зажигательный патрон 124
Заряд 142
- Импульс воспламенения 133
Игданит 108
Инструмент:
— для вращательного бурения шпуров 65, 363
— для ударно-поворотного бурения 64
Источники тока 133
Ифзаниты 109
- Канавокопатели 346
Капсюль-детонатор 125
Карьер 8
Категория:
— трещиноватости 32, 33
— устойчивости 37
Квершлаг 9
Кислородный баланс 90
Клеть 277, 278
Колесные скреперы 351
Комплект шпуров 357
Компрессор 72
Контактные электровозы 275
Корчевка пней 208
Крепёжная рама 306
Крепость пород 22

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) 144, 153, 157

Малый омметр 136

Мастер-взрывник 224

Механизированное зарядание 189

Модуль упругости 25

Мостик накаливания 129

Наклонные горные выработки 9

Нитрогликоль 107

Нитроглицерин 106

Средства огневого инициирования 124

Одноковшовый экскаватор 346

Окислители 105

Оксиликвиты 113

Освещенность 331

Отбойные молотки 387

Плужный канавокопатель 349

Перфораторы 56

Пламегасители 106

Пластичность пород 29

Подземные горные выработки 8

Показатель действия взрыва 144

Пористость горных пород 23

Простреливание 160

Работоспособность ВВ 103

Распорная крепь 305

Рассечка 9

Расход ВВ 148

Роторный экскаватор 348

Рудничные вагонетки 275

Рудничные электровозы 275

Сенсибилизаторы 105

Склады ВМ 212

Слеживаемость ВВ 101

Скорость детонации 99, 100

Скреперные установки 229

Слоистость горных пород 24

Сопротивление по подошве (СПП) 146

Стабилизаторы 106

Твердость горных пород 21

Температура взрыва 99

Тетрил 114

Глеющий фитиль 124

Тенерес 114

Ток безопасный 132

Торпеда 206

Транспортирование ВМ 220

Траншея 7

Трещиноватость горных пород 24

Тротил 107

Тэн 115

Угленит 115

Удельный расход ВВ 148

Устойчивость пород 37

Флегматизаторы 106

Шарошечное бурение 61

Шахтный ствол 411, 412

Шпур 155

Штольня 9

Штрек 9

Шум 83

Шурфы 8, 369

Экскаваторы 226

Экссудация 102

Электрозажигательные патроны 138

Электровозы 275

Электродетонаторы 131

Электросверла 52

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
РАЗДЕЛ I. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ РАБОТАХ И СВОЙСТВАХ ГОРНЫХ ПОРОД	6
Глава 1. Горные выработки	6
1. Основные понятия и термины	6
2. Открытые и подземные горные выработки	6
3. Элементы выработок	10
4. Параметры горно-разведочных выработок	11
Глава 2. Технологические операции горных работ	13
1. Основные понятия	13
2. Разрушение пород	13
3. Погрузка и транспортирование горной массы	14
4. Поддержание выработки	15
5. Проветривание выработок и другие операции проходческих работ	16
Глава 3. Свойства и классификация горных пород	17
1. Общие сведения	17
2. Горнотехнические характеристики пород	19
3. Физико-технические характеристики пород	23
4. Прочностные характеристики пород	24
5. Классификации пород	29
РАЗДЕЛ II. ПРОЦЕССЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	38
Глава 4. Разрушение горных пород при бурении шпуров и скважин	38
1. Классификация и характеристика способов бурения	38
2. Физические основы процесса разрушения пород	43
3. Схемы взаимодействия породоразрушающего инструмента с породой	45
4. Основы разрушения пород при ударном, вращательном и ударно-поворотном бурении	46
5. Классификация машин для различных способов бурения	49
6. Классификация инструментов для бурения	64
7. Установочные приспособления для бурильных машин	70
8. Восстановление бурового инструмента	73
9. Огневое бурение скважин	74
10. Новые способы бурения	77
11. Улучшение условий труда бурильщиков	79
12. Организация работ при бурении	86
Глава 5. Основы теории взрыва и взрывчатые вещества	89
1. Реакция взрывчатого превращения ВВ и кислородный баланс	89
2. Понятие о детонации и взрывном горении	91
3. Плотность ВВ и заряда	92
4. Теплота и температура взрыва	94
5. Объем и давление газов при взрыве	96
6. Основы теории детонации ВВ	98
7. Факторы, влияющие на скорость детонации зарядов ВВ	100
8. Характеристика ВВ	101
Глава 6. Промышленные взрывчатые вещества	103
1. Классификация промышленных ВВ	103
2. Индивидуальные взрывчатые химические соединения	106
3. Промышленные ВВ на основе аммиачной селитры	110
4. Нитроглицериновые ВВ	111
5. Пороха и окислители	112
6. Иницирующие ВВ	113
7. Предохранительные ВВ	115

§ 8. Средства беспламенного взрывания	116
§ 9. Методы испытаний промышленных ВВ	118
Глава 7. Способы и средства инициирования при взрывании	122
§ 1. Классификация способов взрывания	122
§ 2. Огневое взрывание	123
§ 3. Электрическое взрывание	126
§ 4. Средства электроогневого инициирования	138
§ 5. Взрывание с помощью детонирующего шнура	138
Глава 8. Действие взрыва в среде	141
§ 1. Физическая сущность взрывного разрушения	141
§ 2. Основные понятия о действии заряда в среде	144
§ 3. Разрушение пород при взрывании одиночного и нескольких зарядов	147
§ 4. Разрушение пород при короткозамедленном взрывании	149
§ 5. Кумулятивное действие взрыва	150
§ 6. Контурное взрывание	152
Глава 9. Методы взрывных работ	154
§ 1. Классификация методов взрывных работ	154
§ 2. Метод шпуровых зарядов	154
§ 3. Метод скважинных зарядов	157
§ 4. Метод котловых зарядов	159
§ 5. Метод камерных зарядов	162
§ 6. Метод малокамерных зарядов	164
§ 7. Метод накладных зарядов	165
Глава 10. Расчет зарядов взрывчатых веществ и технология взрывных работ	167
§ 1. Методика расчета зарядов при взрывании на рыхление и выброс	167
§ 2. Расчет зарядов на заданное дробление	170
§ 3. Расчет параметров взрывания при проведении разведочных канав и траншей	171
§ 4. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок	173
§ 5. Взрывная отбойка пород на карьерах	178
§ 6. Организация взрывных работ	179
§ 7. Оценка качества взрыва	181
§ 8. Особенности взрывания мерзлых пород	183
§ 9. Составление типовых проектов и паспортов буровзрывных работ	185
Глава 11. Механизация взрывных работ	188
§ 1. Общие сведения о механизации взрывных работ	188
§ 2. ВВ для механизированного заряжения	188
§ 3. Зарядные машины и устройства	189
Глава 12. Специальные взрывные работы	195
§ 1. Взрывные работы при проведении выработок большого сечения	195
§ 2. Взрывные работы при строительстве горных и геологоразведочных предприятий	199
§ 3. Взрывные работы при разведочном и нефтяном бурении	206
§ 4. Взрывные работы в лесном и сельском хозяйстве	208
§ 5. Взрывные работы при разрушении металлических конструкций	211
Глава 13. Хранение, транспортирование и уничтожение взрывчатых материалов	212
§ 1. Классификация складов ВМ по назначению, сроку службы и устройству	212
§ 2. Устройство базисных и расходных складов, нормы хранения ВВ и СИ	213
§ 3. Расчет безопасных расстояний при хранении ВМ	216
§ 4. Учет и подготовка ВМ	218
§ 5. Транспортирование и переноска ВМ к месту работ	220

§ 6. Порядок оформления разрешения на право производства взрывных работ	223
§ 7. Сведения о «Единой книжке взрывника» и порядок ее получения	224
§ 8. Порядок и способы уничтожения ВМ	225
Глава 14. Невзрывные способы разрушения горных пород	226
§ 1. Машинная, гидравлическая и ручная отбойка пород	226
§ 2. Общие сведения о погрузчиках, экскаваторах, бульдозерах, скреперах, комбайнах и отбойных молотках	228
§ 3. Оборудование и схемы гидравлической отбойки	230
§ 4. Область применения невзрывных способов отбойки пород при проведении горно-разведочных выработок	231
РАЗДЕЛ III. ПРОВЕТРИВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	232
Глава 15. Рудничная атмосфера	232
§ 1. Воздух подземных горных выработок	232
§ 2. Газовый состав рудничного воздуха	233
§ 3. Ядовитые, взрывчатые и радиоактивные примеси рудничного воздуха	233
§ 4. Рудничная пыль	236
§ 5. Физические параметры рудничного воздуха	237
§ 6. Климатические условия в горных выработках	238
Глава 16. Методы и аппаратура контроля за состоянием рудничной атмосферы	240
§ 1. Приборы для измерения физических параметров рудничного воздуха	240
§ 2. Методы и приборы для определения концентрации вредных газов и рудничной пыли	241
§ 3. Периодичность контроля	242
§ 4. Пылевентиляционная служба	243
Глава 17. Основы рудничной аэрологии	244
§ 1. Виды давления в движущемся воздухе	244
§ 2. Скорость движения и расход воздуха	245
§ 3. Режимы движения воздуха	246
§ 4. Сопротивление при движении воздуха по трубопроводам и выработкам	247
§ 5. Понятие о депрессии	250
§ 6. Утечки воздуха	252
Глава 18. Способы проветривания горно-разведочных выработок	253
§ 1. Естественная тяга	253
§ 2. Методы расчета и измерения естественной тяги	254
§ 3. Проветривание выработок вентиляторами	255
§ 4. Схемы проветривания	256
§ 5. Регулирование движения воздуха с помощью перемычек, дверей и окон	257
§ 6. Способы проветривания шахтных стволов и шурфов при их проходке	259
§ 7. Способы проветривания горизонтальных и наклонных подземных выработок	259
§ 8. Способы проветривания нарезных (тупиковых) выработок	261
§ 9. Расчет расхода воздуха	262
§ 10. Особенности проветривания выработок при разведке и разработке месторождений радиоактивных руд	264
РАЗДЕЛ IV. ПРОЦЕССЫ ПОГРУЗКИ И ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	266
Глава 19. Погрузка горной породы в горизонтальных и вертикальных выработках	266
Глава 20. Рудничный транспорт	272
§ 1. Доставка пород	273

§ 2. Откатка и транспортирование пород	274
§ 3. Подъем пород	275
§ 4. Транспортные средства, используемые на поверхности	280
РАЗДЕЛ V. ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТОК	281
Глава 21. Горное давление	281
§ 1. Напряженное состояние нетронутого массива горных пород	281
§ 2. Напряжения в породах окружающих горную выработку	284
Глава 22. Методы расчета давления на крепь	289
§ 1. Оценка устойчивости незакрепленной выработки	289
§ 2. Способы поддержания горных выработок	295
§ 3. Давление на крепь горных выработок (открытых, горизонтальных и вертикальных)	297
§ 4. Крепление открытых и подземных горизонтальных выработок	306
§ 5. Конструкции крепи	309
§ 6. Крепление шурфов и стволов	317
§ 7. Крепление восстающих и камерных выработок	322
РАЗДЕЛ VI. ВОДООТЛИВ И ОСВЕЩЕНИЕ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ	323
Глава 23. Шахтные воды	323
§ 1. Водопритоки в горные выработки	323
§ 2. Определение водоприток	324
§ 3. Химический состав рудничных вод	324
§ 4. Методы борьбы с водопритоками	325
Глава 24. Проходческий водоотлив	326
§ 1. Способы водоотлива при проведении горных выработок	326
§ 2. Водоотлив по канавам	327
§ 3. Водоотлив с помощью насосов	328
§ 4. Монтаж оборудования водоотлива при проходке вертикальных и наклонных выработок	329
Глава 25. Стационарный водоотлив	330
§ 1. Устройство и оборудование насосных станций	330
§ 2. Автоматизация управления водоотливом	331
§ 3. Техника безопасности при водоотливе	333
Глава 26. Светотехнические единицы	334
§ 1. Единицы силы света	334
§ 2. Значение освещенности горных выработок	336
§ 3. Нормы освещенности	336
§ 4. Требования, предъявляемые к источникам света	337
Глава 27. Рудничные светильники и лампы	339
§ 1. Классификация рудничных светильников и ламп	339
§ 2. Электрическое освещение подземных выработок	339
§ 3. Расчет освещения	340
§ 4. Организация лампового хозяйства	342
§ 5. Безопасность работ при устройстве и эксплуатации электроосветительных установок	343
РАЗДЕЛ VII. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК	345
Глава 28. Способы и технологические схемы проходки выработок	345
§ 1. Понятие о технологических схемах	345
§ 2. Основные принципы выбора технологических схем	346
Глава 29. Общие сведения об организации горно-разведочных работ	347
§ 1. Специализированные и комплексные проходческие бригады	347
§ 2. Подготовка рабочего места и организация труда	348
§ 3. Организация технологического процесса проходки	349
§ 4. Организация работ по охране труда	350

Глава 30. Технология и организация проведения геологоразведочных канав и траншей	351
§ 1. Проведение канав и траншей землеройными машинами	351
§ 2. Формы и размеры поперечного сечения канав и траншей	359
Глава 31. Проектирование и технология проходки разведочных шурфов	362
§ 1. Проходка шурфов с частичной механизацией работ	362
§ 2. Проходка шурфов с механизацией основных операций проходческого цикла	366
§ 3. Проходка шурфов посредством бурения	369
§ 4. Технология проходки шурфов с применением самоходного оборудования	379
§ 5. Техничко-экономические показатели бурового способа проходки шурфов	381
§ 6. Форма и размеры поперечного сечения шурфов	382
Глава 32. Проектирование и технология проведения горизонтальных подземных выработок	386
§ 1. Формы и размеры поперечного сечения горизонтальных подземных горных выработок	386
§ 2. Проведение выработок по однородным крепким породам	391
§ 3. Проведение выработок по однородным мягким породам	393
§ 4. Проведение выработок с отбойкой молотками и применением ВВ	394
§ 5. Проведение выработок комбайнами	394
§ 6. Проведение выработок по неоднородным породам	395
Глава 33. Проектирование и технология проходки наклонных горных выработок	396
§ 1. Параметры наклонных горных выработок	396
§ 2. Формы и размеры выработок	397
§ 3. Технологические схемы проходки выработок	399
§ 4. Горнопроходческое оборудование, материалы и инструменты	404
§ 5. Сопряжение с горизонтальной горной выработкой	409
§ 6. Процессы проходческого цикла	410
§ 7. Организация горнопроходческих работ	411
§ 8. Техничко-экономические показатели проходческих работ	415
§ 9. Меры безопасности при проходке выработок	417
Глава 34. Проектирование и технология проходки шахтных стволов	418
§ 1. Параметры разведочных шахтных стволов	418
§ 2. Выбор формы и определение размеров шахтных стволов	420
§ 3. Технологические схемы проходки стволов	421
§ 4. Способы и технологические процессы проходки стволов	425
§ 5. Комплексы проходческого оборудования, материалы и инструменты	429
§ 6. Организация работ и способы проходки устья ствола	431
§ 7. Технология и организация работ при проходке ствола	433
§ 8. Техника безопасности при проходке стволов	438
Глава 35. Проектирование и технология углубки разведочных шахтных стволов	439
§ 1. Способы углубки шахтных стволов	439
§ 2. Комплекс применяемого оборудования	441
§ 3. Проходческие процессы	442
§ 4. Организация работ при углубке шахтного ствола	444
§ 5. Техничко-экономические показатели углубки	446
§ 6. Меры безопасности при углубке стволов	446
Глава 36. Проектирование и технология проведения подземных камерных выработок	447
§ 1. Характеристика и назначение подземных камерных выработок	447
§ 2. Технологические схемы проведения камер	448

§ 3. Технологические процессы	450
§ 4. Организация проходческих работ	451
Глава 37. Проектирование и технология проведения горных выработок в сложных геологических и гидрогеологических условиях	452
§ 1. Особенности проведения горных работ в сложных условиях	452
§ 2. Способы проведения горных выработок	453
§ 3. Применяемое оборудование, инструменты и материалы	458
§ 4. Организация труда и меры безопасности при проведении горных работ	462
Глава 38. Оптимизация проведения горно-разведочных выработок	464
§ 1. Оптимизация режима проходческих работ	464
§ 2. Оптимизация технологии проведения выработок	465
§ 3. Оценка прогрессивности технологии проведения выработок	470
Глава 39. Охрана природы при проведении горно-разведочных работ	471
§ 1. Общие сведения о задачах охраны природы при геологоразведочных работах	471
§ 2. Влияние горно-разведочных работ на окружающую среду	472
§ 3. Снижение негативных экологических последствий горно-разведочных работ	474
РАЗДЕЛ VIII. ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	479
Глава 40. Общие сведения	479
§ 1. Запасы полезных ископаемых	479
§ 2. Потери полезных ископаемых	482
§ 3. Способы разработки и область их применения	484
§ 4. Горные предприятия	486
Глава 41. Подземная разработка месторождений	487
§ 1. Основные понятия	487
§ 2. Вскрытие месторождений	492
§ 3. Подготовка месторождений	501
§ 4. Особенности основных производственных операций очистных работ	506
§ 5. Общие сведения о системах разработки	511
§ 6. Системы разработки рудных месторождений	513
§ 7. Системы разработки пластовых (угольных) месторождений	532
§ 8. Система разработки россыпных месторождений	539
Глава 42. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых	541
§ 1. Сущность и общая характеристика открытой разработки месторождений	541
§ 2. Открытая разработка рудных и пластовых месторождений	543
§ 3. Открытая разработка россыпных месторождений	553
Глава 43. Охрана природы при разработке месторождений	562
§ 1. Влияние разработки месторождений на окружающую среду	562
§ 2. Мероприятия, снижающие негативные экологические последствия разработки месторождений	565
Список литературы	567
Предметный указатель	568