

Шехурдин В. К., Несмотряев В. И., Федоренко П. И. Горное дело: Учебник для техникумов. — М.: Недра, 1987. — 440 с.

Приведены сведения о технике и технологии проведения горноразведочных выработок и основах разработки месторождений полезных ископаемых подземным и открытым способами. Изложена методика выбора формы и типа горных выработок. Приведены свойства и классификация горных пород. Рассмотрены основные производственные процессы при проведении горноразведочных выработок (разрушение пород, их погрузка и транспортирование, крепление выработок, их вентиляция и освещение, водоотлив и др.) в различных горно-геологических и гидрогеологических условиях. Приведены технологические схемы и примеры скоростного проведения выработок.

Для учащихся техникумов, обучающихся по специальности «Техника разведки месторождений полезных ископаемых».

Табл. 32, ил. 171, список лит. — 45 назв.

Рецензенты: *А. Г. Солнцев* (Производственное управление Мингео РСФСР) и *Г. И. Карасев* (Киевский геологоразведочный техникум).

В Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года предусматривается повышение эффективности и качества подготовки к освоению разведанных запасов полезных ископаемых и расширение сырьевой базы действующих горнодобывающих предприятий. Особое внимание должно уделяться поискам и разведке месторождений высококачественных руд для черной и цветной металлургии, сырья для производства минеральных удобрений.

Наряду с высокими темпами развития прогрессивных геофизических и геохимических методов исследований недр большое значение придается широкому использованию в геологии аэровысотных и космических средств для изучения природных ресурсов Земли. На всех стадиях наземных и подземных поисков и разведки месторождений полезных ископаемых одним из эффективных средств получения высоконадежной и достоверной информации является проведение горноразведочных выработок. Ежегодный объем открытых геологоразведочных выработок (канал, траншей и др.) только по РСФСР составляет в среднем около 12 млн. м³. Объем работ по проведению подземных горизонтальных выработок (штолен, квершлагов, штреков и др.) составляет 95% общего объема подземных горноразведочных работ, а суммарная длина этих выработок — около 93 км в год. Объем проходки стволов разведочных шахт по Мингео РСФСР в настоящее время равен 4—5 км в год.

Для сокращения сроков разведки месторождений необходимо дальнейшее повышение производительности труда, планомерное техническое оснащение геологоразведочной службы, комплексная механизация горнопроходческих работ, сокращение численности рабочих, занятых ручными операциями, и совершенствование организации, нормирования и стимулирования труда.

Мингео СССР разработана комплексная программа механизации ручного труда на период до 2000 г., в которой предусмотрено техническое перевооружение на основе более широкого применения новейших видов серийного оборудования и высокоэффективных технологий проведения горноразведочных выработок.

Особое внимание обращено на механизацию шурфопроходческих работ, где уровень ручного труда все еще велик. Намечено повысить концентрацию объемов горноразведочных работ на основных объектах и создать мобильные проходческие бригады (отряды) для поочередного выполнения работ на объектах с незначительными объемами горноразведочных работ.

При проведении подземных выработок в больших масштабах применяется современное горнопроходческое оборудование: бурильные установки, погрузочные машины, скреперные установки и погрузчики, комплексы для проходки восстающих и аккумуляторные и троллейные электровозы.

Широкое распространение получил многозабойный способ скоростного проведения выработок одной бригадой численностью более десяти человек. Многозабойная проходка позволяет достичь средней скорости 170—200 м на бригаду в месяц (опыт объединений «Читагеология» и «Якутскгеология»).

Бригадный подряд как новая форма организации труда комплексной бригады, в состав которой входят забойные рабочие разных профессий, позволяет ликвидировать простои на вспомогательных операциях, снизить себестоимость разведочных работ и повысить производительность труда горнорабочего. По методу бригадного подряда в геологических объединениях работает более 60% проходческих бригад.

На горнодобывающих предприятиях страны при многозабойном способе скоростного проведения подземных горизонтальных выработок с применением самоходного проходческого оборудования на пневмошинном ходу достигнуты скорости 400—600 м/мес и более на одну бригаду численностью более десяти человек. При этом сменная производительность труда проходчика превышает 15 м³.

Возможность увеличения скорости проведения подземных выработок на геологоразведочных работах сдерживается незначительными площадями забоев, не позволяющими применять производительное самоходное горнопроходческое оборудование на пневмошинном и рельсовом ходу больших типов размеров. Необходимо заметить, что расчет месячной скорости на бригаду при многозабойной проходке без указания ее численности не вскрывает резервов производства и нивелирует просчеты в организации труда горнорабочих. Наиболее объективными показателями роста производительности труда с внедрением новой техники считается месячная скорость проходки одного подземного рабочего и сменная производительность проходчика в кубических метрах пройденной выработки.

Программой дисциплины «Горное дело» предусматривается изучение технологии проведения горноразведочных выработок и основ разработки месторождений учащимися специальности 0106 «Техника разведки месторождений полезных ископаемых». Непрерывное совершенствование техники и технологии горнопроходческих работ и форм организации труда оказывает определенное влияние на уровень подготовки технических кадров. В периодической научной литературе и Строительных нормах и правилах содержатся общие положения и принципы подхода к решению основных технологических процессов, связанных с горными работами. Однако в этих рекомендациях обычно отсутствуют методические указания по решению конкретных задач, что вызывает у учащихся определенные трудности при курсовом и дипломном проектировании. Поэтому авторы отказались от традиционной подачи материала учебника, носящей описательный характер, и сочли необходимым изложить имеющиеся научные основы и методики решения технологических задач. Для составления курсовых проектов по проведению горноразведочных выработок в учебнике даны расчетные формулы, а также примеры расчета паспортов БВР и крепления. Все вопросы по технологии излагаются с учетом требований СНиП, отраслевых и нормативных документов на проектирование горных выработок. Методически в учебнике выдерживается принцип: от освещения отдельных вопросов и тем — к рассмотрению технологии работ в комплексе. По вопросам, не имеющим однозначной трактовки, приводится краткое теоретическое обоснование и рекомендуемая методика расчета параметров.

В книге обобщен передовой опыт горнопроходческих работ в геологоразведочной и горнодобывающих отраслях промышленности.

Введение и гл. 1—5, 10, 17—19, 21 (кроме 21.8), 22 и 23 написаны В. К. Шехурдиным; гл. 12—16, 20 и 21.8 — В. И. Несмотряевым; гл. 6—9, 11 и 24—27 — П. И. Федоренко.

1. ГОРНЫЕ РАБОТЫ И ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

1.1. Основные понятия и классификация горных выработок

Геологоразведочный процесс представляет собой комплекс последовательно выполняемых горных (горноразведочных) работ (процессов), связанных с проведением (проходкой), креплением и поддержанием горных выработок. Горные работы включают также выемку полезного ископаемого, перед которой проводят работы по вскрытию и подготовке месторождений к добыче.

Под горной выработкой понимают сооружение в недрах Земли или на ее поверхности, созданное в результате ведения горных работ и представляющее собой полость в массиве горных пород.

Горные выработки, пройденные в недрах Земли (имеющие и не имеющие непосредственный выход на ее поверхность), называются подземными, а пройденные на поверхности Земли — открытыми.

В зависимости от народнохозяйственного значения различают горные выработки разведочные и эксплуатационные.

Разведочные (горноразведочные) выработки проходят с целью поисков и разведки месторождений полезных ископаемых. Объем выработок и их вид зависят от стадий геологоразведочных работ. Так, при геологической съемке создаются искусственные обнажения горных пород, а на последующих стадиях разведочных работ (поиски, предварительная, детальная и эксплуатационная разведки) горные выработки обеспечивают получение полной и достоверной информации об изучаемых месторождениях. С помощью горноразведочных выработок ведется подсчет запасов высоких категорий разведанности. Значение горных работ обычно возрастает по мере перехода от одной стадии разведки к другой.

Эксплуатационные горные выработки используют для эксплуатации месторождения. Имея многоцелевое назначение, они служат для транспортирования горной массы, оборудования, материалов, подачи свежего и отвода отработанного воздуха, стока подземных вод, передвижения людей и т. д. Поэтому в зависимости от основного функционального назначения различают транспортные, грузопассажирские (оборудованы ходки), закладочные, рудоперепускные (рудоспуски), водоотливные и другие горные выработки.

Горные выработки проводятся также для целей железнодорожного и автомобильного транспорта (тоннели), при строительстве гидротехнических сооружений и стока и перепада воды (водопроводные каналы, водоводы), для хранения нефтепродуктов и газообразных веществ (камеры, хранилища) и др.

В зависимости от способа финансирования работ различают капитальные и некапитальные горные выработки. Капитальные выработки проводятся за счет капитальных вложений, отпущенных на строительство предприятий или разведку месторождения, а некапитальные — за счет текущих издержек уже действующего предприятия (рудника, шахты).

По углу наклона к поверхности различают горизонтальные, наклонные и вертикальные горные выработки.

В зависимости от соотношения между площадью поперечного сечения и продольным размером горные выработки разделяют на протяженные (стволы, шурфы, квершлагы, штреки, траншеи, каналы и т. д.) и объемные (камеры и околоствольные дворы).

Элементы горной выработки. У горизонтальных и наклонных выработок, пройденных в недрах Земли, выделяют следующие ограничивающие их поверхности: забой, кровлю, бока и почву. За боем называют перемещающуюся в пространстве полезного ископаемого или вмещающих пород поверхность, с которой непосредственно осуществляется их выемка. Бока выработки — поверхности горных пород, ограничивающие выработку с ее боков. Поверхность горных пород, ограничивающую горную выработку сверху, называют кровлей, а снизу — почвой.

В вертикальной подземной горной выработке различают забой и бока.

Место примыкания подземной выработки к поверхности Земли или к другой выработке называют устьем выработки.

Во всех подземных выработках (кроме длинных очистных) различают призабойное пространство — пространство внутри выработки, которое примыкает непосредственно к забою, где располагается забойное горнопроходческое оборудование и находится обслуживающий его персонал. Призабойное пространство достигает длины нескольких десятков метров.

Расстояние, на которое перемещается забой выработки за определенный промежуток времени (смену, сутки, месяц), называют подвиганием забоя.

1.2. Открытые горные выработки

К открытым горным выработкам, предназначенным для разведки месторождений полезных ископаемых, относятся разведочные каналы и траншеи. Канавы — горная выработка небольшой площади сечения трапецевидной или прямоугольной формы, служащая для зарисовки геологического строения пород и опробования полезного ископаемого. Ширина канавы по по-

дошве принимается равной 0,6—1 м, что обеспечивает удобство ведения геологической документации. В общем случае ширина канавы по подошве зависит от габаритов применяемого проходческого оборудования. Длина канавы колеблется от единицы до сотен метров. Канавы длиной несколько сотен метров называют магистральными. Их часто проходят прерывистыми с интервалами от 5 до 20 м и более. Такие канавы принято называть пунктирными или пунктирно-магистральными.

Кроме разведочных канав, различают нагорные, служащие для перехвата талых вод и атмосферных осадков, а также дренажные — для понижения уровня подземных вод. Для сбора воды, вытекающей из почвы, боков и кровли подземной выработки, сооружают водосборные (водоотводные) канавы.

Траншеей называют открытую горную выработку трапециевидной формы с поперечным сечением, ограниченную снизу подошвой (дном), а с боков наклонными плоскостями: по длине — бортами, по ширине — торцами. Угол наклона плоскости борта траншеи к горизонту называют углом откоса борта.

В зависимости от назначения различают траншеи капитальные (создающие доступ к разрабатываемому рудному телу или угольному пласту), разрезные (для создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования), разведочные (для целей разведки), дренажные (проходятся с целью осушения и водоотлива) и др.

Разведочную траншею, пройденную на косогоре неполной площадью сечения, называют полутраншеей.

Комплекс рабочих процессов, выполняемых для образования канавы или траншеи, называют проходкой (проведением) канавы или траншеи.

Карьером называют горное предприятие, представляющее собой совокупность разнообразных горных выработок (траншей, котлованов, рудоспусков и др.) и осуществляющее разработку месторождения полезного ископаемого открытым способом.

1.3. Подземные горные выработки

Разведочная шахта является предприятием, осуществляющим разведку месторождения (или его части) подземным способом и представляющим собой совокупность подземных горных выработок, предназначенных для разведки месторождения. В отличие от разведочной шахта является горнопромышленным предприятием, осуществляющим добычу полезного ископаемого подземным способом и отгрузку его непосредственно потребителю или на центральную обогатительную фабрику. К шахте относятся также наземные сооружения и горные выработки, предназначенные для разработки месторождения.

В отличие от шахты, рудником называют промышленное предприятие по добыче руды подземным или открытым способом.

Название подземных горных выработок в основном определяется их расположением относительно элементов залегания рудного тела (месторождения) и назначением. Выделяют следующие основные элементы залегания рудного тела (залежи, пласта): простирание (линия простирания), падение (линия падения), угол падения и мощность. Под простиранием месторождения понимают направление линии пересечения горизонтальной плоскости с рудным телом. Линию пересечения поверхности рудного тела (пласта, жилы) вертикальной плоскостью, перпендикулярной к линии простирания, называют линией падения. Угол между линией падения и ее проекцией на горизонтальную плоскость называют углом падения.

Горные породы, непосредственно примыкающие к поверхности, ограничивающей полезное ископаемое, называют боковыми породами. Различают кровлю и почву пласта, жилы или залежи при пологом и наклонном залегании. При крутом залегании рудных тел или угольных пластов боковые породы называют висячим и лежащим боками.

Мощность пласта (залежи, толщи) определяется расстоянием по нормали между поверхностями пласта (толщи), а также между лежащим и висячим боками пласта, жил, линз и других геологических тел. Расстояние по нормали является истинной (нормальной) мощностью. Кроме истинной, различают горизонтальную, вертикальную и среднюю мощности. Выдержанные элементы залегания имеют только пластообразные залежи. Рудные тела другой формы имеют, как правило, непостоянные элементы залегания.

Камеры — подземные горные выработки, имеющие при сравнительно больших поперечных размерах небольшую длину и предназначенные для размещения оборудования. Камеры располагаются в пределах околоствольного двора, пред-

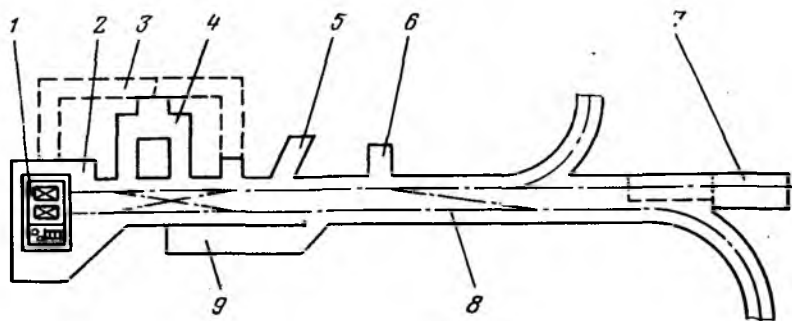


Рис. 1.1. Схема одностороннего тупикового клетевых околоствольного двора: 1 — ствол шахты; 2 — ниша с сигнальной аппаратурой; 3 — водосборник; 4 — насосная станция; 5 — камера ожидания рабочих; 6 — камера медицинского пункта; 7 — электровозное депо; 8 — рельсовый путь; 9 — камера электроподстанции

ставляющего собой совокупность выработок, служащих для соединения шахтного ствола (стволов) со всеми остальными выработками шахты (рис. 1.1).

В пределах околоствольного двора располагаются следующие камеры: насосная, электроподстанция, противопожарная, электровозное депо, ожидания, диспетчерская, медицинский пункт и др. Околоствольный двор является главной подземной станцией, пропускающей весь груз, выдаваемый из шахты на поверхность (полезное ископаемое, пустая порода), а также поступающие с поверхности порожние вагонетки, крепежные материалы для возведения крепи, рудничные рельсы и шахтное оборудование.

Разведочные шахты обычно имеют один вертикальный шахтный ствол, оборудованный одной или двумя клетями. В этом случае принимают клетевой односторонний (или двусторонний) тупиковый (или круговой) околоствольный двор.

Расположение подземных горных выработок при крутом залегании рудного тела показано на рис. 1.2.

Шахтный ствол — вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ в пределах шахтного поля или его части. Шахтный ствол может быть разведочным или эксплуатационным. В зависимости от основного назначения эксплуатационные стволы бывают главными или вспомогательными. Разведочный ствол выполняет все функции ведения горноразведочных работ: служит для подъема горной

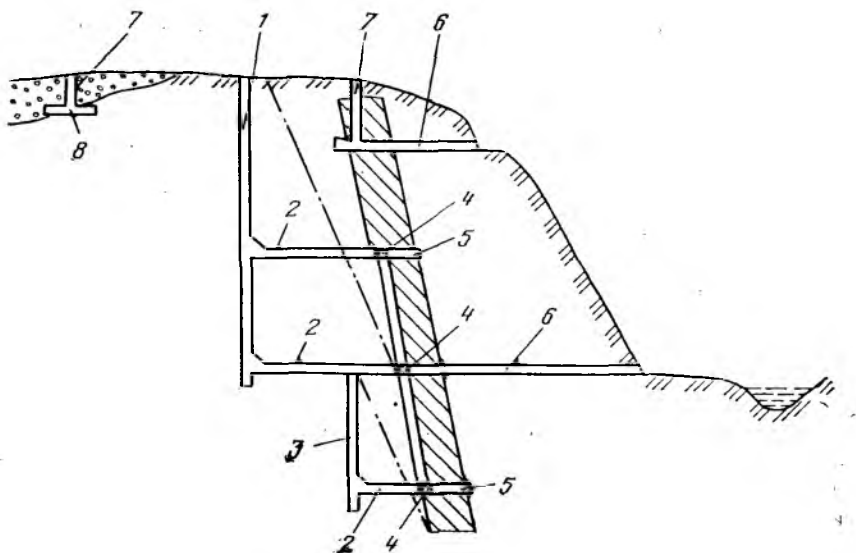


Рис. 1.2. Схема расположения подземных горных выработок:

1 — ствол шахты; 2 — квершлаг; 3 — слепой ствол; 4 — штреки; 5 — орты; 6 — штольни; 7 — шурфы; 8 — рассечка

породы на поверхность, спуска и подъема людей, оборудования и материалов, проветривания горных выработок, откачки воды и др. По форме сечения шахтные стволы бывают круглыми и прямоугольными. Стволы разведочных шахт проходят на глубину до 400 м и более. Круглые стволы имеют диаметр в свету 4 и 4,5 м, а прямоугольные — площадь 8,9; 12,7 и 14,2 м². Если шахтный ствол не имеет непосредственного выхода на поверхность, его называют слепым.

Шурф — вертикальная неглубокая (до 40 м) горная выработка круглой или прямоугольной формы сечения, пройденная с поверхности. Разведочные шурфы проходят для изучения условий залегания и литологического сложения пород. При инженерных изысканиях шурфы проходят под основание запроектированного сооружения с целью изучения степени сохранности грунтов и их устойчивости, для отбора проб в состоянии естественной влажности и ненарушенной структуры. Площадь сечения шурфов от 1 до 4 м². Эксплуатационные шурфы проходят для вентиляции шахт (рудников), водоотлива, транспортирования материалов, спуска и подъема людей. Такие шурфы в отличие от стволов шахт имеют глубину не более нескольких десятков метров, оснащаются чаще всего легким вспомогательным подъемом (обычно бадейным) и используются главным образом для целей вентиляции и как запасной выход из подземных выработок.

Восстающий — вертикальная или наклонная горная выработка, проводимая по восстанию залежи (пласта) и служащая для проветривания, передвижения людей, спуска полезного ископаемого или породы, доставки материалов и оборудования, подачи энергии и воды, а также для разведочных целей. Разведочные восстающие проходят длиной до 100 м, имеют одно — три отделения и площадь поперечного сечения до 5 м² прямоугольной формы. Восстающие, пройденные способом бурения, имеют сечение круглой формы диаметром до 0,8—1,5 м.

Бремсберг — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, пройденная, как правило, по направлению падения пласта или залежи полезного ископаемого и предназначенная для спуска руды или угля на откаточный горизонт шахты. Бремсберг чаще всего оснащается конвейерной установкой (реже канатной откаткой в вагонетках или скипах). На разведочных шахтах бремсберги проходят крайне редко.

Уклон — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для подъема полезного ископаемого. Уклон оснащается так же, как и бремсберг, и проходится, как правило, на угольных шахтах.

Скважина — горная выработка цилиндрической формы глубиной более 5 м, пройденная в горной породе или полезном ископаемом механическими или немеханическими способами бурения. Разведочные скважины предназначены для поиска по-

лезных ископаемых, определения их запасов, качества и условий залегания. На действующих рудниках с помощью скважин уточняются детали геологического строения отдельных участков месторождения, необходимые для правильной его эксплуатации.

Для определения закономерностей геологического строения и правильной экономической оценки месторождения скважины располагают по сетке или разведочным линиям. Кроме разведочных, существуют скважины для эксплуатации нефтяных и газовых месторождений, а также месторождений воды. При отбойке и рыхлении горных пород применяют взрывные скважины для размещения в них зарядов взрывчатого вещества (ВВ). Диаметр разведочных скважин равен 36 мм и более. Взрывные скважины бурят диаметром 75 мм и более.

К горизонтальным выработкам относят штольню, квершлаг, штрек, орт и рассечку. Эти выработки имеют небольшой уклон в сторону устья, так называемый уклон равного сопротивления. Он обеспечивает одинаковые усилия на крюке электровоза при движении порожнего состава на подъем, а груженого под уклон. Угол равного сопротивления составляет 0,05 радиан (3°). Наличие уклона создает также направленное движение воды от забоя выработки к устью по водоотводной канавке, проложенной в почве выработки.

Штольня — горизонтальная подземная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность, предназначенная для обслуживания горных или разведочных работ. Штольня имеет такое же назначение, как и шахтный ствол. Горизонтальный ствол шахты называют штольней. Штольню проводят в гористой местности.

Квершлаг — горизонтальная подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, пройденная по вмещающим породам вкrest простираения месторождения и используемая для транспорта, вентиляции, передвижения людей, водоотлива, для прокладки кабелей, труб и линий связи.

Штрек — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, пройденная по простираению наклонно залегающего месторождения или в любом направлении при горизонтальном его залегании. Иногда штреки проводят по пустым породам параллельно линии простираения месторождения. Такие штреки называют полевыми.

Орт — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и пройденная вкrest простираения месторождения (при крутом и наклонном падении). При разработке месторождения орты проводят на мощных залежах вкrest их простираения по полезному ископаемому между висячим и лежащим боками. При этом орт может выходить за пределы залежи, соединяя между собой полевые штреки.

Рассечка — короткая горизонтальная подземная разведочная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и пройденная в целях разведки месторождения из шурфов, штолен, штреков и восстающих. Рассечки обычно проходят вкрест простирания пород.

1.4. Форма и размеры поперечного сечения горизонтальных выработок

Форма сечения горизонтальной горноразведочной выработки зависит в основном от вида горной крепи, применяемой для предохранения выработки от разрушения под действием давления окружающих ее пород и сохранения необходимой площади сечения на весь период разведочных работ. При проведении выработок им придают трапециевидную или прямоугольно-сводчатую форму сечения. Трапециевидную форму применяют при деревянной крепи и наличии небольшого давления со стороны окружающих пород. Прямоугольно-сводчатую форму применяют при монолитной бетонной, набрызгбетонной, анкерной и комбинированной (анкерной с набрызгбетоном) крепи и в выработках, не имеющих крепи (при прочных устойчивых породах).

Различают площади поперечного сечения в свету, вчерне и в проходке. Площадь сечения в свету определяют по размерам выработки до крепи, за вычетом площадей, занимаемых балластным слоем рельсового пути и трапам пешеходной дорожки. Площадь сечения вчерне является проектной площадью (в проходке). Действительная площадь сечения выработки в проходке несколько больше площади сечения вчерне. При проходке необходимо соблюдать, чтобы площадь сечения выработки соответствовала существующим «Нормам превышения сечений горноразведочных выработок в проходке по сравнению с сечениями вчерне при производстве геологоразведочных работ». В зависимости от крепости пород допускается увеличение площади сечения вчерне на коэффициент 1,04—1,12. Большое значение коэффициента соответствует площади поперечного сечения 4 м² в крепких породах.

Размер поперечного сечения в свету зависит от назначения выработки и определяется габаритами подвижного состава и числом рельсовых путей, шириной конвейера, скрепера или погрузочно-транспортной машины с учетом необходимых зазоров между этими машинами и крепью, которые регламентированы правилами безопасности. Зазор между подвижным составом и крепью на протяженных участках выработки при рельсовом транспорте составляет не менее 200 мм при монолитной бетонной, анкерной и набрызгбетонной крепи и не менее 250 мм при других видах крепи — металлической податливой и деревянной. Если откатка вагонеток по выработке осуществляется вручную, то при всех видах крепи этот зазор равен 200 мм.

При наличии в выработке рельсовых путей и при локомотивном транспорте для передвижения людей предусматривается пешеходная дорожка (проход) шириной не менее 700 мм (размер на высоте 1800 мм от уровня трапа или балластного слоя). При ручной откатке ширина пешеходной дорожки может быть уменьшена до 500 мм.

При проектировании выработок, предусматривающих откатку горной массы аккумуляторными электровозами, зазор со стороны прохода принимают равным 750 мм. На загрузлениях выработки при откатке электровозами размер зазора и прохода увеличивают с наружной стороны кривой на 300 мм, с внутренней — на 100 мм.

Расстояние между осями рельсовых путей на прямолинейных участках выработки принимают не менее $A+200$ мм, где A — максимальная ширина электровоза или вагонетки. На закруглениях ширину междупутья увеличивают на 300 мм.

Высоту выработки в свету от уровня головки рельса до крепи принимают не менее 2000 мм, исходя из минимальной высоты подвески контактного провода, равной 1800 мм. Минимальный зазор в свету между контактным проводом и крепью составляет 200 мм. В местах посадки людей в поезд и в выработках околоствольного двора высоту подвески контактного провода принимают равной соответственно 2000 и 2200 мм.

В выработках, оборудованных конвейерами, проход с одной стороны должен быть не менее 700 мм, а с другой — 400 мм, а расстояние от верхней части конвейера до кровли должно составлять не менее 500 мм. Ширина проходов у натяжных и приводных головок равна 600 мм.

При доставке породы по выработке скрепером дорожка должна обшиваться (при деревянной крепи) досками на высоту 600 мм от уровня почвы, чтобы исключить выдергивание и повреждение стоек крепи. Зазор между скрепером и крепью на высоте скрепера принимается с двух сторон одинаковым: 200 или 300 мм.

При проведении расщечек и камер околоствольного двора возможно применение погрузочно-транспортных машин. В этом случае зазор между машиной и крепью принимается равным 500 мм с обеих сторон. Зазор для прохода людей при этом не предусматривают, чтобы не увеличивать площадь сечения выработки, и хождение людей в период работы машины запрещают. Минимальный зазор между наиболее выступающей частью машины и кровлей выработки принимают равным 500 мм.

Расчет сечения выработки рекомендуется вести согласно «Методическим указаниям по выбору рациональных сечений подземных горноразведочных выработок».

Трапецевидная форма сечения выработки с рельсовым транспортом. Расчет площади поперечного сечения выработки рекомендуется вести в следующей последовательности. По га-

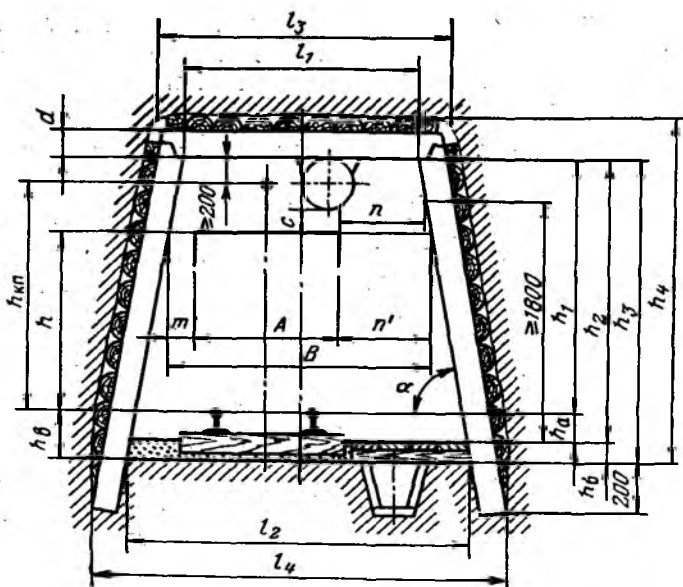


Рис. 1.3. Трапециевидная форма поперечного сечения выработки с деревянной крепью

баритам (ширине и высоте) применяемого электровоза или вагонетки (при ручной откатке) определяют ширину однопутной выработки в свету на уровне кромки подвижного состава (рис. 1.3)

$$B = m + A + n' \quad (1.1)$$

и ширину двухпутной выработки в свету

$$B = m + 2A + p + n',$$

где m — размер зазора на уровне кромки подвижного состава, мм (принимается равным 200—250 мм); $p=200$ мм — зазор между составами; n' — размер прохода для людей на уровне кромки подвижного состава, мм:

$$n' = n + [1800 - (h + h_a)] \operatorname{ctg} \alpha;$$

n — размер прохода на высоте 1800 мм от уровня балластного слоя, равный не менее 700 мм; h — высота электровоза (вагонетки) от головки рельса; h_a — высота верхнего строения пути от балластного слоя до головки рельса, равная 160 мм; $\alpha = 83^\circ$ — угол наклона стоек, принятый по ГОСТ 22940—85 для разведочных выработок.

Высота выработки от головки рельса до верхняка в случае применения контактных электровозов (до осадки крепи)

$$h_1 = h_{\text{кп}} + 200 - 100,$$

где $h_{\text{кп}}$ — высота подвески контактного провода (не менее 1800 мм); 200 мм — зазор между контактным проводом и крепью; 100 мм — величина возможной осадки крепи под действием горного давления.

При других видах транспорта высота h_1 определяется графическим построением с учетом зазора c между транспортным оборудованием и вентиляционным трубопроводом: при транспортировании аккумуляторными электровозами — 250 мм, при ручной откатке — 200 мм.

При транспортировании аккумуляторным электровозом

$$h_1 = h + d_{\text{т}} + 250 + 100,$$

где h — высота электровоза; $d_{\text{т}}$ — диаметр вентиляционного трубопровода; 250 мм — зазор между электровозом и вентиляционной трубой.

Высота h_1 в общем случае не должна быть меньше высоты погрузочной машины при поднятом ковше (у ППН-1с эта высота составляет 2250 мм) за вычетом высоты балластного слоя, т. е. $h_1 \geq 2250$ мм.

Ширина выработки в свету по кровле

$$l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} 83^\circ.$$

Ширина выработки в свету по балластному слою

$$l_2 = B + 2(h + h_a) \operatorname{ctg} 83^\circ.$$

Высота выработки от балластного слоя до крепи после осадки

$$h_2 = h_1 + h_a.$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету после осадки

$$S_{\text{св}} = 0,5(l_1 + l_2)h_2.$$

Ширина выработки в черне по кровле (при креплении вразбежку с затяжкой боков)

$$l_3 = l_1 + 2d,$$

где d — диаметр стойки крепи (не менее 160 мм).

Ширина выработки по почве в черне при креплении вразбежку с затяжкой боков

$$l_4 = B + \frac{2[\cos 83^\circ (h + h_a) + d + 50]}{\sin 83^\circ},$$

где $h_a = 320$ мм — высота от почвы выработки до головки рельса:

$$h_a = h_a + h_6,$$

где h_6 — высота балластного слоя.

Высота выработки от почвы до крепи (до осадки)

$$h_3' = h_3 + 100,$$

где h_3 — высота выработки от почвы до верхняка (после осадки).

Высота выработки вчерне до осадки при наличии затяжки

$$h_4' = h_3' + d + 50,$$

где d — диаметр крепежного леса, мм; 50 мм — толщина затяжки.

Высота выработки после осадки

$$h_4 = h_4' - 100.$$

Площадь сечения выработки вчерне до осадки

$$S_q = 0,5(l_3 + l_4) h_4'. \quad (1.2)$$

Вертикальная осадка, равная 100 мм, допускается только при деревянной крепи.

В выработках применяют укладку деревянных шпал и настилку пути из рельсов Р24 для вагонеток вместимостью до 2 м³. При проведении разведочных выработок используют вагонетки ВО-0,8, ВГ-0,7 и ВГ-1,2 вместимостью соответственно 0,8; 0,7; 1,2 м³. При ручной откатке породы вагонетками ВО-0,8 и ВГ-0,7, а также электровозами АК-2у применяют рельсы Р18.

Шпалы укладывают в балластный слой толщиной 160 мм, погружая их на 2/3 его толщины.

Прямоугольно-сводчатая форма выработки с рельсовым транспортом. При прямоугольно-сводчатой форме высота выра-

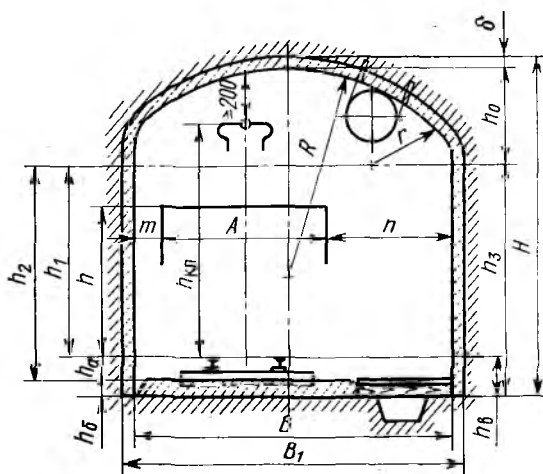


Рис. 1.4. Прямоугольно-сводчатая форма поперечного сечения выработки с набрызгбетонной крепью

ботки в свету складывается из высоты стенки от уровня балластного слоя и из высоты свода (рис. 1.4). Высоту выработки вчерне H определяют как высоту в свету плюс толщина крепи в своде при монолитной бетонной крепи или плюс 50 мм при набрызгбетонной, анкерной (штанговой) и комбинированной крепях. Высота стенки от уровня головки рельса до пяты свода h_1 при транспортировании аккумуляторными электровозами определяется в зависимости от высоты электровоза. Высота выработок при транспортировании контактными электровозами должна удовлетворять условиям, при которых обеспечиваются минимальные зазоры между электровозом (вагонеткой) и крепью, а также между токоприемником и крепью.

Высота вертикальной стенки от уровня трапа до пяты свода $h_2 = 1800$ мм. Высоту свода h_0 принимают в зависимости от коэффициента крепости пород по шкале М. М. Протодяконова. Для монолитной бетонной крепи при коэффициенте крепости $f = 3 \div 9$ $h_0 = B/3$.

Для набрызгбетонной и анкерной крепи и в выработках без крепи при $f \leq 12$, $h_0 = B/3$, а при $f > 12$, $h_0 = B/4$.

Кривая трехцентрового (коробового) свода образуется тремя дугами: осевой R и двумя боковыми r . Радиусы свода в зависимости от его высоты приведены ниже.

Высота свода h_0		$B/3$	$B/4$
Радиус осевой дуги R		0,692B	0,905B
Радиус боковой дуги r		0,262B	0,173B

Проектная ширина выработки B_1 при бетонной крепи состоит из ширины выработки в свету и удвоенной толщины крепи, а при набрызгбетонной, анкерной и комбинированной крепи — из ширины выработки в свету плюс 100 мм.

Ширина однопутной выработки в свету $B = m + A + n$.

Ширина двухпутной выработки в свету $B = m + 2A + p + n$, где $n = 700$ мм; $p = 200$ мм.

Высота вертикальной стенки выработки от головки рельса

$$h_1 = h_2 - h_a = 1800 - 160 = 1640 \text{ мм.}$$

Ширина выработки вчерне при набрызгбетонной и анкерной крепи

$$B_1 = B + 2\delta = B + 100,$$

где $\delta \approx 50$ мм — толщина крепи, принимаемая при расчете.

Площадь сечения выработки в свету при высоте свода $h_0 = B/3$

$$S_{св} = B (h_2 + 0,26B),$$

при $h_0 = B/4$

$$S_{св} = B (h_2 + 0,175B),$$

где $h_2 = 1800$ мм — высота вертикальной стенки от уровня трапа (балластного слоя).

Высота стенки от почвы выработки

$$h_3 = h_2 + h_6 = h_1 + h_B.$$

Параметр выработки в свету при $h_0 = B/3$

$$P_B = 2h_2 + 2,33B,$$

при $h_0 = B/4$

$$P_B = 2h_2 + 2,219B.$$

Площадь сечения выработки вчерне при набрызгбетонной, анкерной или комбинированной крепи при $h_0 = B/3$

$$S_4 = B_1 (h_3 + 0,26B_1), \quad (1.3)$$

при $h_0 = B/4$

$$S_4 = B_1 (h_3 + 0,175B_1). \quad (1.4)$$

Размеры выработок при скреперной доставке определяются в зависимости от высоты и ширины скрепера. Минимальная высота разведочной расчески в свету от почвы выработки до крепи при трапцевидном сечении принимается равной 1800 мм, ширина по верхняку в свету составляет 870 мм.

1.5. Типовые сечения горизонтальных выработок

По ГОСТУ 22940—85 для горизонтальных горноразведочных выработок установлены две формы поперечных сечений: трапецевидная (Т) и прямоугольно-сводчатая с коробовым трехцентровым сводом (ПС). По этому стандарту определяют только площадь сечения выработки в свету. Площадь сечения вчерне устанавливают в зависимости от принятой формы сечения, вида и толщины крепи по формулам (1.3) и (1.4).

ТАБЛИЦА 1.1

Площадь поперечного сечения, м ²		Вид транспортирования	Базовое оборудование	Габариты оборудования, мм	
Т	ПС			высота	ширина
2	2	Скреперная доставка	Скрепер СГ-0,1	400	710
2,8	2,7	То же	Скрепер СГ-0,25	560	950
3,7	3,5	Ручная откатка	Вагонетка ВО-0,4 (УВО-0,5)	1200	870
4,4	4,2	Локомотивная откатка	Электровоз АК-2у	1210	900
5	5,4	То же	Электровоз 4,5АРП-2М	1300	1000
8,3	8,2	Локомотивная откатка	Электровоз АК-2у	1210	900
9,2	8,8	То же	Электровоз 4,5АРП-2М	1300	1000

ТАБЛИЦА 1.2

Типоразмер ствола	Площадь поперечного сечения вчерне, м ²		Подъем	Клеть	Вагонетка, входящая в клеть
	со сплошной деревянной крепью	с подвесной деревянной крепью			
I	8,9	9,7	Одноклетевой с противовесом	1УКН1,4-1	ВГ-0,7
II	12,7	13,1	Двухклетевой	1УКН1,4-1	ВГ-0,7
III	10,9	11,7	Одноклетевой с противовесом	1УКН1,9-1	ВГ-1,1
IV	14,2	14,5	Двухклетевой	1УКН1,9-1	ВГ-1,1

Кроме круглой, применяется и прямоугольная форма поперечных сечений. Геологоразведочные организации в настоящее время проходят в основном стволы сечением 12,7 м² и более, в связи с тем что разведочные работы с помощью подземных горных выработок ведутся в основном на глубине до 300 м. Проходят и более глубокие стволы — до 1000 м. Стволы глубиной более 100—150 м имеют обычно круглое сечение.

Стволы разведочных шахт прямоугольной формы крепятся сплошной венцовой деревянной крепью. Разработанные Гипрогеолстроем и утвержденные Мингео СССР типы вертикальных стволов разведочных шахт прямоугольной формы с клетевым подъемом четырех типоразмеров приведены в табл. 1.2.

В практике горноразведочных работ стволы шахт I типоразмера проходят глубиной до 100 м. Стволы шахт II типоразмера сооружают глубиной до 200 м и IV типоразмера — до 300 м. Стволы шахт III типоразмера практически не применяются, так как при глубине более 100 м сооружать их затруднительно при наличии больших водопритокков и невозможности использования подвесных насосов из-за небольшой площади сечения ствола.

Выпускаемые в настоящее время неопрокидные шахтные клетки имеют другие типоразмеры: 1НВ140-2,2, рассчитанная на вагонетку ВГ-0,7-600, и 1НВ200-4,0 для вагонеток ВГ-1,2-600 и ВГ-1,2-850. Поэтому при определении размеров ствола в свету для клетки 1НВ-200-4,0 следует делать припуск на 100 мм. Для вагонеток ВГ-1,3 и ВГ-1,4 следует применять клеть 1НВ255-3,2, которая имеет ширину 1020 мм и длину 2250 мм. Типовое сечение ствола прямоугольной формы показано на рис. 1.7, а круглой формы — на рис. 1.8.

Из-за малой площади сечения стволов (до 14,2 м²) невозможно механизировать процесс уборки породы грейферными грузчиками.

Типоразмеры стволов круглой формы приведены в табл. 1.3.

В последнее время при сооружении стволов разведочных шахт проходят также стволы диаметром в свету 5 и 5,5 м, которые оборудуются клетями 1НВ255-3,2.

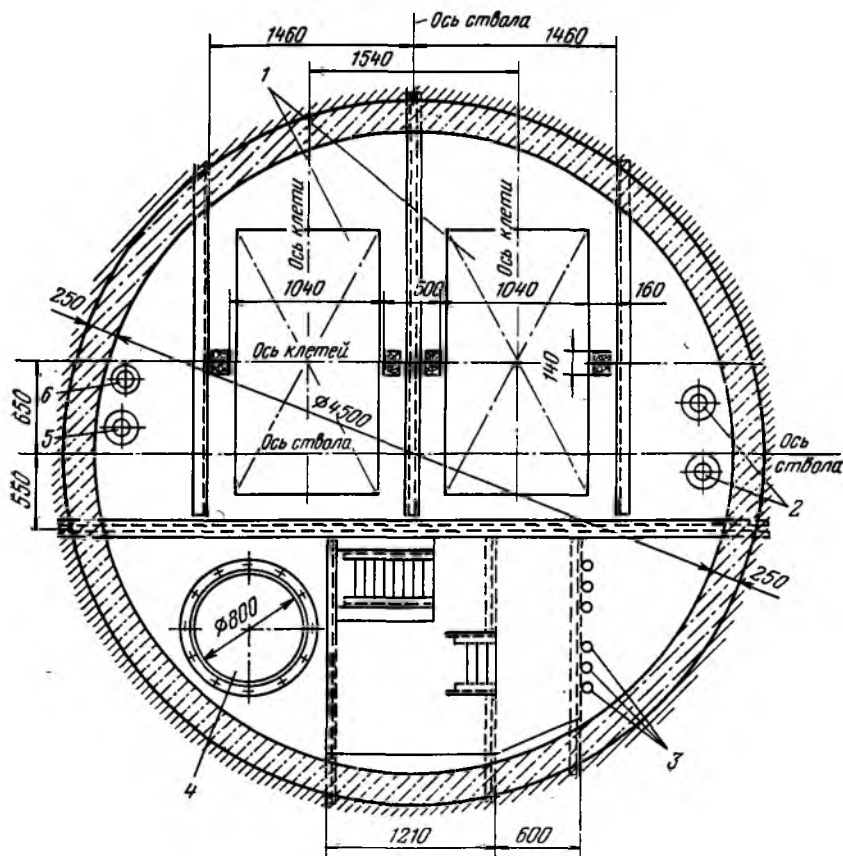


Рис. 1.8. Типовое круглое сечение ствола разведочной шахты диаметром 4,5 м: 1 — шахтные клетки; 2 — трубы для водоотлива; 3 — электрические кабели; 4 — вентиляционный трубопровод; 5 — труба для подачи сжатого воздуха; 6 — трубопровод водоснабжения

Для выбора типового ствола необходимо знать производственную мощность геологоразведочного предприятия, под которой понимают определенный проектом максимальный годовой объем проходки горноразведочных выработок.

ТАБЛИЦА 1.3

Типоразмер ствола	Диаметр ствола в свету, м	Площадь поперечного сечения вчере, м ²	Подъем	Клеть	Вагонетка, входящая в клеть
I	3,5	12,6	Одноклетевой	с 1УКН1,4-1	ВГ-0,7
II	4,5	15,9	Двухклетевой	1УКН1,4-1	ВГ-0,7
III	4,5	19,6	Двухклетевой	1УКН1,9-1	ВГ-1,1

Оптимальную грузоподъемность подъемных сосудов Q (в том числе шахтных клетей), при которой суммарные годовые расходы на амортизацию являются минимальными, определяют по формуле проф. Г. М. Еланчика:

для двухсосудного подъема

$$Q_1 = \frac{A_r k (4 \sqrt{H} + T)}{3600 n_d n_{\text{ч}}}; \quad (1.5)$$

для однососудного подъема

$$Q_2 = 2Q_1, \quad (1.6)$$

где A_r — годовая производственная мощность предприятия по горной массе, м^3 ; $k=1,25 \div 1,3$ — коэффициент неравномерности поступления горной массы к стволу; H — высота подъема, м ($H=H_c+7$ м , где H_c — глубина ствола, 7 — высота приемной площадки); T — время между двумя подъемами, равное для клетового подъема $15-20$ с ; n_d — число рабочих дней в году (при прерывной неделе $n_d=300$); $n_{\text{ч}}$ — число часов работы подъема в сутки по выдаче горной массы ($n_{\text{ч}}=12 \div 14$ ч).

Выбор типового сечения ствола для клетового подъема с использованием формул (1.5) и (1.6) производят в следующем порядке.

1. Зная годовой объем проходки из данного ствола, сечение выработок вчерне и коэффициент разрыхления горной массы, определяют годовой объем горной массы, выдаваемой из ствола, по формуле

$$A_r = L S_{\text{ч}} K_p,$$

где L — годовой объем проходки, м ; $S_{\text{ч}}$ — среднее сечение выработок вчерне, м^2 ; K_p — коэффициент разрыхления горной массы для скальных пород, равный $1,6-1,7$.

2. Определяют оптимальную грузоподъемность подъемных сосудов по формуле (1.5) или (1.6).

3. Рассчитывают для каждого вида клетового подъема необходимую вместимость вагонетки и принимают ближайший больший объем по формуле

$$V_{\text{в}} = Q_{1-2} / K_{\text{н}},$$

где $K_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения вагонетки, равный $0,9$.

4. По вместимости вагонетки принимают типоразмер клетки и ствола для одноклетового или двухклетового подъема.

В качестве примера рассмотрим выбор сечения ствола для годового объема $A_r=72\,000$ м^3 при высоте подъема $H=150$ м . Принимая $K=1,3$, $n_d=300$, $n_{\text{ч}}=12$ ч и $T=20$ с , рассчитаем грузоподъемность сосуда для двухклетового подъема по формуле (1.5):

$$Q_1 = \frac{72\,000 \cdot 1,3 (4 \sqrt{150} + 20)}{360 \cdot 300 \cdot 12} = 0,5 \text{ м}^3.$$

Для $V_b = 0,5/0,9 = 0,55 \text{ м}^3$ может быть принята вагонетка ВГ-0,7 и клеть 1НВ140-2,3. Поэтому можно принять ствол круглого сечения II типоразмера с диаметром в свету 4,5 м (см. табл. 1.3). Площадь поперечного сечения ствола позволяет применять проходческий комплекс с грейфером КС-3 и бабьи вместимостью 1 м^3 .

1.7. Типовые сечения разведочных восстающих и шурфов

Типовыми паспортами предусмотрена проходка прямоугольных восстающих четырех типоразмеров, имеющих три отделения: ходовое, грузовое и трубное. При проведении восстающего с помощью проходческого комплекса типа КПВ минимальные размеры восстающего в свету должны составлять $1,9 \times 2 \text{ м}$. В табл. 1.4 даны размеры восстающих прямоугольного сечения для двух способов проведения: обычного (буровзрывного с деревянных полков) и с помощью комплекса типа КПВ.

На рис. 1.9 показано типовое сечение восстающего без крепи, пройденного с помощью комплекса КПВ-1 и оборудованного лестничным, грузовым и трубным отделениями.

Типовыми сечениями предусмотрено десять типоразмеров шурфов, шесть из которых прямоугольного сечения, два квадратного и два круглого. Выбор сечения шурфа осуществляют в зависимости от его глубины и устойчивости пород. Стандартом (ОСТ 41-02-206—81) предусмотрены площади поперечного сечения в свету и геометрические размеры шурфов. Площадь поперечного сечения в черне определяют с учетом площади, которую занимает крепь. Толщину крепи рассчитывают, исходя из действующей нагрузки, по методике Строительных норм и правил.

С увеличением глубины шурфа площадь поперечного сечения в свету увеличивается. Шурфы глубиной до 10 м обычно имеют одно отделение, а при глубине до 20 м могут быть с одним или с двумя отделениями. Более глубокие шурфы разделяют на отделения. У шурфа с одним отделением площадь поперечного сечения в свету составляет от 0,8 до $1,5 \text{ м}^2$, а при наличии двух отделений площадь сечения равна 2; $3,2$ (при глубине до 20 м)

ТАБЛИЦА 1.4

Вид крепи (способ проведения)	Площадь поперечного сечения, м^2		Размер в черне, мм		Угол наклона, градус	Длина, м
	в свету	в черне	длина	ширина		
Без крепи (БВР с полков)	2	2	2700	750	75—90	До 20
Без крепи (КПВ-1)	3,8	3,8	2000	1900	60—90	До 100
Сплошная венцовая (БВР с полков)	2,7	4,2	3180	1320	45—90	До 20
Сплошная венцовая	3,8	5,3	2360	2260	60—90	(при $\alpha > 80^\circ$) До 100

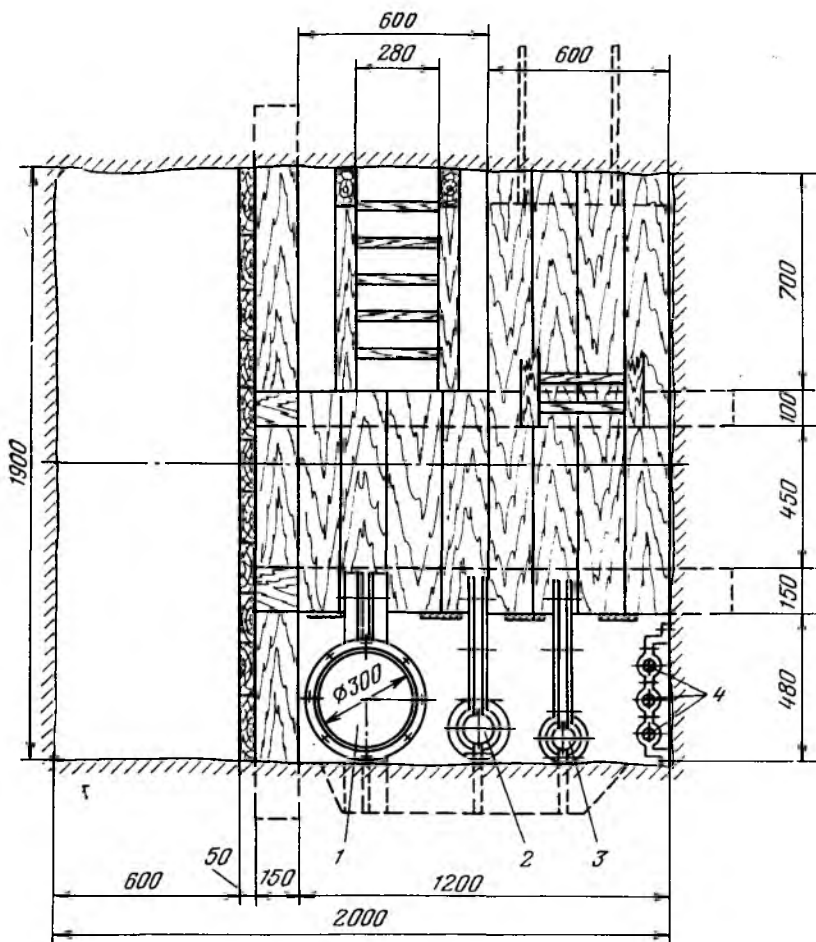


Рис. 1.9. Типовое прямоугольное сечение восстающего без крепи, пройденного комплексом типа КПВ:

1 — вентиляционный трубопровод; 2 — труба для подачи сжатого воздуха; 3 — водопроводная труба; 4 — электрические кабели

и 4 м² (при глубине до 40 м). Шурфы глубиной до 30 м имеют прямоугольное сечение (типа П-3,2) и размеры в свету 2,12 × 1,5 м. Круглые шурфы глубиной до 10 м и площадью сечения 0,9 м² с одним отделением имеют диаметр в свету 1,08 м (тип Кр-0,9). При площади 1,5 м² диаметр шурфа в свету составляет 1,38 м, а в черне — 1,56 м.

Все шурфы прямоугольного или квадратного сечения крепят деревянной венцовой крепью. Кроме того, применяют подвесную инвентарную металлическую крепь с затяжкой стенок шурфа досками.

с применением опережающих крепей, замораживания или укрепления. Неустойчивые породы допускают небольшие обнажения кровли (до нескольких квадратных метров), но требующие прочного поддержания их крепью вслед за выемкой (проходкой). Породы средней устойчивости допускают обнажения кровли на сравнительно большой площади (до 200 м²), но при длительном обнажении требуют поддержания (применения крепи). Устойчивые породы допускают обнажения кровли и боков выработки на большой площади (до 500 м²) и нуждаются в поддержании только в отдельных местах (в зоне разломов и на участках с сильной трещиноватостью). Очень устойчивые породы допускают огромные обнажения (до 1000 м²) как сверху, так и с боков выработки и длительное время (годы и десятки лет) могут стоять, не обрушаясь, без поддержания. Обводненность пород всегда снижает их устойчивость.

Под обводненностью пород понимают степень влияния подземных и поверхностных вод на условия ведения горных работ.

При проведении горизонтальных горных выработок обнажения кровли и боков представлены вытянутыми прямоугольными плоскостями. В этих условиях устойчивость обнажения кровли определяется величиной пролета (шириной выработки по кровле), а устойчивость обнажения боков выработки — высотой вертикальной стенки. Устойчивость обнажений в выработке в большей степени зависит также от трещиноватости пород, под которой понимают нарушение их монолитности трещинами.

Если породы допускают даже незначительные обнажения кровли, но недостаточные для установки крепежной рамы, то применяют обычные, т. е. самые распространенные, способы проведения горных выработок. В очень неустойчивых породах прибегают к специальным способам проведения, которые обеспечивают проведение выработок при пересечении водоносных и сыпучих пород или плавунув. Специальные способы применяют иногда и в тех случаях, когда породы относительно устойчивы, но дают такой большой приток воды в выработку, что борьба с ней при помощи обычного водоотлива нецелесообразна или невозможна. К наиболее распространенным специальным способам проведения выработок относятся способы замораживания, тампонирования, проходки с забивной или опускной крепью, забойного водопонижения, щитовой способ и др.

Обычные способы проведения выработок различают по методу отбойки породы от массива в забое и применяемым при этом механизмам. К обычным способам относят проведение выработок с помощью отбойных молотков, с применением средств гидромеханизации, комбайновый и буровзрывной способы, а также проведение выработок бурением. Применение того или иного способа зависит в основном от крепости пород, под которой понимают сопротивляемость их разрушению при добычании.

Наиболее распространенным в настоящее время является буровзрывной способ, при котором порода разрушается с помощью зарядов взрывчатого вещества (ВВ), размещаемых в шпурах или скважинах, пробуренных бурильными машинами или буровыми станками.

1.9. Буровзрывной способ проведения горных выработок

Под буровзрывным способом понимают способ, при котором ведутся буровзрывные работы — совокупность работ по бурению шпуров в забое с последующим взрыванием в них зарядов ВВ с целью отбойки (добывания) пород (руды) от массива. Бурение шпуров производят бурильными машинами или самоходными бурильными установками. В результате взрыва зарядов ВВ в шпурах заданной глубины забой в породах перемещается на заданную глубину, которая называется продвижением забоя за взрыв, или длиной уходки. Различают продвижение забоя сменное, суточное и месячное.

При буровзрывном способе проведения выработок выделяют основные и вспомогательные операции (виды работ), которые определяют содержание того или иного рабочего процесса. Процесс бурения шпуров в забое можно расчленить на несколько операций: подготовительно-заключительные, основные и вспомогательные.

К подготовительно-заключительным операциям относится подготовка рабочего места и оборудования к работе в начале процесса и по его завершению перед взрывными работами. Основные операции непосредственно связаны с бурением шпуров бурильными машинами, а вспомогательные сопутствуют им и заключаются в разметке шпуров, замене бурового инструмента и др.

Технологический комплекс сооружения горной выработки можно рассматривать как совокупность отдельных процессов и операций, которые выполняются в определенной последовательности (очередности). Рассматривая сооружение выработки при буровзрывном способе, можно выделить следующие основные процессы: бурение шпуров, зарядание шпуров ВВ и взрывание зарядов, проветривание выработки после взрыва, уборка породы и возведение постоянной крепи. К вспомогательным процессам относят настилку временных и постоянных рельсовых путей, проведение водоотливной канавки, навеску вентиляционных труб, прокладку коммуникаций (труб сжатого воздуха и воды, электрических кабелей, сигнализации) и наладку освещения.

Все проходческие процессы имеют определенную очередность. Основные процессы следует выполнять в приведенной выше последовательности, а вспомогательные — параллельно с основными с тем, чтобы сократить общую продолжительность всего проходческого процесса и закончить его в тот промежуток вре-

мени, который отведен графиком организации работ (циклограммой). Все горнопроходческие работы носят циклический характер. Под проходческим циклом понимают совокупность проходческих процессов и операций, повторяющихся в течение одинакового промежутка времени, за который забой подвигается на одинаковую величину (обычно на длину уходки). Продолжительность цикла при скоростных проходках составляет 2—3 ч, при обычных — около 6—7 ч.

Буровзрывные работы занимают в проходческом цикле от 20 до 60% времени. При правильном ведении буровзрывных работ забой подвигается на заданную величину, формируется необходимый контур выработки (близкий к проектному сечению) и развал породы после взрыва, обеспечивающий производительную работу погрузочного оборудования. Эти требования могут быть выполнены путем правильного выбора типа ВВ, величины и конструкции заряда, соблюдения очередности взрывания зарядов и их расположения в забое. На каждую выработку разрабатывается и оформляется паспорт буровзрывных работ, который после апробирования в производственных условиях утверждается главным инженером геологоразведочной экспедиции или партии. С паспортом должны быть ознакомлены горные мастера, бригадиры, взрывники и проходчики.

1.10. Темпы проведения горных выработок и формы организации труда в бригаде

Нормативным документом, определяющим минимальную месячную скорость проведения подземных горных выработок, являются Строительные нормы и правила (СНиП III-11—77. Правила производства и приемки работ). Проектная и действительная скорость проведения выработки должна быть не менее технической:

для вертикальных стволов — 55 м/мес;

для квершлагов и полевых штреков — 70 м/мес;

для восстающих — 45 м/мес.

Скоростными проходками обычно считают проходки со скоростью, которая в 1,5 раза превышает техническую. Средние скорости проходки стволов в системе геологии СССР (без учета данных организации ВГО «Союзгеологоразведка») в настоящее время меньше нормативных. Это объясняется тем, что в стволах небольшой площади сечения и глубины нельзя использовать проходческие комплексы, позволяющие иметь скорость проходки, в 2—3 раза превышающую нормативную. За последние годы на отдельных шахтах Кривбасса, например, были достигнуты скорости, превышающие 100 м/мес. Так, при проходке ствола на шахте «Клетевая» рудника им. Кирова скорость проходки составила 110,1 м/мес, а на стволе шахты «Вентиляционная» рудника им. 1 Мая — 160,3 м/мес. Такие скорости были достиг-

нуты благодаря высокой организации труда и применения проходческих комплексов, позволяющих полностью механизировать труд на основных и вспомогательных процессах. В состав комплексов входят стволые погрузочные машины и бурильные установки. Проходческие комплексы находят применение в стволах круглого сечения диаметром в свету не менее 4 м и глубиной от 300 м и более. Переход на стволы такого диаметра при геологоразведочных работах позволит обеспечить резкое повышение скорости проходки.

Как отмечалось на занятиях Всесоюзной школы скоростной проходки подземных горноразведочных выработок, внедрение новой техники, прогрессивной технологии и передовой организации труда позволило Всесоюзному геологоразведочному объединению достичь высоких технико-экономических показателей, в два раза превышающих среднеотраслевые скорости проведения горизонтальных выработок. Месячная скорость проходки на бригаду по объединению составила 270 м, а на одного проходчика — 19,3 м. Горнопроходческими бригадами объединения Союзгеологоразведки, руководимыми лауреатом Государственной премии СССР А. А. Поляковым (объединение «Сосновгеология») и Г. Г. Животковым (объединение «Степгеология»), впервые достигнуты рекордные в отрасли показатели по скорости проходки горизонтальных выработок: скорость на бригаду составила 300 м в месяц и более, а на одного проходчика — 22—24 м.

Всесоюзной школой скоростной проходки разработаны рекомендации, позволяющие повысить среднеотраслевые скорости, более широко применять переносные и самоходные бурильные установки, большегрузные глухие вагонетки вместимостью 1,1 и 1,3 м³, комплексы для проходки восстающих, стволые бурильные установки и погрузочные машины.

В смежных отраслях горнодобывающей промышленности достигнуты более высокие скорости проведения горизонтальных выработок большой площади сечения, при которой возможно применение высокопроизводительной горнопроходческой техники. Рекорд месячной скорости проведения штрека одним забоем за 31 рабочий день, равный 1237,6 м, был установлен в 1965 г. проходчиками Ачисайского полиметаллического комбината при использовании серийного оборудования. На этом же комбинате в 1975 г. с помощью проходческих комплексов КРН-1М за 31 рабочий день одной бригадой было пройдено 1651,3 м наклонных восстающих и производительность проходчика составила 18,3 м³/смену (без учета вспомогательных рабочих, занятых транспортированием горной массы). В том же году на Дальневосточном горно-металлургическом комбинате бригада прошла восстающие со скоростью 220 м/мес. Такие скорости были достигнуты благодаря применению высокопроизводительной техники, передовых форм организации труда в бригаде и работе по циклическому графику.

Формы организации труда в проходческих бригадах следующие. Прогрессивной формой организации труда при проведении подземных выработок является комплексная бригада. Под комплексной понимается бригада, выполняющая весь комплекс основных и вспомогательных горнопроходческих процессов, имеющая в своем составе высококвалифицированных рабочих, каждый из которых владеет несколькими профессиями, что позволяет осуществлять практически полную взаимозаменяемость в процессе работы. Бригаду возглавляет бригадир, работающий в одной из смен. При больших объемах месячной проходки и крупных бригадах бригадир может быть освобожденным от непосредственного участия в проходке и иметь ненормированный рабочий день. Бригада делится на звенья по числу рабочих смен в сутки, возглавляемые звеньевыми.

Бригада должна быть снабжена проектной и сметной документацией на производство работ, включающей паспорт буровзрывных работ, паспорт крепления выработки, календарный план (график) выходов и наряд с указанием комплексной нормы выработки в метрах на одного проходчика в смену и себестоимости 1 м выработки по заработной плате. Комплексная бригада, работающая по хозяйственному наряду на определенный объем горнопроходческих работ, должна иметь также сметную документацию с указанием норм расхода материалов, электроэнергии и сжатого воздуха.

В обязанности комплексной бригады входит:

- соблюдать правила безопасности;
- строго выдерживать направление и уклон выработки;
- соблюдать проектное сечение выработки в черне и в свету, геометрически правильно устанавливать крепь согласно паспорту, не допуская ее отставания;
- не допускать отставания рельсового пути, трапа и водосточной канавки.

Оплата труда в бригаде производится по конечным результатам, на основе ежемесячного маркшейдерского замера готовой выработки. Прием готовой выработки должен производиться комиссией в составе главного инженера, участкового маркшейдера, начальника участка или его заместителя при участии представителя отдела труда и заработной платы. Если выработка крепится постоянной крепью вслед за продвижением забоя, то к учету принимается только та часть выработки, в которой возведена постоянная крепь. Оплате подлежит только тот объем выработки, который выполнен в соответствии с предъявляемыми к проведению выработок требованиями.

В зависимости от месячного объема проходческих работ бригада чаще всего состоит из 9—15 человек и более. Численность бригады определяют, исходя из суточного объема работ по проходке и комплексной нормы выработки на одного рабочего.

Скоростные проходческие бригады ведут работу по графику организации работ (циклограмме), который предусматривает выполнение в горизонтальной или наклонной выработке одного-двух и более циклов в смену. Скоростной может считаться только та проходка, при которой перекрываются месячные нормативы технической скорости по СНиП III-11—77 в 1,5 раза. В последние годы многие комплексные бригады работают по методу бригадного подряда, являясь хозяйственными бригадами. Такие бригады заключают хозяйственный договор с администрацией предприятия на производство заданного объема горнопроходческих работ на определенный срок и с необходимым качеством. Договором определяются нормы расхода материалов и всех видов энергии. Оплата труда в бригаде, так же как и в обычной комплексной, производится по конечным результатам — фактическому объему проходки, отвечающей всем требованиям, но с учетом договорных обязательств по экономии материалов, энергии, повышению производительности труда и снижению себестоимости 1 м выработки.

Работа хозяйственной проходческой комплексной бригады по бригадному подряду обеспечивает досрочное выполнение плановых заданий, экономию материалов, высокую дисциплину, рост производительности труда и снижение себестоимости горноразведочных работ. Комплексная бригада, работающая по хозяйственному бригадному подряду, выполняет, как правило, все горнопроходческие процессы, включая транспортирование горной массы и прокладку коммуникаций. В обычной комплексной бригаде некоторые вспомогательные процессы выполняются соответствующими службами разведочной шахты. Например, транспортирование горной массы и настилка постоянного рельсового пути осуществляется участком ВНТ (внутришахтного транспорта), а прокладка коммуникаций — электромеханической службой.

На крупных горнорудных предприятиях, имеющих месячные объемы горнопроходческих работ в несколько сотен метров, проведение выработок большого сечения производится специализированными бригадами или участками: буровыми, погрузочно-транспортными, ремонтно-механическими и др. Каждая из таких бригад (участков) оснащена современной высокопроизводительной мобильной горной техникой на пневмошинном ходу, способной обслуживать в течение смены несколько забоев. Бурение шпуров осуществляется самоходными бурильными установками, оснащенными двумя-тремя бурильными машинами ПК-75. Уборка горной массы производится погрузочными машинами непрерывного действия ПНБ-3 в атмосамосвалы или погрузочно-транспортными машинами типов ПТ или ПД. При работе на таком оборудовании производительность труда на 30—40% выше, чем на оборудовании, имеющем рельсовый ход. Однако это оборудование имеет более высокую стоимость и должно использоваться в течение смены в двух-трех забоях.

Создание комплексных бригад, оснащенных самоходной техникой, целесообразно при проходке камер околоствольного двора разведочной шахты.

2. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

2.1. Плотностные свойства горных пород

Горными породами называют агрегаты минералов, образующих самостоятельные геологические тела. К физическим параметрам плотностных свойств относят плотность, удельный вес и пористость (общая, открытая). При расчете параметров технологических процессов проведения подземных горных выработок, а также механических процессов, проходящих в массиве горных пород, большое значение уделяется плотности. Различают плотность породы в массиве (в естественном залегании), образце и разрыхленном состоянии.

Плотность горной породы определяется как масса (кг) единицы ее объема (m^3) со всем содержащимся в ее порах жидкостями и газами. В системе единиц СИ единицей плотности ρ является килограмм на кубический метр:

$$\rho = m/V,$$

где m — масса агрегатных фаз породы, кг; V — объем, занимаемый этими фазами, m^3 . Плотность горных пород и мощность породного массива, определяющая глубину заложения подземной выработки от поверхности Земли, оказывают значительное влияние на напряженное состояние горных пород на поверхностях выработки и устойчивость обнажений.

Под весом горной породы понимают силу H , которая оказывает давление на горную крепь подземных выработок. Вес определяется через массу обрушившихся или отслоившихся над крепью пород:

$$P = mg,$$

где m — масса, кг; g — ускорение свободного падения, m/c^2 .

Подставляя в это уравнение значение массы из предыдущего уравнения, получим

$$P = V\rho g,$$

где V — объем обрушившихся над выработкой пород, оказывающих давление на крепь, m^3 .

Под пористостью понимают суммарный относительный объем содержащихся в горной породе пустот. Обычно пористость выражают в процентах, относя объем пор V_n к полному объему породы V :

$$П = 100V_n/V.$$

Коэффициент пористости K_n представляет собой отношение объема пор V_n к объему содержащегося в породе минерального вещества (твердой фазы) V_0 :

$$K_n = V_n/V_0.$$

Общая пористость может быть рассчитана по плотности минерального вещества (твердой фазы) и плотности породы:

$$П = 100(\rho_m - \rho)/\rho_m,$$

где ρ_m — плотность минерального вещества, кг/м³.

Аналогично может быть рассчитан и коэффициент общей пористости:

$$K_n = (\rho_m - \rho)/\rho_m.$$

В отличие от плотных разрыхленные горные породы характеризуются насыпной плотностью, коэффициентом разрыхления, гранулометрическим составом, углом естественного откоса, углом внутреннего трения и др.

Коэффициент разрыхления K_p равен отношению объема разрыхленной породы V_p к объему ее в массиве (целике):

$$K_p = V_p/V.$$

Насыпная плотность ρ_n зависит от величины плотности породы в массиве ρ и коэффициента ее разрыхления K_p и определяется их отношением:

$$\rho_n = \rho/K_p.$$

Коэффициент разрыхления и насыпная плотность зависят от гранулометрического состава рыхлой массы, формы и взаимного расположения кусков разрушенной (рыхлой) породы, продолжительности нахождения в рыхлом состоянии (степени самоуплотнения), давления (столба рыхлой массы), вместимости и формы сосудов (подъемных и транспортных), в которых размещается порода. Наименьшую разрыхленность при прочих равных условиях имеют песчаные и глинистые породы ($K_p = 1,15 \div 1,2$), а наибольшую — скальные хрупкие ($K_p = 1,3 \div 1,8$ и более). Плотностные свойства определяются в натуральных условиях (плотность в массиве, насыпная плотность, коэффициент разрыхления, открытая пористость), лабораторным путем (плотность в образце, пористость) и расчетным (общая пористость, коэффициент общей пористости). Плотность пород в разрыхленном состоянии используется при расчете процессов уборки породы, транспортных и подъемных операций. При расчете параметров буровзрывных работ используется плотность ВВ в различных состояниях.

2.2. Физико-механические и горнотехнологические свойства горных пород

К базовым физико-механическим свойствам горных пород относят пределы прочности пород при сжатии $\sigma_{сж}$ и растяжении σ_r , модуль продольной упругости (модуль Юнга) E и коэффициент относительных поперечных деформаций (коэффициент Пуассона) μ . Горнотехнологические свойства характеризуют горные породы как объекты разработки применительно к инженерным расчетам технологических процессов.

Применительно к процессам проведения выработок и выбору горнопроходческих машин имеют применение следующие горнотехнологические свойства: пределы прочности массива горных пород при сжатии $R_{сж}$ и растяжении R_r , коэффициент крепости по М. М. Протодяконову f , угол внутреннего трения φ и коэффициент трения $\operatorname{tg} \varphi$, угол естественного откоса, а также горнотехнологические характеристики: абразивность, кусковатость и др. Некоторые горнотехнологические характеристики устанавливают эмпирическим путем. Они определяют поведение горной породы при воздействии на нее инструментом и рабочими органами горных машин.

Пределом прочности называют условное напряжение, отвечающее наибольшей нагрузке, предшествовавшей разрушению образца горной породы. Предел прочности зависит от минералогического состава, структуры и пористости породы, характера цемента, степени выветрелости и др.

Различают пределы прочности пород сжатию, растяжению (разрыву) и сдвигу. В общем случае предел прочности (P_a) определяют из соотношения

$$[\sigma = P/F,$$

где P — разрушающая нагрузка (сила), Н; F — площадь, на которую действует приложенная нагрузка, м^2 .

Предел прочности при сжатии $\sigma_{сж}$ и растяжении σ_r широко используют в горном деле. Предел прочности при растяжении значительно ниже предела прочности при сжатии. По экспериментальным данным $\sigma_r = (0,02 \div 0,12) \sigma_{сж}$. Для практических расчетов (если не известны данные испытаний горных пород на растяжение) предел прочности при растяжении принимают $\sigma_r = 0,1 \sigma_{сж}$.

Модуль упругости — коэффициент пропорциональности E между действующим нормальным напряжением σ_n и относительной линейной продольной деформацией образца горной породы ϵ_l :

$$\sigma_n = E \epsilon_l; \quad \epsilon_l = \Delta l / l,$$

где Δl — абсолютная деформация, м; l — база, на которой измерена деформация, м.

Модуль упругости горных пород изменяется в пределах от 10^3 до $3 \cdot 10^5$ МПа.

Коэффициент поперечных деформаций (коэффициент Пуассона) устанавливает отношение между поперечной ϵ_d и продольной ϵ_l относительными деформациями: $\mu = \epsilon_d / \epsilon_l$. Для большинства горных пород μ колеблется в интервале от 0,15 до 0,35.

Пределы прочности горных пород массива

устанавливают следующим образом. В связи с наличием трещиноватости прочность массива горных пород меньше, чем отдельного слагающего этот массив куска (структурного блока). С увеличением степени трещиноватости прочностные характеристики пород массива уменьшаются, а деформационные увеличиваются. Для получения прочностных характеристик массива через предел прочности пород в образце в расчеты вводят коэффициент структурного ослабления массива K_c , показывающий отношение предела прочности пород массива к пределу прочности пород в образце. При проектировании выработок K_c определяется по данным количественного анализа нарушений массива трещинами в местах проектируемого расположения выработок на основании данных инженерно-геологических изысканий по среднему расстоянию между поверхностями ослабления пород согласно рекомендации СНиП II-94—80:

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м
Коэффициент структурного ослабления

1,5	1,5—1	1—0,5	0,5—0,1	0,1
0,9	0,8	0,6	0,4	0,2

Когда известна интенсивность трещиноватости массива, то коэффициент K_c может быть определен по графику, представленному на рис. 2.1. По оси абсцисс откладываем значения интенсивности трещиноватости V/b , где V — линейный размер рассматриваемой области массива; b — средний размер структурного блока (куска); для $V/b > 14$ $K_c = 0,2$.

Коэффициент длительной прочности ξ показывает уменьшение прочности породы в результате длительного воздействия нагрузки. Он равен отношению предела прочности образца при длительном воздействии нагрузки σ_d к пределу прочности породы при сжатии $\sigma_{сж}$ при стандартных испытаниях образца: $\xi = \sigma_d / \sigma_{сж}$. Для хрупких пород (граниты, кварциты, песчаники с кварцевым цементом и т. п.) рекомендуется принимать $\xi = 1 \div 0,7$, а для пород, испытывающих пластические

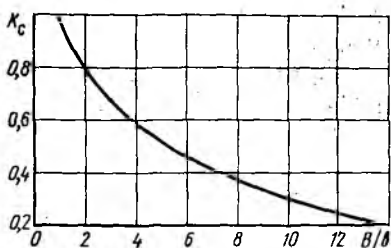


Рис. 2.1. График зависимости коэффициента структурного ослабления K_c от интенсивности трещиноватости массива горных пород V/b

деформации перед разрушением (песчанистые и углистые сланцы, известняки средней крепости, мергели и др.), $\xi = 0,5 \div 0,7$.

Предел длительной прочности массива пород на сжатие определяют по формуле

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi. \quad (2.1)$$

Предел длительной прочности массива пород на растяжение

$$R_p = \sigma_p K_c \xi. \quad (2.2)$$

Коэффициент крепости пород по М. М. Протоdjяконову $f = \sigma_{сж}/10^7$, где $\sigma_{сж}$ — предел прочности пород при сжатии, Па; 10^7 — предел прочности пород эталонного образца, Па.

Коэффициент и угол внутреннего трения. В отличие от внешнего трения, под которым понимают сопротивление взаимному перемещению контактирующих тел, внутреннее трение — сопротивление при относительном перемещении отдельных частей тела при деформации. По аналогии с коэффициентом трения под коэффициентом внутреннего трения f_t понимают отношение силы трения F_t к величине нормальной нагрузки P_n : $f_t = F_t/P_n = \operatorname{tg} \varphi$.

Угол $\varphi = \operatorname{arctg} f_t$ называют углом внутреннего трения. Угол внутреннего трения следует отличать от кажущегося угла внутреннего трения φ_k (его еще называют углом внутреннего сопротивления), который находится расчетным путем: $\varphi_k = \operatorname{arctg} f$, где f — коэффициент крепости породы по М. М. Протоdjяконову. В отличие от φ_k угол внутреннего трения находят экспериментальным путем при стабилометрических испытаниях образцов или методом косого среза.

При расчете давления на рудничную крепь в подземных выработках необходимо знать минимальный коэффициент внутреннего трения, при котором величина давления максимальная. С достаточной для практических расчетов точностью коэффициент внутреннего трения можно определить по пределам прочности породы сжатию $\sigma_{сж}$ и растяжению σ_p по формуле

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p)$$

или по коэффициенту крепости пород по М. М. Протоdjяконову

$$\operatorname{tg} \varphi = (f - 1) / (f + 1).$$

Для оценки отдельных технологических процессов и выбора горнопроходческого оборудования необходимы понятия некоторых горнотехнологических характеристик горных пород.

Абразивность — способность горной породы изнашивать контактирующие с ней поверхности горных машин в процессе их работы. Абразивность породы в раздробленном состоянии более высокая, чем в массиве. Абразивность пород в массиве оценивается средней потерей в массе (мг) тупого цилиндрического стержня из углеродистой стали — серебрянки — путем истирания его о породу при вращении со скоростью 400 мин^{-1} под

осевой нагрузкой 150 Н в течение 10 мин. Трущиеся о породу поверхности рабочих органов горных машин изнашиваются быстрее, чем поверхности, которые подвергаются удару. Абразивность имеет значение при выборе типа погрузочной машины. Особое влияние она оказывает на выбор машин типа ПНБ (машины с нагребающими лапами) и не играет роли при выборе ковшовых машин типа ППН. Обычно чем выше коэффициент крепости породы, тем больше показатель ее абразивности. Исключение составляют корундосодержащие породы, например некоторые виды боксита.

Под кусковатостью (гранулометрическим составом) понимают количественное соотношение (обычно в процентах) содержания кусков (зерен, частиц) различной крупности в отделенной от массива горной массе или сыпучей горной породе. Крупность отдельного куска принято обозначать средним линейным размером или диаметром. Гранулометрический состав сыпучих смесей изображают графически посредством кривых крупности.

На выбор метода ведения взрывной отбойки горных пород от массива оказывает влияние взрываемость, под которой понимают сопротивляемость породы разрушению действием взрыва. Взрываемость определяется удельным расходом эталонного ВВ (кг/м^3). В качестве эталонного ВВ принят аммонит № 6ЖВ.

Буримость горной породы — способность породы сопротивляться проникновению в нее бурового инструмента или интенсивность образования в породе шпура (скважины) под действием усилий, возникающих при бурении. Буримость породы характеризуют скоростью бурения (мм/мин), реже — продолжительностью бурения 1 м шпура (мин/м).

В настоящее время известно большое число классификаций горных пород по буримости: шкала Союзвзрывпрома, шкала Мингео СССР, Единая шкала буримости и др.

Отдельные классификации горных пород по буримости, взрываемости и крепости пород в сопоставлении со шкалой крепости пород проф. М. М. Протодяконова приведены в табл. 2:1. В этой таблице буримость пород дана по классификации проф. А. Ф. Суханова и характеризуется временем чистого бурения 1 м шпура, или подвиганием шпура за 1 мин чистого времени. Буримость определяют при стандартных условиях.

При проектировании горнопроходческих работ наибольшее применение находят категории пород по СНиП и классификация М. М. Протодяконова. Для расчета взрывных работ в подземных выработках необходимо знать удельный расход аммонита № 6ЖВ для зарядов дробления (рыхления). При нормировании горных работ применяют Единую классификацию горных пород, которая приведена в «Справочнике единых норм выработки и времени на подземные горные работы для шахт и рудников горнодобывающей промышленности». Эта классификация и нормы выработки обязательны также для применения во всех

ТАБЛИЦА 2.1

Класс буримости	Вуримость пород	Взрываемость пород	Скорость бурения, мм/мин	Расход аммиачной воды на 1 м³ породы, кг	Коэффициент рыхления	Средняя плотность (в мас. единицах), т/м³	Категория пород по СНиП	Категория пород по шкале М. М. Прото-альконова	Коэффициент крепости по шкале М. М. Прото-альконова	Категория пород по Минеро-СССР и АН СССР	Категория пород по Союзному взрывному	Категория пород по Лавашко-Гришаско-строй	Категория пород по ЕНБ-85
0	В высшей степени труднобуримые	В высшей степени трудновзрываемые	25	8,7	2,2	3,3	XI	Все категории	>20	I	XIII	—	XX
1			31	8,3						II	XII б	Вне категории	XIX
2			40	6,7						III	XII а	Вне категории	XVIII
3			50	5,3									
4	Очень труднобуримые	Очень трудновзрываемые	60	4,2	2,1	3,2	X	II	18	IV	XI б	Вне категории	XVII
5			75	3,8		3			15	V	XI а	Вне категории	XVI
6			90	3					12	VI	X б		XV
7	Труднобуримые	Трудновзрываемые	110	2,4	2	2,9	IX	III	10	VII	X а	I	XIV
8			130	2		2,8	XII	III а	8	VIII	IX б	II	XIII
9	Выше средней буримости	Выше средней взрываемости	160	1,5	2	2,7	VII	IV	6	IX	IX а	II	XII
10			200	1,25		2,6		IV а	5	X	VIII б	III	XI
11	Средней буримости	Средней взрываемости	250	1	1,8	2,5	VI	V	4	XI	VII б	III	X
12			300	0,8			V	V а	3	XII	VIII а	IV	VIII
13	Ниже средней буримости	Ниже средней взрываемости	350	0,6	1,7	2,4	IV	VI	2	XIII	VII	V	VII
14			400	0,5		2,15		VI а	1,5	XIV	VI		VI
15	Легкобуримые	Легковзрываемые	500	0,4	1,6	1,95		VII	1	XV	V	VI	V
16			600	0,3	1,6	1,5		VII а	0,8	XVI	IV		IV
								VIII	0,6		III		III
								IX	0,5		II		II
								X	0,3		I		I

геологоразведочных организациях. Категория горных пород по Единой классификации (ЕНВ-80) устанавливается по буримости ручными, телескопными и колонковыми бурильными машинами. Бурение шпуров должно производиться исправным бурильным оборудованием и инструментом. Главным признаком отнесения горных пород к той или иной категории считают основное (чистое) время бурения 1 м шпура в минутах. Основное (чистое) время бурения определяется по инструкции путем проведения хронометрических наблюдений. При наблюдении фиксируется время бурения шпура, а также замеряются и учитываются выполненные за это время объемы работ. Время и объемы работ замеряют только после забуривания шпура на глубину 20—30 см. Замер времени производится с точностью до 1 с, а объемов работ — с точностью до 1 см.

Определение категории производится при следующих стандартных условиях:

давление сжатого воздуха 0,5 МПа;

коронки заводского изготовления, армированные твердыми сплавами ВК-15, ВК-8В, ВК-11В, с углом приострения 110° и площадкой затупления до 2 мм;

диаметр коронок при бурении ручными, телескопными и колонковыми бурильными машинами должен составлять 40 мм;

расход воды при бурении должен быть в пределах 4—5 л/мин; в мерзлых породах бурение шпуров производится с продувкой сжатым воздухом;

давление воздуха фиксируется по показаниям манометра каждые 5 мин; нормальным снижением давления во время бурения считается 0,02 МПа;

при бурении шпуров в одном забое пробуривается от 3 до 6 шпуров глубиной каждый 1,3—1,5 м (с учетом глубины забуривания) по 1—2 шпура в верхней, средней и нижней частях забоя.

Вычисляется время чистого бурения 1 м шпура и путем сопоставления его с соответствующим основным (чистым) временем по шкале ЕНВ определяется категория пород. При бурении с отклонением от стандартных условий применяют соответствующие поправочные коэффициенты: на давление сжатого воздуха, на направление шпура, на диаметр коронки и др. Эти коэффициенты приведены в «Инструкции по определению категорий пород по буримости ручными, телескопными и колонковыми бурильными машинами» в ЕНВ-80. Для проведения этого вида работы необходимо иметь следующее исправное оборудование и инструменты: бурильную машину (молоток), комплект штанг и коронок, манометр, водомер, секундомер, стальную рулетку, виброахометр и пневмоподдержку (для ручных перфораторов). Работу по определению категорий горных пород производит комиссия в составе: начальника участка, геолога, нормировщика и бурильщика (специально выделенного и систематически выполняющего установленные нормы выработки).

РАЗДЕЛ II

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

3. РАСПОЛОЖЕНИЕ ШПУРОВ В ЗАБОЕ

3.1. Основные понятия и термины

Для отрыва породы на заданную глубину в забое выработки бурят комплект шпуров, состоящий из врубовых, вспомогательных, отбойных и оконтуривающих шпуров, с целью размещения в них зарядов ВВ. Забой подземной выработки имеет, как правило, одну открытую поверхность, и поэтому работа шпуровых зарядов в таких условиях затруднена. Назначение шпурового комплекта в забое следующее. Врубовые шпуры служат для образования вруба (полости), чтобы облегчить работу зарядов в других шпурах путем образования дополнительной открытой поверхности. Взрывом зарядов во вспомогательных шпурах врубовая полость расширяется до необходимых размеров. Отбойные шпуры предназначены для отбойки горной породы в направлении дополнительной открытой поверхности, образованной врубом и вспомогательными шпурами. Отбойные шпуры, расположенные по контуру горной выработки, называют оконтуривающими.

К расположению шпуров в забое предъявляется ряд требований. Необходимо:

обеспечить коэффициент использования шпуров (КИШ) не менее 0,85—0,87;

не допустить увеличения проектных размеров выработки в процессе проходки более чем на 3—12% (наибольший процент относится к выработкам площадью до 8 м² в породах IX—XI категорий по СНиП III-11—77);

добиться достаточного дробления породы для производительной работы погрузочно-транспортных машин, не допуская ее переизмельчения за счет перерасхода ВВ.

Под коэффициентом использования шпуров (КИШ) понимают безразмерную величину, характеризующую эффективность действия взрыва шпуровых зарядов и представляющую собой отношение величины подвигания забоя за взрыв к глубине шпуров. Глубина шпуров в комплекте для большинства шпуров одинакова. Исключение относится только к врубовым шпурам, если они бурятся наклонно к плоскости забоя. Глубина таких шпуров больше, чем остальных шпуров в комплекте. Под глубиной шпура понимают длину проекции шпура, которая получается на вертикальной или горизонтальной плоскости, проведенной параллельно осям выработки.

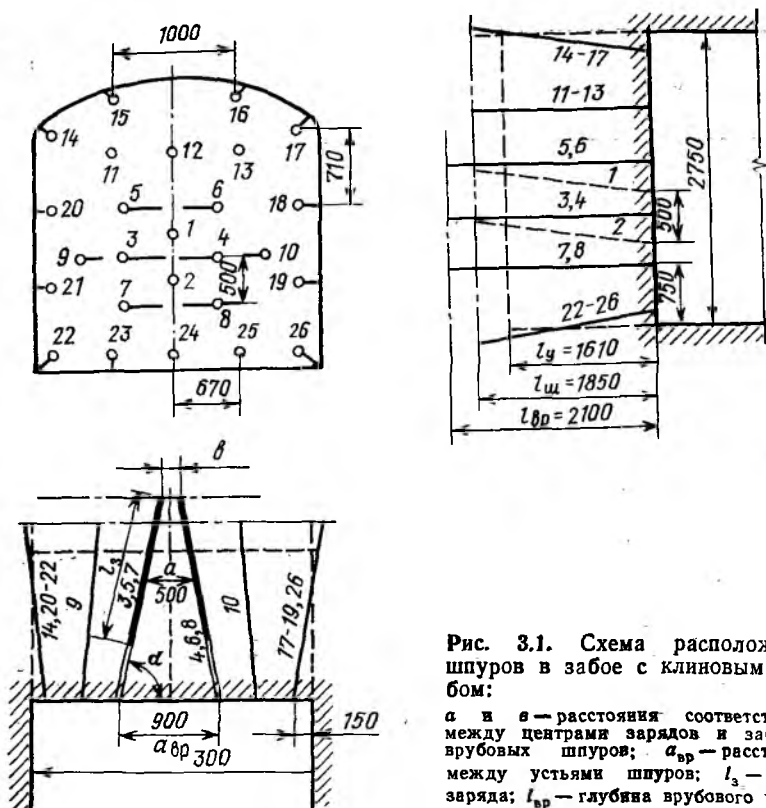


Рис. 3.1. Схема расположения шпуров в забое с клиновым врубом:

a и b — расстояния соответственно между центрами зарядов и забоями врубовых шпуров; $a_{вр}$ — расстояние между устьями шпуров; l_3 — длина заряда; $l_{вр}$ — глубина врубового шпура

На рис. 3.1 показана схема расположения в забое горизонтальной выработки врубовых шпуров 1—8, сходящихся клином с разрезными шпурами 1—2 в крепких породах. Угол наклона вспомогательных шпуров 9—10 к плоскости забоя меньше. Отбойные шпуры 11—13 пробурены по нормали к плоскости, оконтуривающие шпуры 14—16 несколько входят за контур выработки. Разрезные шпуры 1—2 предназначены для облегчения работы взрыва во врубовых шпурах и бурятся в том случае, если угол наклона врубовых шпуров более 70° .

Коэффициент использования шпуров η определяется отношением $l_y/l_{ш}$, где l_y — длина подвигания забоя за взрыв, м; $l_{ш}$ — глубина шпура, м.

Число шпуров в забое для всех видов выработок определяют по формуле

$$N = 1,27qS_q/(d^2K_s\Delta), \quad (3.1)$$

где q — удельный расход ВВ на 1 м^3 взрываеваемой породы в целике, кг; S_q — площадь поперечного сечения выработки в черне, м^2 ; d — диаметр заряда (или диаметр патрона для патронированных ВВ), м; Δ — плотность заряжания (плотность ВВ в пат-

ТАБЛИЦА 3.1

Диаметр патрона ВВ, мм	Значения K_3 для категории крепости пород (коэффициент крепости по шкале М. М. Протодякова)	
	V—VIII ($f=3+9$)	IX—XI ($f=10+20$)

Вертикальные стволы

32, 36, 40	0,4—0,5	0,5—0,65
45	0,35—0,45	0,45—0,5

Горизонтальные и наклонные выработки

24, 28	0,35—0,7	0,75—0,85
32, 36	0,3—0,6	0,6—0,85
40	0,3—0,5	0,5—0,75

ронах), кг/м³; K_3 — коэффициент заполнения (заряжения) шпуров, под которым понимают отношение длины заряда в шпуре к длине шпура. Коэффициенты заполнения шпуров согласно СНиП III-11—77 следует принимать для патронированных ВВ по табл. 3.1.

Наибольшие значения K_3 следует принимать для более крепких пород.

Глубина шпуров при проходке выработок всех видов определяется в зависимости от крепости и взрываемости пород, площади поперечного сечения выработки, мощности применяемого ВВ и характера расположения шпуров во врубе. Глубина шпуров $l_{ш}$ может быть определена также, исходя из срока проведения выработки:

$$l_{ш} = L / (t_p t_c n_{см} n_{ц} \eta), \quad (3.2)$$

где L — длина выработки, м; t_p — число рабочих дней в месяце (обычно $t_p = 25$); t_c — срок проведения выработки, мес; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $n_{ц}$ — число циклов в смене; η — коэффициент использования шпура.

В среднем глубина шпуров для образования клиновых врубов принимается равной 1,5—2 м (иногда больше) и может быть определена в зависимости от ширины B и высоты H выработки вчерне по графикам, представленным на рис. 3.2. Обычно глубина шпуров составляет $l_{ш} = (0,6—0,7)B$.

3.2. Типы врубов и условия их применения

Врубы классифицируются по относительному расположению врубовых шпуров к плоскости забоя или к имеющейся свободной поверхности (плоскости обнажения пород). Врубы разделяют на следующие группы:

образуемые шпурами, пробуренными наклонно или под прямым углом к плоскости забоя;

комбинированные, образуемые взрывами зарядов в шпурах, расположенных наклонно и под прямым углом к плоскости забоя;

образуемые скважинами большого диаметра, вокруг которых расположены шпуровые заряды.

Врубы, образуемые шпурами, пробуренными наклонно к плоскости забоя. В породах средней крепости и крепких применяют клиновые врубы, состоящие из двух вертикальных рядов шпуров, образующих клин (см. рис. 3.1). В крепких монолитных породах при углах наклона врубовых шпуров $65-70^\circ$ в центре клинового вруба иногда бурят несколько разрезных шпуров,

глубина которых составляет $2/3$ глубины врубовых. Разрезные шпуры имеют наклон вверх. Глубину врубовых шпуров в клиновых врубах следует принимать на 30—40 см больше глубины остальных шпуров с соответствующим увеличением массы заряда в них. Наклон оконтуривающих шпуров следует устанавливать экспериментально с расчетом обеспечения минимального увеличения сечения выработки (минимальных переборов). Недостатком клиновых врубов следует считать невозможность расположить шпуры под требуемым углом наклона в забоях небольшой ширины или высоты. Этот недостаток особенно проявляется при бурении шпуров бурильными установками, имеющими длину бурильных машин 2,5 м и более при ширине выработки 2—2,5 м. Поэтому в таких забоях приходится увеличивать угол наклона врубовых шпуров и уменьшать их глубину либо бурить шпуры ручными перфораторами.

Призматические или прямые врубы применяют при любой крепости пород. У этих врубов шпуры бурят под прямым углом к плоскости забоя и строго параллельно один другому. В зависимости от крепости пород расстояние a между соседними шпурами вруба принимают равным 10—30 см, а в очень креп-

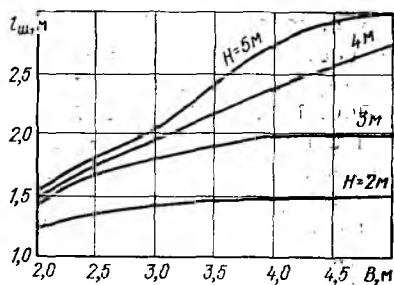


Рис. 3.2. График зависимости глубины шпура и $l_{ш}$ от ширины B и высоты H выработки при клиновых врубах



Рис. 3.3. Схемы прямых врубов соответственно с двумя (а), тремя (б), четырьмя (в) и пятью (г) компенсационными шпурами

ких породах — 5—10 см. Число шпуров в прямых врубах обычно составляет 4—9. В некоторых прямых врубах часть шпуров не заряжают, такие шпуры называют компенсационными или холостыми. Компенсационные шпуры создают полости ослабления в породном массиве и облегчают работу зарядов в других шпурах вруба (рис. 3.3). При наличии во врубе компенсационных шпуров глубину врубовых шпуров можно принять одинаковой с остальными шпурами. Выбор вида прямого вруба с компенсационными шпурами может быть сделан после определения необходимого числа этих шпуров по формуле

$$N_0 = (\eta l_{\text{ш}} / A)^2 / V_0, \quad (3.3)$$

где η — коэффициент использования шпура; $l_{\text{ш}}$ — глубина шпура, см; $A = 9,35$ — масштабный коэффициент, принятый на основе опытных данных; V_0 — объем компенсационного шпура, см³.

Определив число N_0 можно принять соответствующую конструкцию прямого вруба по рис. 3.3. Иногда компенсационные шпуры бурят большим диаметром, чем остальные. Врубовые шпуры имеют максимальный коэффициент заполнения шпуров ВВ, достигающий 0,9. Прямые врубы имеют ряд преимуществ перед клиновыми, а именно:

- независимость глубины вруба от ширины выработки;
- возможность конструировать врубы на глубину нескольких метров;

- возможность применения бурильных установок вместо ручных перфораторов в выработках небольшой ширины.

3.3. Расположение шпуров в забоях

Горизонтальные и наклонные выработки. При составлении схемы расположения шпуров в забое учитывают характеристику пород, условия их залегания, направление трещиноватости, размеры забоя, мощность применяемого ВВ и требуемое продвижение забоя за взрыв. Общие рекомендации к расположению шпуров в однородных трещиноватых породах следующие.

Клиновым врубом располагают в центральной части забоя. Для расчета глубины врубовых шпуров может быть использована зависимость

$$l_{\text{вр}} = (0,25B + 0,05) \operatorname{tg} \alpha, \quad (3.4)$$

где B — ширина выработки, м; α — угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя, градус.

Соотношение между числом врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров принимают 1 : 0,5 : 1,5 или 1 : 0,5 : 2. С увеличением крепости пород и площади забоя число врубовых шпуров изменяется от 2 до 8 и в породах с коэффициентами крепости $f = 9 \div 13$ составляет 6—8 (при площади забоя более 4 м²). Расстояние между парами врубовых шпуров по вертикали составляет 40—50 см.

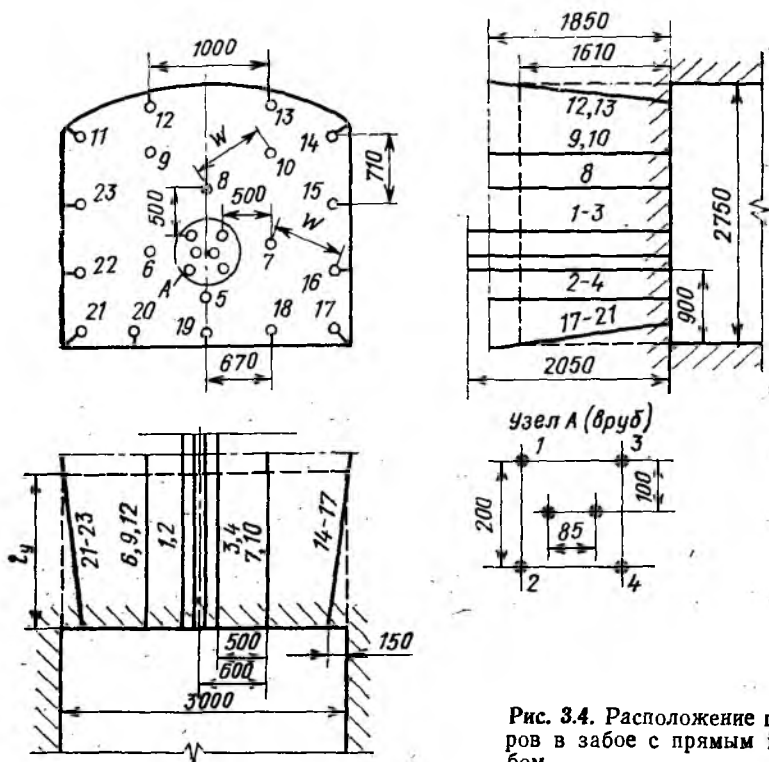


Рис. 3.4. Расположение шпуров в забое с прямым врубом

Расстояние между устьями врубовых шпуров, сходящихся на клин, можно определить по формуле

$$a_{вр} = 2l_{вр} / \operatorname{tg} \alpha + b, \quad (3.5)$$

где b — расстояние между забоями (концами) шпуров, равное 0,2—0,25 м.

Углы наклона врубовых шпуров рекомендуется принимать равным 53° — 55° в породах с $f > 12$ и 65° — 70° с $f \leq 12$. Эти рекомендации могут быть выполнены только в широких забоях (более 2,5 м при глубине вруба более 1 м). Глубина врубовых шпуров $l_{вр}$ принимается на 0,3—0,4 м больше глубины $l_{ш}$ остальных шпуров, определяемой по формуле (3.2).

Пример расположения шпуров в забое с прямым врубом (шпуры 1—4) показан на рис. 3.4. Для расширения прямого вруба применяют два-четыре вспомогательных шпура 5—8. Их располагают на расстоянии от врубовой полости, равном ее ширине в трудно взрывааемых или 2,5 ширины в хорошо взрывааемых породах.

Отбойные шпуры 9—10 и оконтуривающие 11—23 располагают друг от друга и от полости, образуемой взрывом предыдущих зарядов, на расстоянии линии наименьшего сопротивления

(л. н. с.), которую определяют по формуле

$$W = [p/(qm)]^{0,5}, \quad (3.6)$$

где p — вместимость 1 м шпура, кг; q — удельный расход ВВ, кг/м³; m — коэффициент сближения зарядов, который можно принять равным единице для отбойных и оконтуривающих шпуров.

Вместимость 1 м шпура

$$p = \pi d^2 \Delta / 4,$$

где d — диаметр патрона для патронированных ВВ или диаметр шпура для гранулированных ВВ, м; Δ — плотность заряда, кг/м³.

Оконтуривающие шпуры располагают друг от друга по контуру на расстоянии, равном в среднем л. н. с. Учитывая разные условия работы зарядов на контуре, расстояние между оконтуривающими шпурами можно принимать равным: (1÷1,2) W — у кровли выработки, (0,8—0,9) W — у почвы — и W — в боках (см. рис. 3.4).

Во избежание уменьшения ширины выработки в крепких породах с $f=10\div 20$ устья оконтуривающих шпуров располагают на расстоянии 0,15—0,2 м от стенки, а забой этих шпуров должны выходить за будущий контур выработки на 5—7 см (не более 10 см в породах с $f=20$). При этом угол наклона оконтуривающих шпуров к плоскости забоя составляет 85—87°. При надобности в забое выработки скважины последнюю используют для конструирования вруба. Его делают прямым с четырьмя шпурами, которые располагают параллельно скважине на расстоянии, равном 1,8 ее диаметра. Скважину не заряжают, а коэффициент заполнения врубовых шпуров доводят до 0,9—0,95. При диаметре скважины, равном 0,1—0,2 м, удается доводить к. и. ш. в крепких породах до 0,9—0,98 с сокращением удельного расхода ВВ на 20—30% и уменьшением общей длины шпуров на 30%.

Вертикальные выработки. В стволах разведочных шахт прямоугольного сечения применяют клиновые врубы из четырех — восьми шпуров, заряды в которых взрывают первыми (рис. 3.5). Принцип размещения шпурового комплекта в вертикальных выработках такой же, как и в горизонтальных. В стволах, имеющих круглую форму сечения, шпуры располагают по концентрическим окружностям, число которых зависит от крепости пород, диаметра ствола и изменяется от 2 до 5. Число шпуров, размещенных на каждой из этих окружностей, относится как 1:2:3:4:5 (при 5 окружностях). Расстояние между шпурами в породах средней крепости и крепких принимают равным 0,6—0,8 м. Диаметр для врубовых шпуров принимают равным 0,25—0,3 диаметра ствола в черне. Число врубовых шпуров в зависимости от крепости пород и формы вруба обычно составляет от 6 до 12. Используют разные формы врубов. В условиях Крив-

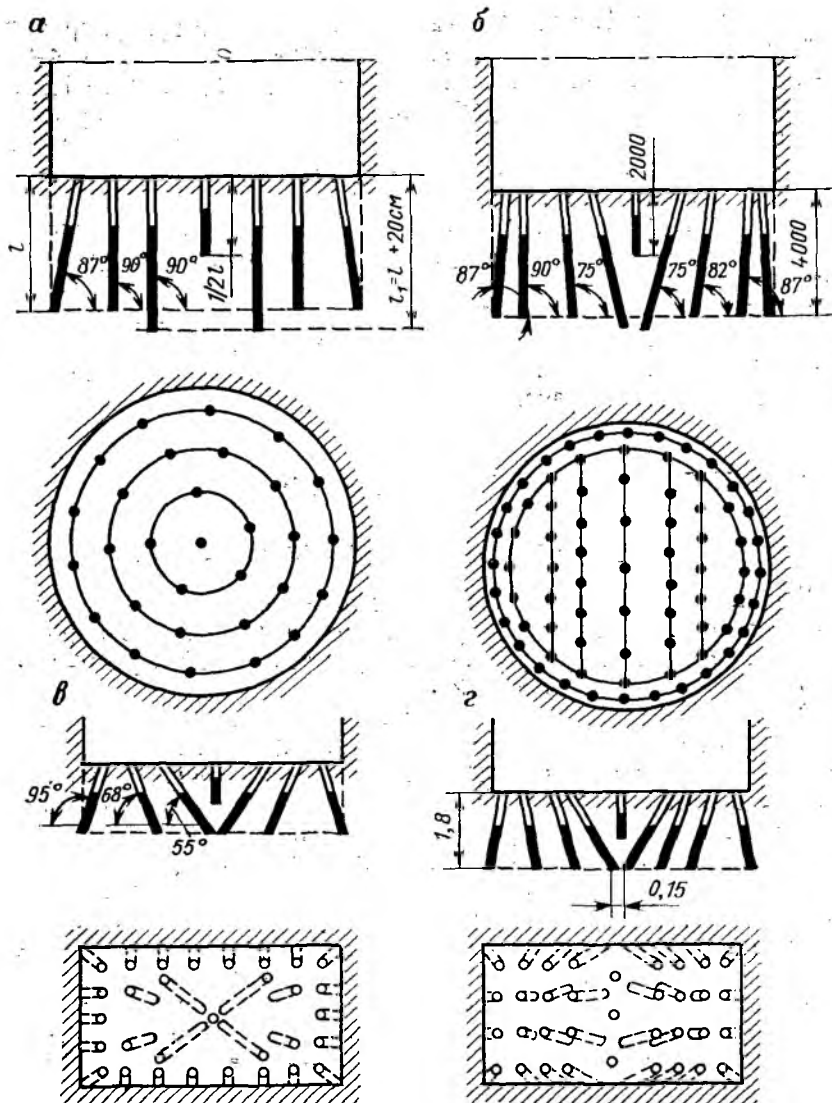


Рис. 3.5. Схемы расположения шпуров в вертикальных стволах, имеющих сечение круглой формы (а и б — соответственно прямой и клиновой врубы) и прямоугольной (в и г — соответственно пирамидальный и клиновой врубы)

басса, например, хорошие результаты были получены при комбинированном пирамидально-призматическом врубе: по окружности вруба бурят комплект наклонных шпуров, образующих конус или пирамиду, и вертикальные шпуров. Причем наклонные и вертикальные шпуров на врубовой окружности располагают поочередно. Глубина врубовых шпуров на 10—15% больше глу-

бины остальных. В качестве забойки применяют гранулированный шлак. Рекомендуемая глубина шпуров l при $f=2\div 3$; $4\div 6$; $7\div 20$ соответственно составляет 3—2,6; 2,5—2,2 и 2,1—1,5 м. В последние годы в выработках, проведенных по крепким породам, стали применять шпуров глубиной 4,5 м и контурное взрывание. Число оконтуривающих шпуров при этом составляет 40—50% общего числа.

При проходке шурфов небольшого сечения по слабым выветрелым породам IV—V категорий по СНиП бурят два врубовых шпура, остальные являются оконтуривающими и отбойными. В крепких породах применяют пирамидальный вруб из четырех шпуров. Глубина шпуров может колебаться в широких пределах в зависимости от интервала опробования и составлять от 0,2—0,3 до 1,5 м и более.

4. ТЕХНОЛОГИЯ БУРЕНИЯ ШПУРОВ

4.1. Способы бурения шпуров и бурильные машины

При проходке горных выработок в зависимости от f применяют следующие способы бурения: вращательный — в породах с $f\leq 6$; вращательно-ударный — в породах с $f\leq 12$ и ударно-поворотный — в породах с $f>12$.

В горизонтальных выработках площадью поперечного сечения до 6,5 м², проводимых в породах с $f<8$, находят применение бурильная установка БУЭ-1М, имеющая одну бурильную машину БУЭ с электрическим приводом. Установка самоходная на рельсовом ходу со скоростью передвижения до 1,5 км/ч. Она имеет ширину 0,6 м, высоту 1,2 м и позволяет бурить шпуров глубиной до 3 м во вращательном режиме. В состав БУЭ-1М входит перекатная платформа, которую устанавливают со стороны пешеходной дорожки. Для пропуска погрузочного оборудования в забой бурильную установку перекачивают на эту платформу. В геологоразведочных выработках с небольшой площадью сечения можно применять бурильную установку БУ-1 вращательно-ударного действия, оснащенную одной бурильной машиной БУ (марка 110-1-1М) в породах с $f\leq 9$ или БГА-1М при $f\leq 12$. Максимальная глубина бурения шпуров составляет 2,75 м. Установка несамоходная, пневматическая, на рельсовом ходу. Для обеспечения прохода в забой погрузочного оборудования установка БУ-1 располагается обычно в тупиковом заезде или на замкнутой разминовке.

Разведочные выработки проходят в основном в породах средней крепости и крепких. Для бурения шпуров в породах с $f>12$ в горизонтальных выработках, имеющих рельсовые пути, находят применение бурильная установка СБКН-2М, оснащенная двумя бурильными машинами ПК-60. Установка самоходная, шириной 0,95 м, имеет удобный пульт управления и обеспечи-

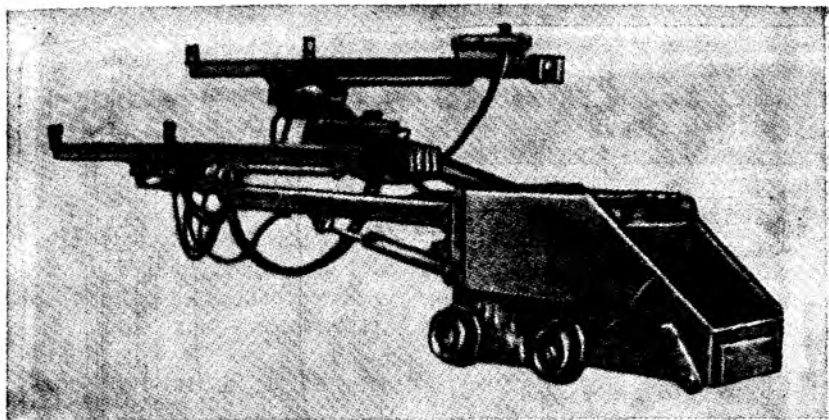


Рис. 4.1. Бурильная установка СБКН-2М

вает бурение шпуров на глубину до 2,5 м (рис. 4.1). Установку можно применять при забоях площадью до 12 м². В крепких породах ($f > 12$), кроме бурильных установок на рельсовом ходу, применяют легкие переносные бурильные установки УПБ-1 или ЛПК-IV, оснащенные перфораторами ПП-54 или ПП-36 и автоподатчиком (рис. 4.2). Установки имеют дистанционное управление, поэтому исключена вибрация рабочего и значительно облегчен труд. В горизонтальных выработках применяют также ручные перфораторы на пневмоподдержках П8, П11 и П13. Все бурильные машины осуществляют бурение шпуров с промывкой водой для выноса из них буровой мелочи и пылеподавления в процессе бурения.

В мерзлых породах применяют перфораторы ПП-63, которые обеспечивают интенсивную продувку шпура с увлажнением пыли. Они работают в комплексе с пылеподавляющей установкой типа ППУ-11-3. Раствор, содержащий NaCl при бурении пород, имеющих температуру $t < -16^\circ$, или CaCl при $t > -16^\circ \text{C}$, вытесняется из бачка сжатым воздухом и по шлангу поступает к перфоратору. Содержание добавок составляет 3—10% к массе воды. В промывочной трубке перфоратора раствор смешивается с воздушным потоком и распыляется. Жидкостно-воздушная смесь идет затем по штанге бура в забой шпура, смачивает и подавляет образующуюся при бурении пыль.

При бурении шпуров, направленных вверх (при проходке восстающих), и креплении анкерной крепью применяют телескопные перфораторы. В настоящее время наиболее производительным перфоратором в крепких породах является ПТ-36М. Находят применение также телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ-45КВ и ПТ-50.

При бурении шпуров в стволах круглого сечения, оснащенных проходческими комплексами, применяют ствольные буриль-

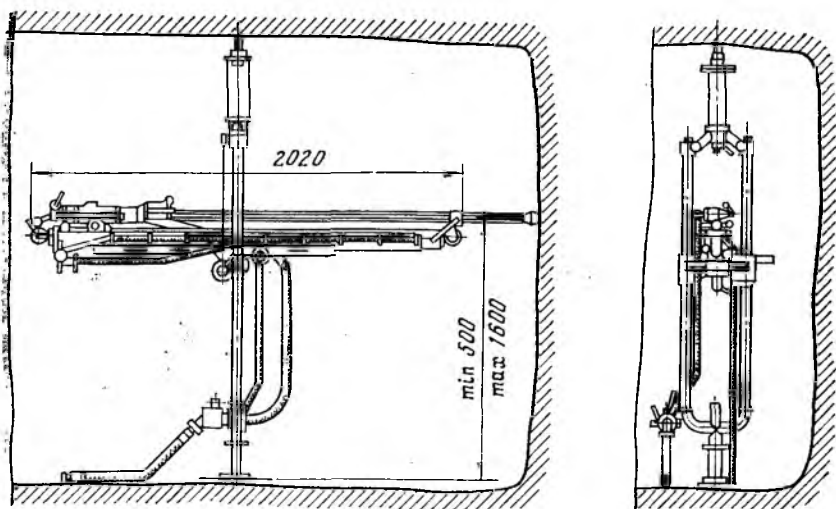


Рис. 4.2. Переносная бурильная установка УПБ-1

ные установки БУКС-1М и БУКС-1МЦ, которые имеют по четыре бурильных машины БГА и могут бурить шпурь на глубину до 4,2 м в породах с $t \leq 12-14$. Начато освоение бурильных установок БУКС-1у2 и БУКС-1у5, которые оснащаются двумя-пятью бурильными машинами ПК-75 для бурения на глубину до 4,4 м в породах с $f \leq 20$. В стволах, не имеющих проходческих комплексов, шпурь бурят ручными перфораторами ПР-30.

Буровой инструмент. При вращательном способе бурения шпуров установками БУЭ-1 применяют резцы диаметром 42 мм типа РБ 42-2 (породный) и штанги круглые диаметром 32 мм с каналом 9 мм для промывки.

При вращательно-ударном способе бурения применяют специальные долотчатые коронки диаметром 42 мм (БУ-1100-1-0,6), а также коронку КУВШ 42-25, которая имеет повышенную стойкость и обеспечивает высокую скорость бурения. Штанги применяют такие же, как и при вращательном способе бурения.

При ударно-поворотном способе бурения в крепких породах применяют в основном коронки долотчатые пластинчатые (КДП) и крестовые долотчатые (ККП) диаметром 36—43 мм, армированные твердыми сплавами ВК15 и ВК11В, которые имеют конусное или резьбовое соединение с буровой штангой. Долотчатые коронки с прямоугольными пластинами твердого сплава применяют для бурения крепких и вязких пород, а крестовые пластинчатые — крепких трещиноватых пород. Буровые штанги для бурения ручными перфораторами изготавливают из буровой стали диаметром 22 и 25 мм, они имеют длину хвостовика 108 мм. Длина штанги составляет от 700 мм (забурник) до 4300 мм, а масса — от 2,2 до 17 кг.

4.2. Выбор типа бурильной машины и расчет производительности бурильных установок

Выбор бурильной машины для бурения шпуров в подземных выработках рекомендуется производить по СНиП III-11—77. В табл. 4.1 даны типы бурильных машин, предназначенных для бурения шпуров в горизонтальных, наклонных и восстающих выработках, в зависимости от коэффициента крепости пород по М. М. Протодяконову. В связи с высокой крепостью пород при проведении разведочных выработок преимущественное применение находят тяжелые ручные перфораторы, а при использовании бурильных установок СБКН-2М — бурильные машины ПК-60.

Выбор бурильной машины для бурения в горизонтальной выработке необходимо осуществлять, руководствуясь следующими основными положениями:

тип бурильной машины должен соответствовать крепости пород в обуриваемом забое;

размеры зоны бурения должны быть больше или равны высоте и ширине забоя;

максимальная глубина шпуров, указанная в технической характеристике бурильной машины (или установки), должна быть

ТАБЛИЦА 4.1

Выработки	Тип бурильной машины	Характеристика пород		Бурильная машина
		коэффициент крепости по М. М. Протодяконову	категория по СНиП	
Горизонтальные и наклонные	Бурильные установки, навесное бурильное оборудование на погрузочных машинах:			
		вращательного действия	2—6	V—VII
		вращательно - ударного действия	7—12	VIII—IX
		ударно - поворотного действия:		
Восстающие с углом наклона 60—90°	Телескопные перфораторы или специальные бурильные машины, входящие в комплекс	колонковые	>12	IX и выше
		ручные перфораторы, в том числе на установках УПБ-1	>4—5	Выше VII—VIII
			>4—5	Выше VII—VIII

сверена с максимальной глубиной шпуров, приведенных в паспорте БВР;

ширина бурильной установки не должна быть больше транспортных средств (вагонеток, электровозов, погрузочно-транспортных машин).

Организационно-технические мероприятия при бурении шпуров заключаются в следующем. Рабочее место проходчика (бурильщика) должно быть хорошо проветрено, освещено, закреплено в соответствии с паспортом крепления, а взорванная масса убрана. В начале смены проходчик обязан осмотреть забой и привести его в безопасное состояние путем оборки кровли и боков выработки от отслоившихся кусков породы. При бурении ручным перфоратором с пневмоподдержкой или установкой УПБ-1 проходчик подносит их к забою, проверяет исправность и смазывает. Подводящие штанги и воздухопровод не должны иметь утечек — все соединения должны быть плотными. Перед подсоединением к бурильной машине шланги продувают сжатым воздухом. Затем рабочий размечает шпуры в соответствии с паспортом БВР, подсоединяет бурильную машину к шлангу, подносит и вставляет забурник в перфоратор или раскрепляет бурильную установку УПБ-1 в забое, опробует работу бурильной машины и при необходимости выполняет мелкий ремонт.

В процессе бурения проходчик должен следить за промывкой шпура от буровой мелочи, производить замену коронок и контролировать смазку бурильной машины, не допускать перегибов шланга под острым углом и соблюдать заданные паспортом БВР направления шпуров и выдерживать площадь сечения выработки. Проходчик обязан периодически орошать забой с целью пылеподавления.

При бурении с пневмоподдержки перфоратор должен иметь виброгасящую каретку.

Для обеспечения производительного бурения в забой должен непрерывно подаваться сжатый воздух, под давлением не ниже 0,5 МПа, и вода для промывки шпуров, под давлением не ниже 0,3 МПа.

По окончании бурения шпуров бурильные машины и инструмент убирают в безопасное место, а бурильную установку отводят в тупиковый заезд или на разминовку.

При бурении пневматическими бурильными машинами скорость бурения (мм/мин), зависящая от мощности единичного удара, частоты ударов, диаметра коронки и крепости пород, может быть определена по формуле

$$v = 13\,400 A n / (d^2 \sigma_{сж}^{0,56}),$$

где A — энергия единичного удара, Дж; n — частота ударов поршня в секунду; d — диаметр коронки, мм; $\sigma_{сж}$ — десятикратный предел прочности породы одноосному сжатию, МПа.

По этой формуле можно рассчитать скорость бурения без учета вспомогательных операций, связанных с бурением шпуров.

Наибольший интерес представляют техническая и эксплуатационная производительность бурения.

Под технической производительностью бурильной установки в метрах за один час машинного времени понимают производительность в эксплуатационных условиях:

$$Q_T = 60/(t_6 + t_b),$$

где t_6 — чистое время бурения шпура длиной 1 м, мин; t_b — вспомогательное технологическое время, необходимое для бурения шпура длиной 1 м, мин.

Чистое время бурения шпура длиной 1 м бурильной установкой, имеющей одну бурильную машину, $t_6 = 1/v$. Если бурильная установка имеет несколько бурильных машин, то чистое время

$$t_6 = 1/(K_0 n_6 v),$$

где K_0 — коэффициент одновременности работы бурильных машин (при двух бурильных машинах $K_0 = 0,7$); n_6 — число бурильных машин.

Вспомогательное технологическое время

$$t_b = t_m + t_x + t_k,$$

где t_m — время, затрачиваемое на установку и перестановку бурильных машин в процессе бурения шпуров, равное 0,25—9,5 мин и отнесенное к 1 м шпура; t_x — время холостого обратного хода бурильной головки по автоподатчику после окончания бурения шпура, равное 0,05 мин и отнесенное к 1 м шпура; t_k — время на замену коронок, равное 0,1 мин и отнесенное к 1 м шпура.

Окончательно техническая производительность бурильной установки (м/ч)

$$Q_T = \frac{60}{1/(K_0 n_6 v) + (t_m + t_x + t_k)}.$$

Эксплуатационная производительность бурильной установки определяется за общее время работы (обычно в течение смены) с учетом времени на подготовительные и заключительные операции, связанные с бурением, и различного рода простоев по организационным и техническим причинам:

$$Q_3 = \frac{T - (t_{пз} + t_{об} + t_{ли})}{1,07 [1/(K_0 n_6 v) + t_m + t_x + t_k]}.$$

где T — продолжительность смены, мин; $t_{пз}$ — время на подготовительно-заключительные операции, равное 40—45 мин; $t_{об}$ — время на обслуживание установки, зависящее от ее конструкции и равное 30 мин для машин с пневматическим приводом и 60 мин для машин на пневмошнурном ходу с дизельным приводом (с учетом времени на заправку горюче-смазочными мате-

риалами); $t_{\text{ли}}$ — личное время рабочего, равное 10 мин; 1,07 — коэффициент отдыха.

В геологоразведочной практике при проходке подземных горных выработок применяются в основном бурильные установки на рельсовом ходу, имеющие пневматический или электрический привод ходовой части. Перспективным является применение бурильных установок первого типоразмера на пневмошинном ходу, имеющих автономный привод и большую маневренность. Такая установка в течение смены может обслужить три-четыре забоя.

5. ТЕХНИКА БУРЕНИЯ ШПУРОВ И КОМПРЕССОРНОЕ ХОЗЯЙСТВО

5.1. Компрессорное хозяйство

При проведении горноразведочных выработок сжатый воздух применяется для работы пневматических бурильных машин, погрузочных машин, отбойных молотков, пневматических двигателей вентиляционных установок и насосов. Коэффициент полезного действия пневматических установок ниже электрических, однако пневматические установки более безопасны в обслуживании, просты в эксплуатации, надежны в работе. Для подачи сжатого воздуха под давлением более 0,3 МПа служат компрессоры. При поисково-разведочных работах находят применение передвижные компрессорные станции, которые перевозят с одного объекта на другой. Эти станции подразделяют на два типа: прицепные и переносные. Прицепные станции монтируют на одно- или двухосных прицепах, снабженных поворотным устройством, тормозной системой, рессорной подвеской и колесами на пневмоходу (рис. 5.1). Такие станции к месту работы буксируют автомашиной или трактором.

Переносные станции монтируют на раме без колес, и на место работ их доставляют с помощью средств автотранспорта или перемещают волоком по земле. По роду привода передвижные компрессорные станции подразделяют на станции с двигателями внутреннего сгорания или электрическими двигателями. На передвижных компрессорных станциях используют компрессоры с малой (до 3 м³/мин) и средней (до 10 м³/мин) производительностью при давлении до 1 МПа.

Наибольшее распространение получили поршневые и винтовые компрессоры.

Передвижные прицепные компрессорные станции с поршневыми компрессорами двухступенчатого сжатия и воздушным охлаждением (ЗИФ-55, ЗИФ-51, ДК-9М, ПК-10 и др.) обеспечивают производительность 4,6—10,5 м³/мин при рабочем давлении 0,6—0,7 МПа. Компрессоры имеют бензиновый (ЗИФ-55), дизельный (ДК-9М, ПК-10) или электрический (ЗИФ-51) двигатель и от 3 до 6 раздаточных вентилях. Передвижные ком-

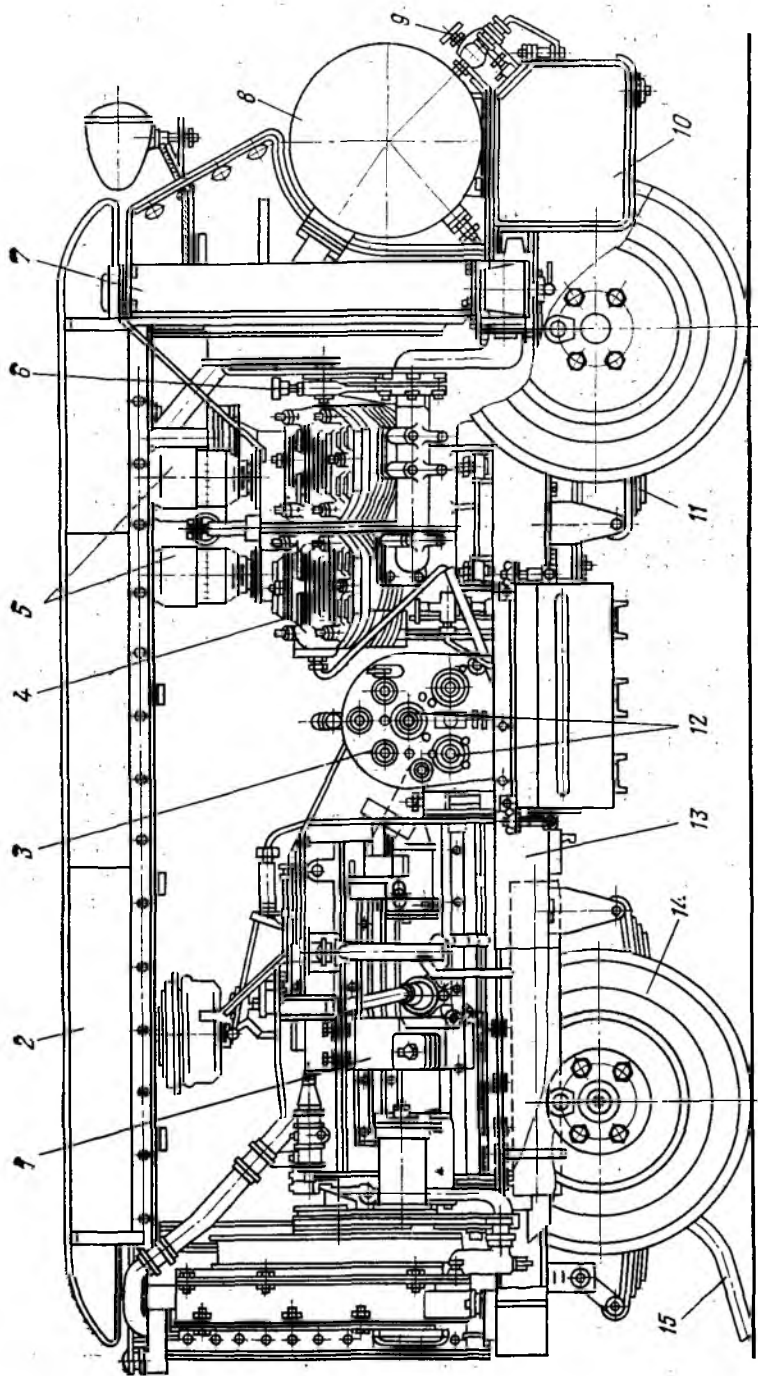


Рис. 5.1. Передвижная компрессорная станция ЗИФ-55:

1 — двигатель ЗИЛ-157М; 2 — капот; 3 — приборный щит; 4 — компрессор; 5 — воздушные фильтры компрессора; 6 — вентилятор; 7 — промежуточный холодильник; 8 — воздушохоборник; 9 — раздаточный вентиль; 10 — манометры; 11 — рессора; 12 — манометры; 13 — рама тележки; 14 — колесо; 15 — трапециевидное устройство

прессорные станции с ротационными и винтовыми компрессорами (ЗИФ-ПР-6, ПР-10, ПВ-10 и ЗИФ-55В) обеспечивают производительность от 5,5 до 10 м³/мин при давлении 0,7 МПа, имеют дизельный или бензиновый двигатель мощностью около 75 кВт.

Стационарные компрессорные станции, которые применяют при больших объемах проходческих работ, состоят из компрессоров и комплекса вспомогательного оборудования, обеспечивающего бесперебойное снабжение забоев сжатым воздухом. Компрессоры производительностью от 10 до 50 м³/мин и давлением 0,8 МПа имеют электрический привод мощностью от 57 до 275 кВт и водяное охлаждение. К вспомогательному оборудованию компрессорной станции относятся фильтры для очистки воздуха, маслоотделители, устройства для охлаждения воды и насосные станции. Для очистки воздуха от пыли и посторонних частиц находят применение как матерчатые, так и металлические фильтры. Необходимую площадь фильтра определяют по формуле $F = V_k / V_{\phi}$, где V_k — производительность компрессорной станции, м³/с; V_{ϕ} — скорость прохождения воздуха через фильтр (не более 10—12 м/с).

Для выравнивания неравномерности подачи сжатого воздуха потребителям, его накопления и сглаживания неравномерности потребления применяют воздухохраник, который должен иметь предохранительный клапан, сбрасывающий часть воздуха при давлении, превышающем номинальное. Объем воздухохраника определяют по формуле $V_v = 1,6\sqrt{V_k}$.

Для очистки сжатого воздуха от воды и масла между компрессором и воздухохраником устанавливают маслоотделитель. Для охлаждения компрессора применяют воду, которую подводят к его рубашке от водопровода отдельной насосной установки или бака. Вода должна быть чистой и не иметь вредных примесей. При больших загрязнениях воду очищают в отстойниках или фильтрах.

5.2. Устройство воздухопроводных сетей и расчет необходимого количества воздуха

Для монтажа воздухопровода применяют бесшовные или сварные трубы с внутренним диаметром от 32 до 350 мм, имеющие пропускную способность от 1,2 до 320 м³/мин (при изменении длины трубопровода от 150 до 1000 м). Трубы диаметром до 50 мм соединяют резьбовыми муфтами, а выше — фланцами с болтовым соединением. Основные магистральные трубопроводы соединяют сваркой. По трассе трубопровода устанавливают маслоотделители.

В качестве запорных устройств при диаметре трубопровода до 55 мм применяют вентили, а при большем диаметре — задвижки.

При прокладке трубопровода необходимо соблюдать следующие требования. Прокладка трубопровода должна производиться по кратчайшему пути. На поверхности трубы следует укладывать с уклоном 0,005 в сторону движения воздуха, а в подземных выработках уклон должен составлять 0,003. Количество арматуры в трубопроводе должно быть минимальным. Трубы, используемые для прокладки в шахте, подлежат гидравлическому испытанию на давление, в 2,5 раза превышающее нормальное рабочее давление воздуха. При прокладке не допускается провисаний трубы во избежание скопления в ней воды. Воздухопровод в шахте должен быть заземлен через 500 м. Каждый участок ответвления от главной магистрали должен иметь запорный вентиль или задвижку.

При расчете воздухопроводных сетей руководствуются следующим. Расчет ведут по допустимой величине потерь на отдельных участках с учетом общей допустимой величины потерь. Все воздухопроводы состоят из магистрального, группового и участкового трубопроводов, а также участка подвода к воздухоприемнику с помощью гибкого шланга. Потеря давления в шлангах принимается равной 0,05 МПа. Утечка воздуха должна быть не более 1,5 м³/мин на 1 км длины трубопровода, а общие утечки в сети не должны превышать 20% производительности компрессорной станции. Диаметр трубопровода должен соответствовать расчетному и обеспечивать скорость движения воздуха в основных магистралях 4—10 м/с.

Потеря давления у самого отдаленного участка сети допускается равной 0,2 МПа (с учетом потери давления в шлангах), с тем чтобы воздух подавался потребителю под давлением не менее 0,5 МПа, поскольку давление воздуха в компрессорной станции обычно составляет 0,7 МПа.

Для расчета сложных сетей применяется технико-экономический метод, по которому диаметры отдельных участков трубопровода выбираются таким образом, чтобы обеспечивалась наименьшая приведенная стоимость пневмосети. Упрощенный метод расчета сетей включает следующие этапы. Составляется схема трубопровода с учетом последовательности проведения разведочных выработок и выделяется наиболее протяженная (главная магистраль). На схеме отмечаются потребители сжатого воздуха (перфораторы, погрузочные машины и др.), их число, расход воздуха каждым из них, а также длина каждого из участков разветвления. Затем подсчитывается расход сжатого воздуха (м³/мин) на каждом из участков по формуле

$$Q = \alpha \beta \psi \sum q_i n_i, \quad (5.1)$$

где $\alpha = 1,1—1,2$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха в сети; $\beta = 1,1$ — коэффициент, учитывающий износ оборудования; $\psi = 0,7—0,9$ — коэффициент одновременности работы потребителей сжатого воздуха; q_i — расход сжатого воздуха одним потребителем, м³/мин; n_i — число потребителей.

ТАБЛИЦА 5.1

Расход воздуха, м³/мин	Потери давления, МПа, на каждые 100 м при внутреннем диаметре трубопровода, мм					
	50	75/80	100	125	150	200
3,3	0,004	—	—	—	—	—
8,4	0,025	0,002	—	—	—	—
16,5	—	0,009	0,003	0,001	—	—
25	—	0,018	0,006	0,002	—	—
33	—	0,03	0,01	0,003	0,001	—
50	—	—	0,02	0,007	0,003	0,001
67	—	—	—	0,013	0,005	0,001
85	—	—	—	0,02	0,007	0,002
100	—	—	—	0,025	0,01	0,003

Далее определяется диаметр труб на каждом участке. Приближенный внутренний диаметр трубопровода (мм) можно определить по формуле $d=20\sqrt{Q}$. Внутренний диаметр трубопровода округляется до ближайшего стандартного размера.

Потери напора в арматуре эквивалентны длине трубопровода на каждом из участков. При приближенном вычислении расчетная длина трубопровода с учетом потерь напора в арматуре принимается равной $L=1,1l$ (где l — действительная длина, м). Потери давления в воздухопроводах длиной 100 м при давлении 0,7 МПа приведены в табл. 5.1.

Зная расход воздуха и внутренний диаметр трубы, по табл. 5.1 определяют потери давления Δp на 100 м трубопровода и рассчитывают потери давления p на длине участка по формуле

$$p = \Delta p L / 100. \quad (5.2)$$

Поскольку в табл. 5.1 даны потери давления при первоначальном давлении 0,7 МПа, то давление у компрессора принимают равным 0,7 МПа и рассчитывают давление p сжатого воздуха у потребителей, которое должно быть не менее 0,5 МПа, по формуле

$$P = P_k - (p + 0,05), \quad (5.3)$$

где P_k — давление у компрессора, равное 0,7 МПа; 0,05 — потеря давления в подводящих шлангах, МПа.

Далее, по суммарному расходу воздуха и принятому давлению 0,7 МПа выбирают компрессор. Суммарная производительность компрессоров должна быть равна суммарному расходу воздуха потребителями. На два-три компрессора предусматривают один резервный. Наибольшее распространение на геологоразведочных работах получили поршневые компрессоры, имеющие некоторые преимущества перед винтовыми.

ПРИМЕР. Рассчитаем воздухопроводную сеть и выберем компрессор для проведения восстающего комплексом КПВ-1

с двумя перфораторами ПТ-36М и штрека с рас-сечкой, в которых одно-временно могут работать погрузочная машина ППН-1с и два перфора-то ПП-36В. Схема сети показана на рис. 5.2.

Решение. 1. По тех-нической характеристике оборудования принимаем расходы сжатого возду-ха: ПП-36В — 3 м³/мин, ППН-1с — 9,6 м³/мин, ПТ-36М — 4,5 м³/мин.

2. Расходы воздуха, протекающего по участкам трубопровода, определяем по фор-муле (5.1), принимая $\alpha=1,1$ и $\beta=1,1$. Для перфораторов ПТ-36М принимаем $\psi=0,9$, а для остальных машин $\psi=0,87$. Рас-ходы воздуха по участкам:

$$Q_2 = 1,1 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 2 \cdot 4,5 = 9,8 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$Q_3 = 1,1 \cdot 1,1 \cdot 0,87 (3 + 9,6) = 13,2 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$Q_1 = Q_2 + Q_3 = 9,8 + 13,2 = 23 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

3. Определяем диаметры труб по формуле $d = 20\sqrt{Q}$: $d_2 = 20\sqrt{9,8} = 62,6$ мм; $d_3 = 20\sqrt{13,2} = 72,6$ мм; $d_1 = 95,9$ мм. Прини-маем диаметры труб: $d_1 = 100$ мм, $d_2 = 65$ мм, $d_3 = 76$ мм.

4. Потери напора в воздухопроводе принимаем равными 10% длины, тогда расчетные длины участков $L_1 = 1,1 \cdot 300 = 330$ м; $L_2 = 166$ м, $L_3 = 220$ м.

5. Потерю давления на 100 м длины трубопровода опреде-ляем по табл. 5.1 по расходу воздуха и внутреннему диаметру трубы и рассчитываем потери давления на расчетной длине по формуле (5.2):

$$p_1 = \Delta p_1 L_1 / 100 = 0,006 \cdot 330 / 100 = 0,02 \text{ МПа};$$

$$p_2 = \Delta p_2 L_2 / 100 = 0,02 \cdot 165 / 100 = 0,033 \text{ МПа};$$

$$p_3 = \Delta p_3 L_3 / 100 = 0,009 \cdot 220 / 100 = 0,02 \text{ МПа}.$$

6. Магистральный трубопровод наибольшей длины складывается из длин первого и третьего участков. Принимая давление у компрессора $P_k = 0,7$ МПа, определяем давление воздуха, по-ступающего потребителю:

$$P_3 = P_k - p_1 - p_3 - 0,05 = 0,7 - 0,02 - 0,02 - 0,05 = 0,61 \text{ МПа};$$

$$P_2 = P_k - p_1 - p_2 - 0,05 =$$

$$= 0,7 - 0,02 - 0,033 - 0,05 = 0,597 \text{ МПа}.$$

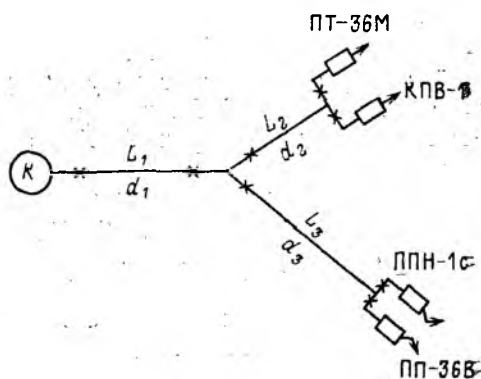


Рис. 5.2. Схема воздухопроводной сети

Таким образом, с учетом потерь давление воздуха у потребителей будет около 0,6 МПа.

7. По суммарному расходу воздуха $Q=23 \text{ м}^3/\text{мин}$ и принятому давлению 0,7 МПа выбираем два поршневых компрессора ВП-10/8 и один резервный. Компрессор поставляется с асинхронным двигателем мощностью 57 кВт. Производительность одного компрессора $10 \text{ м}^3/\text{мин}$.

8. Определяем объем индивидуального воздухохранилища

$$V_{\text{в}} = 1,6 \sqrt{Q} = 1,6 \sqrt{10} = 5 \text{ м}^3.$$

Принимаем три воздухохранилища В-6,3 вместимостью 6,3 м³ каждый, рассчитанных на давление 0,8 МПа.

5.3. Пылеподавление и водоснабжение

Работающие на подземных горных работах подвержены воздействию пыли, образующейся при бурении шпуров. От буровых работ в рудничную атмосферу поступает до 85% всей пыли. Пылеобразование при бурении зависит от способа бурения, крепости и влажности пород, состояния бурового инструмента и диаметра шпуров.

При перфораторном бурении шпуров без применения средств пылеподавления запыленность воздуха колеблется в пределах 26—166 мг/м³, что в 4,3—10 раз больше, чем при бурении буровыми машинами вращательного действия. Вместе с тем частицы пыли при перфораторном бурении более крупные и быстрее осаждаются. С повышением крепости пород запыленность воздуха и число мелких фракций пыли увеличиваются. Повышение влажности буримых пород способствует снижению запыленности воздуха. Бурение затупленной коронкой приводит к переизмельчению выбуриваемой породы и к повышенному выходу мелких фракций пыли.

Обеспыливание и пылеподавление при бурении шпуров осуществляется тремя способами: водой, подаваемой в забой шпура, растворами хлоридов (NaCl , CaCl) в забой шпура и посредством отсоса пыли от забоя шпура и последующего ее осаждения в пылеулавливателях (сухое обеспыливание). Второй и третий способы обеспыливания применяются при бурении мерзлых пород в условиях низких температур шахтного воздуха. Бурение шпуров с промывкой водой с добавлением поверхностно-активных веществ (ПАВ) снижает поверхностное натяжение воды в 2—2,5 раза и улучшает смачиваемость пыли. Целесообразность применения ПАВ устанавливают конкретно для каждой шахты с учетом состава воды, минералогического состава пыли и др.

Централизованное снабжение водой осуществляется под давлением 0,4—1 МПа. В случаях, когда централизованное водоснабжение невозможно, отдельные забои снабжаются водой из передвижных водяных бачков. Воду в шпур подают через спе-

циальную водопроводную трубку, расположенную по оси перфоратора.

Повышение эффективности пылеподавления при мокром способе бурения достигается путем применения специальных буровых коронок, промывочные отверстия в которых расположены на торцах. К ним относятся долотчатые коронки КДА-40 и крестовые ККБ-40, обеспечивающие подачу воды непосредственно к лезвию коронки и минимальный зазор со стенками шпура. При бурении ручными перфораторами для снижения предельно допустимой концентрации (ПДК) пыли до 2 мг/м^3 расход промывочной воды должен быть постоянным и не менее $3,5 \text{ л/мин}$, а для ПДК, равной 1 мг/м^3 , — $3\text{—}10 \text{ л/мин}$.

Пылеподавление диспергированными растворами хлоридов при перфораторном бурении шпуров в мерзлых породах осуществляют с помощью пылеподавляющей установки, состоящей из бачка с раствором. Бачок соединяется через манометр с шахтным воздухопроводом. Давление воздуха в бачке для вытеснения раствора устанавливают $0,15\text{—}0,45 \text{ МПа}$. Второй шланг от бачка подсоединяют к перфоратору через регулятор расхода раствора (вентиль). В продувочной трубке перфоратора раствор смешивается с воздушным потоком и распыляется. Жидкостно-воздушный поток по каналу буровой штанги через отверстия в коронке поступает в забой шпура, где смачивает и подавляет образующуюся при бурении пыль.

К водоснабжению предъявляют следующие требования. Качество воды определяется ее физическими, химическими и бактериологическими свойствами.

К физическим свойствам воды относятся температура, мутность, прозрачность, цвет, вкус и запах. Жесткость воды определяется по количеству растворимых в ней различных веществ: извести, гипса, магнезии и т. д. Жесткость измеряется в градусах, обозначающих массовое содержание солей в воде. Один градус соответствует содержанию в 1 л воды солей жесткости в количестве, эквивалентном 10 мг окиси кальция (CaO) или 7,19 мг окиси магния (MgO). Очень мягкая вода имеет жесткость от 0 до 4 градусов, мягкая — $4\text{—}8$ градусов, а жесткая — $19\text{—}30$ градусов. Вода, имеющая жесткость более 30 градусов, относится к очень жесткой.

Технологическая вода, поступающая в шахту, должна иметь водородный показатель $\text{pH}=7$ (пределы $6\text{—}10$). Кроме того, она должна удовлетворять нормам качества хозяйственно-питьевой воды по ГОСТ 2874—82. Вода, содержащая $0,35 \text{ мг/л}$ свободного хлора, считается бактериологически чистой.

При кислой реакции воды и содержании в ней солей железа и высоком содержании кислорода и углекислоты происходит активная коррозия трубопроводов и машин, соприкасающихся с водой.

Расчетный расход воды на одного рабочего составляет 25 л/сут . На промывку шпуров при бурении расходуется около

50 л/м при давлении 0,3 МПа. Расход воды каждой бурильной машиной принимают по паспортным данным оборудования или по технологическим нормам.

Для водоснабжения применяют насосы преимущественно типов НДВ и НДС, которые имеют подачу от 125 до 600 м³/ч и более.

Для водоснабжения при небольших объемах горноразведочных работ находят применение одноступенчатые насосы консольного типа «К», обеспечивающие подачу от 10 до 360 м³/ч и напор от 10 до 90 м.

5.4. Условия безопасной эксплуатации бурильного оборудования

Перед бурением шпуров проходчик обязан осмотреть забой и обогнуть кровлю, забой и бока выработки от отслоившихся кусков породы, проверить надежность крепления выработки и при необходимости установить временную крепь, а также проверить исправность бурильного оборудования путем опробования. Присоединение шлангов, идущих от воздушной и водяной магистралей к бурильной машине, должно производиться при закрытых вентилях. Отсоединять шланги от машин, не перекрыв подачу воды и воздуха на магистрали, запрещается. Крепление штуцера с накидной гайкой к шлангу должно производиться с помощью хомутов. Запрещается производить бурение без промывки шпуров или применения других надежных средств для пылеподавления и улавливания пыли, обеспечивающих снижение запыленности до предельно допустимых концентраций.

При забурировании и бурении шпуров перфораторами и электросверлами запрещается брать руками за буровую штангу. При забурировании необходимо применять короткий забурник (штангу). Перфораторы должны иметь виброгасящую каретку-рукоятку, которая снижает вибрацию до санитарных норм. Виброгасящую каретку необходимо периодически осматривать и смазывать. Наиболее действенной мерой защиты проходчиков от вибрации является переход на бурение шпуров переносными бурильными установками УПБ-1 или ЛПК-IV вместо перфораторов на пневмоподдержке, а также применение самоходных бурильных установок. При работе на таком оборудовании рабочий полностью защищен от вибрации.

Во время работы бурильных машин, особенно в момент забурирования и продувки шпуров, возникает опасность травмирования глаз бурильщиков отлетающими осколками породы и бурового шлака. Поэтому при выполнении этих операций необходимо надевать защитные очки или предохранительные щитки из плексигласа.

При бурении шпуров бурильной установкой последняя должна быть тщательно раскреплена на рельсах.

Запрещается забуривать в «стаканы» (донные части шпуров после взрыва), а также бурить шпуры в забоях при наличии невзорвавшихся зарядов (отказов), кроме случаев, связанных с ликвидацией этих зарядов. Бурение шпуров для ликвидации невзорвавшихся зарядов должно производиться в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах».

Извлечение из шпуров заклинившихся буровых штанг необходимо производить только с помощью специальных ключей.

При работе на бурильных установках вращательного бурения типа БУЭ-1 необходимо обеспечивать меры электробезопасности. Заземление электрической бурильной машины осуществляется при помощи четвертой жилы гибкого кабеля. Бурильщики должны пользоваться резиновыми перчатками.

6. ЭЛЕМЕНТЫ ТЕОРИИ ВЗРЫВА И ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

6.1. Понятие о взрыве и взрывчатом веществе

Взрывом называется явление крайне быстрого превращения вещества или системы веществ из одного состояния в другое, сопровождающееся переходом потенциальной энергии, заключенной в веществе, в кинетическую работу. Одним из признаков взрыва является резкое увеличение давления в окружающей среде и связанное с этим возникновение ударной волны и поля напряжений. Он сопровождается также звуковым эффектом. Энергия, выделяющаяся при взрыве, является эффективным средством разрушения и перемещения горных пород.

По характеру протекания и источникам энергии взрывы подразделяют на физические, химические и ядерные.

При физических взрывах происходит изменение физического состояния вещества. Примерами их могут служить взрывы паровых котлов, баллонов сжатого или сжиженного газа, мощные электрические разряды, взрывы метеоритов при ударе о Землю или в космосе и др.

При химических взрывах происходит чрезвычайно быстрое изменение химического состава веществ, участвующих в реакции, с выделением тепла и образованием газов. Обычно это изменение является результатом реакций окисления горючих элементов, содержащихся во взрывчатых веществах или в его составных частях. К этому типу взрывов относятся взрывы взрывчатых веществ метановоздушной смеси, угольной пыли и др.

Ядерные взрывы основаны на цепных реакциях деления ядер с образованием новых элементов.

В горном деле широкое распространение получили химические взрывы с помощью взрывчатых веществ (ВВ), под которы-

ми понимают химические соединения или механические смеси веществ, способные под влиянием внешних импульсов к быстрым (взрывным) превращениям, сопровождающимся выделением тепла и образованием большого количества газообразных продуктов, способных производить механическую работу. Химическое превращение взрывчатого вещества происходит за счет окисления входящих в него компонентов.

При взрыве большинства ВВ горючие элементы водорода и углерода окисляются кислородом, входящим в состав самого ВВ, в отличие, например, от процесса горения, при котором окисление происходит за счет кислорода воздуха. Это обеспечивает высокую концентрацию энергии в единице объема ВВ. Отличительными признаками ВВ являются высокие объемная концентрация энергии и скорость превращения, экзотермичность процесса, образование газообразных продуктов и звуковой эффект.

Различают следующие формы взрывчатого превращения: горение, взрывное горение и детонацию.

Процесс горения — переменная по скорости реакция окисления (от долей сантиметра до нескольких метров в секунду), протекающая при высокой температуре пламени и основанная на теплопередаче.

Детонация — распространение взрыва по массе ВВ со сверхзвуковой, постоянной для данного ВВ скоростью. При детонации теплопередача осуществляется ударной волной, представляющей собой скачок давления и плотности, распространяющейся, например, под воздействием быстро расширяющихся газообразных продуктов взрыва. В воздухе распространяется воздушная волна.

Взрывное горение является как бы промежуточным режимом между горением и детонацией. Скорость взрывного горения может достигать нескольких сот метров в секунду.

Следует отметить, что в определенных условиях возможно изменение скорости взрывчатого превращения. В результате этого взрывное горение может перейти в детонацию или, наоборот, детонация — во взрывное горение.

Наиболее эффективной формой взрывчатого превращения является детонация, которую широко используют для разрушения горных пород, хотя в определенных условиях находит применение и взрывное горение.

В горном деле наибольшее распространение получили взрывчатые смеси из твердых веществ. ВВ содержат элементы, необходимые для нормального протекания реакции и взрыва.

Для придания определенных свойств и характеристик смесям ВВ в их состав вводят окислители, горючие добавки и сенсибилизаторы.

Окислители — вещества, содержащие избыточный кислород, который расходуется при взрыве на окисление горючих элементов. В качестве окислителей используют аммиачную, калие-

вую и натриевую селитры, хлораты и перхлораты калия и аммония, жидкий кислород и др.

Горючие добавки — твердые и жидкие вещества, как взрывчатые, так и невзрывчатые, используемые для увеличения количества энергии, выделяемой при взрыве. В качестве таких веществ используют сажу, древесную муку, твердые и жидкие углероды, алюминиевую пудру, гексоген и др.

Сенсибилизаторы — взрывчатые соединения, отличающиеся высокой чувствительностью к начальному импульсу и служащие для повышения детонационной способности ВВ. В качестве сенсибилизаторов применяют нитроглицерин, гексоген и другие вещества. В простейших типах ВВ роль сенсибилизаторов выполняют древесная мука, уголь, соляровое масло и др.

Кроме окислителей, горючих добавок и сенсибилизаторов в состав ВВ вводят ряд инертных и прочих добавок, способствующих улучшению физико-химических, детонационных и предохранительных свойств ВВ. Так, для повышения химической и физической стойкости ВВ применяют вещества, называемые стабилизаторами. В таких ВВ, как динамит, стабилизаторами являются мел и сода, в аммонитах — древесная, жмыховая и травяная мука. Иногда эти вещества выполняют роль и горючих добавок.

Для снижения чувствительности ВВ в их состав добавляют флегматизаторы. В качестве последних используют вазелин, парафин, различные масла, тальк и т. п.

Кроме упомянутых добавок, в состав некоторых ВВ вводят пламегасители — вещества, способствующие уменьшению температуры и теплоты взрыва. В качестве таких веществ используют чаще всего хлориды натрия и калия.

6.2. Начальный импульс и чувствительность взрывчатых веществ

Вызвать взрыв определенного количества ВВ (заряда ВВ) можно различными видами внешнего воздействия: быстрым нагревом, механическим ударом, трением, взрывом другого заряда ВВ. Энергия теплового воздействия, необходимая для возбуждения взрыва заряда ВВ, является начальным импульсом, а сам процесс — иницированием.

Процесс возбуждения взрыва начинается с горения некоторых участков заряда ВВ, которое вследствие самоускорения переходит в детонацию.

Минимально необходимая величина начального импульса различна для разных ВВ и зависит от чувствительности ВВ и степени восприимчивости его к внешним воздействиям. Наиболее чувствительными являются так называемые иницирующие ВВ. Промышленные ВВ обладают низкой чувствительностью, они безопасны при изготовлении, транспортировании, хранении и применении при соблюдении определенных правил.

Однако только совокупность испытаний на различные виды внешних воздействий может дать всестороннюю характеристику чувствительности и опасности ВВ.

Наибольшее значение для оценки чувствительности ВВ к механическим и физическим воздействиям имеет чувствительность к тепловому воздействию, удару, трению и инициирующему действию взрыва другого ВВ.

Чувствительность к тепловому воздействию можно определить по температуре вспышки ВВ — минимальной температуре, при которой в течение небольшого отрезка времени (5 мин) в навеске ВВ, помещенной в нагретую среду, происходит вспышка со звуковым эффектом.

Чувствительность ВВ к удару определяется на специальных вертикальных или дуговых копрах. На навеску ВВ массой 0,05 г, заключенную между двумя металлическими поверхностями, сбрасывается груз массой 10 кг с высоты 0,4 м и определяется процент взрывов, получившихся в 25 опытах. Этот показатель и служит сравнительной характеристикой чувствительности ВВ к удару.

Чувствительность ВВ к трению определяют на специальном маятниковом копре, в котором с помощью гидравлического пресса через поршень навеска ВВ сжимается между подвижным и неподвижным роликами. Боковой удар по подвижному ролику осуществляется грузом маятника. Характеристикой чувствительности к трению служит нагрузка на ролик, при котором сдвиг боковым ударом вызывает определенный процент взрывов.

Чувствительность ВВ к инициирующему действию взрыва другого ВВ называется еще чувствительностью к детонации, т. е. способностью его взрываться от действия ударной волны другого ВВ. Чувствительность ВВ к детонации определяется предельным инициирующим зарядом, т. е. минимальным зарядом инициирующего ВВ для возбуждения детонации вторичного заряда.

6.3. Плотность взрывчатых веществ и плотность заряжания

Одной из основных характеристик ВВ является их плотность. Повышение плотности приводит к концентрации энергии взрыва ВВ и позволяет повысить эффективность разрушения горных пород.

Различают плотность ВВ, плотность патронов ВВ и плотность заряжания.

Плотность ВВ — масса единицы объема ВВ без учета оболочки. Для сыпучих ВВ плотность, полученную при свободной засыпке, называют насыпной или гравиметрической, а для сплошных (жидких, прессованных или уплотненных в патроне порошков), когда вещество занимает весь объем, без пустот или

воздушных промежутков, — действительной плотностью или просто плотностью ВВ.

Под плотностью патронов ВВ, зарядов или других изделий из ВВ понимают отношение их массы к занимаемому объему с учетом оболочки.

Плотность заряжания представляет собой отношение массы заряда ко всему объему зарядной камеры, включая все пустоты, не заполненные ВВ. Плотность заряжания зависит от плотности ВВ и способности его к уплотнению.

Плотность ВВ в заряде оказывает большое влияние на скорость детонации. Для большинства промышленных ВВ с увеличением плотности заряда скорость детонации возрастает. Однако следует иметь в виду, что для каждого ВВ существуют свои оптимальные значения плотности, за пределами которых происходит ухудшение взрывчатых характеристик ВВ вплоть до полного затухания детонации. Плотность, при которой невозможно устойчивое распространение детонации по ВВ в зарядах заданного диаметра, называют критической. С увеличением диаметра заряда и размещением его в оболочке критическая плотность возрастает.

6.4. Работоспособность и бризантность ВВ

Тепловая энергия, выделяющаяся при взрыве, через посредство расширяющихся газообразных продуктов взрыва способна превращаться в механическую работу по разрушению и перемещению горных пород. Мерой работоспособности ВВ в первом приближении может быть его теплота взрывчатого превращения или потенциальная энергия. Вместе с тем превращение тепла в механическую работу происходит со значительными потерями. Поскольку точная теоретическая и экспериментальная оценки полезных форм работы взрыва пока невозможны, то различные ВВ между собой сравнивают несколькими практическими способами.

Наиболее распространенными являются испытания на работоспособность по способу Трауцля и на бризантность по методу Гесса.

Практически способность продуктов взрыва производить работу при своем расширении — работоспособность ВВ — оценивают по расширению канала свинцовой бомбы при взрыве стандартной навески ВВ (проба Трауцля), а также по образованию воронки взрыва в грунте или в твердой породе при стандартных условиях.

Свинцовую бомбу Трауцля (рис. 6.1) в виде цилиндра диаметром и высотой 200 мм изготавливают из рафинированного свинца. По оси бомбы просверливают канал диаметром 25 мм на глубину 125 мм. Стандартную навеску ВВ массой 10 г с электродетонатором помещают в канал бомбы и засыпают сухим кварцевым песком без уплотнения. После взрыва канал бомбы

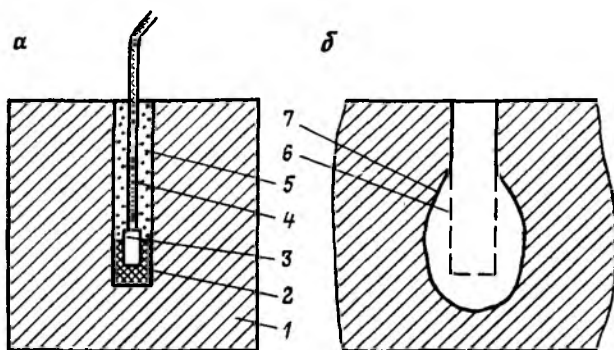


Рис. 6.1. Установка для определения работоспособности ВВ до взрыва (а) и после него (б):

1 — свинцовый цилиндр (бомба); 2 — заряд испытываемого ВВ; 3 — капсюль-детонатор; 4 — огнепроводный шнур; 5 — забойка (кварцевый песок); 6 — контур канала до взрыва; 7 — канал, расширенный взрывом

принимают грушевидную форму. Объем его за вычетом начального объема отверстия (61 см^3) и расширения, производимого электродетонатором ($\sim 30 \text{ см}^3$), и характеризует величину относительной работоспособности ВВ.

Бризантность ВВ — способность ВВ к местному разрушительному действию в результате удара продуктов взрыва по среде, прилегающей к заряду. Бризантность ВВ оценивают по величине обжатия свинцового цилиндра (проба Гесса).

Для испытания по методу Гесса на столбик из рафинированного свинца высотой 60 мм и диаметром 40 мм (рис. 6.2) помещают стальную пластину толщиной 10 мм и патрон с массой испытываемого ВВ 50 г. В заряде делают отверстие под капсюль-детонатор или электродетонатор. Гильза с детонатором закрепляется на плите. Бризантность оценивают разностями (выраженными в миллиметрах) средних высот свинцового столбика до и после взрыва, измеренных в четырех точках, расположенных на взаимно перпендикулярных осях.

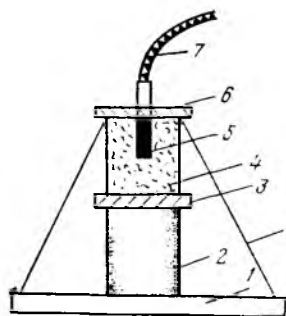


Рис. 6.2. Установка для определения бризантности ВВ:

1 — стальная плита; 2 — свинцовый столбик; 3 — стальной диск; 4 — заряд испытываемого ВВ; 5 — капсюль-детонатор; 6 — картонный кружок; 7 — огнепроводный шнур; 8 — крепление (шпагат); 9 — свинцовый столбик после взрыва

6.5. Передача детонации на расстояние.

Кумулятивное действие взрыва заряда ВВ

Передачу детонации на расстояние следует рассматривать как способность взрыва заряда ВВ вызывать детонацию другого заряда (подрыв), расположенного на некотором расстоянии от первого. Взрыв второго заряда на расстоянии называется взрывом через влияние, первый заряд при этом называют активным, а второй — пассивным.

Детонация лучше передается через воздух, хуже — через срезы с повышенной плотностью, металл, дерево, глину, буровой шлам. Поэтому наличие между частями заряда различных инертных материалов может привести к затуханию детонации. Через воздушную среду от активного заряда к пассивному детонация передается с помощью воздушной ударной волны, а также газообразных продуктов взрыва и твердых частиц, перемещаемых им. Расстояние, на которое может быть передана детонация от активного заряда к пассивному, зависит от многих факторов, главными из которых являются мощность, брыззанность и плотность ВВ, а также чувствительность ВВ пассивного заряда к детонации. Расстояние между активным и пассивным зарядами можно определить по формуле

$$L = k\sqrt{Q}, \quad (6.1)$$

где Q — масса активного заряда ВВ; k — коэффициент, зависящий от типа ВВ активного и пассивного зарядов, а также свойств среды.

Значение этого коэффициента колеблется от 0,5 до 1 при взрывании зарядов на поверхности земли и от 2 до 4,5 при взрывании в шпурах или скважинах.

Так как передача детонации на расстояние зависит от многих факторов, то, исходя из поставленной задачи, определяют либо максимальное расстояние, на котором гарантируется передача детонации, либо минимальное расстояние, на которое не передается детонация ни в одном из произведенных подрывов.

Возможность передачи детонации на расстояние учитывается, например, при строительстве складов взрывчатых материалов (ВМ). Расстояние между отдельными складами выбирается так, чтобы полностью исключить передачу детонации при взрыве ВВ в одном хранилище другому.

Для усиления местного действия взрыва используют кумулятивный эффект, который проявляется при взрыве зарядов ВВ определенной конструкции, имеющих на одном конце выемку конической или сферической формы. При выходе продуктов детонации с торцевой стороны заряда ВВ скорость их значительно больше, чем при выходе с боковой поверхности. При этом образуется сфокусированный поток ударной волны и продуктов детонации, обладающий значительной пробивной силой (рис. 6.3). Как видно из рисунка, при взрыве на плите двух зарядов ВВ с одинаковой массой заряд с кумулятивной

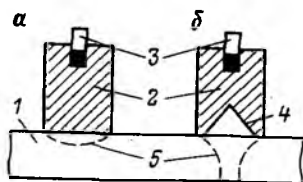


Рис. 6.3. Схема действия обычного (а) и кумулятивного (б) зарядов ВВ:

1 — плита; 2 — заряды ВВ; 3 — капсули-детонаторы или электродетонаторы; 4 — кумулятивная выемка; 5 — полости, образованные в результате действия взрыва

выемкой пробивает плиту насквозь. Заряд без кумулятивной выемки делает лишь углубление на плите.

Кумулятивный эффект нашел большое применение в военном деле, широко используется в горном деле и строительстве. С помощью кумулятивных зарядов осуществляют дробление негабаритных кусков горных пород и оконтуривание горных выработок. Кумулятивный эффект используется и в детонаторах для усиления их начального инициирующего импульса.

6.6. Кислородный баланс взрывчатых веществ.

Ядовитые газообразные продукты взрыва

При ведении взрывных работ образуется значительное количество газов. Учитывая, что взрыв, как правило, основан на окислении кислородом горючих веществ (углерода, водорода, металлов), рецептуру промышленных ВВ составляют с таким расчетом, чтобы в результате взрыва образовались продукты, представляющие наименьшую опасность для горнорабочих. Это возможно в том случае, когда ВВ изготовляют с нулевым или близким к нему кислородным балансом, под которым понимают отношение количества кислорода, содержащегося в составе ВВ, к его количеству, необходимому для полного окисления всех горючих компонентов, входящих в состав этого ВВ.

В зависимости от избытка или недостатка фактически содержащегося кислорода в ВВ различают нулевой, положительный и отрицательный кислородный баланс.

Нулевым называют такой кислородный баланс, при котором кислорода в составе ВВ достаточно для полного окисления всех горючих элементов, входящих в состав ВВ, т. е. количество кислорода полностью соответствует количеству горючих компонентов. Если в составе ВВ имеется избыток кислорода, то кислородный баланс считается положительным, а если его недостаточно — отрицательным.

Следует отметить, что, добавляя к ВВ с положительным кислородным балансом горючие добавки (например, к аммиачной селитре древесную муку), можно получить взрывчатую смесь большей работоспособности.

При взрыве ВВ с нулевым кислородным балансом теоретически должно происходить полное окисление горючих элементов с максимальным выделением энергии. При взрыве такого ВВ образуется минимальное количество ядовитых газов. Таким об-

разом, ВВ с нулевым кислородным балансом является наиболее эффективным. При большом недостатке кислорода, наряду с продуктами неполного окисления (СО, Н₂ и др.), часть углерода выделяется в свободном виде, резко снижая образование газов, а при большом избытке кислорода, наряду с оксидами азота (NO, NO₂, N₂O₃) в продуктах взрыва может находиться азот в свободном состоянии.

Кислородный баланс рассчитывают по формуле

$$K = (16n/M) 100\%, \quad (6.2)$$

где n — число избыточных (недостающих) атомов кислорода в одной молекуле ВВ; M — относительная молекулярная масса ВВ.

Состав большинства промышленных ВВ (как однородных, так и смесей) может быть выражен общей формулой $C_aH_bN_cO_dAl_e$, где a , b , c , d и e — число атомов соответственно углерода, водорода, азота, кислорода и алюминия в молекуле ВВ. Поэтому избыточное (недостающее) число атомов кислорода можно определить из следующего выражения:

$$n = d - \left(2a + \frac{b}{2} + \frac{3}{2}e \right). \quad (6.3)$$

ПРИМЕР 1. Определить кислородный баланс аммиачной селитры, химическая формула которой NH₄NO₃.

Решение. Горючим элементом в аммиачной селитре является водород. Для окисления четырех атомов кислорода необходимо два атома кислорода. В молекуле же имеется три атома кислорода. Следовательно, кислородный баланс является положительным, а число избыточных атомов кислорода $n = 3 - 2 = 1$. Относительная молекулярная масса аммиачной селитры равна 80. Подставляя значения n и M в формулу (6.2), определяем кислородный баланс аммиачной селитры:

$$K = (16 \cdot 1/80) \cdot 100\% = +20\%.$$

ПРИМЕР 2. Определить кислородный баланс тротила, химическая формула которого C₇H₅(NO₂)₃.

Решение. Горючими элементами в тротиле являются углерод и водород. Для окисления семи атомов углерода и пяти атомов водорода необходимо $14 + 2,5 = 16,5$ атома кислорода. Молекула содержит только шесть атомов кислорода. Следовательно, кислородный баланс тротила отрицательный, а недостающее число атомов кислорода в молекуле $n = 16,5 - 6 = 10,5$. Относительная молекулярная масса тротила равна 227. Подставляя значения n и M в формулу (6.2), определяем кислородный баланс тротила:

$$K = [16(-10,5)/227] 100\% = -74\%.$$

Как видим, тротил обладает резко выраженным отрицательным кислородным балансом. В связи с этим он и ему подоб-

ТАБЛИЦА 6.1

Вещество	Химическая формула	Относительная атомная или молекулярная масса	Кислородный баланс, %
Алюминий	Al	27	—89
Аммиачная селитра	NH ₄ NO ₃	80	+20
Бумага (оболочка патронов)	—	—	—130
Гексоген	C ₃ H ₆ N ₆ O ₆	222	—21,6
Гремучая ртуть	HgC ₂ O ₂ N ₂	284	—11,3
Нитроглицоль	C ₂ H ₄ N ₆ O ₆	152	0
Динитроафталин	C ₁₀ H ₆ N ₂ O ₄	218	—139,4
Каляевая селитра	KNO ₃	101	+39,6
Калия хлорат	KClO ₃	122,5	+39,2
Калия перхлорат	KClO ₄	138,5	+46,2
Клетчатка	C ₆ H ₁₀ O ₅	162	—118,5
Магний	Mg	24,3	—65,8
Мука злаков	C ₁₅ H ₂₆ O ₁₁	381	—132
Мука древесная	C ₁₅ H ₂₂ O ₁₀	362	—137
Натриевая селитра	NaNO ₃	85	+47
Натрия хлорат	NaClO ₃	106,5	+45
Натрия перхлорат	NaClO ₄	122,5	+52,2
Нитроглицерин	C ₃ H ₅ N ₃ O ₉	227	+3,5
Нитроклетчатка:			
коллоидонная	C ₂₄ H ₃₁ N ₉ O ₃₈	1105,3	—38,7
пироксилин	C ₂₄ H ₂₉ N ₁₁ O ₄₂	1143	—28,6
Октоген	C ₄ H ₈ N ₈ O ₃	296	—21,6
Парафин (твердый)	C ₂₄ H ₅₀	338,3	—346
Пикриновая кислота	C ₆ H ₃ N ₃ O ₈	229	—45,4
Тетранитрометан	CN ₄ O ₈	196	+49
Тетрил	C ₇ H ₅ N ₅ O ₃	287	—47,4
Тротил	C ₇ H ₅ N ₃ O ₆	227	—74
Тэн	C ₈ H ₈ N ₄ O ₁₂	316	—10,1
Углерод аморфный	C	12	—266,7

ные ВВ не могут быть применены в подземных горных выработках, так как выделяют много ядовитых газов.

Кислородный баланс некоторых ВВ, их компонентов и продуктов взрыва приведен в табл. 6.1, откуда видно, что кислородный баланс определяется не только для ВВ, но и для других веществ, которые можно использовать в качестве компонентов ВВ.

Кислородный баланс взрывчатых смесей определяют по формуле

$$K = K_1P_1 + K_2P_2 + K_3P_3 + \dots + K_nP_n, \quad (6.4)$$

где $K_1, K_2, K_3, \dots, K_n$ — кислородный баланс каждого из компонентов взрывчатой смеси, %; $P_1, P_2, P_3 + \dots + P_n$ — содержание каждого из компонентов, доли единицы.

ПРИМЕР 3. Определить кислородный баланс ВВ, состоящего из 50% тротила и 50% аммиачной селитры.

Решение. В соответствии с условием задачи содержание аммиачной селитры и тротила $P_1 = P_2 = 0,5$. Кислородный баланс

аммиачной селитры $K_1=20\%$ и тротила $K_2=-74\%$ (см. примеры 1 и 2). Подставляя значения P_1 , P_2 , K_1 и K_2 в формулу (6.4), получаем кислородный баланс смеси:

$$K = (20 - 74) \cdot 0,5 = -27\%.$$

Поскольку при нулевом кислородном балансе выделяется минимальное количество токсичных газов, для промышленных целей преимущественно выпускаются ВВ с нулевым кислородным балансом, а в подземных условиях допускаются к применению ВВ, имеющие только нулевой кислородный баланс.

Для получения взрывчатой смеси с нулевым кислородным балансом к основному компоненту, кислородный баланс которого обычно значительно отличается от нулевого, добавляют один или больше компонентов, имеющих кислородный баланс, противоположный кислородному балансу первого компонента. Соотношение компонентов должно быть строго определено.

ПРИМЕР 4. Определить рецептуру ВВ с нулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры и тротила.

Решение. Согласно условию задачи, уравнение (6.4) можно записать в следующем виде:

$$0 = K_1 P_1 + K_2 P_2, \quad (6.5)$$

где K_1 — кислородный баланс аммиачной селитры ($K_1 = +20\%$); K_2 — кислородный баланс тротила ($K_2 = -74\%$); P_1 и P_2 — содержание соответственно аммиачной селитры и тротила во взрывчатой смеси, доли единицы. Так как смесь состоит из двух компонентов, то $P_2 = (1 - P_1)$ и уравнение (6.5) примет вид

$$0 = K_1 P_1 + K_2 (1 - P_2).$$

Подставляя значения K_1 и K_2 в это уравнение (см. пример 3) и решая его, получаем $P = 0,79$. Тогда $P_2 = 1 - 0,79 = 0,21$. Следовательно, ВВ с нулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры и тротила должно состоять из 79% аммиачной селитры и 21% тротила. Такому составу смеси отвечает взрывчатое вещество граммонит 79/21.

Как уже отмечалось, при взрыве ВВ выделяются ядовитые газы. В основном это оксид углерода и оксиды азота. Однако при разрушении горных пород, содержащих серу и сернистые соединения, образуется также сернистый ангидрит и сероводород, которые во много раз токсичнее, чем окись углерода.

При подсчете содержания ядовитых газов обычно их приводят к так называемой условной окиси углерода, предельное содержание которой в рудничной атмосфере не должно превышать 0,008% по объему.

Оксид углерода — газ без цвета, вкуса и запаха, и в этом его значительная опасность. Лишь при объемной доле 0,0016% он не вызывает какого-либо вредного воздействия на организм человека. При больших концентрациях появляется го-

ловокружение, потеря сознания и может наступить смертельное отравление.

В случае отравления оксидом углерода пострадавшего нужно вынести на свежую струю, дать подышать кислородом, а в случае потери сознания — сделать искусственное дыхание до оказания специальной медицинской помощи.

Оксиды азота — газы красно-бурого цвета, опасны тем, что разрушают слизистые оболочки дыхательных путей и легких. Вдыхание оксидов азота вызывает кашель, слезотечение и одышку. Предельно допустимая объемная концентрация оксидов азота 0,0001%. Эти газы коварны тем, что имеют скрытый период действия (4—6 ч), после которого может наступить отек легких.

Сероводород — бесцветен, имеет запах тухлых яиц. Он сильно раздражает дыхательные пути, слизистые оболочки глаз и носа. При сильных отравлениях наблюдаются судороги и потеря сознания. Предельно допустимая объемная концентрация сероводорода 0,000 66%.

Сернистый ангидрид — бесцветен, отличается резким раздражающим запахом, вызывающим чихание, кашель и спазмы в горле. При сильных отравлениях могут наблюдаться воспаления бронхов и отек легких. Предельно допустимая объемная концентрация 0,0007%.

Во всех случаях отравления ядовитыми газами требуется срочная медицинская помощь.

7. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

7.1. Требования к промышленным взрывчатым веществам

Для ведения взрывных работ в горной промышленности применяются различные промышленные взрывчатые вещества, на которые имеются ГОСТы или утвержденные в установленном порядке технические условия, а также журнальные постановления Госгортехнадзора СССР.

Промышленные ВВ должны обладать пониженной чувствительностью к внешним воздействиям, быть безопасными в обращении, при транспортировании и хранении, иметь относительно невысокую стоимость. Они не должны оказывать вредного влияния на организм человека как при их изготовлении, так и в процессе применения. Вместе с тем промышленные ВВ должны обладать достаточной мощностью, безотказно детонировать от современных средств взрывания, обеспечивать устойчивую детонацию по всей массе ВВ, сохранять свои свойства в течение длительного нахождения в зарядных емкостях.

Промышленные ВВ должны быть пригодными к механизированному заряданию и обладать достаточно высокой водо-

устойчивостью в случае их применения в обводненных скважинах.

Промышленные ВВ, применяемые в подземных условиях, при взрыве не должны образовывать много ядовитых газов, а в шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, дополнительно еще должны иметь пониженную температуру взрыва.

Многообразие условий применения и высокие технические требования к промышленным ВВ вызвали необходимость иметь широкий их ассортимент, насчитывающий десятки наименований.

7.2. Классификация промышленных взрывчатых веществ

Промышленные ВВ классифицируют по ряду признаков: характеру воздействия на окружающую среду, агрегатному состоянию, химическому составу, условиям применения, степени опасности при хранении и перевозке и т. д.

По характеру воздействия на окружающую среду промышленные ВВ условно подразделяют на высокобризантные ВВ (скорость детонации $D=4500\div 7000$ м/с), бризантные (скорость детонации $D=3000\div 4500$ м/с), низкобризантные (скорость детонации $D=2000\div 3000$ м/с) и метательные — пороха (скорость взрывного горения $100\div 400$ м/с).

По агрегатному состоянию промышленные ВВ классифицируют на порошкообразные, гранулированные, прессованные, литые и водонаполненные (льющиеся).

По химическому составу промышленные ВВ классифицируют на аммиачно-селитренные, нитропроизводные и их сплавы, ВВ на основе жидких эфиров, хлоратные и перхлоратные ВВ и пороха. Следует отметить, что в настоящее время при разработке месторождений широко применяются лишь три первых группы ВВ и пороха. Последние используются при отбойке штучного камня.

Следует отметить, что иногда по химическому составу промышленные ВВ подразделяют также на индивидуальные химические соединения и смеси, обладающие взрывчатыми свойствами. Индивидуальные ВВ по экономическим соображениям, а также из-за высокой чувствительности многих из них используют преимущественно как компоненты смесевых ВВ и для изготовления средств взрывания.

По условиям применения промышленные ВВ разделяют на восемь классов:

I класс — неперехранительные ВВ для взрывания только на поверхности;

II класс — неперехранительные ВВ для взрывания на поверхности и в забоях подземных выработок, в которых либо отсутствует выделение горючих газов или пыли, либо применяется инертзация призабойного пространства, исключающая воспламенение взрывоопасной среды при взрывных работах;

III класс — предохранительные ВВ для взрывания только по породе в забоях подземных выработок, в которых имеется выделение метана и отсутствует взрывчатая пыль;

IV класс — 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 выделения метана;

по углю и (или) породе в забоях подземных выработок, проводимых по угольному пласту, в которых имеется выделение метана, кроме забоев, отнесенных к особоопасным по метану при взрывных работах;

для сотрясательного взрывания в забоях подземных выработок;

V класс — предохранительные ВВ для взрывания по углю и (или) породе в особоопасных по метану забоях подземных выработок, проводимых по угольному пласту, когда исключен контакт боковой поверхности шпурового заряда с метано-воздушной смесью, находящейся в пересекающих шпур трещинах горного массива или в выработке;

VI класс — предохранительные ВВ для взрывания по углю и (или) породе в особоопасных по метану забоях подземных выработок проводимых в условиях, когда возможен контакт боковой поверхности шпурового заряда с метано-воздушной смесью, находящейся в пересекающих шпур трещинах горного массива или в выработке;

в угольных и смешанных забоях восстающих (с углом наклона 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 класс — 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 зависаний горной массы в углеспускных выработках, для дробления негабаритов) в забоях подземных выработок, в которых возможно образование взрывоопасной концентрации метана и угольной пыли;

специальный (С) класс — не 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.

По степени опасности при хранении и перевозке ВМ (ВВ и СВ) разделяют на следующие пять групп:

I группа — ВВ с содержанием жидких нитроэфиров более 15%, нефлегматизированный гексоген, тетрил;

II группа — ВВ на основе аммиачной селитры, тротил и сплавы его с другими нитросоединениями, ВВ с содержанием

жидких нитроэфиров не более 15%, флегматизированный гексоген, детонирующий шнур;

III группа — пороха дымные и бездымные;

IV группа — детонаторы, КЗДШ;

V группа — перфораторные заряды и снаряды с установленными в них взрывателями.

ВМ различных групп должны храниться и перевозиться раздельно. Возможность совместной перевозки допускается только при соблюдении условий, предусмотренных «Едиными правилами безопасности при взрывных работах».

7.3. Индивидуальные взрывчатые химические соединения

Наиболее известными взрывчатыми соединениями, применяемыми в чистом виде или для приготовления взрывчатых смесей, являются: нитроглицерин, нитроглицоль, тэн, тротил, гексоген, динитронафталин, тэнерес, азид свинца, гремучая ртуть и некоторые другие. Они относятся соответственно к следующим классам химических соединений: эфирам спиртов, нитросоединениям, солям азотистоводородной кислоты и гремучей ртути.

Большинство из перечисленных взрывчатых соединений используют в качестве компонентов смесевых промышленных ВВ. В чистом виде в качестве промышленного ВВ применяют в основном тротил. Такие ВВ, как тэн, гексоген, тэнерес, гремучая ртуть и азид свинца, широко применяют в качестве инициирующих ВВ.

Азотнокислые эфиры спиртов. Нитроглицерин (тринитроглицерин) — продукт нитрования глицерина азотной кислотой в присутствии серной кислоты. В чистом виде нитроглицерин — это бесцветная прозрачная маслянистая жидкость без запаха, жгучесладкого вкуса, которая при температуре $+13^{\circ}\text{C}$ переходит в твердое состояние (замерзает). В обычных условиях слабо летуч, однако обладает значительной токсичностью, вызывающей сильную головную боль.

Нитроглицерин — очень чувствительное к механическим и тепловым воздействиям ВВ. Он обладает высокой удельной энергией взрыва и детонационной способностью. У твердого нитроглицерина последняя резко снижается, а чувствительность к механическим воздействиям, напротив, возрастает.

Кислородный баланс нитроглицерина близок к нулю ($+3,5\%$). Плотность $1,6\text{ г/см}^3$.

Нитроглицоль (динитроглицоль) — продукт нитрования гликоля. Это прозрачная без запаха жидкость сладковатого вкуса. Обладает значительно большей, чем нитроглицерин, летучестью и токсичностью. Температура замерзания -22°C . Плотность $1,49\text{ г/см}^3$.

Нитроглицоль — мощное ВВ с нулевым кислородным балансом. По взрывчатым характеристикам он близок к нитроглице-

рину. Нитрогликоль обычно применяют в смеси с нитроглицерином при изготовлении смесевых ВВ (динамитов, детонитов, победитов и др.).

Нитросоединения. Тротил (тринитротолуол, тол) — продукт нитрования толуола. Это кристаллический порошок желтого цвета, нерастворим в воде, негигроскопичен. В присутствии влаги не теряет своих взрывчатых свойств. Химически стоек. Температура плавления около 81°C , температура вспышки $280\text{—}300^{\circ}\text{C}$. Плотность кристалла $1,66\text{ г/см}^3$.

Тротил является взрывчатым веществом средней мощности, он обладает хорошими детонационными способностями, мало чувствителен к внешним воздействиям. Его широко используют в качестве компонента смесевых промышленных ВВ, а также в чистом виде. Тротил имеет резко отрицательный кислородный баланс (-74%).

Гранулированный тротил называется гранулолом.

Динитронафталин — однородный порошок или гранулы серо-желтого цвета. Динитронафталин мало чувствителен к механическим воздействиям и мало восприимчив к детонации. Взрывать его можно лишь в крупных зарядах с помощью больших промежуточных детонаторов из мощных ВВ. Влажность динитронафталина не должна превышать $0,5\%$. Плотность его 1 г/см^3 . Применяется как компонент при изготовлении некоторых сортов аммиачно-селитренных ВВ (динафталитов).

Соли азотной кислоты. К однородным взрывчатым соединениям можно также отнести аммиачную селитру. Это кристаллический порошок белого цвета, плотностью $1,7\text{ г/см}^3$.

Аммиачная селитра весьма гигроскопична и легко растворяется в воде. При температурах -16 и $+32^{\circ}\text{C}$ происходит переход аммиачной селитры из одной кристаллической формы в другую, сопровождающийся спеканием. В результате этого она из рыхлой превращается в комковатую и твердую массу. При длительном хранении аммиачная селитра слеживается.

Аммиачная селитра является основным компонентом многих промышленных ВВ. К тому же сырьевая база для получения аммиачной селитры практически не ограничена, так как она синтезируется из воздуха и воды.

Аммиачная селитра чрезвычайно малочувствительное ВВ, имеет небольшую мощность и детонационную способность. Кислородный баланс аммиачной селитры $+20\%$.

Для изготовления ВВ применяют в основном водоустойчивую аммиачную селитру, которую получают, добавляя в обычную аммиачную селитру $0,3\text{—}9,5\%$ солей железа и жирных кислот. Такая водоустойчивая аммиачная селитра и ВВ, приготовляемые на ее основе, имеют индекс ЖВ. Гранулированная аммиачная селитра имеет значительно большую водоустойчивость и менее склонна к слеживанию, чем порошкообразная.

Калиевая и натриевая селитры не относятся к взрывчатым веществам. Они являются только носителями кислорода и широко применяются при изготовлении многих ВВ.

7.4. Промышленные ВВ на основе аммиачной селитры

В настоящее время в горной промышленности наибольшее распространение получили взрывчатые вещества, основной составной частью которых является аммиачная селитра.

Это объясняется прежде всего доступностью исходного сырья, а также простотой и безопасностью технологии получения и переработки аммиачной селитры.

Следует отметить, что аммиачную селитру можно применять как самостоятельное промышленное ВВ, однако очень ограничено, 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). Иногда ее применяют в комбинированных зарядах большого диаметра при взрывании на открытых разработках.

Так называемые аммиачно-селитренные ВВ представляют собой механические смеси аммиачной селитры с другими ВВ или с горючими невзрывчатыми материалами. Во взрывчатых веществах этой группы аммиачная селитра выполняет роль окислителя. Аммиачно-селитренные ВВ безопасны в обращении, поддаются различным видам технологической обработки и имеют сравнительно низкую стоимость.

Из наиболее широко применяемых аммиачно-селитренных ВВ являются следующие.

Аммониты — самые распространенные аммиачно-селитренные ВВ, представляющие 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, а поэтому аммониты применяются как на открытых, так и на подземных горных работах. Аммониты делятся на обычные и предохранительные. Последние содержат в своем составе пламегасители — хлориды щелочных металлов и имеют индекс АП.

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. Такие аммониты не теряют своих взрывчатых свойств в течение нескольких часов, хотя плохо потопляются. Водоустойчивые аммониты имеют индекс ЖВ. Наиболее распространенным ВВ этой группы является аммонит № 6ЖВ, который довольно часто используется в качестве эталона при сравнительной оценке взрывчатых веществ.

Аммониты выпускаются в порошкообразном, патронированном, прессованном и шнекованном виде.

Граммониты — смеси гранулированной аммиачной селитры и тротила. Наиболее широкое применение нашли граммониты, представляющие собой смеси аммиачной селитры с наплавленным на них тротилом или чешуйчатым тротилом, а также водоустойчивые граммониты, представляющие собой гранулы селитры, закапсулированные в оболочку из тротила.

Отдельные виды граммонитов можно применять на подземных работах в шахтах, не опасных по газу и пыли, с ручным и механизированным заряджением. Водоустойчивые граммониты применяются на открытых горных работах в обводненных скважинах с проточной и непроточной водой и до некоторой степени могут заменять дорогостоящий гранулотол.

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

Динамоны — смеси аммиачной селитры с невзрывчатыми жидкими или твердыми горючими добавками (соляровое масло, древесная мука, сажа, алюминиевая пудра и т. д.). Динамоны в гранулированном состоянии называются гранулитами. 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). Оно тонкой пленкой покрывает гранулы аммиачной селитры, повышая чувствительность и мощность ВВ. Игданиты самые дешевые ВВ из всех применяемых в горной промышленности и пригодны для механизированного зарядания.

Особую группу составляют водонаполненные ВВ. В состав таких ВВ входит вода.

Акватоны — водонаполненные суспензионные ВВ пластичной консистенции, твердой фазой которых является граммонит или граммонал, а жидкой — насыщенный загущенный раствор аммиачной селитры. Акватоны предназначены для применения на открытых горных работах и не допускаются к применению в подземных условиях, так как выделяют при взрыве большое количество ядовитых газов из-за отрицательного кислородного баланса.

Акваниты и акваалы — водонаполненные суспензионные ВВ пластичной консистенции, основой которых являются аммонитные и аммональные смеси с присутствием кальциевой или натриевой селитры и пластифицирующих добавок. Эти ВВ имеют близкий к нулевому кислородный баланс и могут применяться на подземных горных работах. Их часто называют еще пластичными водосодержащими ВВ.

В последние годы широкое применение нашли так называемые горячельющиеся водонаполненные ВВ. При изготовлении этих ВВ вся селитра, входящая в их состав, предварительно переводится в высококонцентрированный раствор, что упрощает процесс заряжания, который осуществляется с помощью специальных транспортно-зарядных машин, оснащенных изотермической емкостью для раствора и бункером для гранулола.

Горячельющиеся ВВ высокоэффективны при взрывании крепких пород на открытых горных работах.

7.5. Нитроглицериновые ВВ

ВВ, содержащие в своем составе в качестве основного компонента нитроглицерин, называются нитроглицериновыми.

К нитроглицериновым ВВ относят динамиты и детониты, обладающие 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. При неправильном хранении на поверхности патронов выделяются жидкие нитроэфиры. Процесс выделения их называется эксудацией. Он сопровождается повышением чувствительности ВВ. При старении и эксудации динамиты подлежат немедленному уничтожению. Достоинствами динамитов является высокая мощность, хорошие детонационные свойства и чувствительность к начальному импульсу, высокая плотность и пластичность, абсолютная водоустойчивость. Поэтому их целесообразно применять при взрывании крепких пород в обводненных забоях. Главный недостаток динамитов — высокая чувствительность к удару, из-за чего они опасны как при изготовлении, так и при применении. Кроме того, динамиты значительно дороже аммиачно-селитренных ВВ. Поэтому в настоящее время динамиты находят весьма ограниченное применение.

Детониты — смеси аммиачной селитры, тротила, алюминиевой пудры и нитроэфира. Это малосыпучий, жирный на ощупь серебристо-серый или серебристо-коричневый порошок. Детониты относятся к числу мощных водоустойчивых ВВ и выпускаются только в патронированном виде. Их целесообразно применять при взрывании крепких и весьма крепких горных пород в подземных условиях.

Нитроглицериновые ВВ постепенно вытесняются более безопасными в обращении аммиачно-селитренными ВВ.

7.6. Пороха

Порохам и называют ВВ, способные в определенных условиях к взрывному горению и детонации. В горном деле пороха стали применять в XVII в. Важно отметить, что первое научное толкование взрывчатого разложения пороха и его действия на разрушаемую среду дал гениальный М. В. Ломоносов, написавший в начале 1749 г. «Диссертацию о рождении и природе селитры».

Пороха представляют собой твердые многокомпонентные системы, содержащие горючие вещества и окислители. Вид и мощность начального импульса оказывают существенное влияние на начальную скорость взрывчатого разложения порохов.

Во взрывном деле находят применение дымный и бездымный пороха. В горной промышленности применяют специально выпускаемый для горных работ так называемый минный порох, который является разновидностью дымного пороха. Он представляет собой зернистую массу; диаметр зерна крупного пороха 3—8,5 мм, мелкого — 1,5—3 мм.

Дымный порох состоит из калиевой селитры, древесного угля и серы. Он гигроскопичен, чрезвычайно чувствителен к огню. Дымный порох разлагается при взрывном горении со скоростью до 400 м/с. Его взрыв воздействует на среду менее жестко, чем взрыв бризантных ВВ. Поэтому его применяют при добыче штучного камня и в тех случаях, когда требуется обеспечить минимальное нарушение отбиваемого массива, а также для изготовления огнепроводных шнуров.

Бездымными порохами называют ВВ, изготовленные из нитратов целлюлозы с различным содержанием азота путем растворения их во взрывчатых и невзрывчатых растворителях. В состав этих порохов вводятся пламегасящие добавки, от чего при использовании не видно пламени и дыма.

Бездымные пороха с наибольшей эффективностью используются при взрывании на выброс в породах средней крепости.

7.7. Предохранительные ВВ

Предохранительные ВВ предназначены для ведения взрывных работ в шахтах, опасных по газу и пыли. Основными представителями рассматриваемых ВВ являются, например, предохранительные аммониты, которые относятся к взрывчатым веществам III и IV классов.

Предохранительные свойства этих ВВ достигаются за счет введения в состав взрывчатых смесей пламегасителей (обычно это хлориды натрия или калия). При введении в состав ВВ пламегасителей содержание активных компонентов в единице массы ВВ снижается, что уменьшает удельную теплоту взрыва.

При взрыве пламегасители с высокой теплоемкостью поглощают тепло от продуктов взрыва. В результате уменьшения

удельной теплоты взрыва и поглощения тепла на нагревание пламегасителей температура взрыва значительно снижается. Это существенно уменьшает опасность воспламенения метано- или пылевоздушной смеси.

Кроме того, пламегасители по отношению к взрывоопасной шахтной атмосфере являются антикатализаторами (ингибиторами). Они существенно повышают нижний предел температуры вспышки и удлиняют задержку ее. Содержание пламегасителей в предохранительных аммонитах составляет 12—20%.

Увеличение содержания пламегасителя в составе предохранительных ВВ способствует повышению их предохранительных свойств, однако при этом снижается детонационная способность ВВ. Поэтому при большом содержании пламегасителя возможны неполные взрывы, выгорание ВВ, что не только резко снижает эффективность взрывов, но и может привести к воспламенению метановоздушной смеси.

Повышение детонационной способности ВВ достигается введением в их состав добавок жидких нитроэфиров, а также применением специальных конструкций патронов предохранительных ВВ — патронов с предохранительными оболочками. Сердцевина этих патронов представляет собой предохранительное ВВ с небольшим содержанием пламегасителя. Основная часть пламегасителя размещается в оболочке. В этом случае обеспечиваются высокие предохранительные свойства ВВ и хорошая его детонационная способность.

7.8. Иницирующие ВВ

Иницирующими называют такие ВВ, которые способны даже в малых количествах взрываться под действием начального импульса любого вида и вызывать при этом детонацию промышленных ВВ. Иницирующие ВВ обладают большой чувствительностью и взрываются от небольшого внешнего воздействия: легкого удара, трения, искры, нагрева. Некоторые иницирующие ВВ могут взрываться от прикосновения гусиного пера. Эти свойства иницирующих ВВ делают их очень опасными в производстве, при обращении и хранении.

По чувствительности иницирующие ВВ условно разделены на первичные и вторичные.

К первичным (более чувствительным) иницирующим ВВ относят гремучую ртуть, азид свинца и ТНРС (три-нитрорезорцинат свинца). Они предназначены для инициирования более мощных, но менее чувствительных вторичных иницирующих ВВ: тетрила, гексогена, тэна, которые, обладая большой скоростью детонации и более высокой иницирующей способностью, передают детонацию основному заряду промышленного ВВ. Первичные и вторичные иницирующие ВВ служат для снаряжения капсюлей-детонаторов, электродетонаторов и детонирующих шнуров.

Гремучая ртуть представляет собой белый или серый ядовитый кристаллический порошок, который воспламеняется при температуре 160 °С. Быстрое нагревание до этой температуры сопровождается взрывом. Слабые удары, трение и царапание также вызывают взрыв. Гремучая ртуть — наиболее чувствительное и самое давнее (для практических целей ее стали использовать с 1815 г.) из всех применяющихся ВВ. При влажности 10% гремучая ртуть горит, но не детонирует, а при содержании влаги 30% даже не загорается. Поэтому хранят ее в банках с водой. При изготовлении детонаторов гремучую ртуть прессуют, ибо в таком виде она менее чувствительна к внешним воздействиям. Спрессованная при давлении от 0,5 до 100 МПа гремучая ртуть становится чувствительной к наколу, но воспламеняется с трудом и горит без взрыва. Свойство изменять чувствительность в зависимости от давления прессования называют свойством «перепрессования». При наличии влаги гремучая ртуть вступает в реакцию с медью, образуя очень чувствительное соединение — фульминат меди, из-за чего детонаторы с медными гильзами следует предохранять от влаги.

Азид свинца открыт в 1891 г. В качестве самостоятельного ВВ применяется с 1907 г. В настоящее время является одним из основных инициирующих ВВ. Это мелкий кристаллический порошок белого цвета без запаха, со сладким металлическим вкусом. Продукты взрыва его ядовиты.

Плотность азид свинца 4,7—4,8 г/см³. Он негигроскопичен, практически нерастворим в воде и поэтому не теряет детонационной способности при увлажнении; при взаимодействии с медью образует очень чувствительное соединение азид меди. При снаряжении детонаторов запрессовывается в алюминиевые оболочки.

Стойкость азид свинца выше, чем у гремучей ртути. Степень уплотнения и длительное нагревание до температуры 100 °С не влияют на его чувствительность. Температура вспышки его около 130 °С, чувствительность ко всем видам внешних воздействий в 2—3 раза ниже, чем у гремучей ртути. Детонирует от любого внешнего воздействия.

По сравнению с гремучей ртутью инициирующая способность азид свинца в 5—10 раз выше. Азид свинца применяется главным образом для изготовления детонаторов. Но поскольку его чувствительность к огню (а также к удару и наколу) ниже, чем у гремучей ртути, азид свинца применяют в комбинации с другими ВВ, увеличивая тем самым надежность действия детонатора.

Тринитрорезорцинат свинца (ТНРС, тенерес) открыт в начале прошлого столетия. В качестве ВВ стали применять в 1914 г. Представляет собой желтый кристаллический порошок плотностью 3,8 г/см³. Не растворяется в воде и сохраняет детонационную способность при увлажнении. ТНРС — стой-

кое вещество, хорошо выдерживает нагревание, не разлагается на солнечном свете. С металлами не взаимодействует. Чувствительность его к механическим воздействиям примерно вдвое ниже, чем чувствительность азид свинца. К огню (или искре) чувствительность повышена: он безотказно детонирует от этих видов начального импульса, хотя температура вспышки его высокая (около 270 °С).

Характерная особенность ТНРС заключается в чувствительности к электрическим разрядам и способности легко электризоваться от трения.

Иницирующая способность у ТНРС гораздо ниже, чем у гремучей ртути и азид свинца. Самостоятельно ТНРС почти не применяется. В составе детонаторов он служит как промежуточное ВВ.

Учитывая высокую чувствительность, иницирующие ВВ не перевозят, а перерабатывают на месте изготовления. Средства иницирования, снаряженные этими ВВ, тоже требуют осторожного обращения. Хранятся они в отдельных помещениях; их следует оберегать от ударов и нагревания.

Разбирать средства взрывания категорически запрещается, так как царапание по заряду или незначительное нажатие на него сопровождается взрывом.

Хранилища для средств взрывания должны быть сухими: влага способствует взаимодействию иницирующих ВВ с металлами. Капсюли, содержащие гремучую ртуть, при хранении в сырых помещениях почти всегда дают отказы.

Вторичные иницирующие ВВ относятся к бризантным, основной формой разложения которых является детонация. Из-за малой чувствительности к внешним воздействиям они более безопасны.

Тетрил является очень распространенным ВВ, открыт в 1877 г. Представляет собой кристаллическое вещество бледно-желтого цвета, без запаха, с солоноватым вкусом, плотностью 1,73 г/см³. В спрессованном виде его плотность составляет 1,58—1,63 г/см³. Температура плавления 131 °С, при плавлении частично разлагается. В воде и спирте почти не растворяется, с металлами не взаимодействует.

От сильного удара или трения может дать вспышку или взорваться. Прострел тетрила пулей вызывает детонацию. Загорается при температуре 190 °С, горит со вспышками и шипением, горение может перейти во взрыв. Легко детонирует от любого капсюля. В качестве самостоятельного ВВ применяется редко из-за высокой стоимости.

Гексоген — очень мощное ВВ, впервые получен в 1929—1930 гг. Белое кристаллическое вещество без запаха и вкуса, плотностью 1,8 г/см³. Прессуется до плотности 1,66 г/см³, плавится при температуре 202 °С.

Гексоген негигроскопичен, с металлами не взаимодействует. Восприимчивость его к детонации и чувствительность к меха-

ническим воздействиям выше, чем у тетрила. Температура вспышки 230 °С. По своим характеристикам он значительно превосходит тетрил.

Тэн получен в 1893 г., белое кристаллическое вещество, без запаха и вкуса, плотностью 1,77 г/см³. Прессованный тэн имеет плотность 1,6 г/см³. Температура плавления 141—142 °С, горит спокойно, в воде не растворяется, с металлами не взаимодействует.

По чувствительности к механическим воздействиям и восприимчивости к инициированию немного превосходит гексоген. Температура вспышки около 215 °С, в металлической оболочке детонирует от пламени. По взрывчатым качествам примерно соответствует гексогену.

7.9. Правила безопасности при обращении с ВВ

Основные правила обращения с ВВ изложены в Единых правилах безопасности при взрывных работах. Применяемые промышленные ВВ должны быть безопасны в обращении и мало чувствительны к удару, трению, искрам и т. д., и тем не менее при любых операциях с ВВ необходимо соблюдать максимальную осторожность — не допускать ударов, толчков и трений по ВВ или поверхностям, покрытым ими, запрещается также толкать, бросать, волочить, перекачивать (кантовать) и ударять ящики (тару) с ВМ.

ВВ являются пожароопасными веществами, а поэтому следует особое внимание уделять обеспечению противопожарных мероприятий. При обращении с ВМ запрещается курить, иметь при себе курительные принадлежности, а также применять открытый огонь на расстоянии менее чем 100 м от места расположения ВМ. В присутствии ВВ нельзя производить ремонтные работы. При всех других работах необходимо пользоваться подручным инструментом, не дающим искры. При загорании ВВ для ликвидации очагов пожара рекомендуется применять распыленную воду, пенные и углекислотные огнетушители. Следует помнить, что тушение больших количеств ВВ сопряжено с опасностями. Поэтому в случае невозможности ликвидировать первоначальный очаг огня необходимо срочно укрываться в надежном месте.

Выполняя операции взрывного комплекса работ, человек неизбежно находится в непосредственном контакте с ВВ. Особенно острожно следует обращаться с порошкообразными нитроглицериновыми ВВ, которые характеризуются повышенной токсичностью и оказывают вредное воздействие на кожный покров. Все работы с этими ВВ следует выполнять в перчатках. С целью предохранения дыхательных путей необходимо работать в респираторе. Рабочее место должно хорошо проветриваться, и содержание пыли ВВ не должно достигать предельно допустимой концентрации.

Следует иметь в виду, что при погрузочно-разгрузочных работах и в процессе заряжания образующаяся пыль ВВ может являться взрывоопасной. В этих случаях следует применять пылеулавливающие устройства.

Как уже отмечалось, некоторые промышленные ВВ склонны к слеживанию и увлажнению. Запрещается применять при взрывных работах слежавшиеся (не поддающиеся размятию руками) порошкообразные аммиачно-селитренные ВВ (за исключением зарядов на открытых работах) и ВВ, увлажненные более установленной нормы. В отдельных случаях слежавшиеся и не поддающиеся размятию порошкообразные аммиачно-селитренные ВВ, не содержащие гексогена или жидких нитроэфиров, могут быть измельчены специально проинструктированными рабочими. Такие ВВ могут быть использованы на открытых горных работах или в шахтах, не опасных по газу или пыли.

Работа с дымным порохом в местах его хранения должна производиться в обуви, не имеющей металлических гвоздей.

При пневматическом заряжании и пневмотранспортировании гранулированных ВВ в определенных условиях они способны электризоваться, что может стать причиной вспышки пыли ВВ или самого ВВ. Поэтому следует строго соблюдать правила защиты от статического электричества. ВВ, используемые при пневматическом заряжании, следует пропускать через специальные контрольные сетки для улавливания посторонних предметов и слежавшихся комков ВВ.

Транспортирование ВВ должно осуществляться в строгом соответствии с «Инструкцией по транспортированию ВМ».

7.10. Общие положения по выбору типа ВВ при проходке горноразведочных выработок

Тип ВВ выбирают прежде всего в зависимости от физических свойств разрабатываемых горных пород. А так как свойства пород весьма разнообразны, то возникла необходимость в довольно широком ассортименте промышленных ВВ. Известно, что прочностные и упругие свойства горных пород оказывают существенное влияние на механизм их разрушения энергией взрыва. В связи с этим, как правило, при проходке горных выработок в крепких и весьма крепких породах используют ВВ с высокой скоростью детонации (5,0—6,5 км/с), в породах средней крепости применяют ВВ со скоростью детонации около 4 км/с. При проходке выработок в слабых породах применяют низкобризантные ВВ. При прочих равных условиях применяют те ВВ, которые более безопасны в обращении, имеют меньшую стоимость и позволяют механизировать процесс заряжания.

В настоящее время в проходческих работах широкое распространение получил патронированный аммонит № 6ЖВ. Он отличается высокой эффективностью, особенно при проходке выработок в крепких и средней крепости породах. В этих же

условиях хорошо зарекомендовал себя более дешевый гранулит АС-8 благодаря высокой плотности заряжания с помощью пневмозарядчиков.

Гранулированные и водонаполненные ВВ обладают существенными преимуществами, которые выражаются в возможности механизации процесса заряжания, пониженной чувствительности, низкой стоимости. При проходке выработок в породах средней крепости, слабых и мерзлых россыпях достигаются высокие технико-экономические показатели в случае применения, например, игданитов.

Следует отметить, что окончательно ВВ выбирают после проведения опытных взрывов с использованием сравниваемых ВВ на основе сопоставления фактических технико-экономических показателей по опытным взрывам.

8. СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ

8.1. Сведения о способах и средствах взрывания

Взрывание промышленного ВВ происходит благодаря сообщению ему начального импульса, вызванного взрывом небольшого по массе заряда инициирующего ВВ, размещенного в специальных детонаторах. Начальный импульс можно также вызвать детонирующим шнуром. Для некоторых типов промышленных ВВ требуется, кроме упомянутых, применение промежуточного детонатора в виде дополнительного заряда ВВ, способного передавать начальный импульс основному заряду достаточной для его возбуждения мощности.

В современной практике горного дела для возбуждения взрыва заряда инициирующих ВВ в детонаторах используют тепловой импульс от искры горящей пороховой сердцевины специального огнепроводного шнура или электровоспламенителя. В зависимости от применяемых средств для возбуждения взрыва в детонаторах различают следующие способы взрывания: огневой, электрический, электроогневой и детонирующим шнуром.

Для осуществления каждого из этих способов взрывания требуются определенные принадлежности, называемые средствами взрывания.

Кроме того, способы взрывания еще классифицируют по величине интервала времени между взрывами отдельных зарядов или группы зарядов. При этом различают мгновенное, короткозамедленное и замедленное взрывание. При мгновенном взрывании все заряды ВВ взрываются практически одновременно. При короткозамедленном взрывании отдельные заряды или группы зарядов взрываются в определенной последовательности с интервалами времени, исчисляемыми тысячными долями секунды. Обычно интервалы времени составляют

10—500 мс. При замедленном взрывании интервалы замедления между взрывами зарядов ВВ составляют от 0,5 с до десятков секунд.

8.2. Огневой способ взрывания зарядов ВВ

Средствами огневого способа взрывания служат капсюль-детонатор, огнепроводный шнур и средства для поджигания огнепроводного шнура.

Сущность огневого способа сводится к взрыву капсюля-детонатора от искры пороховой сердцевины огнепроводного шнура, а от взрыва капсюль-детонатора взрывается основной заряд промышленного ВВ.

Капсюль-детонатор (КД) состоит из металлической или бумажной гильзы, которая почти на две трети наполнена инициирующим ВВ, прикрытым сверху чашечкой с небольшим отверстием в центре (диаметром 2—2,5 мм). Она уменьшает опасность взрыва от трения при введении огнепроводного шнура в свободную часть гильзы. На торце капсюля-детонатора имеется кумулятивное углубление, усиливающее его инициирующее действие. Первичное инициирующее ВВ, которое по массе в два-три раза меньше вторичного, помещается в чашечке. Навеска его принимается такой, чтобы возбудить взрыв вторичного инициирующего ВВ.

В силу высокой чувствительности инициирующих ВВ обращаться с капсюлями-детонаторами следует очень осторожно. К переноске и работе с ними допускаются только лаборанты и взрывники, т. е. лица, прошедшие специальное обучение и сдавшие экзамены квалификационной комиссии.

Капсюли-детонаторы нужно проверять на чистоту внутренней поверхности гильзы. Попавшие туда соринки удаляют осторожным постукиванием открытым дульцем о ноготь пальца. Нельзя извлекать соринки из гильзы палочкой, проволочками и другими приспособлениями, а также выдувать их. Если постукиванием о ноготь посторонние частички извлечь из капсюль-детонатора не удастся, то его бракуют. Капсюли-детонаторы плотно укладывают по 100 штук вертикально дульцами вверх в картонную коробку. Десять таких коробок укладывают в картонный короб. Пять картонных коробов, в свою очередь, укладывают в металлический короб, который упаковывают в деревянный ящик.

Огнепроводный шнур предназначен для взрывания капсюлей-детонаторов и воспламенения пороховых зарядов.

Огнепроводный шнур (ОШ) состоит из пороховой сердцевины с направляющей нитью и водоизолирующей оболочки. Для изготовления сердцевины используют дымный порох. Оболочка шнура состоит из нескольких оплеток из льняных, джутовых, пеньковых или хлопчатобумажных нитей. Чтобы более надежно предохранить пороховую сердцевину, оплетку про-

питывают различными веществами, не пропускающими влагу. Для подводных взрывов и взрывов в условиях повышенной влажности применяют шнур с пластиковым покрытием (ОШП) и шнур двойной асфальтированный (ОШДА). Для взрывания в сухих и сырых местах применяют асфальтированный шнур (ОША).

Скорость горения ОШ равна 1 см/с. Допускается горение с меньшей скоростью. Однако отрезок ОШ длиной 60 см должен сгореть не менее чем за 60 с и не более чем за 70 с.

Перед применением ОШ необходимо тщательно осмотреть и места, на которых замечены внешние дефекты (нарушение целостности оболочки, смятие и т. п.), вырезать.

Наружная оболочка ОШ, особенно асфальтированных, при температуре выше 28—30 °С портится. Поэтому ОШ следует хранить при более низкой температуре. В жарких условиях и под действием солнечных лучей держать его без упаковки продолжительное время нельзя. В подобных случаях шнур необходимо присыпать землей.

В зимнее время (при низких температурах) перед заготовкой ОШ для взрывных работ его необходимо вносить в теплое помещение за 1—2 ч до начала работы, чтобы предотвратить порчу наружной оболочки при разматывании кругов и разрезании.

При разматывании шнура не допускаются его перегибы, изломы, петли, узлы и повреждения оболочки.

Поскольку пороховая сердцевина увлажняется, во избежание отказов при взрывных работах перед употреблением огнепроводного шнура от каждого конца отрезают по 5 см.

При изготовлении зажигательных трубок нужно следить, чтобы на концах отрезка шнура не было отдельных нитей от оболочки и чтобы оболочка не была разлохмачена, так как это может закрыть пороховую сердцевину и помешать огню достичь капсюля.

При поступлении на склад взрывчатых материалов и в процессе хранения огнепроводный шнур, кроме внешнего осмотра, подвергается испытаниям на водостойкость, а также на скорость, полноту и равномерность горения по методике «Единых правил безопасности при взрывных работах».

Применение огнепроводного шнура допускается на открытых и подземных работах, за исключением шахт, опасных по газу и пыли.

ОШ выпускается отрезками длиной 10 м, свернутыми в бухты, которые укладываются в пачки, а пачки — в ящики. На ящиках указывается название шнура и его количество.

В качестве средств для поджигания ОШ используют зажигательный тлеющий фитиль, отрезок ОШ («затравка») или специальные зажигательные патроны.

Зажигательный тлеющий фитиль состоит из сердцевины, представляющей собой пучок хлопчатобумажных или льня-

ных нитей, пропитанных раствором калиевой селитры и заключенных в хлопчатобумажную оплетку. Такой фитиль тлеет со скоростью 0,4—1 см в минуту и надежно зажигает ОШ.

Зажечь ОШ можно и от другого отрезка ОШ, если в нем сделать надрезы по числу поджигаемых отрезков основных ОШ. При горении такого отрезка («затравки») в местах надрезов вылетает сноп искр, способных поджечь ОШ.

Зажигательные патроны применяют для группового зажигания отрезков ОШ.

Зажигательный патрон выполнен в виде бумажной гильзы, на дне которой размещается зажигательный состав. Собранные в пучок ОШ вводят в открытую часть патрона вплотную к зажигательному составу. Одновременно в патрон вводят отрезок ОШ длиной 15—30 см, служащий для воспламенения (поджигания) зажигательного состава и загорания всех помещенных в патроны ОШ. Этот отрезок ОШ зажигают другим отрезком ОШ — «затравкой», тлеющим фитилем или специальным электрозажигателем.

Для производства взрывания огневым способом необходимо выполнить целый комплекс операций, включающий изготовление зажигательных и контрольных трубок, патронов-боевиков, а также собственно зарядание (размещение ВВ в шпурах, скважинах или на поверхности разрушаемой горной породы) и забойку зарядов инертным материалом. Одним из описанных средств осуществляют зажигание ОШ. Все эти работы выполняет взрывник, в обязанности которого входит также подача установленных сигналов до и после взрыва, счет взрываемых зарядов, осмотр места взрыва и, при необходимости, ликвидация отказов.

Зажигательная трубка — огнепроводный шнур, соединенный с капсюлем-детонатором. Длина зажигательных трубок зависит от числа поджиганий, средств, применяемых для поджигания, и времени на отход взрывника в укрытие. Минимальную длину зажигательной трубки можно определить по формуле

$$l_{\text{min}} = (nt + T)v, \quad (8.1)$$

где n — число поджиганий; t — среднее время на одно поджигание ($t \approx 5 \div 10$ с); T — время на отход взрывника в безопасное место ($T > 60$ с); v — средняя скорость горения ОШ, см/с.

Вместе с тем следует отметить, что длина зажигательной трубки не может быть менее 1 м.

При зажигании пяти и более зажигательных трубок для контроля за временем, затрачиваемым на зажигание, необходимо применять контрольную зажигательную трубку.

Контрольная зажигательная трубка на 0,6 м короче самого короткого шнура зажигательных трубок в заряде. Для ее изготовления используется капсюль-детонатор с бумажной гильзой.

Контрольные зажигательные трубки изготовляют в помещении здания подготовки взрывчатых материалов. При работах передвижного характера изготовление зажигательных и контрольных трубок разрешается под открытым небом за пределами опасной зоны и на расстоянии не менее чем 25 м от места хранения взрывчатых материалов.

При изготовлении зажигательных и контрольных трубок от каждого круга (бухты) ОШ с обоих его концов отрезают по 5 см. Шнур для введения в капсюль-детонатор отрезают перпендикулярно к его оси. Резать ОШ следует острым инструментом. При этом допускается одновременная резка нескольких ниток ОШ, сложенных в пучок.

ОШ вводят в дульце капсюля-детонатора до соприкосновения с чашечкой прямым движением, без вращения шнура или капсюля-детонатора. После этого края металлической гильзы обжимают специальным инструментом. Нельзя надавливать на то место капсюля-детонатора, где помещается взрывчатый состав. Если гильза бумажная, то ОШ крепят в гильзе, обвязывая ее у дульца ниткой или изоляционной лентой.

Все описанные операции выполняют на столах, обитых специальной резиной толщиной не менее 3 мм и имеющих бортики, предотвращающие скатывание и падение капсюлей-детонаторов.

Патрон-боевик — патрон ВВ, соединенный с зажигательной трубкой. Для изготовления патрона-боевика патрон ВВ разминают, разворачивают его оболочку и деревянной палочкой делают в центре его углубление для капсюля-детонатора. В это углубление вводят на полную длину капсюль-детонатор зажигательной трубки. Края оболочки после этого собирают и завязывают шпагатом вместе с ОШ.

Техника огневого взрыва включает выполнение следующих работ.

Процесс заряжания — засыпание через воронку или с помощью специального шланга (при механизированном заряжании) в предварительно очищенный шпур (скважину) расчетного количества промышленного ВВ. Затем осторожно вводят патрон-боевик. Свободная часть шпура (скважины) заполняется забоечным материалом (песок, буровая мелочь и т. п.) с целью увеличения сопротивления выходу газообразных продуктов, образующихся при взрыве заряда ВВ. Нельзя в качестве забойки применять горючие или крупнокусковые материалы.

После окончания забоечных работ проверяют и подсчитывают число зарядов, подготовленных к взрыву, подают боевой сигнал и с помощью одного из описанных выше средств поджигают первой контрольную трубку, которую помещают на дневной поверхности на расстоянии не менее 5 м от заряда, зажигаемого первым, но не на пути движения взрывника в безопасное место (укрытие).

При огневом способе взрывания шпуровых зарядов число зажиганий на одного взрывника определяют временем горения контрольной трубки. Взрыв контрольной зажигательной трубки является сигналом для немедленного ухода взрывника в безопасное место (укрытие). Если зажигание зажигательных трубок производится несколькими взрывниками, то должен быть назначен старший взрывник, в обязанности которого входит зажигание контрольной трубки, организация порядка зажигания, обеспечение своевременного ухода всех взрывников в безопасное место или укрытие и установление времени выхода из укрытия. Из него взрывник ведет счет взрывов «на слух» или с помощью специальных счетчиков взрывов. После взрыва всех зарядов производится осмотр места взрыва и подача сигнала «отбой».

Достоинства огневого взрывания: простота, легкость обеспечения, надежность взрывания зарядов в определенной последовательности, отсутствие необходимости в применении приборов, возможность применения при наличии блуждающих токов.

Недостатки огневого взрывания: относительная опасность (нахождение взрывника непосредственно на месте производства взрыва), невозможность проверки приборами качества подготовки взрыва, затрудненность взрывания групп зарядов, образование дополнительного количества ядовитых и вредных газов в результате горения ОШ в условиях подземных выработок. Кроме того, огневой способ не исключает преждевременного подбоя одного заряда другим.

8.3. Электрический способ взрывания зарядов ВВ

Средствами электрического способа взрывания служат электродетонаторы, провода, постоянный или переносные источники тока и контрольно-измерительные приборы.

Сущность электрического способа взрывания сводится к взрыву электродетонатора от источника электрического тока, а от взрыва электродетонатора взрывается основной заряд промышленного ВВ.

Электродетонатор — капсуль-детонатор с электровоспламенителем, который выполняет роль ОШ.

Электровоспламенитель состоит из воспламенительной головки, устройства для ее зажигания и проводов.

Электровоспламенители бывают трех типов: с металлическим мостиком, токопроводящим составом и искровые. Электровоспламенители с металлическим мостиком устроены подобно электрической лампочке: они действуют от накала электрическим током тонкой металлической нити, которая расположена внутри головки. Электровоспламенители с токопроводящим составом имеют головку, загорающуюся за счет тепла, которое возникает при прохождении тока через воспламенительный состав. Искровые электровоспламенители срабатывают от искры,

возникающей при пробое воспламенительного состава между электродами. В нашей стране выпускаются электровоспламенители с металлическими мостиками, изготовленными из хрома и платиноиридиевого сплава. В качестве воспламенительных составов применяют ацетиленовую медь, смесь из роданида свинца, хлората калия и раствора столярного клея.

Провода применяют одножильные, медные, биметаллические или стальные. Изоляция проводов бывает полихлорвиниловой, резиновой, хлопчатобумажной и др. Длина проводов составляет 1—4 м.

Электровоспламенитель в гильзе детонатора крепится путем обжима в ней по пластиковой пробочке, что создает достаточную герметизацию и прочность при натяжении выводных проводов.

Принцип действия электродетонатора, таким образом, заключается в том, что при пропускании электрического тока мостик накаляется, воспламенительный состав вспыхивает и своим пламенем через отверстия чашечки взрывает первичное инициирующее ВВ детонаторов.

По времени срабатывания различают электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия.

У электродетонаторов мгновенного действия (ЭД) электровоспламенитель находится непосредственно перед отверстием чашечки. Поэтому взрыв происходит практически одновременно с включением тока. Промышленностью выпускается несколько марок электродетонаторов мгновенного действия: предохранительные и не предохранительные, водостойкие, термостойкие и повышенной мощности. К предохранительным относятся электродетонаторы, безопасные по взрыву метановоздушной смеси. Это достигается либо применением толстостенных гильз, либо прессованием на дно гильзы навески пламегасителя (серного калия). В отдельных случаях на наружную поверхность гильз наносят предохранительный слой, содержащий пламегаситель.

Термостойкие электродетонаторы предназначены для применения в глубоких скважинах с температурой 200—300 °С.

Электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ) по устройству похожи на обычный электродетонатор с той разницей, что у них между электровоспламенителем и капсюлем-детонатором располагается столбик замедляющего состава.

При прохождении электрического тока мгновенно нагревается мостик накаливания, воспламеняя зажигательный состав. Луч пламени горячей воспламенительной головки через отверстие удлиненной чашечки воспламеняет замедляющий состав, который через строго определенное время вызывает взрыв первично инициирующего ВВ.

В качестве замедлителей применяют свинцовый сурик с кремнием, ферросилицием и др. Величина замедления зависит от

соотношения компонентов и высоты столбика замедляющего состава.

Время срабатывания ЭДКЗ исчисляется десятками и сотыми долями секунды. Промышленностью выпускаются ЭДКЗ шести основных (время срабатывания через 25, 50, 75, 100, 150, 250 мс) и трех дополнительных (время срабатывания через 35, 70 и 110 мс) ступеней замедления. Имеются также ЭДКЗ с интервалом замедления, кратным 15 мс.

Номинал замедления указывается на донышке гильзы или бирке, которая крепится к проводам.

Следует отметить, что во всех ЭДКЗ происходит определенный разброс во времени срабатывания, т. е. фактическое время срабатывания отличается от номинального. Величина разброса во времени срабатывания зависит от номинала и изменяется от +10 мс для номинала, равного 25 мс, до ± 50 мс для номинала, составляющего 250 мс. При длительном хранении разброс во времени срабатывания увеличивается. Поэтому иногда возникает необходимость в измерении фактического времени срабатывания ЭДКЗ перед их применением. Для этих целей разработаны специальные устройства, позволяющие в один прием испытывать до 100 единиц электродетонаторов.

ЭДКЗ применяют при короткозамедленном взрывании, когда взрывы отдельных зарядов или их групп должны происходить в определенной последовательности через весьма малые промежутки времени. Отметим, что в настоящее время короткозамедленное взрывание применяется практически повсеместно как на подземных, так и на открытых горных работах.

Электродетонаторы замедленного действия (ЭДЗД) в принципе не отличаются от ЭДКЗ. Разница заключается лишь в том, что время их срабатывания более 500 мс. В настоящее время выпускаются ЭДЗД с интервалами замедления, равными 0,5; 0,75; 1; 1,5; 2; 4; 6; 8 и 10 с.

Разброс во времени срабатывания изменяется от $\pm 0,17$ с при малых интервалах замедления (0,5; 0,75; 1; 1,5 и 2 с) до $\pm 1,5$ с при больших интервалах замедления (4; 6; 8 и 10 с).

Применять электродетонаторы замедленного действия в шахтах, опасных по газу или пыли, запрещается, так как взрыв каждой последующей серии может вызвать взрыв газа или пыли, появившихся в результате взрыва предыдущей серии.

Провода используются для монтажа электровзрывных сетей. К ним предъявляются следующие требования:

материал проводов должен обладать минимальным удельным электрическим сопротивлением;

провода должны быть гибкими и иметь надежную изоляцию; стоимость проводов не должна быть высокой.

Провода должны надежно работать при напряжении переменного тока до 500 В или постоянного тока до 1200 В.

В настоящее время выпускаются провода медные, алюминиевые или стальные в полихлорвиниловой и полиэтиленовой обо-

лочках. Провода с такими оболочками предназначены для работы при температуре окружающей среды от -40 до $+50^{\circ}\text{C}$.

Шахтные гибкие кабели с резиновой изоляцией жил и негорючей резиновой оболочкой предназначены для устройства магистрали электровзрывных сетей при взрывных работах в подземных условиях. При выборе сечения проводов следует исходить из допустимого сопротивления сети и необходимости обеспечения достаточной механической прочности сети.

Одной из основных характеристик проводов является их удельное электрическое сопротивление, которое зависит от температуры. Полное сопротивление провода R (Ом) зависит от удельного сопротивления металла ρ , длины провода l и площади его поперечного сечения S :

$$R = \rho l / S. \quad (8.2)$$

Сопротивление проводов (Ом) при температуре t можно определить по формуле

$$R_t = R_{20} [1 + \alpha(t - 20)], \quad (8.3)$$

где R_{20} — сопротивление провода при $t = 20^{\circ}\text{C}$; α — температурный коэффициент сопротивления (для меди и алюминия $\alpha = 0,004$, для стали $\alpha = 0,006$).

Основные технические данные проводов приведены ниже.

Марка провода	ЭВ и ЭП	ЭВЖ	ЭПЖ	ВМВ	ВМП	ВМВЖ и ВМПЖ
Число жил	1	1	1	1	1	2
Диаметр жилы, мм	0,5	0,6	0,6	0,8	0,8	1,2
Площадь сечения жилы, мм ²	0,2	0,28	0,28	0,5	0,5	1,13
Сопротивление жилы при 20°C , Ом/м $\cdot 10^3$	100	520	520	40	40	140
Наружный диаметр провода, мм	1,4	1,5	1,5	2,3	2,3	2,7
Масса 1 км провода, кг	3,1	4	3,9	8,2	7,8	14,3

Во взрывной сети различают питательные, магистральные, участковые и соединительные провода.

Провода, обеспечивающие подвод напряжения к минной станции, т. е. к месту, где производят присоединение взрывной сети к источнику тока, называют питательными.

Провода, идущие от источника тока к месту расположения зарядов ВВ, называются магистральными.

Участковые провода идут вдоль фронтальной линии расположения зарядов и соединяют концевики электродетонаторов.

Соединительные провода присоединяют к магистрали концевики крайних электродетонаторов.

В качестве источников тока при электрическом способе взрывания используют взрывные машинки, осветительные и силовые электрические линии с напряжением до 380 В, передвижные электрические станции, гальванические батареи.

Наиболее удобными источниками тока являются взрывные машины. Поэтому другие источники тока применяются, как правило, только при отсутствии взрывных машинок.

Взрывная машинка — переносной прибор, способный вырабатывать электрический ток и направлять в электровзрывную сеть импульс тока, достаточный для безотказного взрывания определенного числа электродетонаторов.

К взрывным машинкам предъявляется ряд требований — они должны быть надежными в работе, удобными в обращении и соответствовать тем условиям, в которых они применяются. А это значит, что взрывные машинки должны иметь различное исполнение для применения их на открытых горных работах и в шахтах, не опасных по газу или пыли, а также в шахтах, опасных по газу или пыли.

Взрывные машинки по принципу действия делятся на магнитоэлектрические, динамоэлектрические, конденсаторные и высокочастотные.

В настоящее время в нашей стране выпускаются только конденсаторные взрывные машинки, которые были разработаны А. И. Лурье. Принципиальная схема таких машинок показана на рис. 8.1. При включении ключа K_1 будет происходить зарядка конденсатора C от источника постоянного тока Γ , а при нажатии на кнопку K_2 произойдет разряд конденсатора во взрывную сеть.

Конденсаторные машинки отличаются простотой устройства и надежностью в работе. Они имеют небольшие массу и объем, снабжены светосигнальными устройствами, позволяющими контролировать исправность машинки.

По принципу питания конденсаторные взрывные машинки разделяют на индукторные, аккумуляторные и батарейные.

Конденсаторная взрывная машинка КПМ-1А предназначена для взрывания электродетонаторов или воспламенения электровоспламенителей при проведении взрывных работ в средах, не опасных по газу или пыли. Число одновременно взрываемых электродетонаторов с нихромовым мостиком накаливания при последовательном соединении должно быть не более 100 с общим сопротивлением до 350 Ом. Номинальное напряжение 1500 В, емкость конденсатора-накопителя 2 мкФ, время зарядки машинки 4 с. В качестве первичного источника используется индуктор — малогабаритный генератор переменного тока с ручным приводом, который накапливает заряды на конденсаторе-накопителе. Общий вид конденсаторной взрывной машинки КПМ-1А и электрическая схема ее показаны на рис. 8.2.

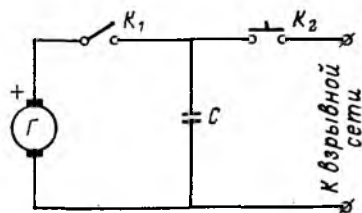


Рис. 8.1. Принципиальная схема конденсаторной взрывной машинки

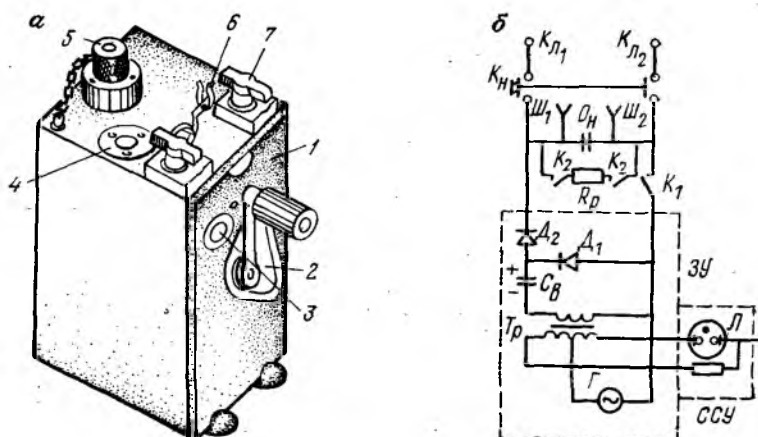


Рис. 8.2. Конденсаторная взрывная машинка КПМ-1А (а) и ее электрическая схема (б):

1 — пластмассовый корпус; 2 — съемная приводная рукоятка; 3 — взрывная кнопка; 4 — окно сигнальной лампочки; 5 — розетка штепсельного разъема для включения соединительного кабеля; 6 — гнездо для установки съемной рукоятки; 7 — линейные зажимы

Взрывная машинка КПМ-1А состоит из конденсатора-накопителя C_n , зарядного устройства ЗУ, светосигнального устройства ССУ, контакта K_1 , автоматического выключателя контактов K_2 и автоматического замыкателя и взрывной кнопки K_n .

Машинка КПМ-1А работает следующим образом. Пока приводная рукоятка не вставлена в свое гнездо и взрывная кнопка не нажата, контакты занимают положения, указанные на рис. 8.2. Если приводная рукоятка генератора вставлена в свое гнездо, автоматически размыкаются контакты K_1 и K_2 , т. е. разрядный резистор R_p отключается от конденсатора-накопителя. При вращении рукоятки генератора Γ вырабатывается переменный ток, который через повышающий трансформатор Tr подается на выпрямитель, собранный на диодах D_1 и D_2 и конденсаторе выпрямителя C_b по схеме с удвоением напряжения. При этом автоматически замыкается контакт K_1 , а зарядное устройство подключается к конденсатору-накопителю, который заряжается. Примерно через 4 с неоновая лампочка L светосигнального устройства загорается, что указывает на готовность прибора к действию. Если при этом нажать на взрывную кнопку K_n , то контакты замкнутся, конденсатор-накопитель присоединится к линейным зажимам $K_{л1}$ — $K_{л2}$ и отдаст накопившуюся в нем энергию во взрывную сеть.

Имеющиеся у взрывной машинки КПМ-1А дополнительные выводы $Ш_1$ и $Ш_2$ (в виде розетки штепсельного разъема) от конденсатора-накопителя позволяют соединить две машинки параллельно. Это обеспечивает возможность взрывания вдвое большего числа электродетонаторов при вдвое большем сопротивлении взрывной сети. В этом случае приводные рукоятки вставляются в обе машинки (для отключения разрядного сопротив-

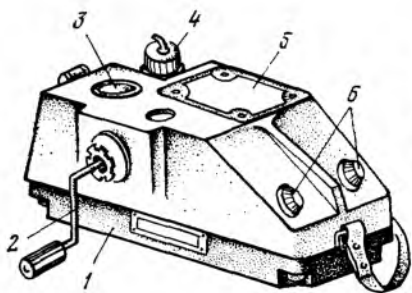


Рис. 8.3. Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500:

1 — пластмассовый корпус; 2 — приводная рукоятка; 3 — взрывная кнопка; 4 — розетка штепсельного разъема; 5 — окно светосигнального устройства; 6 — линейные зажимы

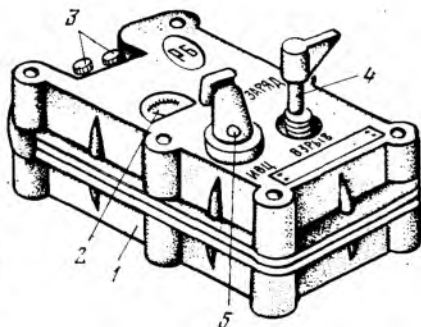


Рис. 8.4. Батарейный конденсаторный взрывной прибор ПИБ-100М:

1 — пластмассовый корпус; 2 — окно омметра; 3 — выходные клеммы; 4 — взрывной ключ; 5 — рычаг переключателя прибора для замера сопротивления сети

ления), конденсаторы-накопители заряжаются вращением одной рукоятки какой-либо машинки. Взрывание осуществляется нажатием взрывной кнопки той машинки, к которой присоединена взрывная сеть.

Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500 (рис. 8.3) предназначена для взрывания электродетонаторов с нихромовым мостиком накаливания на открытых и подземных горных работах шахт, не опасных по газу или пыли, при температуре от -40 до $+50^{\circ}\text{C}$ и относительной влажности до 95%. Машинкой ВМК-500 можно взрывать одновременно до 500 электродетонаторов при последовательном соединении и с сопротивлением взрывной сети до 2000 Ом. Источником энергии является генератор переменного тока с постоянными магнитами и ручным приводом, подающий ток через повышающий автотрансформатор и силовые выпрямители на блок конденсатора-накопителя. При достижении на блоке напряжения 3000 В начинает светиться неоновая лампочка, сигнализирующая о готовности машинки к взрыву.

Батарейный конденсаторный взрывной прибор ПИБ-100М (рис. 8.4) имеет взрывобезопасное исполнение и применяется в шахтах, опасных по газу или пыли. Напряжение на конденсаторе-накопителе, подаваемое во взрывную сеть, составляет около 600 В. Прибор снабжен омметром для измерения сопротивления взрывной сети.

Масса прибора 2 кг.

Искробезопасный высокочастотный взрывной прибор ИВП-1/12 может применяться в шахтах, опасных по газу или пыли. Он имеет автономное питание (элементы типа «Марс») и позволяет посылать в электровзрывную сеть высокочастотные импульсы с искробезопасными параметрами. Масса прибора около 2 кг.

Машинка сейсмическая взрывная СВМ-2 предназначена для проведения взрывных работ при сейсморазведке и взрывании до 50 последовательно соединенных электродетонаторов при общем сопротивлении взрывной сети до 500 Ом. Источником питания служат сухие элементы. Конденсатор-накопитель способен подавать во взрывную сеть ток напряжением до 600 В.

Перед применением взрывные машинки проверяют на длительность импульса напряжения (для шахт, опасных по газу и пыли), а также на развиваемые ими ток и импульс тока. Прежде всего производится внешний осмотр: состояния корпуса, линейных зажимов и привода. При этом корпус должен быть без повреждений, а рукоятка привода должна вращаться плавно и бесшумно.

Взрывные машинки, которые не имеют миллисекундного замыкателя на импульс тока, испытывают при помощи пультов-пробников, которыми снабжают взрывные машинки КПМ-1А и ВМК-500. Взрывные машинки с миллисекундными замыкателями проверяют приборами контроля взрывного импульса, например прибором ПКВИ-3М, который имеет автономное питание (два гальванических элемента типа «Сатурн»). Он позволяет определить максимальное значение длительности импульса напряжения и минимальное значение тока в конце импульса.

Для определения исправности электровзрывной сети и ее сопротивления используются специальные контрольно-измерительные приборы.

К ним относится измерительный мостик Р-353, предназначенный для определения сопротивления проводов, электродетонаторов и электровзрывных сетей. Пределы измерения сопротивления электровзрывных сетей составляют 20—5000 Ом, а сопротивления электродетонаторов — 0,2—50 Ом.

На практике широко применяются также омметры ОВЦ-2 и М-57, омметры-классификаторы электродетонаторов ОКЭД-1 и пьезоэлектрические взрывные испытатели ВИО-3.

Следует помнить, что исправность и величину сопротивления электродетонаторов и электровзрывных сетей можно проверять только теми приборами, которые допущены для этой цели Госгортехнадзором СССР и дают в цепь ток не более 50 мА. Продолжительность контакта проверяемой сети с включенным прибором должна быть не более 4 с. Все приборы необходимо проверять в сроки, установленные техническим паспортом, но не реже одного раза в квартал и после каждой смены батарей.

8.4. Основные параметры электродетонаторов

Под параметрами электродетонаторов понимают величины, которые характеризуют их основные свойства. К важнейшим параметрам электродетонаторов относят импульс воспламенения,

сопротивление, безопасный ток, длительный воспламеняющий ток, гарантийный ток и импульс плавления.

Импульс воспламенения K_v — наименьшее значение постоянного тока, при котором взрывается электродетонатор:

$$K_v = I^2 t_v, \quad (8.4)$$

где I — ток, А; t_v — время воспламенения, т. е. время от момента включения тока до момента воспламенения электровоспламенителя, с.

Величина, обратная импульсу воспламенения, называется чувствительностью электродетонатора:

$$s = 1/K_v.$$

В соответствии с техническими требованиями различают электродетонаторы нормальной чувствительности ($K_v = 3 \div 8 \text{ А}^2 \cdot \text{мс}$), пониженной чувствительности ($K_v = 50 \text{ А}^2 \cdot \text{мс}$) и весьма низкой чувствительности ($K_v = 1100 \div 2500 \text{ А}^2 \cdot \text{мс}$).

Сопротивление электродетонатора — суммарное значение сопротивлений мостика накаливания и выводных проводов. Этот параметр широко используется на практике, так как позволяет обнаружить при контроле возможные неисправности в электровоспламенителе (обрыв мостика, замыкание в проводах и т. п.).

Безопасный ток — максимальное значение постоянного тока, который, протекая через электродетонатор без ограничений во времени, не в состоянии вызвать его воспламенение. По этому показателю можно судить о степени устойчивости электродетонатора к блуждающим токам, которые могут возникать, например, в случае применения электровозной откатки, а также позволяют установить величину тока, который допустимо принимать при измерении сопротивления электродетонаторов.

Длительный воспламеняющий ток — минимальное значение постоянного тока, который, протекая через электродетонатор без ограничений во времени, способен воспламенить его.

Исследованиями установлено, что если в течение 5 мин электродетонатор не воспламенится, то он не воспламенится и при любой длительности тока.

Гарантийный ток — минимальный ток, который, протекая через последовательно соединенные электродетонаторы, вызывает воспламенение всех электродетонаторов. Гарантийный ток по величине больше минимального длительного воспламеняющего тока. Следует помнить, что гарантийный ток неодинаков для постоянного и переменного тока.

Импульс плавления $K_{пл}$ — минимальное значение импульса постоянного тока, при котором происходит плавление

мостика электродетонатора. Он может быть определен по выражению

$$K_{пл} = I^2 t_{пл}, \quad (8.5)$$

где I — ток, А; $t_{пл}$ — время плавления (перегорания) мостика, с.

Импульс плавления позволяет судить о возможности включения электродетонаторов во взрывные сети с большой силой тока и убедиться, произойдет или нет при этом перегорание мостика без зажигания воспламенительного состава.

8.5. Электровзрывные сети и их расчет

Совокупность электродетонаторов с проводами, соединяющими их между собой и с источником тока (минной станцией), называется электровзрывной сетью. Электровзрывная сеть состоит из магистральной и распределительных сетей и электродетонаторов. Распределительная сеть включает концевые, участковые и соединительные провода.

Расчет электровзрывной сети сводится к определению общего сопротивления сети R и расчету силы тока, проходящего через электродетонатор, который не может быть меньше гарантийного тока при групповом взрывании. После этого определяют необходимое напряжение и подбирают источник тока. Если в качестве источника тока используются конденсаторные взрывные машинки, то расчетное сопротивление принятой схемы должно соответствовать паспортному значению сопротивления машинки.

В электровзрывных сетях применяют три типа соединений проводов: последовательное, параллельное и смешанное.

При последовательном соединении провода соединяют один с другим так, чтобы электрический ток последовательно проходил через все электродетонаторы, включенные в сеть (рис. 8.5).

Достоинством такой схемы является простота ее расчета, монтажа и контроля. Недостатки последовательной схемы сводятся к ограниченности числа одновременно взрываемых электродетонаторов и возможности отказа цепи в случае неисправности хотя бы одного электродетонатора (или повышенной его чувствительности) или разрыва какого-либо провода в сети.

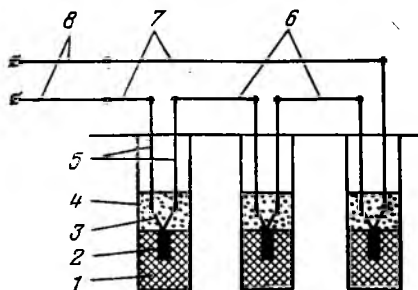


Рис. 8.5. Схема последовательного соединения электровзрывной сети:

1 — заряд ВВ; 2 — электродетонатор; 3 — концевик электродетонатора (выводной провод); 4 — забойка; 5 — концевые провода; 6 — участковые провода; 7 — соединительные провода; 8 — магистральные провода

Общее сопротивление электровзрывной сети (Ом) при последовательном соединении определяется как сумма сопротивлений проводов — магистральных R_m , соединительных R_c , участков R_y , концевых R_k и сопротивлений электродетонаторов R_d :

$$R_{\text{общ}} = R_m + R_c + R_y + R_k + R_d n, \quad (8.6)$$

где n — общее число электродетонаторов, включенных в сеть.

Сила тока, проходящего через каждый электродетонатор при последовательном соединении,

$$I = U / (R_{\text{общ}} + R_n), \quad (8.7)$$

где U — напряжение на зажимах источника тока, В; R_n — внутреннее сопротивление источника тока, Ом.

Параллельное соединение применяют при взрывании большого числа электродетонаторов, расположенных в одном месте. При этом требуется мощный источник тока с таким расчетом, чтобы на каждый электродетонатор подавать ток силой в 0,5—1 А. Недостатком параллельного соединения является невозможность контроля за проводимостью всех электродетонаторов, сложность расчета электровзрывных сетей, большой расход проводов.

В схемах параллельного соединения различают два их вида: пучковое и параллельно-ступенчатое.

Пучковое соединение — это соединение, когда все электродетонаторы присоединяют к магистральным проводам в двух точках, т. е. один концевой провод каждого электродетонатора присоединяют к одному магистральному проводу, а другой — к другому (рис. 8.6, а). Величина тока в сети $I_{\text{общ}}$ при этом равна сумме токов, проходящих по разветвлениям:

$$I_{\text{общ}} = I_1 + I_2 + \dots + I_n, \quad (8.8)$$

где $I_1, I_2, \dots, I_n$ — сила тока в отдельных ветвях, А.

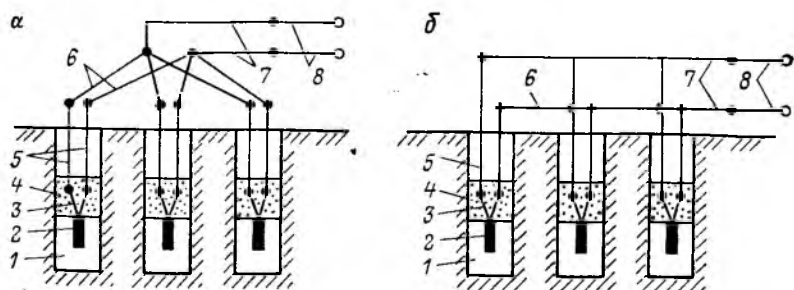


Рис. 8.6. Схемы параллельного соединения электровзрывной сети:
а — пучковое; б — параллельно-ступенчатое

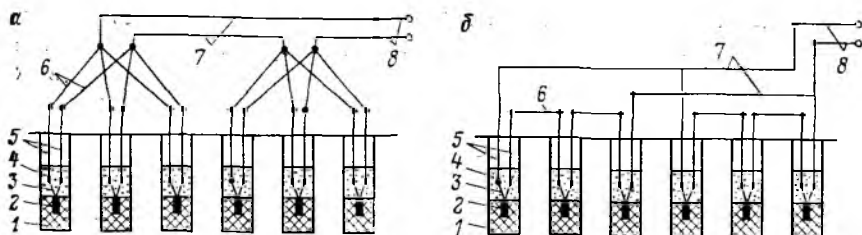


Рис. 8.7. Схемы смешанного (комбинированного) соединения электровзрывной сети:

а — параллельно-последовательное; *б* — последовательно-параллельное

Общее сопротивление сети $R_{\text{общ}}$ (Ом) при пучковом соединении определяют по выражению

$$R_{\text{общ}} = \frac{1}{1/R_1 + 1/R_2 + \dots + 1/R_n} \quad (8.9)$$

где $R_1, R_2, \dots, R_n$ — сопротивления отдельных ветвей, Ом.

Если сопротивление ветвей одинаково, то общее сопротивление

$$R_{\text{общ}} = R_{\text{в}}/N, \quad (8.10)$$

где $R_{\text{в}}$ — сопротивление отдельной ветви, Ом; N — число параллельных ветвей.

При параллельно-ступенчатом соединении электродетонаторы присоединяются к магистрали в разных точках сети (рис. 8.6, б).

Такое соединение применяют лишь в тех случаях, когда сопротивления участков проводов очень малы и сопротивления электродетонаторов одинаковы. Расчет таких сетей весьма сложен.

Смешанные соединения электровзрывных сетей (рис. 8.7) бывают параллельно-последовательными и последовательно-параллельными.

В практике нашли применение последовательно-параллельные соединения, которые позволяют взрывать наибольшее число электродетонаторов при постоянном напряжении осветительной или силовой сети. При этой схеме электродетонаторы в группах соединяются последовательно, а группы их — параллельно.

Сопротивление одной такой группы (Ом)

$$R_{\text{г.р}} = \rho R_{\text{д}} + R_{\text{к}} + R_{\text{у}}, \quad (8.11)$$

где ρ — число последовательно соединенных электродетонаторов в группе.

Сопротивление всех групп

$$R_{\text{общ.г.р}} = (\rho R_{\text{д}} + R_{\text{к}} + R_{\text{у}})/m, \quad (8.12)$$

где m — число групп электродетонаторов, соединенных параллельно.

Общее сопротивление при последовательно-параллельном соединении

$$R_{\text{общ}} = R_m + (pR_d + R_k + R_f)/m. \quad (8.13)$$

Сила тока может быть определена по формуле (8.7).

Согласно требованиям «Единых правил безопасности при взрывных работах», при расхождении измеренной и расчетной величин сопротивления в сети более чем на 10% необходимо устранить неисправности, вызывающие такое отклонение (недостаточно хорошо зачищенные жилы проводов, нарушение изоляции, утечка тока и т. п.).

Техника электрического взрыва включает выполнение следующих основных работ: проверку электродетонаторов на соответствие сопротивлений, подготовку и проверку магистрали, проверку исправности и нарезку проводов, изготовление патронов-боевиков, зарядание, монтаж электровзрывной сети, проверку электровзрывной сети, взрывание зарядов и осмотр места взрыва зарядов.

Сопротивление электродетонаторов проверяют в помещении подготовки ВМ на специальных столах с вмонтированной футерованной металлической трубкой. Столы должны иметь бортики, предотвращающие падение (скатывание) электродетонаторов. На одном столе не должно быть более 100 электродетонаторов. После внешнего осмотра каждый электродетонатор помещают в футерованную трубку или за деревянный щит толщиной не менее 10 мм, а концы выводных проводов подсоединяют к клеммам измерительного прибора.

Провода электродетонаторов после проверки их сопротивления должны быть замкнуты накоротко и в таком положении должны находиться до момента их присоединения к взрывной сети.

Электродетонаторы, сопротивления которых отличаются от указанных на этикетках, считаются бракованными и подлежат уничтожению. Пригодные электродетонаторы укладываются в специальную коробку. Иногда их сортируют по заданным группам сопротивлений.

Подготовка и проверка магистрали заключается в подборе проводов и визуальном осмотре состояния их изоляции. Затем, соединив два конца магистрали накоротко, измеряют с помощью прибора ее сопротивление.

Проверка исправности и нарезка проводов сводится к предварительной проверке бухт проводов на проводимость и цельность изоляции и к нарезке отрезков участковых, концевых и соединительных проводов требуемой длины. Нарезанные провода связывают и свертывают в бухты, проверяют их на проводимость, прикрепляют бирки с указанием названия проводов и их длины. Для удобства монтажа концы заготовленных отрезков проводов зачищают на длину 5—7 см.

Отрезки проводов готовят в день проведения взрыва.

Патрон-боевик при электровзрывании представляет собой патрон ВВ с введенным в него электродетонатором. Патрон-боевик изготавливают следующим образом. Патрон ВВ разминают руками, разворачивают бумажную оболочку с торца патрона и алюминиевым или деревянным стержнем диаметром 8 мм делают в патроне углубление для электродетонатора на 85—90 мм. Затем вводят в это отверстие электродетонатор на всю его длину, собирают края бумажной оболочки и связывают ее шпагатом.

Патрон-боевик можно изготовить и другим способом. Разрешается, например, прокалывать торец патрона иглой из материалов, не дающих искр, не разворачивая бумажную оболочку, на глубину 85—90 мм и крепить электродетонатор накидыванием петли проводов на конец патрона-боевика.

Заряжание сводится к заполнению шпуров расчетным количеством ВВ. В случае применения механизированного заряжания подача патронов-боевиков в шпуры и скважины допускается после окончания заряжания и удаления с места заряжания зарядных устройств. Патрон-боевик необходимо располагать так, чтобы дно гильзы электродетонатора было направлено ко дну шпура. Допускается расположение патрона-боевика при электровзрывании первым от дна шпура, однако при этом дно гильзы электродетонатора должно быть направлено к устью шпура. Запрещается выдергивать и тянуть провода электродетонаторов, введенных в боевики или заряды.

Расположив патрон-боевик, с максимальной осторожностью производят забойку шпуров. После окончания ее и удаления связанных с этим лиц взрывники производят монтаж электровзрывной сети, а также проверку ее исправности с безопасного расстояния. Затем включают ток и производят взрыв. После этого взрывники осматривают место взрыва и подают сигнал отбоя.

8.6. Электроогневой способ взрывания

Отличительная особенность электроогневого способа взрывания заключается в том, что в качестве средств зажигания ОШ применяют электрозажигательные трубки, электрозажигатели и электрозажигательные патроны.

Электроогневое взрывание рекомендуется применять при большом числе одновременно взрываемых зарядов, а также при буровзрывном способе проведения наклонных горных выработок с углом наклона более 30°.

Этот способ взрывания отличается простотой и низкой стоимостью. Вместе с тем ему присущи недостатки огневого способа взрывания, за исключением возможности поджигания ОШ из укрытия или безопасного места.

Электроогневое взрывание зарядов разрешается в шахтах, не опасных по газу или пыли, и на открытых горных работах.

Электрозажигательные трубки применяют для индивидуального инициирования капсулей-детонаторов. Они выполнены в виде гильзы, свободный конец которой предназначен для размещения ОШ. В закрытую часть гильзы вмонтирован электровоспламенитель, который поджигает зажигательный состав, а последний, в свою очередь, поджигает передаточный состав, от которого зажигается ОШ.

Электрозажигатели ОШ предназначены для поджигания одиночных и небольшого числа отрезков ОШ.

Электрозажигательные патроны используются для поджигания ОШ при групповом зажигании 40—50 зажигательных трубок. Они отличаются от обычных зажигательных патронов тем, что поджигание ОШ осуществляется с помощью специального электрозажигателя, состоящего из электровоспламенителя и зажигательного состава.

Техника электроогневого взрывания включает выполнение ряда технических операций огневого и электрического способов взрывания.

Прежде всего необходимо определить длину зажигательных трубок, их число и требуемую последовательность взрывания. Затем требуется рассчитать электровоспламенительную сеть: определить тип и число электрозажигательных патронов, длину соединительных и магистральных проводов, сопротивление сети, выбрать источник тока.

При изготовлении зажигательных трубок для электроогневого взрывания оба конца ОШ должны быть прямыми (прямой срез).

Техника изготовления патронов-боевиков, процессы заряжания и забойки шпуров при электроогневом взрывании такие же, как и при огневом способе взрывания.

Огнепроводную сеть монтируют только при групповой схеме зажигания ОШ. Концы зажигательных трубок собирают в пучок таким образом, чтобы они находились в одной плоскости (для этого нужен прямой срез ОШ). Их вводят в электрозажигательный патрон и закрепляют с помощью шпагата.

При этом должна обеспечиваться заданная последовательность взрывания зарядов. Самая длинная зажигательная трубка в предшествующем пучке должна быть короче самой короткой зажигательной трубки в последующем.

Монтаж электровоспламенительной сети сводится к последовательному соединению с помощью проводов электрозажигательных патронов или трубок.

Проверка электровоспламенительной сети выполняется так же, как и при электрическом способе взрывания.

После подачи установленных сигналов производится подключение электровоспламенительной сети к источнику тока и взрывание зарядов. Счет взорвавшихся зарядов при групповом зажигании не ведется. Подход к месту взрыва разрешается через 15 мин после последнего взрыва.

Действия взрывника после осмотра места взрыва аналогичны описанным выше при огневом и электрическом способах взрывания.

8.7. Взрывание детонирующим шнуром

Взрывание с помощью детонирующего шнура в настоящее время широко применяется на открытых горных работах при короткозамедленном, реже — мгновенном взрывании зарядов. В отдельных случаях взрывание детонирующим шнуром применяется и на подземных горных работах.

При этом способе взрывания передача детонации от заряда к заряду осуществляется с помощью детонирующего шнура, а для замедлений используют специальные устройства — пиротехнические реле типа КЗДШ.

Детонирующий шнур (ДШ) состоит из оболочки и сердцевины. Сердцевиной служит слабо спрессованное бризантное ВВ или смесь бризантного ВВ с инициирующим. Через сердцевину пропущены две направляющие хлопчатобумажные нити, которые способствуют распределению ВВ при изготовлении шнура. Оболочка состоит из трех слоев льняных или хлопчатобумажных нитей. Средняя и наружная оплетки покрыты изолирующим составом и лаком, которые предохраняют сердцевину от влаги и механических повреждений.

Наружная белая оболочка обычного детонирующего шнура имеет спиральные красные нити, а водостойчивый шнур покрыт красной полихлорвиниловой оболочкой. Шнуры имеют диаметр 5—6 мм и выпускаются отрезками длиной 50 м, свернутыми в бухты. Бухты заворачивают в бумагу, упаковывают в ящики и в таком виде отправляют потребителям.

В горной промышленности наиболее широкое распространение получили шнуры, сердцевина которых изготовлена из тэна. Такие ДШ сравнительно безопасны: к удару они почти не чувствительны, от огня не взрываются. При температуре более 30 °С гидроизоляция плавится, проникает в сердцевину и резко снижает чувствительность ВВ к детонации. Поэтому сети из детонирующих шнуров при температуре воздуха более 30 °С должны прикрываться от действия солнечных лучей. При применении шнуров, имеющих пластиковую оболочку, эта необходимость отпадает. В условиях минусовых температур при монтаже взрывной сети шнур может ломаться. Скорость детонации тэнового шнура 7000 м/с.

В стадии промышленных испытаний находятся так называемые детонационные ленты (ДЛ), состоящие из основания — ленты, покрытой слоем ВВ. ДЛ могут удлиняться (без нарушения сплошности), что повышает их надежность, и имеют меньшую стоимость по сравнению с ДШ.

Отдельные отрезки ДШ, соединенные между собой внакладку, внакрутку и морским узлом, безотказно работают при правильной их раскладке (рис. 8.8).

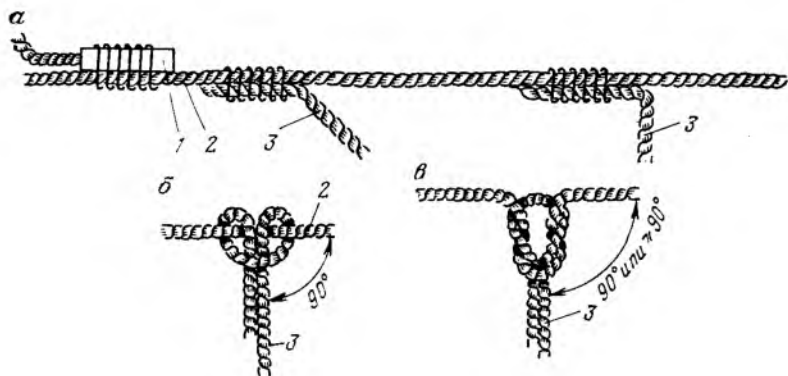


Рис. 8.8. Соединение отрезков ДШ внакладку (а), внакруктку (б) и морским узлом (в):
1 — капсюль-детонатор; 2 — магистральная линия из ДШ; 3 — ответвления от ДШ до заряда

Пиротехнические реле замедления типа КЗДШ предназначены для осуществления короткозамедленного взрывания сетей из ДШ.

Пиротехнические реле представляют собой жесткую бумажную трубку, в которую вставлен замедляющий элемент, состоящий из капсюля-детонатора и пиротехнического замедлителя (рис. 8.9). Принцип действия реле заключается в следующем. Детонация от нити ДШ через свободное пространство трубки передается в виде снопа огня к замедляющему составу, который запрессован в металлическую гильзу. Продолжительность горения пиротехнического замедлителя указана на трубке. Пламя от замедлителя передается капсюлю-детонатору, который инициирует другой конец ДШ. КЗДШ выпускаются с интервалами замедлений в 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125, 150, 175 и 200 мс.

Реле КЗДШ-69 передает детонацию только в направлении, указанном стрелкой, что требует от взрывников особого внимания при подключении такого реле.

Пиротехнические реле КЗДШ имеют разброс во времени срабатывания, величина которого зависит от номинала. Для контроля качества пиротехнических реле (определения фактического времени срабатывания) используют частотомеры — хронометры и специальное устройство, общий вид которого показан

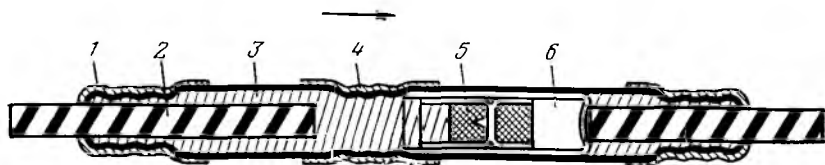


Рис. 8.9. Устройство пиротехнического реле:

1 — наконечник; 2 — ДШ; 3 — бумажная трубка; 4 — втулка; 5 — замедлитель; 6 — капсюль-детонатор; стрелкой показано направление детонации

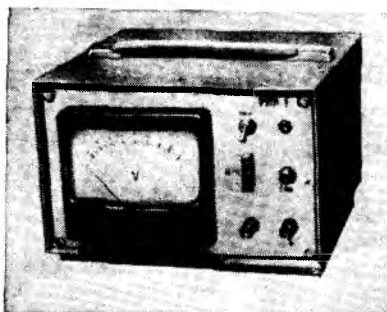


Рис. 8.10. Общий вид устройства для измерения времени срабатывания пиротехнических реле

Рис. 8.11. Способ присоединения электродетонаторов к ДШ:

1 — электродетонаторы; 2 — изоляционная лента; 3 — ДШ; стрелкой показано направление детонации



на рис. 8.10. Результаты таких измерений учитываются на стадии проектирования при конструировании схем взрывания.

Техника взрывания зарядов детонирующим шнуром состоит из выполнения следующих основных операций: нарезки отрезков ДШ требуемой длины для изготовления патронов-боевиков, изготовления патронов-боевиков, заряжания и забойки зарядов, монтажа взрывной сети, взрывания и осмотра места взрыва.

Нарезка отрезков ДШ требуемой длины производится на гладкой сухой доске острым ножом. Запрещается резать ДШ после введения его в боевик или заряд ВВ. Затем приступают к изготовлению узлов ДШ.

Патроны-боевики изготовляют введением узлов ДШ в патрон и закреплением его шпагатом либо путем обвязывания патрона ДШ.

Заряжание сводится к засыпанию в скважину определенного количества ВВ, расположению патрона-боевика или отрезка ДШ с узлом (в зависимости от чувствительности применяемого ВВ) и засыпанию остальной части расчетного количества ВВ. Забойка выполняется описанным ранее способом.

Монтаж взрывной сети включает прокладывание магистрали из ДШ и присоединение к ней отрезков ДШ, выходящих из скважины так, чтобы направление распространения детонации по отрезку ДШ совпадало с направлением распространения детонации по магистральному шнуру. При пересечении шнуров между ними следует помещать прокладку из грунта или дерева толщиной не менее 10 см. При прокладке сетей из ДШ нельзя допускать витков и скруток на шнуры.

После проверки правильности присоединения отрезков из ДШ на расстоянии 10—15 см от их начала присоединяют внакладку капсюль-детонатор или электродетонатор и закрепляют с помощью тесьмы или изоляционной ленты (рис. 8.11).

Иницирование взрывной сети осуществляется огневым или электрическим способом.

После взрыва взрывники осматривают место взрыва и подают сигнал отбоя.

Достоинства взрывания детонирующим шнуром: простота и относительная безопасность производства взрывных работ, возможность одновременного взрывания большого числа зарядов, а также безопасность применения по отношению к блуждающим токам.

Недостатки: невозможность контроля правильности монтажа взрывных сетей с помощью прибора и сравнительно высокая стоимость работ.

Следует отметить, что недостатки рассматриваемого способа взрывания менее существенны, чем его достоинства. Поэтому этот способ в настоящее время широко применяется при выполнении крупномасштабных взрывов на больших карьерах.

8.8. Взрывание с применением промежуточного детонатора

Промежуточные детонаторы применяются для инициирования ВВ, обладающих пониженной чувствительностью.

Промежуточными детонаторами могут служить стандартные патроны аммонитов или же специально изготовленные шашки-детонаторы — заряды стандартных форм и размеров. Иницирующая способность шашек-детонаторов определяется их массой, составом и плотностью. Шашки-детонаторы в зависимости от конструкции инициируют от ДШ, КД и ЭД. Марку шашки-детонатора обычно обозначают буквами и числом. Буквы указывают наименование ВВ, а число — массу его. На отечественных горных предприятиях наибольшее распространение получили тротиловые литые и прессованные шашки-детонаторы.

В зарядах ВВ, где неизбежны инертные примеси в виде шлама, массу промежуточных детонаторов рекомендуется увеличивать на 60—80%. Для обеспечения нормального протекания детонационного процесса по всей длине заряда нужно учитывать местонахождение патрона-боевика в заряде, а следовательно, и соответствующие его параметры.

8.9. Механизация заряжания шпуров и скважин

Техника взрывных работ, независимо от применяемого способа взрывания, включает выполнение важного процесса — заряжания.

К настоящему времени в подавляющем большинстве случаев этот процесс механизирован, т. е. заполнение шпуров, скважин или других емкостей взрывчатыми веществами производится с помощью специальных зарядных машин, допущенных Госгортехнадзором СССР к постоянному применению или промышленным испытаниям.

Механизированное заряжание выполняется взрывниками, которые прошли курс обучения по механизированным способам заряжания и безопасной эксплуатации зарядных устройств, сдали

экзамены комиссии предприятия и получили соответствующие удостоверения.

Механизированному заряданию подлежат патронированные, водонаполненные или россыпные гранулированные ВВ, относящиеся по степени опасности при хранении и транспортировании ко II группе и не содержащие в своем составе нитроэфиров, гексогена или тэна.

На подземных горных работах нашли применение зарядные машины ЗМК-1, ЗМБС-2 и др.

Зарядная машина ЗМК-1 (пневмозарядчик) предназначена для пневмотранспорта ВВ и зарядания шпуров и скважин, а также для приготовления ВВ типа игданита и увлажнения ВВ заводского изготовления. С помощью этой машины можно заряжать шпур и скважины диаметром 32—85 мм и глубиной до 20 м. Вместимость приемной воронки машины составляет 55 кг. Внутренний диаметр зарядных трубопроводов 25 и 32 мм. Нормальная работа машины обеспечивается при давлении сжатого воздуха не менее 0,4 МПа. Масса машины 35 кг.

Техническая производительность машины ЗМК-1 составляет 20 кг/мин.

Машина управляется дистанционно и обслуживается одним человеком. При зарядании скважин пневмозарядчик должен быть заземлен. Запрещается зарядание шпуров и скважин без увлажнения гранулированных ВВ водой (кроме игданита). Особое внимание следует уделять сухим забоям с породами, имеющими электрическое сопротивление более 10^7 Ом·см, и относительной влажностью рудничного воздуха менее 70%. В таких условиях следует дополнительно орошать выработки в зоне прокладки транспортно-зарядного трубопровода, а также промывать шпур и скважины водой.

Рабочий, производящий зарядание, должен быть в рукавицах и защитных очках. Запрещается находиться против заряжаемых шпуров и скважин в процессе зарядания.

Зарядная машина ЗМБС-2 предназначена для водонаполнения ВВ, доставки их с откаточного горизонта до буровых выработок и зарядания сухих и обводненных скважин при подземной разработке рудных месторождений.

Зарядной машиной можно заряжать скважины диаметром 70—150 мм и глубиной до 50 м. Длина доставки пневмотранспортом ВВ по горизонтали до 250 м, а по вертикали 100 м.

Вместимость открытого бункера 0,3 м³. Масса машины 632 кг.

Машину обслуживают оператор и два заряжающих, между которыми должна быть установлена связь.

Техническая производительность машины до 100 кг/мин.

На открытых горных работах применяются зарядные машины двух типов: для зарядания гранулированных и водосодержащих ВВ.

К машинам первого типа относятся, например, зарядные машины МЗ-8 и МЗ-12, отличающиеся простотой конструкции и высокой надежностью в работе.

Зарядная машина МЗ-8 имеет бункер вместимостью 8 м³, который установлен на автомобиле МАЗ-503. Производительность заряжания ВВ составляет 400 кг/мин.

Зарядная машина МЗ-12 отличается от МЗ-8 тем, что имеет два бункера общей вместимостью 12 м³, смонтированных на базе автомашины КраЗ-257.

К машинам, предназначенным для заряжания водосодержащих ВВ, можно отнести транспортно-зарядную машину ТЗМ-1 на базе автомобиля КраЗ-256Б. Эта машина имеет цистерну для раствора аммиачной селитры вместимостью 5,5 м³, двухсекционный бункер для сухих компонентов (гранулолита и аммиачной селитры) вместимостью 3,2 м³ и мерно-смесительную камеру вместимостью 0,25 м³. Производительность заряжания ВВ этой машиной составляет 300 кг/мин.

8.10. Понятие о комплексной механизации взрывных работ

Комплексная механизация взрывных работ применительно к открытой разработке месторождений по принципу «завод-скважина», например, на Северном горно-обогатительном комбинате (Кривбасс) первоначально включала бестарно-контейнерную переработку аммиачной селитры, механизированное приготовление простейших ВВ (типа игданит), осушение скважин и использование высокопроизводительных зарядных машин.

В дальнейшем комплексная механизация взрывных работ интенсивно совершенствовалась на специализированном промышленно-производственном предприятии «Кривбассвзрывпром», где были внедрены механизированные пункты переработки ВВ и пункты изготовления промежуточных детонаторов. Впервые была налажена централизованная подготовка боевиков с применением станков для изготовления необходимых отрезков ДШ.

В результате широкого внедрения средств комплексной механизации взрывных работ уровень механизации заряжания взрывных скважин в настоящее время приближается к 100%. Полностью механизирована забойка скважин. Проводятся работы по механизированному заряданию взрывных скважин на обводненных участках блоков с использованием ЭВМ, позволяющему увеличить производительность зарядных машин на 20—25%.

Ведется разработка новых технологических схем комплексной механизации взрывных работ, предусматривающих полную механизацию всех трудоемких процессов.

9. ХРАНЕНИЕ И ПЕРЕВОЗКА ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

9.1. Склады взрывчатых материалов

Хранить взрывчатые материалы (ВМ) можно только на складах взрывчатых материалов. Согласно Единым правилам безопасности при взрывных работах под термином «склад ВМ» следует понимать одно или несколько хранилищ ВМ с подсобными сооружениями, расположенными на общей огражденной территории, а применительно к подземным складам — камеры и ячейки для хранения ВМ и вспомогательные камеры с подведенными к складу выработками.

Склады ВМ разделяются на поверхностные, полууглубленные, углубленные и подземные.

К поверхностным относятся склады, расположенные на уровне поверхности земли. Полууглубленные склады имеют хранилища, находящиеся в земле не более чем по карниз здания. Углубленные склады имеют над собой толщу грунта менее 15 м. Подземные склады ВМ могут быть расположены на глубине сотен метров под землей.

В зависимости от срока службы различают склады постоянные, временные и кратковременные (срок хранения в них ВМ соответственно более трех лет, от трех до одного года и менее одного года).

По назначению и вместимости склады разделяются на базисные и расходные.

Базисные склады, как правило, являются самостоятельной административно-хозяйственной единицей, находящейся в подчинении объединений, комбинатов или специализированных предприятий.

Расходные склады находятся в ведении отдельных горных предприятий (рудников, шахт, карьеров, разрезов).

Базисные склады получают ВМ непосредственно от заводов-изготовителей и снабжают ими расходные склады. При производстве больших массовых взрывов допускается завоз ВМ из базисного склада к месту взрывных работ с обязательным последующим оформлением через расходный склад.

Распаковывать и выдавать взрывникам ВМ на базисных складах запрещается.

Выдача ВМ взрывникам для использования в шахтах и на поверхности осуществляется только на расходных складах.

На территории постоянных складов располагаются хранилища ВВ и СВ, помещения для раскупорки ящиков с ВМ, здания и площадки для подготовки аммиачно-селитренных ВВ, караульные вышки, лаборатории и полигоны, сарай для противопожарных средств и водоемы. Места для хранения тары и караульные помещения располагаются за пределами ограды склада. Схема расположения зданий склада показана на рис. 9.1.

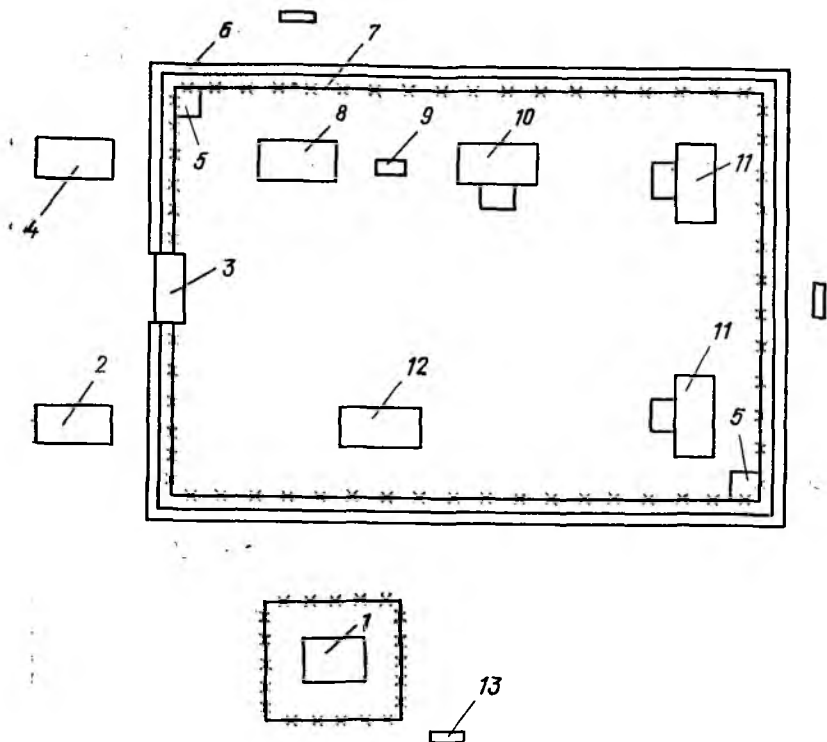


Рис. 9.1. Схема устройства склада ВВ:

1 — здание подготовки ВМ; 2 — караульное помещение; 3 — проходная будка; 4 — помещение для хранения тары; 5 — караульные вышки; 6 — аспаханная полоса; 7 — ограда склада ВМ; 8 — помещение для противопожарных средств; 9 — молниезвод; 10 — хранилище СВ; 11 — хранилища ВВ; 12 — водоем; 13 — предупредительный знак

На базисных и расходных складах ВМ различных групп хранятся, как правило, в различных помещениях.

Все хранилища ВМ должны хорошо проветриваться и защищаться от проникновения влаги. Поэтому на территории склада делаются водоотводные каналы с соответствующим уклоном.

Летом в сухую, а зимой в ясную морозную погоду хранилища поверхностных складов проветриваются путем открывания дверей и окон.

Каждое хранилище имеет свободный подъезд. Дороги и подъездные пути на территории склада всегда содержатся в чистоте и исправности.

Между хранилищами соблюдаются расстояния, на которые не может передаваться детонация от взрыва заряда в одном хранилище к другому. С этой целью вокруг хранилищ сооружают вал из пластичных или сыпучих грунтов: глины, суглинка, песка.

Все постоянные склады обеспечиваются двумя видами освещения — рабочим и аварийным. В качестве рабочего освещения используются лампы накаливания или люминесцентные светиль-

ники с напряжением до 220 В, а аварийного — рудничные аккумуляторные светильники или фонари с сухими батареями. Применять переносные лампы, питаемые от электросети, во всех помещениях склада запрещается.

Склады обеспечивают достаточным количеством противопожарных средств. У каждого входа в хранилище ВМ размещают ящик с песком, огнетушитель, лопаты. Каждый склад оборудуется противопожарным водопроводом или водоемом утепленного типа с удобным подъездом к нему.

Хранилища постоянных складов устраивают из негорючих материалов или же покрывают негорючими составами.

На каждом хранилище постоянных и временных, поверхностных и полуглубленных складов ВМ устанавливают молниезащиту.

На территории складов запрещается курить и разводить огонь. В хранилищах для взрывчатых материалов I, III и IV групп устанавливают специальные стеллажи. Аммиачноселитренные ВВ разрешается хранить в штабелях на настилах. Электродетонаторы следует хранить только в оцинкованных ящиках, вложенных в деревянные ящики заводской упаковки.

Поскольку склады ВМ относятся к категории особо важных объектов, их охраняют круглосуточно. В поверхностных складах оборудуется двусторонняя телефонная, световая или звуковая сигнализация между караульными постами. Караульные помещения имеют связь с пожарной охраной, администрацией предприятия и милицией.

Допуск людей на территорию складов разрешается только по специальным пропускам.

Склады ограждаются колючей проволокой, деревянным, кирпичным, каменным или металлическим забором. Ограда должна препятствовать проникновению на территорию склада людей и животных.

Организация охраны складов осуществляется начальником охраны или руководителем предприятия.

В заключение отметим, что на каждый склад составляется паспорт, в котором дается подробная характеристика упоминаемых выше строений, земляных валов, молниезащитных и противопожарных мероприятий, ограждения, освещения, сигнализации, охраны и способов доставки ВМ. В паспорте приводятся характеристики стеллажей и помостов для штабельного хранения, а также прилагаются необходимые графические материалы.

В зависимости от вида ВМ и типа хранилищ для склада устанавливают определенную вместимость, на которую выдается специальное Разрешение.

На складе разрешается хранить ВМ не более того количества, которое указано в паспорте (Разрешении).

Подземные склады для хранения ВМ внутри шахты состоят из специально оборудованных выработок — камер или

ячеек, которые располагаются друг от друга на безопасных в отношении передачи детонации расстояниях, а также из подведенных выработок и вспомогательных камер. Последние предназначаются для проверки электродетонаторов или изготовления зажигательных трубок, раздачи ВМ и размещения противопожарных средств.

Каждый склад должен иметь два выхода. Проветривание подземных складов осуществляется обособленной струей свежего воздуха в количестве, обеспечивающем четырехкратный часовой обмен воздуха во всех выработках склада. При этом исходящая из склада воздушная струя не должна направляться в выработки со свежей воздушной струей.

Предельная вместимость камеры в подземных складах камерного типа — 2 т ВВ, ячейки в складах ячейкового типа — 0,4 т ВВ или 15 000 ЭД (КД). Предельная вместимость подземного склада не должна превышать трехсуточного запаса ВВ и десятисуточного запаса СВ.

Допускается устройство в шахтах отдельных раздаточных камер для раздачи ВМ взрывникам и для приемки от них неизрасходованных ВМ при условии выполнения специальных требований.

К складам ВМ, кроме перечисленных выше, предъявляется и ряд других требований, которые изложены в инструктивных документах Единых правил безопасности при взрывных работах.

9.2. Прием, отпуск и учет взрывчатых материалов

Поступившие на базисные склады ВМ немедленно помещаются в хранилища и оприходуются на основании заводских и транспортных документов или наряда-накладной установленной формы.

Учет прихода и расхода ВМ ведется в специальной книге, которая предназначается для количественного учета на базисных и расходных складах. Эту книгу ведет заведующий складом, который ежесуточно подсчитывает остаток по каждому виду ВМ.

На расходных складах в специальной книге ведется учет выдачи и возврата ВМ. Книгу ведут заведующий складом и раздатчик ВМ.

Для отпуска ВМ с одного склада на другой служит наряд-накладная определенной формы, в которой отмечается, какому складу, для чего и через кого отпустить ВМ. В наряде-накладной указывается наименование ВМ, единица его измерения, а также количество затребованных и отпущенных ВМ. Наряд-накладная подписывается руководителем и главным бухгалтером предприятия.

Для получения ВМ на расходном складе взрывнику выписывается наряд-путевка типовой формы. В наряде-путевке указывается место работы (наименование выработок), число

подлежащих к взрыванию и взорванных шпуров (скважин), их длина и масса заряда на один шпур (скважину), а также количество выписанных и израсходованных ВМ.

Наряд-путевка подписывается начальником участка (или его заместителем) или начальником смены (техническим руководителем взрывных работ), а на шахтах, опасных по газу или пыли, также начальником вентиляции или его заместителем. Если взрывные работы выполняются несколькими взрывниками, то наряд-путевка выписывается на старшего взрывника.

Выдача ВМ взрывникам по нарядам-путевкам осуществляется в специальном помещении расходного склада, в котором устанавливается стол с бортиками, обитый брезентом по войлоку или резиновой пластиной толщиной не менее 3 мм, а также стол для резания детонирующего или огнепроводного шнуров.

По окончании рабочей смены взрывник подтверждает своей подписью фактический расход ВМ, а остатки сдает на склад.

На складах ведется строгий учет приходно-расходных документов. В книгах не допускаются записи карандашом, помарки и подчистки. Каждое исправление оговаривается в конце страницы и подписывается лицом, которое внесло поправку.

Ответственность за нарушение правил хранения, учета и использования ВМ несут руководители предприятий и взрывных работ, начальники участков, смен, горные мастера, заведующие складами и взрывники. Состояние учета ВМ контролируют органы госгортехнадзора и милиции.

9.3. Общие сведения по транспортированию ВМ

Едиными правилами безопасности при взрывных работах разрешается перевозка ВМ железнодорожным транспортом, водным, автотранспортом, гужевым и вьючным. Перевозка ВМ по железнодорожным и водным магистральным путям, а также воздушным транспортом должна производиться согласно действующим правилам соответствующих министерств и министерств внутренних дел союзных республик.

Во всех случаях, независимо от применяемого транспорта, погрузка и выгрузка ВМ должна производиться под наблюдением специально назначенного лица из числа допущенных к руководству взрывными работами или производству их в специально отведенном месте с обязательным ограждением его предупредительными сигналами и вооруженной охраной. В случае выполнения этих работ в ночное время необходимо обеспечить достаточную освещенность мест работы стационарным электрическим освещением или рудничными аккумуляторными светильниками.

Перевозить ВМ с заводов-изготовителей и базисных складов разрешается в исправной заводской упаковке. Перевозка ВМ с расходных складов к местам работы производится в специальных зарядных машинах (россыпью). Особое внимание следует обращать на ящики и мешки, из которых на базисных складах

отбирались пробы ВМ на испытания. В этом случае на таре должна быть указана масса имеющегося там (оставшегося) ВМ. При повреждении тары в период транспортирования ВМ необходимо переложить в исправную тару. Перевозка коробок с детонаторами должна осуществляться в дополнительной упаковке в виде закрытого ящика с мягкими прокладками.

Запрещается перевозить ВМ вместе с легковоспламеняющимися и другими грузами в одном вагоне, отсеке или трюме судна, самолета, автомобиля, повозке и других транспортных средствах.

Перевозить ВМ железнодорожным транспортом можно в крытых отдельных вагонах и целыми поездами. Загрузка разрешается до полной грузоподъемности вагона, кроме ВМ I и IV групп, загрузка которыми не должна превышать двух третей грузоподъемности вагона. Лица, сопровождающие вагоны с ВМ, должны находиться в одном из ближайших к ним вагонов поезда, но не ближе чем через шесть вагонов с опасными грузами, и следить за состоянием вагонов в пути.

Все вагоны с ВМ должны быть опломбированы. С обеих сторон вагона должны быть наклеены белые плакаты размером 60×60 см с надписью черными буквами «опасно».

При перевозке ВМ водным транспортом можно использовать грузовые суда, моторные катера, газододы, лодки, повозки и паромы.

Пригодность судов определяется специальной комиссией. Суда, перевозящие ВМ, на корме и носовой части должны иметь надписи «опасно с высотой букв не менее 200 мм. Горючее, предназначенное для судов, должно храниться отдельно от ВМ. Все суда должны иметь молниезащиту. Персонал судов, занятый перевозкой ВМ, должен хорошо знать свойства транспортируемых ВМ и условия перевозки.

Перевозка ВМ ручной кладью допускается в пассажирских вагонах и судах в исключительных случаях по специальному разрешению. Перевозить ВМ могут лица, имеющие право на руководство взрывными работами или производство их. Ручную кладь должны сопровождать не менее двух человек, если продолжительность перевозки в поезде или на судне более 12 ч.

Перевозка ВМ автотранспортом может производиться только на исправных и проверенных грузовых и легковых автомобилях, грузовых мотороллерах и мотоциклах с коляской. Заводящий гаражом должен сделать в путевом листе запись: «Автомобиль (мотороллер, мотоцикл) проверен, вполне исправен и пригоден для перевозки взрывчатых материалов». Без такой записи выдача ВМ не производится. К управлению такими автомобилями (мотороллерами, мотоциклами) допускаются водители, прошедшие специальный инструктаж о правилах перевозки ВМ.

Загрузка автотранспорта допускается до полной грузоподъемности, за исключением случаев перевозки детонаторов,

ВВ, содержащих жидкие нитроэфиры, и дымных порохов, когда загрузка не должна быть более двух третей грузоподъемности.

Ответственный за перевозку ВМ должен находиться в кабине переднего автомобиля. На последнем автомобиле, а при перевозке ВМ внутри города на каждом автомобиле должен находиться вооруженный охранник.

Запрещается перевозить ВМ в газогенераторных автомобилях, автобусах общего пользования и на автосамосвалах. Нельзя перевозить на автоприцепах детонаторы, дымный порох и ВМ, содержащие нитроэфиры. Остановки автомототранспорта с ВМ в пути для отдыха допускаются только вне населенных пунктов, на расстоянии не менее чем 100 м от дорог и 200 м от жилых строений.

Запрещается стоянка автомототранспорта с ВМ в гараже и в пределах городов и населенных пунктов.

Для перевозки гужевым транспортом ВМ I и IV групп разрешаются только рессорные перевозки. При использовании саней эти ВМ должны размещаться на подстилке из мягкого материала. Предельная масса ВМ не должна превышать для ВМ II группы и ОШ 800 кг при пароконных повозках и 500 кг при одноконных повозках, для остальных групп ВМ — 500 кг при пароконных повозках и 300 кг при одноконных повозках.

Перевозка ВМ во вьюках (кроме ВМ II группы и ОШ) должна выполняться в упаковке, обитой внутри войлоком.

9.4. Доставка ВМ к месту работы

Доставка ВМ непосредственно к месту работы допускается в заводской упаковке, исправных сумках или кассетах под наблюдением взрывника с привлечением стажеров-взрывников или проинструктированных рабочих без вооруженной охраны. ВВ и СВ переносят в отдельных сумках или кассетах. Аммиачно-селитренные ВВ переносят в жесткой таре. Детонаторы и боевики должны переноситься только взрывником. Едиными правилами безопасности при взрывных работах определяются нормы переноски ВВ и СВ. Так, при совместной переноске СВ и ВВ взрывник может переносить не более 12 кг ВВ. Если же переносятся в сумках только ВВ, то эта норма увеличивается до 20 кг. При переноске ВВ в заводской упаковке на расстояние до 300 м при удобном пути следования норма повышается до 40 кг.

Совместная перевозка ВВ и СВ к местам работы транспортными средствами может осуществляться с разрешения главного инженера или руководителя взрывных работ в пределах норм, установленных Едиными правилами. Тлеющий фитиль, патроны группового зажигания и электровоспламенители перевозятся в количественном отношении без ограничений. Доставку ВМ к местам работы в подземных условиях производят либо с подземных, либо с поверхностных складов ВМ. Спуск в шахту ВМ

производится в клетях и бадьях со скоростью не более 5 м/с. С такой же скоростью производится транспортирование ВМ по горизонтальным и наклонным выработкам. Перемещение ВМ по стволу шахты не должно совпадать со временем подъема и спуска рабочих. Спуск и подъем взрывников с ВМ по стволу шахты должны производиться вне очереди.

Во время перевозки ВМ по горным выработкам все встречные транспортные средства и люди должны остановиться и пропустить поезд с ВМ. Машинисты и все лица, связанные с перевозкой ВМ, должны быть проинструктированы о правилах перевозки ВМ.

При проходке шурфов и шахт, оборудованных ручными воротками и лебедками, спуск и подъем ВМ возможен, если подъемные установки оборудованы сигнальными и храповыми устройствами или автоматическими действующими тормозами, а прицепной крюк имеет предохранительный затвор. Работа должна выполняться двумя воротовщиками. Спуск и подъем ВВ следует производить раздельно от СВ. Скорость спуска и подъема ВМ не должна превышать 1 м/с.

9.5. Испытание взрывчатых материалов

Испытание ВМ производят на базисных и расходных складах с целью определения их пригодности для использования и дальнейшего хранения. Испытаниям ВМ подвергаются как при поступлении их на склад, так и периодически в процессе хранения. Если ВВ и СВ поступают на склад непосредственно от заводов-изготовителей или из базисного на расходный склад в исправной таре, то при наличии сертификатов испытания не проводят.

Испытаниям подвергаются ВМ, если возникает сомнение в их доброкачественности на основании осмотра или отрицательных результатов применения (отказы, неполная детонация).

В обязательном порядке испытывают все взрывчатые материалы с истекшим гарантийным сроком хранения, по истечении гарантийного срока — через каждые три месяца.

При получении неудовлетворительных результатов испытаний всю партию ВМ бракуют, а вопрос о дальнейшей возможности ее использования решает комиссия с участием представителя завода-изготовителя.

В зависимости от типа ВВ и СВ подвергают следующим испытаниям:

- нитроэфирные ВВ — наружному осмотру тары и отобранных патронов; определению наличия эксудации; проверке детонации;

- аммиачно-селитренные — наружному осмотру тары и отобранных патронов; проверке способности передачи детонации; определению содержания влаги;

пороха дымные — наружному осмотру тары и порохов; проверке наличия пыли; проверке прочности порохового зерна;

электродетонаторы и капсули-детонаторы — наружному осмотру тары; внешнему осмотру отобранных электродетонаторов и капсулей-детонаторов;

огнепроводный шнур — наружному осмотру тары; внешнему осмотру отобранного огнепроводного шнура; проверке скорости полноты и равномерного горения; определению водостойкости;

детонирующий шнур — наружному осмотру тары; внешнему осмотру отобранного детонирующего шнура; проверке безотказности взрывания по установленным схемам; определению водостойкости.

Испытание взрывчатых веществ. При наружном осмотре тары обращают внимание на ее исправность, наличие пломб и четких трафаретов. Ящики с дефектами отбирают, а затем проверяют на целостность их внутренней упаковки. При поврежденной упаковке проверяют массу.

Для наружного осмотра патронов из разных ящиков одной партии ВВ отбирают пять пачек. На патронах не должно быть следов подмочки и увлажнения, должны быть видны четкие штампы с наименованием ВВ, обозначением массы патрона и индекса завода-изготовителя. Не допускается высыпание ВВ, признаки слеживания и спекания. На торцах патронов не должно быть пробок из влагоизолирующего вещества и других дефектов, предусмотренных ГОСТами и техническими условиями.

Нитроэфирные ВВ не должны иметь признаков эксудации. Эксудирующие ВВ подлежат уничтожению.

При испытании на детонацию подрывают два патрона, расположенные строго на одной прямой с соответствующими интервалами между торцами. Детонация второго патрона должна произойти от патрона-боевика. О передаче детонации судят по наличию углублений в грунте и отсутствию невзорвавшегося ВВ.

Результаты испытания считаются положительными, если полная передача детонации произойдет при двух опытах. В случае отказа второго патрона или неполной детонации производят повторное испытание с удвоенным количеством опытов. Если в одном из четырех опытов повторного испытания не будет получена полная детонация, то ВВ бракуется.

Водоустойчивые ВВ испытывают на передачу детонации после замачивания их в воде. На передачу детонации испытывают ВВ патронированные и прессованные.

Содержание влаги определяют по разности навески ВВ до и после просушивания. Влажность прессованных ВВ не проверяют.

Испытание электродетонаторов. Наружный осмотр электродетонаторов с металлическими гильзами заключается в выявлении на их поверхности признаков окисления, загрязнения, трещин, вмятин или раковин. У электродетонаторов с бумажными

гильзами не должно быть отслаивания бумаги, а также сколов тетрила у дна гильзы.

Электродетонаторы бракуют при слабой обжимке гильзы, при нарушении изоляции проводов, загрязнении и окислении зачищенных концов проводов. Электрическое сопротивление проверяют на расходных складах перед выдачей электродетонаторов в работу. Измеренное сопротивление должно соответствовать той величине, которая указана на этикетках коробок, иначе детонаторы не допускаются к применению.

Испытание капсюлей-детонаторов. При наружном осмотре металлические гильзы не должны иметь трещин и раковин, а бумажные — отслаивания бумаги у дульца, препятствующего введению огнепроводного шнура. Внутренняя поверхность гильз не должна иметь следов засорения.

У капсюлей-детонаторов, снаряженных бумажными гильзами, проверяют целостность тетрила вокруг кумулятивной выемки.

Отобранные капсюли-детонаторы с дефектами подлежат уничтожению.

Испытание огнепроводного шнура. Наружным осмотром устанавливают возможные переломы, трещины в оболочке, разлохмачивание концов, следы замокания и др. При обнаружении указанных дефектов всю партию огнепроводного шнура бракуют.

Испытание огнепроводного шнура на скорость, полноту и равномерность горения проводят только после испытания на водостойкость. Концы кругов перед погружением в воду заделывают водоустойчивой мастикой и выдерживают под водой на глубине 1 м: ОША — в течение 1 ч, ОШДА и ОШП — в течение 4 ч.

Шнур, давший хотя бы одно затухание после замачивания, используют только в сухих условиях. Время горения нормально горящего шнура (длиной 60 см) находится в пределах 60—70 с. При отклонении от этого времени, а также при затухании горения шнур бракуют.

Испытание детонирующего шнура. Наружный осмотр детонирующего шнура дает возможность установить нарушение целостности оболочки, переломы, утонения и утолщения. Если бухт с дефектами больше 10% числа проверенных, всю партию бракуют.

Для испытания детонирующего шнура на безопасность взрывания берут три бухты, отрезают от каждой по пять отрезков длиной 1 м и последовательно присоединяют их к оставшимся длинным (45 м) кускам ДШ, служащим в качестве отдельных магистральных линий. Детонирующий шнур, давший при взрыве в трех схемах более одного отказа на магистралях или более двух отказов в подсоединениях, считают бракованным.

Если шнур предназначен для обводненных условий, то испытания проводят после замачивания его в воде на глубине 1 м.

При применении в условиях повышенной влажности шнур выдерживают под водой в течение 1 ч, для работ в воде в течение 4 ч. Отрезки шнура перед погружением в воду герметизируют в торцах изолирующей мастикой, длина отрезков 5 м. Затем их разрезают на пять равных частей и связывают морскими узлами последовательно в одну линию. При этом шнур должен детонировать полностью. Если же шнур испытаний на водонепроницаемость не выдержал, его испытывают на передачу детонации без замачивания и при положительных результатах используют в сухих условиях.

9.6. Уничтожение взрывчатых материалов

После длительного хранения или нарушения нормальных условий содержания ВМ приходят в негодность, т. е. перестают удовлетворять ГОСТу и подлежат уничтожению.

Для того чтобы уничтожить ВМ, необходимо распоряжение главного инженера или руководителя взрывных работ. Уничтожением, как правило, руководит заведующий складом, а помогают ему взрывники, лаборанты и рабочие склада.

Каждый раз после уничтожения ВМ составляют акт, в котором указывают наименование, количество, причины и способ уничтожения взрывчатых материалов. Акт составляют в двух экземплярах (для склада ВМ и бухгалтерии), он служит основанием для списания.

На расходных складах в процессе раскупорки ящиков с ВВ, выдачи взрывчатых материалов, изготовления зажигательных трубок и других операций время от времени накапливаются сметки ВВ и непригодные средства взрывания. По мере необходимости (но не реже одного раза в декаду) их также уничтожают. Составлять акт в этих случаях не нужно.

Правилами безопасности предусмотрено три способа уничтожения ВМ: взрывание, сжигание и потопление (или растворение) в воде.

Взрывание и сжигание производят на специально подготовленной площадке, очищенной от горючих материалов и дерна. Вблизи площадки за пределами зоны, опасной по действию ударной воздушной волны, для лиц, уничтожающих ВМ, оборудуют надежные укрытия, предназначенные для защиты от разлетающихся осколков или обломков при взрыве.

Подходы от места взрыва к укрытиям должны быть свободными и содержаться в хорошем состоянии. Если укрытий нет, лица, уничтожающие ВМ, удаляются за пределы опасной зоны. На границах опасной зоны посты охраны выставляют так, чтобы все возможные проходы или подъезды к месту взрыва находились под наблюдением. Смежные посты должны находиться между собой в поле зрения.

Взрыванием допускается уничтожать детонаторы, детонирующий шнур и ВВ, которые способны взрываться. Количество

одновременно взрываемых ВВ определяют расстоянием, на котором колебания грунта не оказывают разрушительного действия на ближайшие охраняемые объекты, т. е. в каждом отдельном случае оно может быть установлено в соответствии с местными условиями.

Если уничтожение производится в несколько приемов, то ВМ разгружают на безопасном расстоянии и с наветренной стороны от места взрыва.

Патронированные ВВ уничтожают в пачках, а детонаторы в любой упаковке зарывают в землю. Взрывание предпочтительно производить наиболее безопасным электрическим способом, но допускают и огневой.

Уничтожение взрывчатых материалов во всех случаях производят только доброкачественными ВМ.

При уничтожении ВВ, которые могут не сдетонировать, их помещают в ямы, а боевики располагают непосредственно на ВВ. Сверху укладывают щиты. В таких условиях взрываются все ВВ с пониженной детонационной способностью.

Сжиганием уничтожают ВМ, которые не поддаются взрыванию. Исключение составляют детонаторы.

ВВ, огнепроводный и детонирующий шнуры сжигают на кострах в количестве до 10 кг. Патроны ВВ при этом раскладывают сверху костра так, чтобы они не касались друг друга.

Пороха сжигают дорожками шириной не более 30 см и толщиной до 10 см. Разрешается одновременно сжигать не более трех дорожек, расположенных на расстоянии 5 м и более.

Ящики, коробки, бумагу и другие упаковочные материалы сжигают отдельно.

После вывода людей из опасной зоны костер поджигают огнепроводным шнуром или же прокладывают к нему из легко воспламеняющихся материалов (стружки, хворост, бумага и т. п.) дорожку, длина которой должна быть не менее 5 м.

Костер делают так, чтобы он обеспечил полное сгорание ВМ. Подходить к костру не разрешается, так как бывают случаи, когда горение ВМ переходит во взрыв. По окончании горения золу разгребают деревянными лопатами, несгоревшие ВМ собирают и сжигают повторно.

Потоплением в открытом море уничтожают неводоустойчивые ВВ.

Растворением в воде уничтожают неводоустойчивые аммиачно-селитренные ВВ и дымный порох. В качестве сосудов используют бочки, металлические емкости и т. п. Нерастворимый осадок на дне сосудов собирают, просушивают и сжигают.

Тару из-под ВВ можно использовать повторно. Ящики, в которых находились ВВ, содержащие жидкие нитроэфиры, проверяют на отсутствие следов эксудата и промывают щелочной водой. При следах нитроглицерина тару сжигают.

10. РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

10.1. Классификация, конструкция и способы инициирования зарядов взрывчатых веществ

Зарядом называют определенное количество ВВ, подготовленного к взрыву. В зависимости от формы различают сосредоточенные, удлиненные и плоские заряды. Сосредоточенным считают заряд, у которого отношение длины к диаметру (ширине) не более 4:1. К удлиненным зарядам относят те, у которых отношение длины к диаметру более 4:1. Это в основном так называемые шпуровые или скважинные заряды, применяемые для проведения выработок, отбойки пород на участках и добычи руды при подземном и открытом способах. Плоские заряды имеют форму пластины, ширина которой во много раз превышает ее толщину. К плоским зарядам можно приближенно отнести парносближенные заряды, размещаемые в паре параллельных шпуров или скважин на расстоянии, равном четырем — шести диаметрам заряда. К плоским можно отнести также заряды, размещенные в шпурах щелевого вруба.

По своей конструкции заряды делятся на сплошные и рассредоточенные. Сплошным называется заряд, представляющий собой сплошную массу ВВ или состоящий из нескольких патронов, непосредственно примыкающих друг к другу. У рассредоточенного заряда отдельные части (ярусы) разделены промежуточной забойкой или воздушными промежутками. Все части такого заряда взрываются одновременно или с внутрискважинным замедлением. Рассредоточенные заряды применяются при контурном взрывании.

В зависимости от способа приложения заряда к взрываемому объекту они делятся на наружные и внутренние. Наружные заряды размещаются на поверхности взрываемого объекта, а внутренние располагаются в шпурах, скважинах или специальных камерах.

В зависимости от способа размещения заряда, его формы и величины применяются следующие методы взрывных работ, под которыми понимаются выполняемые с помощью ВВ работы по разрушению твердых сред. Метод наружных (накладных) зарядов применяется для дробления негабаритных кусков или валунов. Метод шпуровых зарядов применяется при проведении выработок, на небольших карьерах, а также при разработке месторождений подземным способом. Если рассчитанный заряд не помещается в шпур, то взрыванием небольших зарядов в донной части шпура создают полость (котел), где помещают этот заряд. Это метод котловых зарядов. Такие заряды иногда применяют при проведении разведочных канав. Метод скважинных зарядов применяют при проведении глубоких тран-

шей и на карьерах при уступной отбойке. Заряд в скважине может быть сплошным или рассредоточенным. По методу камерных зарядов последние располагают в специальных выработках (камерах) массой до нескольких десятков или сотен тонн для отбойки большого объема пород на подземных или открытых горных работах.

Под иницированием зарядов понимают возбуждение взрыва с помощью начального импульса, т. е. внешнего воздействия, необходимого для начала детонации заряда ВВ. Начальный импульс обеспечивается взрывом капсюля-детонатора, электродетонатора или детонирующего шнура.

При проведении подземных выработок буровзрывным способом в шпур помещают сплошные удлиненные заряды с расположением патрона-боевика первым от устья шпура, т. е. применением прямого иницирование. Если патрон-боевик располагают у дна шпура, то такое иницирование называют обратным. При применении обратного иницирования увеличивается продолжительность воздействия взрыва на массив и к.и.ш. и улучшается дробление пород. Расположение патрона-боевика первым от дна шпура допускается при электрическом способе взрывания, при этом дно гильзы электродетонатора должно быть направлено к устью шпура. Возможность обратного иницирования при огневом способе взрывания устанавливается руководителями предприятий по согласованию с местными органами госгортехнадзора.

При огневом и электрическом способах взрывания удлиненных зарядов патрон-боевик чаще всего располагают первым от устья шпура при патронированных ВВ. В случае применения гранулированных ВВ патрон-боевик всегда помещают первым от устья шпура. Для изготовления патрона-боевика в основном применяют патронированный аммонит № 6ЖВ. Если применяют обратное иницирование при огневом способе взрывания, то патрон-боевик располагают первым от дна шпура.

При посылке патрона-боевика с ЭД первым в шпур не исключается динамический удар о дно шпура и создание опасной ситуации. Возможно также повреждение изоляции выводных проводов. Во избежание нежелательных явлений в промышленных условиях испытана специальная полиэтиленовая капсула КПБ-40 для снаряжения патрона-боевика, посылаемого первым в шпур. У дна шпура за счет капсулы создается небольшой воздушный промежуток.

Согласно СНиП III-11-77, диаметр шпура при прямом иницировании зарядов из патронированных ВВ должен быть больше диаметра патрона ВВ на 5—6 мм, а при обратном иницировании — на 7—8 мм.

Пространство между зарядом и устьем шпура заполняется инертным материалом (песком, глиной, шлаком, буровой мукой и др.) — производится так называемая забойка шпура. Она герметизирует шпур на период взрыва, увеличивает время воз-

действия продуктов взрыва на породу и способствует наиболее полному использованию энергии взрыва. Допустимость взрывания зарядов без забойки на открытых работах и на шахтах (рудниках), не опасных по газу и пыли, устанавливается главным инженером с учетом радиуса опасной зоны, обеспечивающей безопасное расстояние для людей по поражающему действию взрывной волны и разлету кусков породы.

10.2. Действие взрыва на породный массив и расчет зарядов

Для характеристики действия взрыва заряда на породный массив введен показатель действия взрыва, который определяется как отношение радиуса воронки взрыва r к линии наименьшего сопротивления (л.н.с.) W (рис. 10.1). Все заряды, проявляющие наружное действие с образованием воронки в породном массиве, носят название зарядов выброса. При взрыве зарядов выброса радиус воронки больше или равен л.н.с., а показатель действия взрыва $n=r/W \geq 1$. Заряд, формирующий воронку $r=W$ и имеющий показатель $n=1$, называют

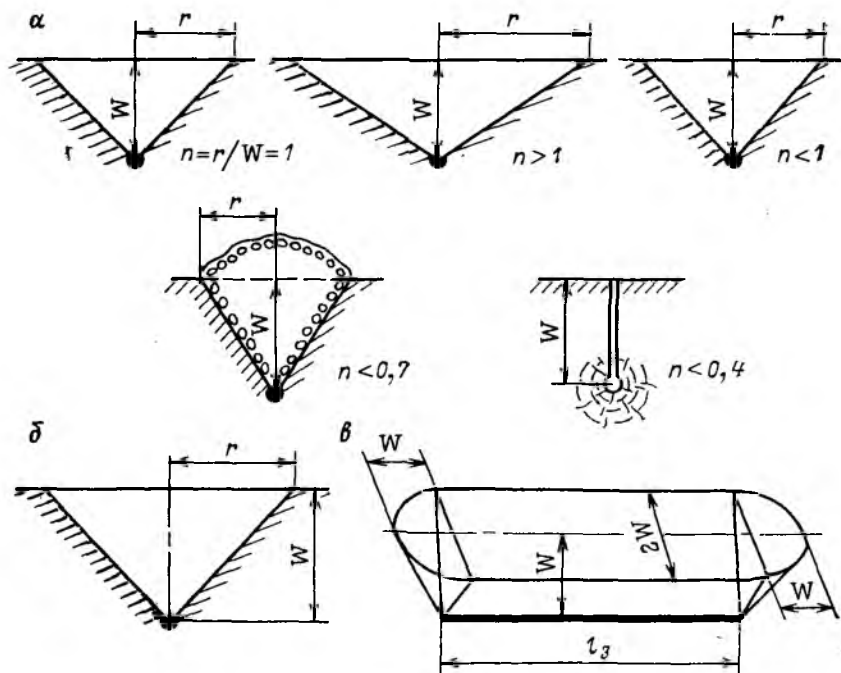


Рис. 10.1. Формы воронок взрыва при различной массе сосредоточенного заряда (а) и элементы воронки при сосредоточенном (б) и удлиненном (в) зарядах

ТАБЛИЦА 10.1

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по СНиП	Категория крепости пород по ЕНиР	Коэффициент крепости	Средняя плотность породы, кг/м³	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м³	
					для зарядов рыхления	для зарядов выброса
Песок	I	—	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плотный или влажный	I—II	—	—	1650	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	II	—	1750	0,35—0,4	1,3—1,8
Глина ломовая	III	III	—	1950	0,35—0,45	1,2—1,8
Лёсс	III	III—IV	—	1950	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, выщелоченный мергель	III—IV	IV	0,8—1	1850	0,2—0,4	0,9—1,2
Гипс	IV	IV—V	1—1,5	2250	0,35—0,45	1,1—1,5
Известняк - ракушечник	IV—V	V—VI	1,5—2	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV—VI	IV—V	1—1,5	1900	0,3—0,4	1—1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	V	1,5—2	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчии на известковом цементе	IV—VI	V—VI	2,3—3	2200	0,35—0,45	1,1—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдястый, серицитовый мергель	VI—VII	VI—VII	3—6	2200	0,4—0,55	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII—VIII	VII—VIII	5—6	2700	0,4—0,6	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII—IX	VII	6—8	2800	0,45—0,8	1,2—2,22
Гранит, гранодиорит	VII—X	VII—X	6—12	2800	0,5—0,8	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX—XI	IX—XI	6—8	3000	0,6—0,85	1,7—2,2
Кварцит	X	X	12—14	3000	0,5—0,8	1,6—2
Порфирит	X	X	16—20	2800	0,6—0,8	2—2,3

зарядом нормального выброса. Когда порода не выбрасывается и наружное действие заряда ограничивается рыхлением среды, его называют зарядом рыхления (радиус воронки меньше л.н.с.) и показатель действия взрыва $n < 1$. При показателе $n \leq 0,75 \div 1$ разрушенная порода выбрасывается только частично. Если заряд ВВ при взрыве не оказывает видимого действия на открытую поверхность и образует в породе полость за счет сжатия и измельчения прилегающих к заряду слоев, то такой заряд называют зарядом внутреннего действия (камуфлета). Так как воронки не образуются, условно показатель действия взрыва у такого заряда $n < 0,4$.

Объем воронки при взрыве сосредоточенного заряда выброса

$$V_b = 0,33\pi r^2 W, \quad (10.1)$$

где r — радиус воронки взрыва, м; W — л. н. с., м.

При взрыве удлиненного заряда выброса, расположенного на глубине W параллельно поверхности, образуется воронка взрыва, объем которой

$$V_b = W^2 l_3 + 1,05 W^3, \quad (10.2)$$

где l_3 — длина заряда, м.

Массу сосредоточенного заряда выброса, необходимого для получения воронки с показателем действия взрыва $n=1$, определяют по формуле

$$Q_b = q_b W^3, \quad (10.3)$$

где q_b — расчетный удельный расход ВВ для зарядов нормального выброса, кг/м³.

В табл. 10.1 приведены приближенные расходы аммонита № 6ЖВ для зарядов рыхления q_p и нормального выброса q_b . В случае применения других ВВ необходимо соответствующее значение q умножить на коэффициент работоспособности e , значения которого приведены ниже.

Скальный аммонит № 3	0,8	Аммонит № 6ЖВ	1
Скальный аммонит № 1	0,81	Динафталит	1,08
Детонит М	0,82	Гранулит М	1,13
Гранулит АС-8	0,89	Игданил	1,13
Гранулит АС-4	0,98		

Для расчета заряда рыхления можно применять формулу

$$Q_p = q_p W^3 \approx 0,35 q_b W^3. \quad (10.4)$$

При расчете зарядов выброса для $W \leq 25$ м пользуются формулой

$$Q_b = q_b W^3 (0,4 + 0,6n^3), \quad (10.5)$$

где $n \geq 1$ — показатель действия взрыва.

Когда $W > 25$ м, применяют формулу

$$Q_b = q_b W^3 (0,4 + 0,6n^3) \sqrt{W/25}. \quad (10.6)$$

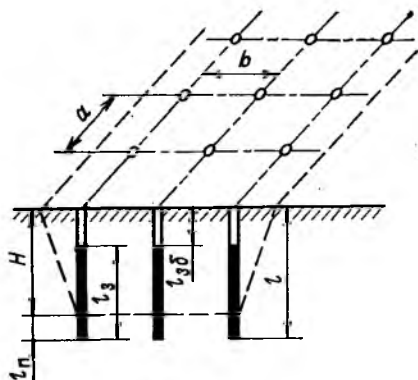
Видимую глубину воронки H_b в грунтах при значениях $n \leq 2$ можно определить по формуле

$$H_b = 0,45 W (2n - 1); \quad (10.7)$$

если породы скальные, то

$$H_b = 0,33 W (2n - 1). \quad (10.8)$$

Рис. 10.2. Схема к расчету удлиненных зарядов рыхления, расположенных перпендикулярно к поверхности



При применении сосредоточенных зарядов с целью образования выемок (канав, траншей) заряды необходимо располагать на расстоянии

$$a = 0,5W(n+1). \quad (10.9)$$

Расчет удлиненных зарядов рыхления, располагаемых перпендикулярно к одной открытой поверхности (рис. 10.2), производится по методике, предложенной в «Технических правилах ведения взрывных работ на открытой поверхности». Удлиненные заряды рыхления применяют при проведении разведочных канав и траншей. Заряды располагают в шпурах или скважинах. Основными параметрами взрывных работ являются: удельный расход ВВ q , глубина взрываемого слоя H , линия наименьшего сопротивления W , глубина перебура l_n , длина заряда l_z , диаметр шпура (скважины) d , коэффициент сближения зарядов m , расстояние между рядами скважин b и между скважинами в ряду a .

Для выбора метода расчета сначала определяют предельную глубину взрываемого слоя:

$$H_{np} = \sqrt{\frac{2p}{q_p(3-q_p)}}. \quad (10.10)$$

где p — вместимость 1 м шпура (скважины), кг,

$$p = \pi d^2 \Delta / 4; \quad (10.11)$$

q_p — расчетный удельный расход ВВ для зарядов рыхления, кг/м³.

Если глубина взрываемого слоя H меньше предельной глубины ($H \leq H_{np}$), то расчет зарядов ведут по следующим зависимостям:

масса одного заряда

$$Q_p = q_p a b H; \quad (10.12)$$

расстояние между зарядами (рядами зарядов) при короткозамедленном взрывании

$$b = (0,7 \div 1,0) H; \quad (10.13)$$

длина заряда

$$l_z = Q_p/p; \quad (10.14)$$

длина забойки $l_{зб} = H + l_n - l_z$ должна быть не менее $0,3l_z$;
глубина шпура (скважины)

$$l = H + l_n = H + 0,5q_p l_z; \quad (10.15)$$

расстояние между зарядами в ряду

$$a = mH, \quad (10.16)$$

где m — коэффициент сближения зарядов: $m = a/b = 0,7 \div 1,2$.

Если глубина взрываемого слоя $H > H_{пр}$, то параметры взрывных работ определяют по следующим зависимостям:

расстояние между скважинами в ряду

$$a = \sqrt{mp/q_p}, \quad (10.17)$$

где $m = a/b = 0,7 \div 0,9$, при многорядном взрывании $b = (0,9 \div 1)$;

длина забойки $l_{зб} = (1,5 \div 20) d$;

длина перебура $l_n = 0,5q_p a$;

глубина шпура (скважины) $l = H + l_n$;

масса заряда $Q_p = p(l - l_{зб})$.

Основные зависимости при определении параметров взрывных работ те же, что и при $H \leq H_{пр}$.

Расчет параметров буровзрывных работ при проведении разведочных канав показан на примере.

ПРИМЕР. Определим параметры зарядов рыхления, которые расположены в шпурах, пробуренных перпендикулярно к поверхности, для последующей уборки породы самоходной скреперной установкой. Канаву проходят в песчанике IX категории СНиП без крепления. Диаметр шпура $d = 0,04$ м, глубина канавы $H = 3$ м; ширина по полотну (дну) $B_2 = 1$ м. В качестве ВВ применяем гранулит АС-8. Угол внутреннего трения пород $\varphi = 38^\circ$.

Решение. Определяем угол откоса бортов канавы $\theta = 45^\circ + \varphi/2 = 64^\circ$, принимаем $\theta = 60^\circ$.

Ширина канавы поверху $B_1 = B_2 + 2H \operatorname{ctg} \theta = 1 + 2 \cdot 3 \operatorname{ctg} 60^\circ = 4,5$ м.

Находим удельный расход ВВ для зарядов рыхления для аммонита № 6ЖВ $q_p = 0,7$ кг/м³ (см. табл. 10.1).

Удельный расход гранулита АС-8 с учетом коэффициента работоспособности $q = lq_p = 0,82 \cdot 0,7 = 0,58$ кг/м³.

Определяем вместимость 1 м шпура

$$p = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,04^2 \cdot 900 / 4 = 1,13 \text{ кг.}$$

Для выбора метода расчета определим предельную глубину взрываемого слоя по формуле (10.10):

$$H_{\text{пр}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 1,13}{0,58(3 - 0,58)}} = 0,96 \text{ м.}$$

Принимаем высоту слоя $H_c = 1$ м. Поскольку $H_c = H_{\text{пр}}$, расстояние между рядами зарядов принимаем $b = (0,7 \div 1) H_c = 1 \cdot 1 = 1$ м.

Коэффициент сближения зарядов $m = a/b = 0,7 \div 1,2$. Принимаем $m = 1$. Тогда расстояние между скважинами в ряду $a = mb = 1$ м.

Уточним расстояние между рядами в слоях. Поскольку глубина канавы $H = 3$ м, а $H_c = 1$ м, то принимаем послойную проходку канавы — всего три слоя.

Определяем ширину первого слоя по полотну

$$B_{21} = B_2 + 2(H - H_c) \operatorname{ctg} \theta = 1 + 2(3 - 1) \operatorname{ctg} 60^\circ = 3,3 \text{ м.}$$

Аналогично ширина второго и третьего слоев по полотну:

$$B_{22} = B_2 + 2(H - 2H_c) \operatorname{ctg} \theta = 2,2 \text{ м; } B_{23} = B_2 = 1 \text{ м.}$$

Для рыхления первого и последующих слоев принимаем число рядов $i_1 = B_{21}/b = 3,3/1 = 3$; $i_2 = B_{22}/b = 2,2/1 = 2$; $i_3 = 1$.

Уточняем расстояние между рядами шпуров в первом слое $b_1 = B_{21}/4 = 3,3/3 = 1,1$ м. Такое же расстояние принимаем между скважинами в ряду $a_1 = b_1 = 1,1$ м, для второго слоя $a_2 = b_2 = B_{22}/2 = 2,2/2 = 1,1$ м; для третьего $a_3 = 1$ м (один ряд).

Определяем массу одного заряда для первого и второго слоев

$$Q_1 = Q_2 = q_p a b H_c = 0,58 \cdot 1,1 \cdot 1,1 \cdot 1 = 0,7 \text{ кг, для третьего слоя}$$

$$Q_3 = 0,58 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 0,6 \text{ кг.}$$

Вычисляем длину зарядов: $l_1 = l_2 = Q_1/p = 0,7/1,13 = 0,62$ м; $l_3 = 0,6/1,13 = 0,53$ м.

Определяем глубину шпуров для первого слоя

$$l_{\text{ш}} = H_c + l_n = H_c + 0,5 q_p l_1 = 1 + 0,5 \cdot 0,58 \cdot 0,62 = 1,18 \text{ м.}$$

Принимаем глубины шпуров во всех слоях одинаковыми: $l_{\text{ш}} = 1,2$ м. В этом случае глубина забойки во всех шпурах составит $1/3$ длины шпура.

Уточняем массу заряда на взрываемый объем (вместо толщины слоя принимаем глубину шпура):

$$Q_1 = Q_2 = q_p a_1^2 l_{\text{ш}} = 0,58 \cdot 1,1^2 \cdot 1,2 = 0,85 \text{ кг.}$$

$$Q_3 = q_p a_3^2 l_{\text{ш}} = 0,58 \cdot 1^2 \cdot 1,2 = 0,7 \text{ кг.}$$

Длина зарядов: $l_1 = l_2 = Q_1/p = 0,85/1,13 = 0,75$ м; $l_3 = 0,7/1,13 = 0,62$ м. Длина забойки будет не менее 0,45 м, т. е. больше $1/3$ глубины шпура.

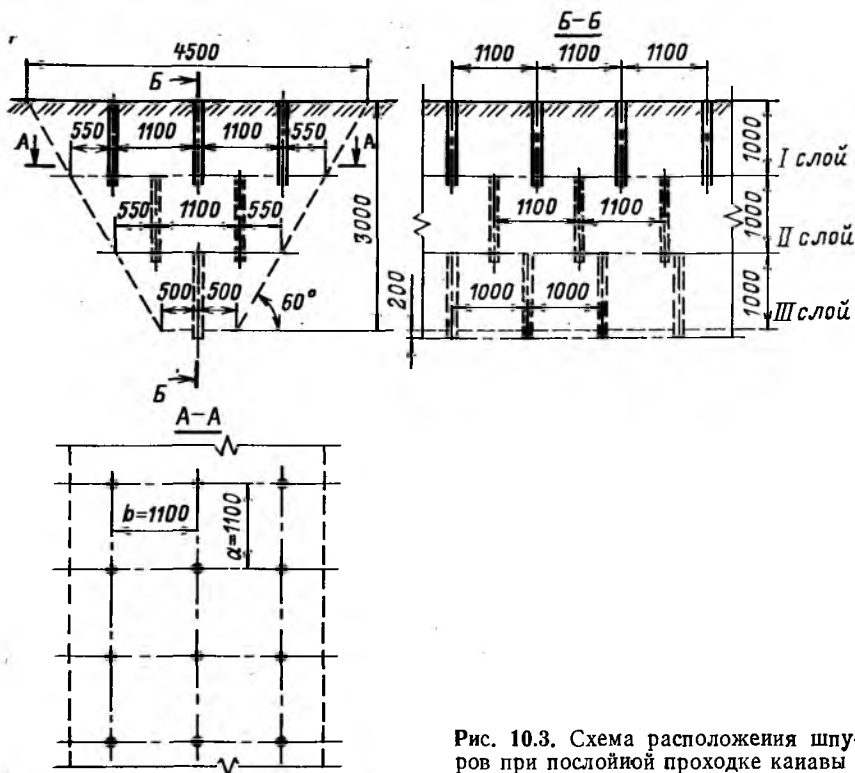


Рис. 10.3. Схема расположения шпуров при послойной проходке канавы

Поскольку для взрывания принят гранулит, то в качестве патронов-боевиков будем применять аммонит № 6ЖВ. Способ взрывания может быть принят электрический или огневой. Расположение шпуров по сечениям канавы приведено на рис. 10.3.

Рассчитаем некоторые технико-экономические показатели. Площадь сечения канавы $8,25 \text{ м}^2$. При огневом способе взрывания принимаем длину зажигательной трубки равной 2 м. Расход ВВ на 1 м канавы $q = (0,85 \cdot 3)/1,1 + (0,85 \cdot 2)/1,1 + 0,7/1 = 4,84 \text{ кг/м}$; Расход ОША $L = 6/1,1 + 4/1,1 + 2 = 11,1 \text{ м/м}$; расход КД на 1 м — 5,45; длина шпуров на 1 м канавы — 6,5 м.

Фактический удельный расход ВВ в пересчете на гранулит АС-8, если считать, что породы в сечении канавы будут разрыхлены взрывом полностью, $q_f = Q_f/Sa = (5 \cdot 0,85 + 1 \cdot 0,7)/8,25 \cdot 1,1 = 0,55 \text{ кг/м}^3$.

10.3. Рыхление уступов

При эксплуатационной разведке иногда приходится вести взрывные работы с целью рыхления уступов при попутной добыче руды и кристаллосырья. Рыхление производят зарядами, которые располагают в шпурах или скважинах при двух сво-

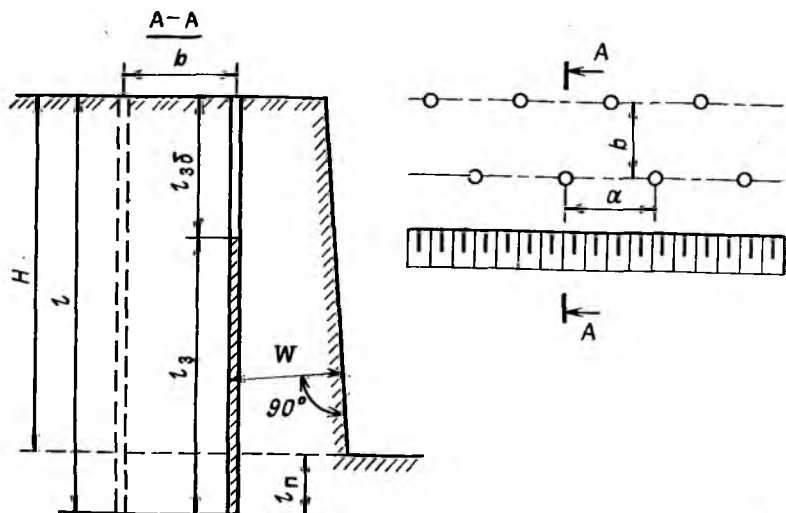


Рис. 10.4. Схема к расчету зарядов рыхления при двух свободных поверхностях

бодных поверхностях уступа (рис. 10.4). Расчет удлиненных зарядов рыхления при двух свободных поверхностях ведется исходя из величины взрываемого объема при условии, что л. н. с. равна расстоянию между зарядами в ряду, т. е. $W=b$. В этом случае при многорядном взрывании коэффициент сближения зарядов $m=a/W$. Масса одного заряда

$$Q_3 = q_p W a H = q_p m W^2 H, \quad (10.18)$$

где H — высота уступа (взрываемого слоя), м.

Масса удлиненного заряда, выраженная через вместимость скважины (шпура),

$$Q_3 = \rho l_3 = \rho l K_3, \quad (10.19)$$

где K_3 — коэффициент заполнения, равный 0,7—0,8; l — длина скважины (шпура), м.

Приравняв формулы (10.18) и (10.19), получаем

$$W = \sqrt{\rho l K_3 / (q_p m H)}. \quad (10.20)$$

Расстояние между двумя смежными скважинами $a = (0,7 \div 1) W$.

ПРИМЕР. Определим расстояние между шпурами для рыхления уступа высотой $H=4$ м, сложенного породами IX категории по СНиП, при диаметре шпура $d=0,04$ м. В качестве ВВ принят гранулит АС-8. Из предыдущего примера удельный расход $q_p=0,58$ кг/м³ и вместимость 1 м шпура $\rho=1,13$ кг.

Решение. Длину перебуря принимаем $l_n=10d$, $d=0,4$ м, тогда длина шпура составит $l=H+l_n=4,4$ м.

Принимаем $K_3=0,7$, $m=1$ и рассчитываем л. н. с. по формуле (10.20):

$$W = \sqrt{1,13 \cdot 4,4 \cdot 0,7 / (0,58 \cdot 1 \cdot 4)} = 1,3 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем расстояние между шпурами $a = b = W = 1,3$ м. Масса каждого из зарядов

$$Q_3 = \rho l K_3 = 1,13 \cdot 4,4 \cdot 0,7 = 3,5 \text{ кг.}$$

Проверяем фактический удельный расход ВВ:

$$q = Q_3 / Hab = 3,5 / 4 \cdot 1,3 \cdot 1,3 = 0,52 \text{ кг/м}^3.$$

Считаем, что расчет выполнен правильно. Окончательно параметры буровзрывных работ могут быть уточнены только после опытных взрывов.

10.4. Расчет параметров буровзрывных работ при проведении подземных выработок

До проведения выработки составляется паспорт буровзрывных работ, представляющий собой технический документ (инструктивную карту), регламентирующий порядок производства взрывных работ шпуровым методом. Паспорт буровзрывных работ для подземных условий должен включать:

схему расположения шпуров в забое, исключающую возможность подрыва или обнажения зарядов при разновременном их взрывании; число шпуров и их глубину; массу зарядов в каждом шпуре; наименование ВВ и средств взрывания (СВ); число серий взрывания и последовательность; материал забойки и ее величину;

указание о месте укрытия взрывника и рабочих на время взрыва;

время на проветривание забоя.

Схема расположения шпуров в забое приводится в трех проекциях для горизонтальной выработки и в двух проекциях для вертикальной, с указанием нумерации шпуров по очередности взрывания в них зарядов. Приводится конструкция заряда в шпуре. Данные о длинах шпуров, углах их наклона и массах зарядов в них сводятся в прилагаемую к паспорту таблицу. Приводится также таблица технико-экономических показателей, в которой указывается площадь сечения выработки, условия взрывания, наименование и число бурильных машин, тип и расход взрывчатого вещества и др. Паспорт составляется после опытных взрывов, проводимых по расчетным данным. Он считается пригодным в том случае, если в результате взрыва достигается к. и. ш. не менее 0,85—0,87, приемлемая кусковатость для производительной работы погрузочных машин (при отсутствии переизмельчения пород), хорошее оконтуривание выработки с минимальным перебором и компактный развал породы (исключается разброс на большом расстоянии от забоя).

Паспорт утверждается главным инженером разведочной партии или экспедиции. С паспортом буровзрывных работ должны быть ознакомлены под расписку инженерно-технические работники данного участка, а также персонал, выполняющий буровзрывные работы. Для аналогичных условий паспорт буровзрывных работ может быть общим (типовым).

Разработка паспорта БВР осуществляется в нижеприведенной последовательности.

Выбор ВВ. Выбор ВВ производится по перечню рекомендуемых взрывчатых веществ. Наибольшее распространение получили ВВ на основе аммиачной селитры порошкообразные в патронированном виде или россыпные гранулированные. При ориентировочном выборе ВВ для применения в относительно монолитных породах можно руководствоваться коэффициентом крепости пород по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова: при $f = 12 \div 14$ наиболее часто применяют аммонит № 6ЖВ, в породах с $f > 14 \div 17$ находит применение детонит М, а в очень крепких трудновзрываемих породах применяют скальный аммонит № 1. Следует учитывать, что детонит М и скальный аммонит № 1 являются дорогостоящими ВВ по сравнению с аммонитом № 6ЖВ. Кроме того, детонит М более опасен в обращении. Поэтому при наличии в забое хорошо развитой трещиноватости при весьма крепких породах (при $f > 14$) стремятся найти возможность использования аммонита № 6ЖВ, прибегая к некоторому увеличению удельного расхода ВВ.

Удельный расход ВВ рекомендуется определять на основании опытных взрывов. Для ориентировочного нахождения удельного расхода аммонита № 6ЖВ в забоях с одной открытой поверхностью можно воспользоваться данными табл. 10.2.

При этом следует учитывать, что удельный расход ВВ приведен на взорванный, а не на взрываемиый объем породы. Расход ВВ на взрываемиый объем будет меньше на величину коэффициента использования шпура $q = q_1 \eta$ (здесь q_1 — удельный расход ВВ по данным табл. 10.2, η — к. и. ш., составляющий не менее 0,85).

После определения глубины шпуров, выбора типа вруба и распределения шпуров по забою определяют расход ВВ на расчетную величину подвигания забоя

$$Q = q S_{\text{ш}} l_{\text{ш}}, \quad (10.21)$$

где $S_{\text{ш}}$ — площадь поперечного сечения выработки вчерне (проектный размер в проходке), м^2 ; $l_{\text{ш}}$ — глубина шпура, м.

Средняя масса заряда на один шпур $q_{\text{с}} = Q/N$ (здесь N — число заряжаемых шпуров). Массу заряда во врубовом шпуре принимают на 20% больше; $q_{\text{в}} = 1,2 q_{\text{с}}$. Во вспомогательных и отбойных шпурах масса заряда равна средней массе. В оконтуривающих шпурах, расположенных у кровли, массу заряда принимают равной средней или 0,8 ее, в остальных — средней. Иногда для лучшей проработки зарядами почвы выработки массу заря-

ТАБЛИЦА 10.2

Категория пород по СНиП	Коэффициент крепости пород	Расход ВВ на 1 м ³ взорванной породы в массиве (кг) при площади сечения выработки в проходке, м ²		
		до 5	до 7	до 10
II и IV	1,5	1,5	1,23	0,95
V	2—3	1,4	1,2	1,0
VI—VII	4—6	1,92	1,74	1,55
VIII	7—9	3,0	2,73	2,45
IX	10—14	4,2	3,83	3,45
X	15—18	4,5	4,28	4,05
XI	19—20	5,0	4,75	4,5

дов в почвенных шпурах увеличивают на 10—15% по сравнению со средней массой или уменьшают расстояние между шпурами.

После размещения зарядов, исходя из целого числа патронов (при патронированных ВВ), подсчитывают фактический удельный расход ВВ, который не должен отличаться от расчетного более чем на 5—10%.

Завершают разработку паспорта БВР выбором способа взрывания, расчетом интервалов замедления, взрывной сети и технико-экономических показателей.

Ниже приведен пример разработки типового паспорта БВР для подземных геологоразведочных выработок.

ПРИМЕР. Составим паспорт БВР на проведение горизонтальной разведочной выработки площадью сечения в черне $S_q = 6,5 \text{ м}^2$ в породах с $f=14$, длиной 700 м. Выработка не опасна по газу или пыли, срок проведения выработки — 3,5 мес.

Решение. Принимаем к. и. ш. $\eta=0,87$. В качестве основного ВВ выбираем гранулит АС-8В, относительный коэффициент работоспособности которого $e=0,89$.

Удельный расход аммонита № 6ЖВ на взорванный объем породы составляет от 3,83 до 4,2 кг/м³ при изменении площади сечения выработки от 5 до 7 м² (см. табл. 10.2). Принимаем $q_1=4 \text{ кг/м}^3$, тогда удельный расход ВВ на взрываваемый объем для гранулита АС-8В

$$q = q_1 e \eta = 4 \cdot 0,89 \cdot 0,87 = 3 \text{ кг/м}^3.$$

Для патронов-боевиков принимаем патронированный аммонит № 6ЖВ и электрический способ взрывания, обеспечивающий лучшее дробление породы и более высокий к. и. ш.

Определяем глубину шпуров по формуле (3.2):

$$l_{\text{ш}} = L / (t_p t_c n_{\text{см}} n_{\text{д}} \eta) = 700 / (25 \cdot 3,5 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 0,87) = 2,3 \text{ м}.$$

При расчете глубины шпуров принято четыре смены в сутки и один цикл в смену.

Для бурения шпуров можно принять бурильную установку УБШ-222П порталного типа на рельсовом ходу, имеющую две

бурильных машины ПК-60. Эта установка позволяет пропускать в забой погрузочно-транспортное оборудование. Глубина бурения до 3 м.

Принимаем коэффициент заполнения шпуров $K_3=0,75$ при диаметре заряда 40 мм (см. табл. 3.1).

Рассчитываем число шпуров по формуле (3.1):

$$N = 1,27qS_{\kappa}/(\Delta d^2 K_3) = 1,27 \cdot 3 \cdot 6,5 / (1000 \cdot 0,04^2 \cdot 0,75) = 21$$

(здесь принято: плотность ВВ $\Delta=1000$ кг/м³, диаметр заряда равен диаметру шпура для рассыпного ВВ, а именно $d=0,04$). Окончательно число шпуров принимаем по их расположению.

Выбираем прямой вруб с компенсационными шпурами, позволяющими исключить необходимость увеличения глубины врубовых шпуров по сравнению с глубиной других шпуров комплекта. Наклонные врубовые шпуры при клиновом врубе в данных условиях отбурить нельзя, так как этому будут мешать бока выработки, поскольку длина бурильной машины более 3 м: не будет обеспечен требуемый угол наклона врубовых шпуров.

Число компенсационных шпуров определяем по формуле (3.3):

$$N_0 = (\eta l_{\text{ш}}/A)^3/V_0 = (0,87 \cdot 230/9,35^3)/2900 = 3,$$

где $V_0 = \pi d^2 l_{\text{ш}}/4 = 3,14 \cdot 4^2 \cdot 230/4 = 2900$ см³.

Принимаем вруб, имеющий три заряжаемых и три компенсационных шпура (рис. 10.5). Расстояние между холостым и заряжаемым шпурами $a=2,5d=100$ мм; между заряжаемыми шпурами расстояние $b=5d=200$ мм. Вспомогательные шпуры для расширения вруба располагаем на расстоянии, равном 500 мм.

Л. н. с. между отбойными и оконтуривающими шпурами определяем по формуле

$$W = (p/qm)^{0,5} = (1,26/3 \cdot 1)^{0,5} = 0,65 \text{ м.}$$

Здесь p — вместимость 1 м шпура; $p = \pi d^2 \Delta/4 = 3,14 \cdot 0,04^2 \cdot 1000/4 = 1,26$ кг/м; $m=1$.

Расстояние между отбойными и оконтуривающими зарядами (шпурами) $a_0 = m W = 1 \cdot 0,65 = 0,65$ м. Такое же среднее расстояние принимаем между шпурами, располагаемыми по контуру выработки. Однако, учитывая разную степень трудности работы заряда в кровле и почве выработки, шпуры располагаем на расстояниях: в кровле — через 800—850 мм, в боках — через 600 мм, у почвы — через 540—550 мм. Все оконтуривающие шпуры бурятся на расстоянии 150—200 мм от контура выработки. Окончательно принимаем по расположению 24 заряжаемых шпура, в том числе один шпур для рыхления почвы под канавку. Кроме заряжаемых, принято три компенсационных шпура, а всего в забое 28 шпуров. Забои оконтуривающих шпуров выводим за контур выработки на 50—70 мм во избежание уменьшения площади поперечного сечения выработки в крепких поро-

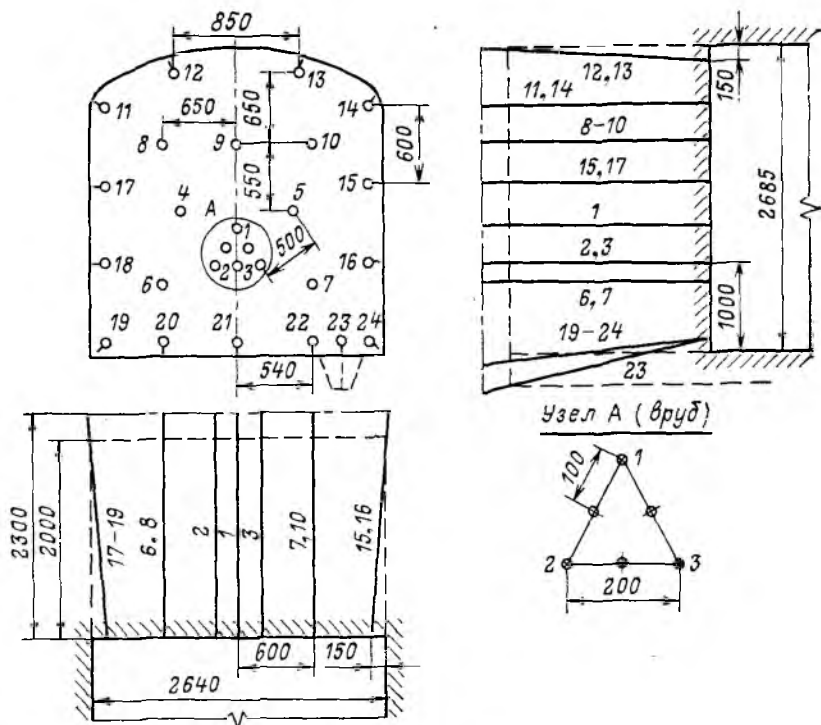


Рис. 10.5. Схема расположения шпуров в забое

дах. На схеме расположения шпуров принято 6 врубовых шпуров, четыре вспомогательных (4—7), при отбойных (8—10), 13 оконтуривающих (11—24) и один шпур (23) под канавку.

Длина шпуров, кроме оконтуривающих, $l = 2,3$ м, длина оконтуривающего шпура $l_o = l_{\text{ш}} / \sin 85^\circ = 2,35$ м.

Подвигание забоя за взрыв составит $l_v = l_{\text{ш}} \eta = 2,3 \cdot 0,87 = 2$ м. Суммарная длина всех шпуров $L_{\text{ш}} = 62,7$ м.

Требуемый расход ВВ на цикл $Q = q S_{\text{ш}} l_{\text{ш}} = 3 \cdot 6,5 \cdot 2,3 = 44,8$ кг. Средняя масса заряда на заряжаемый шпур (без учета шпура 23) $q_c = Q/24 = 1,87$ кг; массы зарядов: во врубовом шпуре $q_v = 1,2 q_c = 2,25$ кг, в оконтуривающих шпурах у кровли и в боках выработки $q_o = (0,9 \div 1) q_c = 1,7$ кг, во вспомогательном и отбойном шпурах $q_{ov} = q_c = 1,9$ кг, в почвенных шпурах $q_n = 1,1 q_c = 2$ кг.

Фактический расход ВВ (с учетом заряда в шпуре под канавку массой 0,5 кг) $Q_{\text{ф}} = 44,3$ кг, из них 4,8 кг аммонита № 6ЖВ (по 0,2 кг на каждый заряд для патронов-боевиков).

Для заряжания шпуров гранулитом принимаем пневмозарядчик «ЗП-2». Выбираем средства взрывания и рассчитываем взрывную сеть. Нами принят электрический способ взрывания

электродетонаторами короткозамедленного действия. Принимаем для врубовых шпуров электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8П, в остальных шпурах используем электродетонаторы серии ЭДКЗ-ПМ-15 и взрываем заряды в шпурах 4—7 с замедлением 15 мс, в шпурах 8—10 — с замедлением 30 мс, в шпурах 11—18 — с замедлением 45 мс и в остальных шпурах (19—24) — с замедлением 60 мс. Для расчета взрывной сети принимаем последовательное соединение ЭД, сопротивление каждого ЭД $r_d = 3,5$ Ом. Место укрытия взрывника расположено на расстоянии $L = 250$ м от забоя. Используем магистральный провод ВМВ-0,75 площадью сечения $0,75 \text{ мм}^2$. Для сохранения магистрального провода предусматриваем участковые провода длиной 12 м марки ВМВ-0,5. В качестве источника тока применяем взрывной прибор ПИВ-100М.

Сопротивление медных магистральных R_m и участковых r_y проводов

$$R_m = \rho L / S_1 = 0,0184 \cdot 2 \cdot 250 / 0,75 = 12,3 \text{ Ом};$$

$$r_y = \rho 2l_y / S_2 = 0,0184 \cdot 2 \cdot 12 / 0,5 = 0,9 \text{ Ом}.$$

Здесь $\rho = 0,0184 \text{ Ом м/мм}^2$ — удельное сопротивление медных проводов.

Ток, проходящий через каждый ЭД,

$$I = I = U / (R_m + r_y + r_d N) = 600 / (12,3 + 0,9 + 3,5 \cdot 24) = 6 \text{ А},$$

что более гарантийного тока, равного 1 А.

Рассчитываем технико-экономические показатели буровзрывных работ. Расход ВВ на 1 м и 1 м³ выработки:

$$q_1 = Q_{\Phi} / l_y = 44,3 / 2 = 22,15 \text{ кг/м};$$

$$q_2 = q_1 / S_{\text{ч}} = 22,15 / 6,5 = 3,4 \text{ кг/м}^3 \text{ (на взорванный объем)}.$$

Длина шпуров на 1 м выработки

$$l = L_{\text{ш}} / l_y = 62,7 / 2 = 31,35 \text{ м}.$$

Расход ЭД на 1 м и 1 м³ соответственно составит 12 и 1,85.

Выход породы за взрыв (в массиве) $V = S_{\text{ч}} l_y = 6,5 \cdot 2 = 13 \text{ м}^3$.

Составляем таблицу расположения шпуров (табл. 10.3).

ТАБЛИЦА 10.3

№ шпуров, взрывааемых за один прием	Длина каждого шпура, м	Угол наклона шпуров, градус, в проекциях		Масса заряда каждого шпура, кг	Очередность взрывания, степень замедления, мс, и электродетонатор
		II	III		
1—3	2,3	90	90	2,2	I; 0; ЭД-8П
4—7	2,3	90	90	2,2	II; 15; ЭДКЗ-15
8—10	2,3	90	90	1,9	III; 30; ЭДКЗ-15
11—18	2,35	85	85	1,7	IV; 45; ЭДКЗ-15
19—24	2,35	85	85	2,0	V; 60; ЭДКЗ-15

Технико-экономические показатели буровзрывных работ приведены ниже.

Категория шахты — не опасная по газу и пыли	
Площадь сечения выработки, м ²	6,5
Коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову	14
Число бурильных установок 2УБШ-222П с бурильными машинами ПК-60	1
Диаметр коронки ККП-40, мм	40
Число шпуров на цикл (в том числе заряжаемых)	28(24)
Глубина шпура, м	2,3
Длина шпуров на цикл, м	62,6
Коэффициент использования шпура	0,87
Расход ВВ за цикл, кг	44,3
Расход электродетонаторов:	
за цикл	24
на 1 м выработки	12
Тип электродетонаторов	ЭД-8П и ЭДКЗ-ПМ-15
Подвигание забоя за цикл, м	2
Выход породы за цикл (в массиве), м ³	13
Число взрывных приборов ПИБ-100 М	1

Таблица расположения шпуров, технико-экономические показатели буровзрывных работ и схема расположения шпуров входят в паспорт буровзрывных работ.

10.5. Безопасные условия ведения взрывных работ

При определении безопасных расстояний до места взрыва следует пользоваться расчетным методом, который рекомендован Едиными правилами безопасности при взрывных работах. Безопасными следует считать расстояния, которые больше радиусов зоны опасных воздействий, поражающего и разрушительного действия взрыва. К таким воздействиям относятся сейсмические, разлет кусков, воздушная волна и непосредственное воздействие взрыва. При расчете безопасных расстояний учитывается степень воздействия взрыва на охраняемый объект. Так, для зданий и сооружений наиболее опасным является сейсмическое действие и ударная волна; для людей — поражающее действие воздушной волны и разлет кусков породы. Безопасное расстояние для людей принимается наибольшим из расчета безопасных расстояний по воздушной волне и разлету кусков породы. При хранении взрывчатых веществ и средств взрывания в хранилищах, штабелях на поверхности или в камерах и ячейках в подземных условиях устанавливаются безопасные расстояния, обеспечивающие невозможность детонации от одного заряда хранилища (камеры) к другому.

Поскольку при поисковой и детальной разведке как на поверхности, так и под землей количество одновременно взрываемого ВВ является относительно небольшим и взрывные работы ведутся вдали от охраняемых зданий или сооружений, в данном

параграфе не рассматривается сейсмическое воздействие взрыва на здания.

Безопасные расстояния для людей по поражающему действию воздушной волны, газовому фактору и разлету кусков должны быть такими, чтобы исключить несчастные случаи. Поэтому за безопасные расстояния для людей принимаются наибольшие из рассчитанных по действию ударной волны, газовому фактору и разлету кусков.

Безопасные расстояния для людей на открытой поверхности должны быть не менее указанных ниже.

Виды и методы взрывных работ

Минимально допустимые радиусы опасных зон, м

Взрывание на открытых работах в грунтах и скальных породах:

методом наружных зарядов при суммарной величине взрываемых зарядов не более 20 кг	300
методом шпуровых зарядов	200
методом котловых зарядов или рукавов:	
на ровной местности	200
в кособорных условиях	300
методом скважинных зарядов при взрывании с забойкой	По проекту или паспорту, но не менее 200 м
Дробление валунов зарядами в подкопах	400
Корчевка пней	200
Простреливание шпуров	По проекту, но не менее 50 м
Простреливание скважин для котловых зарядов	То же, но не менее 100 м
Взрывы для сейсмической разведки:	
в шпурах на поверхности	То же, но не менее 100 м
в скважинах	То же, но не менее 300 м

Масса одновременно взрываемых (детонирующим шнуром или электродетонаторами мгновенного действия) наружных зарядов на дневной поверхности не должна превышать 20 кг.

Граница опасной зоны при взрыве на поверхности отмечается условными знаками. В период заряжения и взрыва выставляются посты охраны из проинструктированных рабочих, которые охраняют пути, ведущие к месту производства взрывных работ. Посты устанавливают на дорогах и тропях таким образом, чтобы каждый пост находился в поле зрения со смежными. Производство взрывных работ сопровождается звуковыми сигналами в дневное время суток, а в темное время, кроме звуковых, подаются такие световые сигналы, которые должны быть видимыми на границах опасных зон и всем постам охранения. С сигналами должны быть ознакомлены все работающие на данном предприятии. Виды звуковых сигналов и их значения регламентированы Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

При ведении взрывных работ в подземных выработках безопасные расстояния для людей должны быть рассчитаны по поражающему действию воздушной волны и разлету кусков породы, а при массовых взрывах на добычных работах — по газовому фактору (если масса взрываемых зарядов составляет 100 т и более).

При проведении подземных выработок количество одновременно взрываемого ВВ не превышает $Q_{\phi} \leq 40(60)$ кг. Заряды взрываются в шпурах не одновременно, поэтому действие ударной волны на человека незначительно. Если принять, что все количество ВВ в забое взрывается одновременно, а заряд наружный (накладной), то опасная зона по действию воздушной волны $R_{\text{в}} = 15 \sqrt[3]{Q_{\phi}} = 15 \sqrt[3]{60} = 60$ м. Учитывая направленность воздушной волны по выработке, это расстояние должно быть удвоено и составит 120 м. В связи со стесненными условиями (взрывание в массиве, небольшие размеры выработки) максимальный разлет кусков наблюдается при клиновых врубах и обычно не превышает несколько десятков метров из-за многократных соударений о поверхность выработки. Таким образом, вполне безопасным можно считать расстояние для взрывника в прямой выработке, равное 120 м. Хорошим местом укрытия взрывника можно считать ответвления от проводимой выработки (рассечку, орт и др.). В этом случае безопасное расстояние меньше. Кровля над местом укрытия взрывника должна быть закреплена во избежание падения кусков с нее при сейсмических колебаниях породного массива при взрыве. В местах, где отход взрывника затруднен, а также в вертикальных и наклонных выработках должен применяться электрический или электроогневой способ взрывания (последний способ применим только в шахтах, не опасных по газу и пыли). В подземных выработках перед заряданием шпуров посты охраны выставляются в местах подступов к забою. В выработках, по которым направляются газообразные продукты взрыва, посты не выставляются. Эти выработки закрепляются досками, и вывешивается надпись, запрещающая вход в них. После окончания взрывных работ и проветривания забоя надпись снимается и доски убираются.

Звуковые сигналы при ведении взрывных работ в подземных условиях подаются свистком. Подача сигналов голосом запрещается. Сигналов должно быть три. Первый сигнал — предупредительный (один продолжительный). Все люди, не занятые заряданием, должны быть удалены за пределы опасной зоны или в безопасное место, а у мест возможного входа в опасную зону должны быть выставлены посты охраны. После окончания работ по заряданию и удалению связанных с этим лиц взрывником производится монтаж электровзрывной сети, а также проверка исправности ее с безопасного места. Второй сигнал — боевой (два продолжительных). По этому сигналу взрывник зажигает огнепроводные шнуры и удаляется в укрытие или за пределы опасной зоны, а при электрическом взрывании вклю-

чает ток. Третий сигнал — отбор (три коротких) — подается после осмотра места взрыва и означает окончание взрывных работ.

Допуск рабочих к месту взрыва разрешается взрывником и ответственным за ведение взрывных работ, если установлено, что отсутствуют невзорвавшиеся заряды и работа безопасна.

11. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ И ВЕДЕНИЮ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

11.1. Персонал для взрывных работ

Персонал для взрывных работ можно условно разделить на лиц, руководящих взрывными работами, и лиц, производящих взрывные работы и работы, связанные с хранением ВМ.

Руководство взрывными работами возлагается на специально выделенное приказом лицо либо на технического руководителя предприятия, а при подрядном способе — на руководителя взрывных работ подрядной организации или назначенное им лицо.

К руководству взрывными работами, согласно решению междуведомственного совета по взрывному делу, допускаются горные инженеры и техники, а также специалисты взрывного дела, окончившие специальные учебные заведения или курсы, дающие право руководить взрывными работами, только при наличии у них «Единой книжки взрывника». Упомянутые специалисты «Единую книжку взрывника» могут получить после обучения по специальной программе, включающей теоретическую подготовку и практические занятия с последующей сдачей экзамена квалификационной комиссии под председательством представителя местного органа госгортехнадзора. Месячный срок стажировки под руководством взрывника в этом случае не проходится, а в «Единой книжке взрывника» делается запись о том, что стажировка не проводилась и прав на самостоятельное производство взрывных работ специалист не имеет.

Следует отметить, что молодые специалисты — горные инженеры и техники, а также лица, окончившие специальные учебные заведения или курсы, дающие право руководить взрывными работами, — могут осуществлять руководство взрывными работами только при наличии у них «Единой книжки взрывника», которая может быть получена либо в учебном заведении, либо на предприятии (организации) в порядке, изложенном выше.

Разработан перечень должностей инженерно-технических работников и мастеров — руководителей взрывных работ, которые должны иметь «Единую книжку взрывника».

На шахтах, рудниках, приисках, карьерах, разрезах, объектах гидротехнического строительства и других «Единую книжку взрывника» должны иметь начальники участков (цехов), их помощники и заместители, начальники участков и служб буро-

взрывных работ, начальники участков горно-капитальных работ и их заместители, инженеры по технике безопасности, начальники смен, горные мастера, начальники проходки и их заместители, а в геологических и геофизических организациях (экспедициях, партиях, отрядах) — прорабы горных и буровых работ, начальники участков и цехов и их заместители, начальники смен, горные и буровые мастера, операторы-геофизики и инженеры служб по технике безопасности.

Если взрывные работы производятся подрядным способом, то «Единую книжку взрывника» должны иметь начальники спецуправления и их заместители, начальники участков и их заместители, главные инженеры и начальники производственно-технических отделов спецуправлений, инженеры по технике безопасности, старшие прорабы и мастера.

К производству взрывных работ допускаются лица, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и имеющие «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника)».

К сдаче экзаменов на получение «Единой книжки взрывника» допускаются лица определенного возраста и образования, имеющие стаж не менее одного года на открытых (других) горных работах или на проходке подземных горных выработок и в очистных забоях.

Ведение взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только мастерам-взрывникам.

К сдаче экзаменов на получение «Единой книжки мастера-взрывника» допускаются лица определенного возраста и образования, имеющие стаж подземных работ на проходке горных выработок и в очистных забоях не менее двух лет, окончившие специальные курсы при горных техникумах, учебно-курсовых комбинатах по специальной программе, согласованной с Госгортехнадзором СССР.

Лица, имеющие квалификацию горного техника эксплуатационной и шахтостроительной специальности, проработавшие на подземных работах по проходке горных выработок или в очистных забоях не менее одного года, допускаются к сдаче экзаменов на получение «Единой книжки мастера-взрывника» без обучения на курсах.

Заведующими складами ВМ разрешается назначать лиц, имеющих право руководства взрывными работами, а также лиц, окончивших вузы или техникумы по специальности технологии производства ВВ.

Заведующими складами ВМ могут назначаться также лица, имеющие право производства взрывных работ, прошедшие дополнительную подготовку по специальной программе и имеющие удостоверение по установленной форме.

В отдельных случаях обязанности заведующего складом ВМ может по совместительству выполнять технический персонал, имеющий право руководства взрывными работами. Взрывникам,

производящим взрывные работы, выполнять обязанности заведующего складом не разрешается.

На передвижных складах ВМ обязанности заведующего складом могут возлагаться по совместительству на лицо охраны, шофера и др., прошедших подготовку по программе для заведующих складами ВМ.

Раздатчиками складов ВМ, в обязанности которых входит непосредственный прием ВМ, поступающих в склад и выдача их с записью в книгах учета, могут назначаться лица, прошедшие подготовку по программе для заведующих складами. Обязанности раздатчиков ВМ могут выполнять взрывники (мастера-взрывники), прошедшие пятидневное стажирование в этой должности.

Лаборантами складов ВМ назначаются лица, сдавшие экзамен по специальной программе и имеющие удостоверение специальной формы.

11.2. Порядок получения разрешений на производство взрывных работ, хранение и перевозку взрывчатых материалов

Разрешение на право производства взрывных работ выдается органами Госгортехнадзора СССР или горнотехнической инспекцией министерства (ведомства) на основании заявления предприятия (организации), на котором предполагается производить взрывные работы, или специализированной подрядной организации.

В заявлении указывается:

название предприятия (организации) и его подчиненность;

характер и методы взрывных работ с указанием сроков их проведения;

сведения о руководителе взрывных работ (фамилия, имя, отчество и должность);

сведения о складе, на котором будут храниться ВМ (название, принадлежность и тип склада).

Кроме того, к заявлению прилагаются копия диплома или удостоверение руководителя взрывных работ, дающее право руководства взрывными работами, а также ряд документов: выкопировки из плана местности (при ведении взрывных работ на дневной поверхности) с нанесением мест производства взрывных работ, границ опасной зоны, окружающих жилых и технических сооружений в пределах опасной зоны или на ее границах. Если взрывные работы предполагается вести в населенных пунктах, то необходимо приложить проект производства взрыва. При ведении работ в подземных условиях указывается опасность по газу или пыли.

Разрешение на право производства взрывных работ выдается без указания срока, за исключением случаев для кратковре-

менных и разовых работ, когда разрешение выдается только на срок их производства.

Однако при смене руководителя разрешение должно быть заменено.

Предприятие (организация) может получить разрешение на приобретение или на приобретение и перевозку ВМ одновременно в органах милиции только при наличии специального свидетельства на право приобретения ВМ. Такое свидетельство выдается органами Госгортехнадзора СССР или горнотехнической инспекцией министерства (ведомства) по заявлению предприятия (организации). В заявлении указывается количество и название ВМ, вид взрывных работ и предприятие, на котором будут использованы ВМ. Указывается также место хранения ВМ, срок использования и ежемесячный расход его.

Свидетельства на приобретение ВМ и разрешение на приобретение и перевозку ВМ выдаются на имя предприятия (организации), ведущего взрывные работы, или на имя подрядной организации.

11.3. Общие правила ведения взрывных работ

Взрывание зарядов ВВ должно производиться по проектам или паспортам.

Взрывание камерных и скважинных зарядов производится по проектам, составляемым на каждый взрыв. При систематическом взрывании таких зарядов можно пользоваться типовыми проектами, которые следует корректировать в соответствии с фактическим расположением камер или скважин. Взрывание шпуров и наружных зарядов производится по паспортам.

Массовые взрывы следует производить в строгом соответствии с типовой инструкцией, утвержденной вышестоящими хозяйственными организациями по согласованию с управлением округа госгортехнадзора союзной республики. Едиными правилами безопасности при взрывных работах определено содержание понятия «массовый взрыв» применительно к подземному и открытому способам разработки.

Так, массовым взрывом на подземных работах считается такой взрыв, при осуществлении которого для проветривания и возобновления работ на участке (шахте, руднике) требуется времени больше, чем это предусмотрено в расчете при повседневной организации работ.

На открытых горных работах под массовым взрывом следует понимать одновременное взрывание смонтированных в общую взрывную сеть нескольких скважинных, котловых или камерных зарядов, независимо от длины заряжаемой выработки, а также единичных зарядов в выработках длиной более 10 м.

Проекты утверждаются директором (начальником) предприятия, на котором ведутся взрывные работы, или по согласо-

ванию с ним главным инженером организации, ведущей взрывные работы.

Паспорта буровзрывных работ утверждаются директором (начальником) рудника, шахты, карьера и т. п. или руководителем взрывных работ. С паспортом должны быть ознакомлены все инженерно-технические работники участка, а также персонал, выполняющий буровзрывные работы.

Во всех случаях перед началом взрывных работ устанавливаются границы опасной зоны, которые отмечаются на местности условными знаками. На время взрывных работ на границах этих зон выставляются посты охраны. В подземных условиях они должны быть выставлены еще до заряжания шпуров.

В светлое время суток при проведении взрывных работ на открытых работах и в подземных условиях подаются хорошо слышимые звуковые сигналы, а в темное время суток — звуковые и световые сигналы. Запрещается подача сигнала голосом.

Звуковые сигналы подаются взрывником (мастером-взрывником) или руководителем взрывных работ, если одновременно работает несколько взрывников. Сигналы подаются в следующем порядке.

Первый сигнал — предупредительный (один продолжительный). По этому сигналу все люди, не занятые заряджанием и взрыванием, удаляются за пределы опасной зоны или в безопасное место, заранее указанное ответственным за ведение взрывных работ, и выставляются посты охраны.

После окончания заряджания и удаления связанных с этим лиц взрывники приступают к монтажу взрывной сети и проверяют ее исправность с безопасного места.

Второй сигнал — боевой (два продолжительных). По этому сигналу взрывники зажигают ОШ и удаляются в укрытия или за пределы опасной зоны, а при электрическом взрывании включают ток в электровзрывную сеть из укрытия.

Третий сигнал — отбой (три коротких) подается после осмотра места взрыва и свидетельствует об окончании взрывных работ.

Первый и второй сигналы могут быть объединены в один непрерывного звучания в случае вторичного взрывания с целью дробления негабаритных кусков или ликвидации заторов в выпускных выработках при подземной разработке.

Допуск рабочих к месту взрыва разрешается ответственным за ведение взрывных работ в данной смене только после установления, что работа в месте взрыва безопасна.

11.4. Организация взрывных работ на карьерах

При разбурировании горных массивов с целью взрывной их отбойки взрывные выработки в блоке располагают по паспорту, составленному техотделом рудника (карьероуправления) и утвержденному главным инженером.

Паспорта буровзрывных работ составляют при отбойке пород шпуровыми, скважинными и котловыми зарядами. Они состоят из двух частей: текста с таблицами и графического материала. Для производства взрывов на выброс и сброс составляют специальные проекты. Если работы производят систематически, то можно составлять типовые проекты.

Для установления требуемых (согласно задачам и целям взрыва) параметров буровзрывных работ и других показателей, необходимых для расчета паспорта, составляют специальные проекты опытных взрывов, которые утверждаются главным инженером предприятия. Исходя из результатов опытных взрывов, рассчитывают паспорт или типовой проект. В процессе применения их отрабатывают, после утверждения они становятся официальным документом.

Паспорт или типовой проект должен включать:

- 1) общие сведения о месте производства взрывных работ;
- 2) краткую гидрогеологическую характеристику пород с указанием их свойств;
- 3) опись применяемого бурового оборудования;
- 4) тип применяемого ВВ;
- 5) метод взрывных работ и технику их выполнения;
- 6) схему размещения взрывных выработок в массиве и их размеры (диаметр, глубину и т. д.);
- 7) параметры буровой сетки (расчетную линию сопротивления, расстояние между скважинами и рядами);
- 8) конструкцию и величину зарядов и забойки;
- 9) очередность взрывания и интервал замедления;
- 10) удельный расход ВМ;
- 11) величину радиуса опасной зоны в районе производства взрывных работ по поражающему действию осколков взорванной породы для людей и механизмов;
- 12) выход горной массы с 1 м взрывной выработки;
- 13) допустимые единовременные отступления от паспорта буровзрывных работ в отдельных случаях в связи с изменением гидрогеологических и других условий.

При взрывании котловыми зарядами в паспорте указывают массу заряда для первой и каждой последующей прострелки.

Для разделки негабарита, ликвидации завывшений подошвы, снятия козырьков и нависей в уступах, заоткоски постоянных бортов и т. д. составляют отдельные типовые и специальные проекты. Типовые паспорта и проекты упрощают документацию и более доходчивы для рабочих.

Без утвержденного паспорта или проекта нельзя производить буровых работ, ведение взрывных работ без паспорта (проекта) запрещается. Полноценный паспорт или проект дает возможность персоналу, производящему буровзрывные работы, качественно подготовиться к взрывам в период организации и с меньшими затратами средств и времени достигнуть высокой производительности взрывных работ.

Первоначальным и основным документом любого массового взрыва является технический проект, который включает в себя следующее:

1) выкопировку с маркшейдерских и геологических погоризонтных планов буровых работ отдельных блоков, намеченных к взрыву, с нанесением скважин, типов пород и категорий их по взрываемости, а также положения экскаваторных заходок в данных блоках уступов;

2) выборочные геологические разрезы буровой заходки с характеристикой горных пород;

3) детальное описание пород, подлежащих взрыву, характера их залегания, структуры, обводненности и трещиноватости;

4) расчетную часть проекта взрыва с указанием для каждой скважины фактической высоты уступа, глубины и перебура скважины, а также параметров буровой сетки;

5) расчет заряда на каждую скважину и величину незаряжаемой части скважины;

6) конструкцию зарядов и забойки;

7) схему монтажа взрывной сети и расстановки замедлителей с указанием величины и средств замедления;

8) показатели очередности взрывания групп зарядов по блоку уступа.

Технический проект взрыва, утвержденный горнотехнической инспекцией, дает право на получение ВМ и организацию массового взрыва.

Единым документом, дающим право на производство массового взрыва, является диспоз и ц и я в з р ы в а, которая состоит из организационно-календарного плана работ по безопасному проведению взрыва и ситуационного плана карьера с границами опасной зоны для людей, зданий и сооружений при производстве взрыва. На ситуационный план карьера, как правило, наносится расположение следующих объектов:

взрываемых зарядов;

горнотранспортного оборудования;

транспортных и энергетических коммуникаций;

входящих в опасную зону и примыкающих к ней промышленных зданий и сооружений и жилых поселков.

Организационно-календарный план проведения массового взрыва составляют на основании приказов (их издают за 9 дней до массового взрыва) по горно-обогатительному комбинату, карьероуправлению или предприятию «Взрывпром». В этом плане указываются:

перечень мероприятий по безопасности производства взрыва; ответственные лица;

границы и участки оцепления;

время взрыва и подачи сигналов и т. д.

В диспозиции указывают:

1) время производства взрыва (год, месяц, число и час);

2) ответственного руководителя взрыва и ответственного за технический контроль по выполнению проекта взрыва;

3) ответственного за вывод людей из опасной зоны взрыва и охрану ее живым оцеплением;

4) ответственного за качественную и своевременную подготовку скважин к взрыву;

5) ответственного за вызов горноспасательного взвода и допуск людей на блок после взрыва;

6) ответственного за вывод из опасной зоны механизмов и их сохранность;

7) ответственного за освещение взрываемых блоков и исправность звуковых сирен;

8) ответственного за круглосуточную охрану ВМ и заряженных скважин;

9) ответственного за оповещение населения близлежащих поселков о взрыве.

Кроме того, к диспозиции прилагаются следующие материалы:

1) данные метеосводки (направление ветра, погода и т. д.);

2) сигналы и распорядок производства взрыва;

3) местонахождение минной станции;

4) организация охраны ВМ и опасной зоны (число людей в охране, время выставления оцепления, удаления людей из карьера и допуска к рабочим местам после отбоя);

5) прочие чертежи (или отдельные детали), если они требуются условиями работ;

6) мероприятия по обнаружению и ликвидации отказов.

Различают диспозицию взрыва общую и на каждый блок уступа в отдельности. В диспозиции, составленной на определенный блок, указывается:

1) время заряжания и производства взрыва;

2) расчетное количество ВВ и средств взрывания;

3) количество взрываемых скважин, их общая и средняя глубина;

4) удельный заряд ВВ;

5) общий объем горной породы и выход ее с 1 м скважины;

6) способ взрывания, интервалы и число ступеней замедления;

7) средства осуществления замедлений и максимальная масса ВВ в одной ступени замедления.

В сводной диспозиции взрыва приводятся:

1) опасная зона по разлету породы, действию воздушной волны и вредному сейсмическому действию взрыва;

2) сводная схема очередности взрывания блоков;

3) сводные показатели очередности взрывания групп зарядов по всем блокам уступов.

Диспозиция взрыва обязательно согласовывается и утверждается горнотехнической инспекцией округа госгортехнадзора республики.

11.5. Организация массового взрыва на подземных работах

Массовый взрыв должен производиться в строгом соответствии с проектом на ведение подземных горных работ. На каждый взрыв составляется диспозиция.

В первом разделе диспозиции «Общая характеристика взрываемого блока» дается описание применяемого варианта системы разработки, применяемых видов крепления и способа разбуривания массива, приводится число скважин и общая их длина.

Во втором разделе «Взрывчатые вещества и средства взрывания» дается обоснование выбора типа ВВ и средств взрывания и выполняется расчет их потребного количества.

В третьем разделе «Организация доставки взрывчатых веществ» приводится дата начала доставки ВМ в шахту и подробные маршруты их транспортирования к местам заряжания.

В четвертом разделе «Коммутация и расчет взрывной сети» дается характеристика коммутации взрывной сети применительно к конкретным условиям, производится выбор схемы взрывания и расчет электровзрывной сети.

В пятом разделе «Мероприятия по организации взрыва» приводятся должности и фамилии начальника массового взрыва, а также ответственных за доставку ВМ к местам заряжания, за готовность вентиляционных путей для проветривания блока (панели), за качество разбуривания массива и за монтаж взрывной сети. В этом же разделе даются указания начальнику вентиляции шахты и начальнику участка, на котором осуществляется массовый взрыв, о сроках ознакомления представителей горноспасательного отряда с местом проведения взрыва и составлении плана ликвидации аварий после взрыва.

В шестом разделе «Дата и время взрыва» определяются дата и время начала и окончания заряжания, а также дата и время производства массового взрыва.

В седьмом разделе «Мероприятия по производству взрыва» даются указания о выводе людей на поверхность из смежных участков и шахт, о проветривании шахты и блока после массового взрыва, а также о допуске представителей горноспасательного отряда в шахту для осмотра и отбора проб в районе взрыва. В этом же разделе устанавливается порядок допуска рабочих на участок взрыва и на смежные участки.

В восьмом разделе «Проветривание района взрыва» приводится расчет необходимого времени для проветривания района взрыва и шахты в целом.

11.6. Отказы и способы их ликвидации

Невзорвавшийся заряд ВВ называют отказом.

Если после взрыва будет обнаружен отказ (или возникло подозрение на него), то взрывник должен немедленно установить отличительный знак «Отказ! Опасно!» на открытых рабо-

тах, а на подземных работах закрестить забой выработки и сообщить об этом руководителю взрывных работ.

Все отказы должны быть записаны в «Журнале для записи отказов при взрывных работах и времени их ликвидации». Следует отметить, что все заряды, которые не могут быть взорваны по техническим причинам, следует относить к отказам.

Правилами безопасности при взрывных работах разрешается ликвидация отказавших шпуровых зарядов путем взрывания их во вспомогательных шпурах, пробуренных параллельно отказавшим на расстоянии не менее 30 см, — при методе шпуровых зарядов — и 50 см — при методе котловых шпуров. Для установления направления вспомогательных шпуров разрешается вынимать из шпура отказавшего заряда часть забоечного материала на длину до 20 см от его устья.

Во всех случаях запрещается разбуривать оставшиеся части шпуров («стаканы») независимо от наличия или отсутствия в них остатков ВВ.

Если после взрывов зарядов электрическим способом обнаружены провода от электродетонаторов, то их необходимо немедленно накоротко замкнуть.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при обнаружении проводов электродетонаторов, выходящих из невзорвавшегося, но не обнаженного заряда, линия наименьшего сопротивления которого не уменьшилась, взрывнику разрешается из безопасного места проверить проводимость мостика ЭД и взорвать отказавший заряд обычным способом. В таких же шахтах, а также на открытых горных работах, где взрывание производилось без забойки, отказавшие заряды разрешается повторно взрывать после введения в шпур (скважину) дополнительного патрона боевика.

В шахтах, опасных по газу или пыли, ликвидация отказавших зарядов производится чаще всего взрывом дополнительного шпурового заряда, пробуренного параллельно отказавшему на расстоянии не менее 30 см.

В пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, работы по ликвидации отказавших зарядов выполняют в следующем порядке: убирают отбитый уголь, возводят временную крепь, параллельно шпуру с отказавшим зарядом на расстоянии 30 см от него бурят и заряжают шпур с таким расчетом, чтобы взрывом заряда в нем был отбит отказавший заряд. Эти работы ведут под наблюдением руководителя взрывных работ при строгом выполнении всех требований, предъявляемых к сотрясательному взрыванию.

Учитывая большую опасность отказов на открытых горных работах, рассмотрим кратко наиболее вероятные их причины.

1. Подбой магистралей детонирующего шнура во внешней и внутренней взрывных сетях в результате сдвижения пород при взрыве смежных зарядов или нарушения внешней взрывной сети от падения кусков породы и действия ударной воздушной волны

при использовании завышенных интервалов замедления. Во избежание появления таких отказов необходимо учитывать л. н. с. и свойства пород при выборе проектного интервала времени замедления. Целесообразно также выпрямлять фронт отбойки путем применения порядной или порядно-секционной схемы взрывания.

2. Несовершенство способов монтажа взрывной сети и соединения ее элементов, что при отрицательных температурах воздуха приводит к расслаблению узловых соединений, а в обводненных скважинах в связи с просадкой заряда ВВ увеличивает растягивающие нагрузки на магистраль и концевые отрезки детонирующего шнура (боевики). Для повышения надежности соединений необходимо применять соединительные приспособления разового пользования или же узлы специальных конструкций.

3. Потеря прочности и снижение чувствительности прессованных тротильных шашек Т-400 при длительном нахождении их в воде. Необходимо выдерживать тротильные шашки в обводненной скважине (столб воды от 5 до 14 м) не более 2—3 сут и размещать одну в верхней части заряда, другую — в нижней. При этом нижнюю шашку целесообразно располагать не выше 1 м от подошвы уступа. Более совершенным способом повышения надежности тротильных шашек является их гидроизоляция и впрысковка гексогена в канал шашки.

В комбинированных зарядах также целесообразно применение двух шашек: одной для инициирования неводоустойчивого ВВ, другой для инициирования водоустойчивого ВВ — с расположением их вдоль оси заряда, обеспечивающим встречу детонационных волн на контакте двух типов ВВ.

4. Несовершенство способов отбраковки и контроля качества средств взрывания. Для устранения этих недостатков необходимо совершенствовать способы испытаний путем увеличения объема случайной выборки для более достоверной оценки надежности средств взрывания. Кроме того, необходимо вести строгий учет фактической стабильности срабатывания пиротехнических замедлителей, проводить статистическое моделирование фактического режима КЗВ во взрывных сетях, использовать устройства для обнаружения пропусков тэна в детонирующих шнурах и нарушений его оболочки или оплетки при подготовке средств взрывания к использованию.

5. Отсутствие надежной оценки скорости проточности воды во взрывной скважине, приводящее к нерациональному использованию (вымыванию) неводоустойчивых ВВ в обводненных скважинах. В результате этого происходит вынос растворимых компонентов ВВ (селитры) и флегматизация заряда, что является одной из причин затухания детонации.

Для более обоснованного выбора типов ВВ необходимо производить картирование месторождения по скорости проточности воды во взрывных скважинах и выбирать в соответствии с этим

наиболее рациональный способ формирования заряда. В этом плане определенный интерес представляет специальное устройство, разработанное в Криворожском горнорудном институте, с помощью которого можно осуществить замеры не только уровня воды во взрывных скважинах, но и скорость ее проточности. Устройство широко применяется во всех горных цехах предприятия «Кривбассвзрывпром». Полученная с помощью устройства информация по гидродинамическому режиму подземных вод была положена в основу разработки специальной технологии формирования скважинных зарядов.

В результате представилась возможность частичной замены водоустойчивых ВВ на неводоустойчивые.

6. Недостаточная очистка скважин от бурового шлама, засоряющего заряд ВВ при его формировании. Меры предупреждения заключаются в расчистке устья скважины на глубину не менее 0,5 м, закреплении устья скважины с помощью обсадных труб или глинизации его, а также в использовании пробок для закрытия скважины и др.

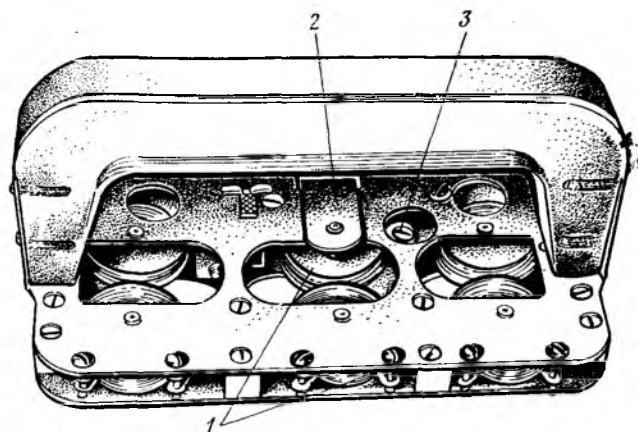
7. Повреждение магистрали детонирующего шнура падающими с откоса камнями при расположении ее вдоль нижней бровки уступа. В подобных случаях такие участки сети необходимо проверять непосредственно перед взрывом и инициировать в первую очередь. Более надежным способом является расположение основной магистрали шнура и замедлителей вдоль верхней бровки взрываемого блока.

Повышение надежности взрывания связано с улучшением качества выпускаемых заводом-изготовителем пиротехнических замедлителей, которые должны тщательно и регулярно контролироваться на разброс по времени их срабатывания. Кроме того, для выявления места и причины появления отказов такие испытания необходимо проводить непосредственно во взрывной сети при различных схемах соединения зарядов, применяемых на карьерах.

Обычно оценка качества детонирующего шнура производится визуально и путем пропуска его через ладонь руки. Такой способ контроля полностью зависит от внимания и опыта взрывника, а поэтому не гарантирует того, что все дефекты будут выявлены. Для повышения надежности детонирующего шнура и снижения трудоемкости способа проверки его качества создан механизм, который работает при протягивании шнура вдоль направляющих роликов (рис. 11.1).

Механизм состоит из системы роликов с калиброванным по окружности профилем, которые размещены попарно таким образом, чтобы между ними мог свободно протягиваться детонирующий шнур нормального диаметра. Рабочий узел, фиксирующий утонение шнура, представляет собой среднюю пару роликов 1. Один из роликов этой пары жестко связан с подруженным рычагом 2, благодаря чему шнур плотно прижимается к роликам. При пропуске шнура в местах утонения ролики меж-

Рис. 11.1.
Устройство
для контроля
качества ДШ



ду собой соприкасаются, а стопорное подпружиненное приспособление 3 выходит из пазов и фиксирует подвижный ролик в крайнем положении, заклинивая испытываемый шнур.

Крайние пары роликов являются направляющими и обеспечивают пропуск шнура нормального диаметра с учетом максимального превышения его диаметра над допускаемым по ГОСТу. Шнур, имеющий утолщение выше этого допуска, также заклинивается между этими роликами. Необходимая степень жесткости пружины создается с помощью регулирующего винта.

При многоблочном взрывании на карьерах важно также знать полноту детонационной взрывной сети, так как для осмотра взорванных блоков требуется обычно не менее 1—1,5 ч времени. Использование специальных сигнальных средств позволяет свести до минимума число взрывников и время, необходимое для таких работ. Для подачи сигналов целесообразно использовать ракеты различных цветов, запускаемые от срабатывания взрывной сети в местах их расположения.

Сигнализирующее устройство (рис. 11.2) представляет собой стальное основание 1 с круглым отверстием для установки ракеты. С нижней стороны основания имеются направляющие выступы 5, между которыми проходит под ракетой детонирующий шнур 6, касаясь капсюля. Сверху на гильзу 3 ракеты надевается трубка 2, которая в нижней части имеет фланец. При повороте трубки на 90° фланец заходит в кольцевые пазы замка 4, соединяя трубку с основанием. Продукты взрыва свободно растекаются между основанием и грунтом, не деформируя деталей сигнализирующего устройства.

При многоблочном взрывании для твердой уверенности в срабатывании всей взрывной сети необходимо устанавливать 5—10 таких устройств в междублочные перемычки и в конце блока, взрываемого последним, а также в особо сложных узловых соединениях взрывной сети.

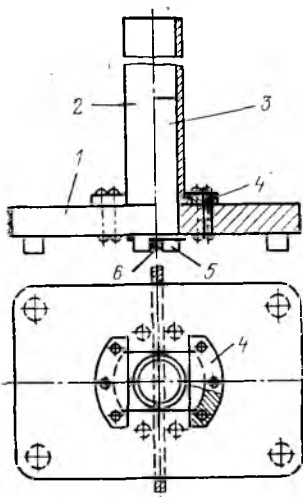


Рис. 11.2. Сигнализирующее устройство

При отказе скважинных зарядов по причине нарушения взрывной сети без уменьшения величины прежней л.н.с. производят повторное взрывание скважин. Если это невозможно, то ликвидируют отказы путем разборки породы в месте нахождения скважины и извлекают отказавший заряд. При бескапсюльном взрывании зарядов из ВВ на основе аммиачной селитры разборку породы у отказавших зарядов можно производить с помощью экскаватора. Отказ скважинного заряда можно ликвидировать также путем взрывания в специально пробуренной на расстоянии 3 м от отказа скважине. В отдельных случаях при бескапсюльном взрывании разрешается вымывание из скважин зарядов из ВВ второй группы.

Ликвидация отказавшего наружного заряда выполняется следующим образом. Соблюдая осторожность, руками снимают часть забоечного материала и на отказавший заряд располагают новый боевик или зажигательную трубку, восстанавливают забойку и производят взрывание обычным способом.

В заключение отметим, что обнаружить отказы нелегко. Иногда невзорвавшиеся заряды оказываются под толстым слоем взорванных горных пород и лишь по некоторым признакам могут себя обнаружить. Поэтому недопустимо выдергивание из шпуров, скважин и разрыхленной горной массы концов проводов, детонирующих и огнепроводных шнуров. Категорически запрещается извлекать электродетонаторы за проводники или зажигательные трубки и за огнепроводные шнуры из патронов-боевиков.

В отдельных случаях для ликвидации отказов требуется составление специального проекта, который утверждается главным инженером предприятия.

11.7. Дополнительные требования правил безопасности при взрывных работах в шахтах, опасных по газу или пыли

Едиными правилами безопасности при взрывных работах в шахтах, опасных по газу или пыли, взрывные работы допускаются, если обеспечивается непрерывное проветривание забоев свежей струей воздуха (в достаточных для этих условий количествах) при обязательном присутствии горного мастера по вентиляции или газозамерщика. В качестве ВВ следует применять

только патронированные предохранительные ВВ или ВВ в предохранительных оболочках и средства беспламенного взрыва. Взрывание зарядов рекомендуется только электрическое. Электродетонаторы, взрывные машинки и другие приборы, которые используются в этих условиях, должны быть во взрыво-безопасном исполнении.

При ведении взрывных работ по углю и в смешанных забоях допускается совместное применение электродетонаторов короткозамедленного действия с электродетонаторами мгновенного действия при условии, что максимальное время замедления электродетонаторов короткозамедленного действия с учетом разброса по времени их срабатывания не должно превышать 135 мс. Как правило, весь комплект шпуров должен взрываться за один прием. Однако при выполнении определенных условий допускается взрывание комплекта шпуров в два приема. Взрывание в три приема и более запрещается.

В угольных и смешанных забоях шахт, опасных по газу или пыли, применение электродетонаторов замедленного действия не допускается. В выработках, проводимых только по породе при полном отсутствии в них метана и угольной пыли, возможно взрывание зарядов с применением электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия без ограничения числа приемов и серий замедлений. Электродетонаторы замедленного действия в этих условиях могут применяться с интервалом времени замедления не более 10 с.

Следует отметить, что в шахтах, опасных по газу или пыли, запрещается в одном шпуре применять ВВ различных типов. При сплошном заряде не допускается применение более одного патрона-боевика с электродетонатором.

Во всех случаях запрещается взрывание зарядов без забойки. Минимальная величина забойки в зависимости от глубины шпура определяется Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

Следует отметить, что в условиях шахт, опасных по газу или пыли, расстояние между соседними шпуровыми зарядами, расположенными в угольном пласте, не должно быть менее 0,6 м. В породных забоях минимальное расстояние между шпуровыми зарядами не должно быть менее 0,3 м при взрывании в породах с коэффициентом крепости $f \geq 7$ и 0,45 м при взрывании в породах с коэффициентом крепости $f \leq 7$.

Если шахта опасна по пыли, то мастер-взрывник перед взрыванием должен проверить выполнение требований по борьбе с пылью. В подготовительных забоях, проводимых по углю или по углю с подрывкой боковых пород, должно производиться орошение осевшей угольной пыли с добавлением смачивающей как непосредственно у забоя, так и в выработке, примыкающей к забою, на протяжении не менее 20 м от взрывааемых зарядов.

Перед взрыванием мастер-взрывник должен произвести замер газа у места, откуда будет включаться электрический ток.

В заключение отметим, что Едиными правилами безопасности при взрывных работах предусмотрен ряд других дополнительных требований при ведении взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли.

11.8. Отчет взрывника о проведенных взрывных работах

Каждый взрывник (мастер-взрывник) по окончании рабочей смены в наряде-путевке своей подписью подтверждает фактический расход ВМ по назначению. Мастера-взрывники (взрывники) должны отчитаться в израсходовании ВМ и при наличии остатков сдать их на склад. Не отчитавшимся мастерам-взрывникам (взрывникам) в израсходовании ранее полученных ВМ для дальнейших работ ВМ не выдаются.

Наряд-путевка, заполненная после окончания работы, является основанием для списания ВМ лишь при условии, что мастера-взрывники (взрывники) по окончании работ отчитались в израсходовании ВМ и остатки их сдали на склад.

Мастер-взрывник (взрывник) несет персональную ответственность за правильное использование полученных ВМ и своевременную сдачу их остатков на склад.

**ВЕНТИЛЯЦИЯ, ОСВЕЩЕНИЕ И ВОДООТЛИВ
ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

12. ВЕНТИЛЯЦИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**12.1. Состав и свойства рудничного воздуха**

В задачу вентиляции горных выработок входит обеспечение подачи рудничного воздуха необходимого состава, здоровых и безопасных санитарно-гигиенических условий труда на рабочих местах.

Рудничным называется воздух, поступающий в подземные выработки с поверхности и претерпевающий изменения в процессе перемещения по ним. Эти изменения выражаются прежде всего в уменьшении содержания кислорода и увеличении содержания углекислого газа.

К основным причинам уменьшения содержания кислорода в воздухе горных выработок относятся окисление горных пород, древесины, ведение взрывных работ, работа двигателей внутреннего сгорания.

В рудничном воздухе могут оказаться такие газы, как азот, метан, окись углерода, сернистый газ, сероводород, оксиды азота, метан, водород, тяжелые углеводороды, радон, аммиак и другие вредные газы, а также пары воды и пыль. Одни ядовитые газы образуются при взрывных работах или в результате работы в подземных условиях двигателей внутреннего сгорания, другие выделяются из горных пород или полезных ископаемых и шахтных вод.

Давление, температура, скорость движения и влажность рудничного воздуха также могут существенно отличаться от этих физических параметров атмосферного воздуха.

Рудничный воздух, который по своему составу незначительно отличается от атмосферного и движется в направлении забоя проветриваемой выработки, называется свежим, а воздух, движущийся из забоя проветриваемой выработки и содержащий то или иное количество загрязняющих примесей, называется отработанным.

На разведочных шахтах воздушная струя, движущаяся от воздухоподающего ствола к забоям выработок, называется поступающей, а от забоев к воздуховыдающей выработке — исходящей струей.

Содержание газов в воздухе выражается объемной или массовой концентрацией. Объемная концентрация — это выраженное в процентах отношение объема данного газа ко все-

му объему газовой смеси. Массовая концентрация газа — это отношение его массы к объему газовой смеси. Объемную концентрацию можно пересчитать на массовую (мг/м^3) по формуле

$$C_m = 446 M C_{об}, \quad (12.1)$$

где M — относительная молекулярная масса газа.

Важнейшей составной частью рудничного воздуха является кислород (O_2). Это газ без цвета, вкуса и запаха. Его относительная плотность по сравнению с плотностью воздуха при 0°C и давлении $1013,257 \text{ гПа}$ составляет $1,11$. Плотность кислорода при нормальных условиях равна $1,428 \text{ кг/м}^3$.

В атмосферном воздухе кислорода содержится (по объему) $20,95\%$. В соответствии с Правилами безопасности в СССР на подземных горных работах в рудничном воздухе его должно содержаться не менее 20% .

Насыщение крови кислородом зависит от величины его парциального давления. В глубоких шахтах парциальное давление кислорода в рудничном воздухе выше его значения, соответствующего нормальному атмосферному давлению. Такие условия наиболее благоприятны для усвоения кислорода кровью людей. Наоборот, в высокогорных условиях парциальное давление кислорода уменьшается и усвоение его кровью ухудшается.

При снижении содержания кислорода до 17% наступает сильная одышка и сердцебиение, при содержании его, равном 12% , появляется обморочное состояние, при 9% наступает смерть вследствие кислородного голодания.

Углекислый газ (CO_2) — бесцветный газ, без запаха, со слабокислым вкусом. Относительная плотность — $1,52$. Относительная молекулярная масса — 44 , плотность его при нормальных условиях $1,96 \text{ кг/м}^3$. Растворимость в воде при 0°C составляет $179,7\%$ по объему.

Вследствие высокой относительной плотности углекислый газ скапливается при плохом проветривании у почвы выработок и особенно в нисходящих выработках. В небольших количествах ($0,1$ — $0,2\%$) он стимулирует дыхание, но, являясь слабоядовитым, при содержании в воздухе в количестве 5 — 10% раздражает слизистые оболочки глаз, рта и носа. При содержании 3% учащается дыхание и наступает одышка, при 6 — 8% появляется сердцебиение и потеря работоспособности, при 10% наступает обморочное состояние, при 15 — 20% человеку угрожает смерть. Предельная допустимая концентрация CO_2 в воздухе горных выработок согласно требованиям правил безопасности должна быть не более $0,5\%$ — у рабочих мест и в исходящей струе участка и не более $0,75\%$ — в исходящей струе крыла, горизонта или всей шахты.

В атмосферу выработок CO_2 поступает вследствие взрывных работ, выделений из горных пород, гниения органических ве-

ществ, работы двигателей внутреннего сгорания, а также выделения из шахтных вод.

Азот (N_2) — газ без цвета, вкуса и запаха. Относительная плотность его — 0,97, плотность при нормальных условиях $1,25 \text{ кг/м}^3$. Азот химически инертен, однако при очень высоких температурах, возникающих, например, во время взрывных работ и электродуговой сварки, способен окисляться, образуя очень ядовитые газы NO и NO_2 .

Увеличение содержания N_2 в воздухе оказывает влияние на человека вследствие уменьшения при этом содержания кислорода.

В рудничный воздух азот поступает в основном за счет взрывных работ, гниения органических веществ и иногда выделения из горных пород. Содержание N_2 в атмосфере горных выработок не нормируется.

Оксись углерода (CO) — газ без цвета, вкуса, запаха. Относительная плотность — 0,97, плотность его при нормальных условиях $1,25 \text{ кг/м}^3$. В воде плохо растворим. Горит и взрывается при концентрации в воздухе от 12,5 до 75%.

Газ весьма ядовит, легко соединяется с гемоглобином крови, препятствуя поступлению в кровь кислорода и вызывая кислородное голодание организма.

При легком отравлении CO появляется шум в ушах, головная боль, учащенный пульс, учащенное поверхностное дыхание, слабость, рвота (это проявляется через 40—50 мин при содержании CO , равном 0,05%).

При сильном отравлении (через 0,5—1 ч при содержании CO , равном 0,128%) происходит, кроме того, потеря способности двигаться и притупляется сознание. Смертельное отравление наступает после непродолжительного вдыхания воздуха с содержанием CO , равном 0,4%. При содержании CO , составляющем 1%, потеря сознания наступает после двух-трех часов.

Первая помощь при отравлении CO — искусственное дыхание на свежей струе воздуха.

CO образуется при взрывных работах, при тлении и горении веществ, работе двигателей внутреннего сгорания.

По Правилам безопасности концентрации CO в воздухе горных выработок в пересчете на условную окись углерода при длительном воздействии (т. е. в течение 6—7 ч) не более 0,0016% (20 мг/м^3) и при кратковременном воздействии не более 0,008% (100 мг/м^3). Под условной окисью углерода понимают суммарный объем всех ядовитых газов, пересчитанных с учетом их токсичности в объем CO , при этом 1 л NO_2 принимается эквивалентным 6,5 л CO , а 1 л SO_2 или H_2S — 2,5 л CO .

Двуокись азота (NO_2) является наряду с N_2O_4 наиболее устойчивым в воздухе окислом азота. Весьма ядовита, как и другие окислы азота. Относительная плотность — 1,59, плотность при нормальных условиях $2,05 \text{ кг/м}^3$. Имеет бурый цвет и характерный резкий запах. Вызывает раздражение слизистых обо-

лочек верхних дыхательных путей и глаз, а в тяжелых случаях — отек легких. Симптомами отравления являются кашель, головная боль, рвота, синюшность, повышение температуры тела и расстройство сердечной деятельности.

При оказании первой помощи пострадавшему его необходимо прежде всего вывести на свежую струю воздуха и обеспечить ему покой.

В соответствии с Правилами безопасности предельно допустимая концентрация окислов азота в пересчете на NO_2 составляет 0,00025% (5 мг/м³).

Сернистый газ (SO_2) бесцветен, имеет кислый и сильный раздражающий запах горячей серы. Его относительная плотность — 2,213, а плотность при нормальных условиях 2,86 кг/м³. Хорошо растворяется в воде. Сернистый газ весьма ядовит. Его присутствие в воздухе вызывает раздражение слизистых оболочек дыхательных путей и глаз, а в тяжелых случаях воспаление бронхов, отек гортани и легких. Сернистый газ образуется при взрывных работах по сернистым породам, выделяется из сульфидных руд, а также в процессе окисления горных пород, содержащих серу.

Предельно допустимая концентрация SO_2 в соответствии с ПБ 0,00035% (10 мг/м³).

Сероводород (H_2S) — газ без цвета, со сладковатым вкусом и запахом тухлых яиц. Ощутим по запаху уже при содержании его, равном 0,0001%. Относительная плотность H_2S — 1,18, плотность при нормальных условиях 1,52 кг/м³. Сероводород горит, а при концентрации в воздухе 6% взрывается. Хорошо растворяется в воде.

Сероводород весьма ядовит, раздражает слизистые оболочки глаз и дыхательных путей. Симптомами сильного отравления являются тошнота, рвота и обморок.

Предельно допустимая концентрация H_2S в воздухе действующих выработок 0,00066% (10 мг/м³).

Сероводород поступает в воздух выработок из шахтных вод, пластов калийных солей, за счет разложения серосодержащих пород шахтными водами и в процессе гниения древесины.

Акролеин — бесцветная, легко испаряющаяся жидкость. Образуется при разложении дизельного топлива в условиях высокой температуры. Весьма ядовит. Предельно допустимая концентрация в воздухе 0,000009% (0,2 мг/м³).

Альдегиды (анисовый, коричный, ацетальдегид, бензальдегид, формальдегид, хлораль) — очень ядовитые продукты разложения топлива при работе двигателей внутреннего сгорания. Наиболее опасным является формальдегид. Он легко растворим в воде. Предельно допустимая концентрация формальдегида 0,000 037% (0,5 мг/м³).

Тяжелые углеводороды — этан (C_2H_6), пропан (C_3H_8) и бутан (C_4H_{10}) — взрывчатые газы, выделяющиеся из слабомета-

морфизованных углей. Могут образовываться при взрывных работах. Обладают слабым наркотическим действием.

Компрессорные газы (CO , CH_4 и др.) образуются при разложении смазочных масел в компрессорах и попадают со сжатым воздухом в горные выработки. Могут явиться причиной взрывов и отравлений.

Радон — радиоактивный продукт распада в урановых разведочных шахтах ($^{222}_{86}\text{Rn}$). Плотность его $9,905 \text{ кг/м}^3$, относительная плотность — $7,526$. Хорошо растворим в нефти, бензине и воде. Сам радон не стабилен, его период полураспада $T=3,825$ сут. При распаде радона образуются, в свою очередь, радиоактивные продукты — изотопы полония PoA , свинца PbB и висмута BiC . Процесс их образования и разложения сопровождается образованием α -частиц, β и γ -лучей.

Опасность ионизирующих облучений связана с поражением клеток живого организма, образованием в водных растворах организма перекиси водорода, разрушающей белковые молекулы и вызывающей инактивацию важных ферментов.

Санитарная норма содержания радона в воздухе горных выработок составляет $5,55 \cdot 10^4 \text{ Бк/м}^3$.

Метан (CH_4) — газ без цвета, запаха и вкуса. Относительная плотность — $0,554$, плотность его при нормальных условиях $0,716 \text{ кг/м}^3$. Слабо растворим в воде. В больших количествах встречается на угольных месторождениях, в меньших — на месторождениях калийных солей, в небольших — на месторождениях некоторых других полезных ископаемых. Метан выделяется в смеси с другими газами (N_2 , CO_2), называемой рудничным газом. Метан горюч и при концентрации в воздухе $5\text{—}16\%$ взрывается. Метановоздушная смесь взрывается при температуре источника воспламенения 635°C и более, причем взрыв происходит не сразу, а по истечении некоторой паузы — периода индукции. Длительность индукционного периода зависит как от температуры источника воспламенения, так и от концентрации метана. При увеличении концентрации метана длительность индукционного периода увеличивается, а при повышении температуры уменьшается. Для концентрации 6% , например, она составляет $1,08$ с при температуре 775°C и $0,039$ с при температуре 1075°C .

Наибольшей силы взрыв метана достигает при концентрации $9,1\%$.

Согласно ПБ, концентрация метана в исходящей струе из забоев должна быть не более 1% , в исходящей струе шахты или ее крыла — не более $0,75\%$ а в поступающей струе — не более $0,5\%$.

Водород (H_2) — газ без цвета, вкуса и запаха, самый легкий из всех газов. Относительная плотность водорода — $0,0696$, плотность его при нормальных условиях $0,09 \text{ кг/м}^3$. В воде растворяется слабо. Горит и взрывается при содержании его в воздухе от 4 до 72% . Температура воспламенения и взрыва 577—

590 °С. Взрывается мгновенно без индукционного периода. Встречается на калийных и угольных месторождениях как примесь к метану и углеводородам, выделяется при зарядке аккумуляторов.

Предельно допустимая концентрация водорода в воздухе 0,5 %.

12.2. Рудничная пыль

Под рудничной пылью понимают совокупность тонкодисперсных минеральных частиц размером менее 1 мкм, находящихся во взвешенном состоянии в воздухе горных выработок или осевших на поверхностях выработок.

Рудничную пыль, способную находиться в воздухе во взвешенном состоянии называют витающей, или пылевым аэрозолем. Витающая пыль характеризуется концентрацией, дисперсным и вещественным составом и другими свойствами.

Наибольший размер пылинок, способных находиться во взвешенном состоянии, определяется скоростью вентиляционного потока, плотностью частиц и типом источника пылеобразования. Например, кварцевые пылинки оседают в неподвижном воздухе с высоты 1 м при диаметре 100 мкм за 1,3 с, а при диаметре 0,2 мкм — за 46 с. Частицы мельче 0,2 мкм практически не осаждаются из воздуха.

Витающая в воздухе пыль, если ее концентрация превышает санитарные нормы, может явиться причиной профессиональных легочных заболеваний, носящих общее название пневмокониоз.

Угольная, серная и сульфидная пыль, кроме того, взрывоопасна.

Запыленность рудничного воздуха оценивают концентрацией витающей пыли. Различают массовую (гравиметрическую) или счетную (кониметрическую) концентрацию. Массовая концентрация выражается массой пыли в единице объема воздуха (мг/м^3), а счетная — количеством пылинок, содержащихся в 1 см^3 воздуха. В качестве основной принята массовая концентрация пыли для оценки запыленности воздуха.

На горных работах наиболее опасными являются кремнеземсодержащие пыли, а также асбестовая, известняковая, доломитовая, угольная и др. Правилами безопасности устанавливаются предельно допустимые концентрации на содержание этих пылей в рудничном воздухе.

Взрывчатость рудничной пыли в значительной степени определяется высокой активностью взаимодействия минерального вещества с кислородом воздуха за счет большой поверхности аэрозоля.

К основным мероприятиям по борьбе с пылью в целях предупреждения пневмокониозов и предотвращения взрывов рудничной пыли относятся: установление противопоылевого режима на предприятии, интенсивная вентиляция, гидрообеспыливание

воздуха при выполнении технологических операций (например, при бурении шпуров, погрузке породы, взрывных работах), смыв пыли с поверхности выработки, применение укрытий над источниками пылеобразования с отсосом загрязненного воздуха и его фильтрованием, применение средств индивидуальной защиты на пылеобразующих процессах.

При использовании воды для обеспыливания воздуха целесообразно в ее состав добавлять поверхностно-активные вещества, уменьшающие поверхностное натяжение воды. В результате пылинки гидрофобных веществ размером даже менее 2 мкм легко обволакиваются пленкой воды и осаждаются.

12.3. Контроль за составом и состоянием атмосферы горных выработок

При проведении и эксплуатации выработок контролируются содержание в их атмосфере кислорода, углекислого газа, вредных веществ, в том числе пыли, а также скорость воздуха, его температура и влажность, которые не должны превышать предельно допустимых концентраций и норм.

Применяются два метода контроля состава воздуха — химико-аналитический и экспресс-метод. Химико-аналитический метод основан на отборе проб воздуха и последующем их анализе в химической лаборатории. Экспресс-метод позволяет быстро определять содержание газов в воздухе непосредственно во время измерения с помощью переносных приборов.

Отбор проб воздуха производится в резиновые мешки или камеры путем заполнения их воздухом с помощью ручного насоса.

В экспресс-методе применяются два типа газоанализаторов — химические газоопределители и интерференционные. Действие первых основано на непосредственной реакции взаимодействия между определяемым газом и специальным индикаторным веществом, которое меняет при этом свою окраску.

Химические газоопределители предназначены для определения содержания таких газов, как CO , H_2S , SO_2 , NO_2 и CO_2 . В приборах такого типа используются стеклянные ампулы с индикаторным веществом, запаянные с двух сторон. На ампулах имеется стрелка, указывающая необходимое направление движения исследуемого воздуха, прокачиваемого через индикаторное вещество. Перед использованием концы стеклянной ампулы обламываются.

Длина окрашенной части столбика индикаторного вещества в ампуле пропорциональна концентрации определяемого газа.

В интерференционных газоопределителях концентрация газов (CH_4 , CO_2) измеряется по смещению интерференционной картины, вызываемому изменением состава воздуха. Одной из модификаций таких приборов является интерферометр ШИ-6,

предназначенный для определения концентрации кислорода, метана и углекислого газа.

Для определения содержания водорода используют приборы, действие которых основано на изменении теплопроводности газовой смеси в зависимости от концентрации в ней водорода.

Массовая (гравиметрическая) концентрация пыли в воздухе устанавливается путем измерения массы пыли в определенном объеме воздуха, пропускаемого через фильтр, или путем измерения массы пыли в единице объема воздуха с помощью переносных пылемеров. Более точным является фильтрационный метод.

Счетная концентрация пыли является вспомогательной. Ее применяют для характеристики дисперсного состава пылевого потока. Суть метода заключается в осаждении пылинок из определенного объема воздуха на покровном стекле, подсчете числа пылинок с помощью микроскопа и классификации их по крупности.

Скорость движения воздуха по выработкам измеряется с помощью приборов, называемых анемометрами. По конструкции анемометры бывают крыльчатыми (техническими) с пределами измерения от 0,1 до 10 м/с, чашечными — от 1 до 20 м/с и термоэлектрическими — от нескольких сантиметров до 0,5 м/с.

Относительная влажность воздуха контролируется с помощью гигрометров, гигрографов и психрометров. Нормы на допустимую относительную влажность воздуха в горных выработках в Правилах безопасности не содержатся, однако этот параметр воздуха горных выработок учитывается и влияет на величину максимально допускаемой температуры.

Измерение температуры производят спиртовыми или ртутными термометрами, а также термографами — приборами для измерения температуры с записью ее значений на ленте в виде графической зависимости от времени.

12.4. Способы и схемы проветривания тупиковых выработок

В процессе проведения все разведочные выработки по условиям проветривания относятся к тупиковым, т. е. в них исключается сквозное движение вентиляционной струи. В зависимости от длины или глубины выработок и с учетом конкретных горно-геологических и горно-технических условий вентиляция таких выработок осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания и вентиляционных труб, а в некоторых случаях путем использования турбулентной диффузии и продольных перегородок.

За счет диффузии разрешается проветривание горизонтальных выработок (рис. 12.1) протяженностью не более 10 м, а вертикальных — глубиной не более 5 м.

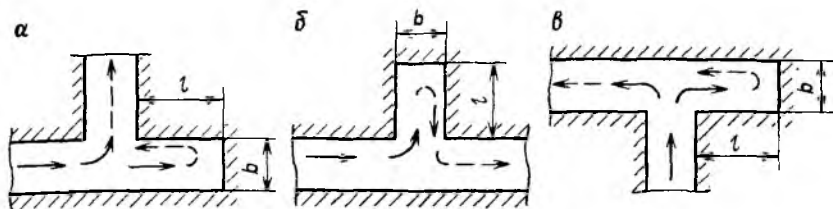


Рис. 12.1. Схемы проветривания коротких выработок путем использования турбулентной диффузии:

a — прямой тупик; *б* — боковой тупик; *в* — обратный тупик; *l* и *b* — соответственно длина и ширина проветриваемой тупиковой выработки

Разведочные выработки нередко имеют значительную длину, измеряемую несколькими километрами. Проветривание таких протяженных выработок осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания и трубопровода, прокладываемого по всей выработке, вспомогательной параллельной выработки и вентиляционных скважин (шурфов). Применение вентиляционных перегородок не нашло применения в практике разведочных работ, поскольку в этом случае увеличивается площадь поперечного сечения выработок, затрудняется транспортирование грузов, возникает необходимость в обеспечении хорошей герметизации перегородки для исключения утечек воздуха.

Нагнетательный способ проветривания (рис. 12.2, *a*). Этот способ имеет наибольшее распространение. Он особенно эффективен при длине (глубине) выработок до 300 м, и только этот способ применяется для проветривания выработок, опасных по взрывам газа или пыли.

При нагнетательном способе свежий воздух подается по вентиляционному трубопроводу, прокладываемому по всей выработке, а загрязненный вытесняется непосредственно по выработке. В соответствии с ПБ трубопровод должен отставать от забоя в горизонтальной выработке не более чем на 8 м, а в вертикальной — не более чем на 5 м. Основным достоинством

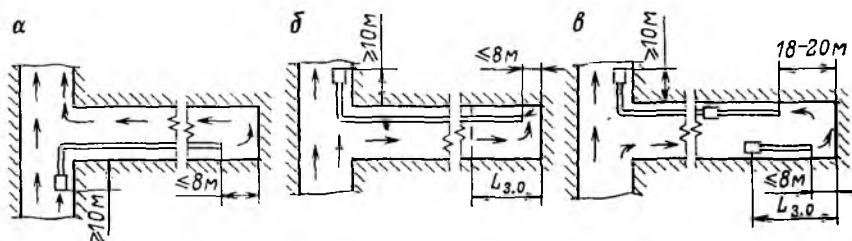


Рис. 12.2. Основные схемы проветривания выработок с помощью вентиляторов:

$L_{з.о}$ — длина зоны отброса газов

способа является то, что свежий воздух из трубопровода поступает непосредственно к забою, где работают люди. Трубопровод работает под избыточным внутренним давлением, поэтому при нагнетательном способе могут использоваться как жесткие, так и мягкие вентиляционные трубы.

Дальность струи воздуха, выходящего у забоя выработки из трубопровода, зависит от его скорости движения в трубопроводе и площади сечения выработки. Для увеличения дальности струи воздуха целесообразно на конце трубопровода использовать конусную насадку.

Нагнетательный вентилятор устанавливается на расстоянии не менее 10 м от устья проветриваемой выработки. Если это требование не соблюдать, то часть воздуха исходящей струи на устье выработки может снова попасть в вентилятор, и будет происходить рециркуляция.

Если нагнетательный вентилятор устанавливается на сквозной струе основной выработки, то для исключения рециркуляции необходимо также, чтобы подача вентилятора не превышала 70% подачи воздуха по основной выработке за счет общешахтной депрессии.

Недостатком нагнетательного способа является то, что удаляемые из призабойной части выработки газы, образующиеся при взрывных работах, распространяются по всей длине выработки. Это исключает выполнение каких-либо работ в выработке до окончания ее проветривания.

Всасывающий способ проветривания (рис. 12,2, б). При проветривании этим способом свежий воздух поступает непосредственно по выработке, а загрязненный удаляется по трубопроводу.

Всасывающий способ целесообразен для проветривания протяженных выработок, поскольку независимо от длины выработка не загрязняется, за исключением призабойной части, ядовитыми продуктами взрыва.

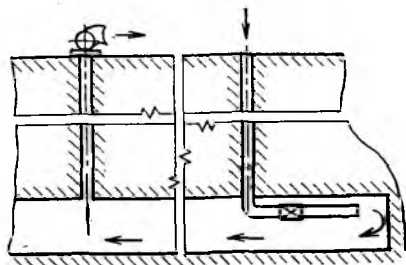
Основной недостаток способа заключается в том, что в ходе проветривания у забоя не происходит интенсивного перемещения воздуха. Зона разрежения, из которой вентилятором засасывается воздух, имеет небольшую глубину. Вследствие этого у забоя могут образовываться области застоя с высокой концентрацией ядовитых газов. В связи с этим недостаток всасывающий способ не эффективен в выработках с большой площадью поперечного сечения.

Кроме того, при всасывающем способе вентиляционный трубопровод на участке от забоя выработки до вентилятора работает под недостающим давлением. Следовательно, здесь исключается применение «мягких» труб.

Способ нельзя применять в выработках, опасных по взрыву газа или пыли.

Комбинированный способ проветривания (рис. 12,2, в). При использовании этого способа по всей выработке прокла-

Рис. 12.3. Вариант схемы проветривания выработок с помощью вентиляционных скважин



дывается только трубопровод, по которому из забоя отсасывается загрязненный воздух, а в призабойной части — дополнительно трубопровод для подачи к забою свежего воздуха. Таким образом, в комбинированном способе сочетаются достоинства нагнетательного и всасывающего.

Нагнетательный вентилятор устанавливается за пределами зоны, загрязняемой вредными газами и пылью при взрывных работах. Протяженность этой зоны определяется расчетом в зависимости от массы взрываемого ВВ, его свойств и площади поперечного сечения выработки. В среднем эта величина составляет около 50 м.

Комбинированный способ особенно целесообразен для проветривания протяженных выработок с большой площадью поперечного сечения. Однако, как и всасывающий, он не может применяться в выработках, опасных по взрыву газа или пыли.

Проветривание выработок с помощью скважин. При значительной длине выработок, сравнительно небольшом расстоянии до земной поверхности или при наличии выше расположенного разведочного горизонта на разведочной шахте целесообразно использовать для проветривания вентиляционные скважины (рис. 12.3). Предпочтение скважинному варианту проветривания отдается на основе технико-экономического сравнения этого способа с обычным при прокладке трубопровода по всей выработке.

Применение скважин позволяет освободить выработку на основной ее длине от трубопровода. При бурении вентиляционных скважин можно получить дополнительную геологическую информацию о горных породах.

Сами скважины, выполнившие функцию как вентиляционные, могут быть использованы для других технических целей — прокладки труб и кабелей, доставки длинномерных материалов и т. д.

Скважины работают преимущественно во всасывающем режиме, а вентилятор устанавливается над устьем скважины. В соответствии с ПБ скорость движения воздуха по скважинам не ограничивается.

12.5. Общие сведения об оборудовании для проветривания горных выработок

Вентиляторы. Для проветривания разведочных выработок в процессе их проведения применяют осевые (рис. 12.4) и центробежные вентиляторы. Осевые вентиляторы более компактны; при их установке в выработке не возникает необходимости в ее расширении или сооружении специальных камер. Для обеспечения проветривания разведочных шахт и шурфов применяют также и центробежные вентиляторы (табл. 12.1).

Основными аэродинамическими параметрами вентиляторов являются подача, давление (напор), мощность и коэффициент полезного действия. Аэродинамические параметры в процессе работы вентилятора взаимосвязаны. Графическая зависимость давления, мощности и КПД вентилятора от его подачи называется аэродинамической характеристикой вентилятора (рис. 12.5).

У всех вентиляторов с увеличением подачи развиваемое давление уменьшается. КПД вентиляторов с ростом подачи сначала увеличивается, а затем начинает падать. Максимальное значение КПД для вентиляторов с электроприводом составляет для осевых вентиляторов 0,7—0,8, для центробежных — 0,8—0,86; у вентиляторов с пневмоприводом КПД значительно ниже.

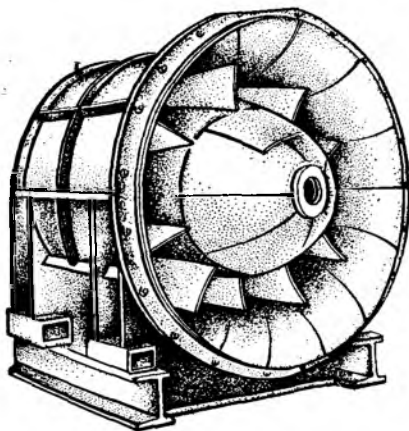


Рис. 12.4. Осевой вентилятор

Рис. 12.5. Аэродинамическая характеристика осевого вентилятора ВМ-5М:

N_v — мощность вентилятора; $H_{ст}$ — статическое давление; Q — подача вентилятора; $\theta_{н.а}$ — угол наклона лопаток в направлении аппарата; η — КПД вентилятора

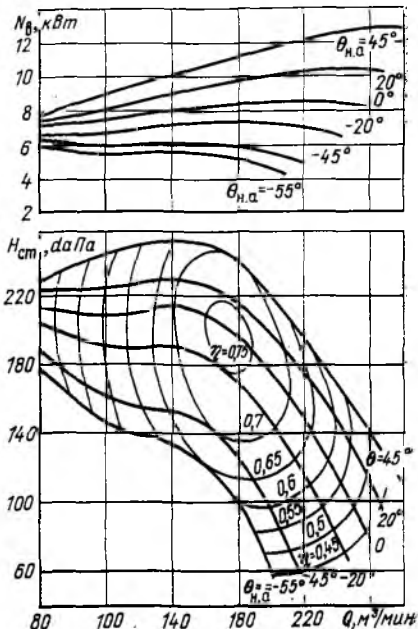


ТАБЛИЦА 12.1

Вентилятор	Диаметр рабочего колеса, мм	Подача, м³/мин		Давление, Па		Мощность электродвигателя, кВт	Масса, кг	Частота вращения рабочего колеса, мин⁻¹	Габариты, мм		
		минимальная	максимальная	минимальная	максимальная				Длина	Ширина	Высота

Осевые с электроприводом

ВМ-3М	300	42	100	400	1000	2,2	45	2900	560	450	450
ВМ-4М	400	50	155	700	1450	4	107	2900	740	550	560
ВМ-5М	500	95	270	600	2120	11	250	2950	940	660	670
ВМ-6М	600	140	480	750	3400	24	350	2940	1050	730	750

Осевые с пневмоприводом

ВМП-3М	300	30	100	400	1200	2	35	4000—4500	280	450	450
ВМП-4	400	45	100	400	2200	5	50	4800	300	550	556
ВМП-5М	500	70	270	800	2200	9	75	3200	380	670	680
ВМП-6М	600	120	480	600	2900	24	220	2000—3000	700	805	855

Центробежные

ВЦПД-8	800	300	1320	2500	9200	125	3064	2980	3550	1510	1720
ВЦО-0,6	600	50	462	2600	6000	50	1328	2970	1630	1450	1500
ВЦ-7	750	84	660	1000	10800	75	1400	3000	1495	1200	1430
ВЦП-16	1600	560	2790	2000	9400	150—245	4300	—	—	—	—

Оптимальным называется такой режим работы вентилятора, при котором КПД составляет не менее 0,9 максимального значения.

У осевых вентиляторов потребляемая мощность мало зависит от подачи, у центробежных эта зависимость выражена резко.

Вентиляционные трубы. На горноразведочных работах широко применяются гибкие вентиляционные трубы типа М, изготовленные из специальной хлопчатобумажной ткани с двусторонним резиновым покрытием. Промышленностью выпускаются также гибкие трубы на основе капроновой ткани, комбинированной ткани (лавсана с хлопком) с покрытием резиной или полихлорвинилом. Наряду с гибкими применяются и металлические трубы. На некоторых предприятиях горной промышленности успешно применяются круглые фанерные трубы.

Металлические трубы сваривают из листа толщиной 2—2,5 мм. Они выпускаются различных диаметров, в том числе Ø500, 600 и 800 мм. Длина труб 2,5 м (Ø500 мм) или 3,5 м (Ø600 и 800 мм). Металлические трубы по сравнению с трубами из других материалов являются значительно более тяжелыми. Например, масса 1 м трубы Ø500 мм составляет около 35 кг.

Металлические трубы соединяют между собой в вентиляционный трубопровод с помощью фланцев и болтов или поясов. Герметичность обеспечивается путем использования резиновых прокладок.

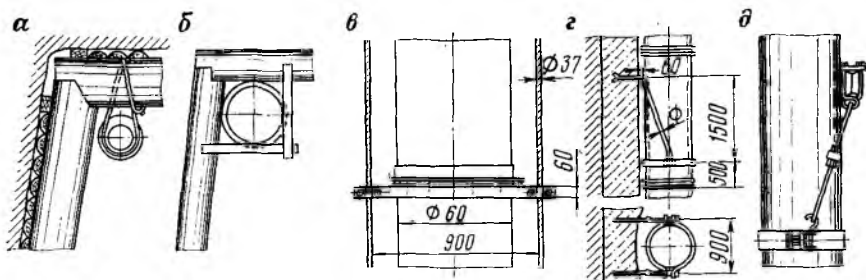


Рис. 12.6. Способы подвески металлических вентиляционных трубопроводов: а и б — в горизонтальных выработках; в, г и д — в вертикальных выработках

В горных выработках металлический вентиляционный трубопровод подвешивается с помощью хомутов и канатов (рис. 12.6) или размещается на жестких опорах.

Трубы из прорезиненной ткани (трубы типа М) сшивают из нескольких полотнищ. Один из швов оформляется в виде гребешка, и к нему крепятся металлические крючки, с помощью которых трубопровод подвешивается к протянутому вдоль выработки металлическому тросу.

Эти трубы имеют диаметр 300, 400, 500 и 600 мм и выпускаются звеньями длиной 5, 10 или 20 м. Для стыковки звеньев в их концы вмонтированы стальные разрезные пружинные кольца. Для соединения соседних звеньев пружинное кольцо одного звена сжимается и вводится внутрь другого. Распрямившись, пружинное кольцо обеспечивает плотный стык.

Для защиты трубопровода от повреждения при взрывных работах на торце трубы у забоя размещают специальные металлические защитные устройства.

Металлические трубы являются значительно более прочными и долговечными по сравнению с трубами из прорезиненной ткани и гибкими трубами вообще, в отличие от которых они могут работать как при избыточном внутреннем давлении, так и при разрежении. Но вследствие большой массы металлических труб процесс монтажа-демонтажа трубопровода из них отличается более высокой трудоемкостью.

Трубы из прорезиненной ткани удобны при транспортировании, они дешевле металлических.

12.6. Аэродинамические параметры вентиляционных трубопроводов

Важнейшими аэродинамическими параметрами вентиляционных трубопроводов являются их аэродинамическое сопротивление, воздухопроницаемость и депрессия.

Под аэродинамическим сопротивлением трубопровода понимают сопротивление, которое преодолевает воздух при его движении по трубопроводу. В основном его величина опреде-

ляется силой трения воздуха о внутреннюю поверхность трубопровода.

В общем случае аэродинамическое сопротивление трубопровода ($\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^3$) может быть рассчитано по формуле

$$R = \frac{\beta \gamma}{2g} \frac{LP}{S^3}, \quad (12.2)$$

где β — безразмерный коэффициент, учитывающий шероховатость стенки трубы; γ — удельный вес воздуха, $\text{Н}/\text{м}^3$; g — ускорение свободного падения, $\text{м}/\text{с}^2$; L — длина трубопровода, м; P — периметр поперечного сечения трубопровода, м; S — площадь поперечного сечения трубопровода, м^2 .

Параметр $\alpha = \beta \gamma / (2g)$, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$, называется коэффициентом аэродинамического сопротивления. Величина его принимается по приведенным в табл. 12.2 данным, откуда следует, что наименьшим аэродинамическим сопротивлением обладают трубы на тканевой основе с полихлорвиниловым покрытием (текстовинитовые).

Для труб круглого поперечного сечения формулу (12.2) можно переписать в виде

$$R = 6,5\alpha L/d^5, \quad (12.3)$$

где d — диаметр трубопровода, м.

Воздухопроницаемость зависит в первую очередь от числа стыков между отдельными звеньями в трубопроводе и воздухопроницаемости стыка.

Воздухопроницаемость трубопровода, работающего под избыточным внутренним давлением, оценивается коэффициентом утечек и потерь, а работающего при разрежении — коэффициентом подсосов воздуха. В обоих случаях численно этот коэффициент означает отношение расхода воздуха по трубопро-

ТАБЛИЦА 12.2

Трубы	Диаметр труб, мм	α , $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$
Из прорезиненной ткани	400	0,0025
	500	0,0030
	600	0,0035
Текстовинитовые	500	0,0016
	600	0,0015
	700	0,0013
	800	0,0013
	300—400	0,004
Металлические*	500—600	0,0035—0,003

* Прямые чистые трубы; при наличии вмятин, ржавчины, неровной подвески значение α увеличивается на 25%; для новых, гладких труб оно меньше на 25%.

воду в его начале Q_B к расходу в его конце (у забоя) Q_3 :

$$k_y = Q_B / Q_3. \quad (12.4)$$

На величину воздухопроницаемости влияет также аэродинамическое сопротивление трубопровода. Коэффициент воздухопроницаемости жесткого трубопровода можно определить по формуле

$$k_y = \left(\frac{1}{3} k_n d \frac{L}{l} \sqrt{0,1R + 1} \right)^2, \quad (12.5)$$

где K_n — коэффициент, характеризующий плотность соединения звеньев трубопровода; d — диаметр трубопровода, м; L — длина трубопровода, м; l — длина одного звена трубопровода, м; R — аэродинамическое сопротивление трубопровода, $H \cdot c^2 / m^3$.

Для труб типа М коэффициент воздухопроницаемости зависит от числа стыков в трубопроводе, воздухопроницаемости одного стыка и диаметра трубопровода и имеет следующие значения:

Общее число стыков	5	6—8	9—10	11—14	15—17
k_y	1,05	1,07	1,11	1,15	1,19
Общее число стыков	18—20	21—25	26—35	36—45	46—55
k_y	1,23	1,3	1,33	1,43	1,54

Под депрессией вентиляционного трубопровода понимают потери напора. Общая депрессия, которую должен преодолеть вентилятор, состоит из трех слагаемых:

$$h_{тр} = h_{ст} + h_m + h_d, \quad (12.6)$$

где $h_{ст}$ — статическая депрессия; h_m — депрессия за счет преодоления местных сопротивлений; h_d — динамическая депрессия.

Статическая депрессия (Па) рассчитывается по формуле

$$h_{ст} = RQ^2, \quad (12.7)$$

где Q — расчетный расход воздуха, m^3/c ;

$$Q = \sqrt{Q_B Q_3} = Q_3 \sqrt{k_y}. \quad (12.8)$$

Депрессия на преодоление местных сопротивлений в гибком трубопроводе (Па) зависит от степени турбулентности воздушного потока (числа Рейнольдса) и числа стыков между отдельными звеньями в трубопроводе и может быть определена по формуле

$$h_m = n \xi v_{тр} \rho / 2, \quad (12.9)$$

где n — число стыков по всей длине трубопровода; ξ — коэффициент местного сопротивления одного стыка ($\xi = 0,21 \div 0,08$

при $Re = 10^5 \div 10^6$; $V_{тр}$ — скорость движения воздуха в трубопроводе, м/с; ρ — плотность воздуха, кг/м³.

Приблизленно депрессия на преодоление местных сопротивлений в гибком трубопроводе может приниматься равной 20% от $h_{ст}$, т. е. $h_m = 0,2h_{ст}$.

В металлическом трубопроводе депрессия на преодоление сопротивлений на стыках невелика и ею можно пренебречь.

Динамическая депрессия и для жестких, и для гибких трубопроводов рассчитывается по формуле

$$h_d = v_{тр}^2 \rho / 2. \quad (12.10)$$

12.7. Расчет вентиляции тупиковой выработки

Расчет вентиляции тупиковой выработки включает выбор способа вентиляции, определение необходимой подачи свежего воздуха в забой, выбор вентиляционного трубопровода и расчет его аэродинамических параметров, выбор вентилятора и определение необходимого числа вентиляторов.

Способ проветривания выбирается с учетом горно-геологических условий проходки, длины выработки, площади ее поперечного сечения и в строгом соответствии с требованиями Правил безопасности. Например, если выработка относится к опасным по взрывам газа или пыли, то в соответствии с ПБ допускается применение только нагнетательного способа проветривания. В негазовых горизонтальных выработках этот способ рекомендован при их длине до 300 м, а в более длинных выработках применяется комбинированный способ проветривания.

Определение подачи свежего воздуха в забой. Необходимая подача свежего воздуха в забой выработки рассчитывается по углекислому газу, ядовитым и взрывоопасным газам, газам от взрывных работ, вредным компонентам выхлопных газов от применяемого оборудования с двигателями внутреннего сгорания, по пыли и наибольшему числу одновременно работающих в выработке людей.

Подача воздуха (м³/мин) для разжижения вредных газов, выделяющихся в выработке, определяется по формуле

$$Q_{p.r} = 100Q_r / (C_n - C_0), \quad (12.11)$$

где Q_r — фактическое выделение газа в выработке, м³/мин; C_n — предельно допустимая по ПБ концентрация газа в воздухе проводимой выработки, %; C_0 — содержание газа в свежей струе, поступающей в данную выработку, %.

Фактическое выделение газа Q_r (м³/мин) можно определить путем замера в выработке расхода $Q_{исх}$ воздуха и процентного содержания газа в исходящей из выработки струе $C_{исх}$:

$$Q_r = C_{исх} Q_{исх} / 100. \quad (12.12)$$

При расчете подачи воздуха по условию разжижения и выноса газов, образующихся при взрывных работах, выбор рас-

четной формулы обусловлен применяемым способом проветривания.

С этой целью можно воспользоваться, например, формулами В. Н. Воронина:

при нагнетательном способе проветривания выработок, проходимых по сухим породам,

$$Q_3 = \frac{2,3}{t} \sqrt[3]{AS^2 L^2 b_{\phi}}; \quad (12.13)$$

при нагнетательном способе проветривания при проходке по обводненным породам (формула В. Н. Воронина с поправкой ВНИИОМШС на обводненность)

$$Q_3 = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{AS^2 L^2 b_{\phi} \psi}{k_y^3}}; \quad (12.14)$$

при всасывающем способе проветривания выработки

$$Q_3 = \frac{2,83}{t} \sqrt[3]{AS b_{\phi} l_{3,0}}; \quad (12.15)$$

при комбинированном способе проветривания:

а) расход воздуха у забоя нагнетательным вентилятором

$$Q_{3,н} = \frac{2,3}{t} \sqrt[3]{AS^2 l_{\pi}^2 b_{\phi}}; \quad (12.16)$$

б) расход воздуха у забоя всасывающим вентилятором:

$Q_{3,вс} = 1,15 Q_{3,н}$ — при наличии вентиляционной перемычки;

$Q_{3,вс} = 1,3 Q_{3,н}$ — при отсутствии вентиляционной перемычки.

Здесь t — продолжительность проветривания, мин (в соответствии с ПБ $t \leq 30$ мин); A — масса одновременно взрывающегося в забое ВВ, кг; S — площадь поперечного сечения выработки в свету, m^2 ; L — длина проветриваемой выработки, м; b_{ϕ} — фактическая газовость, ВВ, т. е. объем условной окиси углерода, выделяемый при взрыве 1 кг ВВ, л/кг (при взрывании по породе принимается равной 40 л/кг, по углю — 100 л/кг) ψ — коэффициент обводненности выработки ($\psi = 0,8$ — для слабообводненных пород; $\psi = 0,6$ — для влажных выработок; $\psi = 0,3$ — для выработок, проходимых по водоносным породам или с применением водяных завес); k_y — коэффициент утечек воздуха через неплотности в трубопроводе; $l_{3,0}$ — длина зоны отброса газов; l_{π} — расстояние от забоя до вентиляционной перемычки.

Если при проходке выработки применяется оборудование с дизельным приводом, то расчет подачи воздуха ($m^3/\text{мин}$) выполняется по формуле

$$Q_3 = q_{д.в.с} N, \quad (12.17)$$

где $q_{д.в.с}$ — норма подачи воздуха на 1 кВт мощности (действующая норма составляет $7 m^3/\text{кВт}$); N — суммарная мощность дизельных двигателей, работающих в выработке, кВт.

Для эффективного выноса пыли из выработки скорость движения воздуха в соответствии с ПБ должна быть не ниже 0,35 м/с. Подача воздуха ($\text{м}^3/\text{мин}$) с учетом пылевого фактора определяется по формуле

$$Q_3 = 0,35 \cdot 60S = 21S. \quad (12.18)$$

Если в выработках не ведутся работы, связанные с пылеобразованием, и отсутствуют другие вредные вещества, подача воздуха должна составлять не менее 6 $\text{м}^3/\text{мин}$ на каждого человека, считая по наибольшему числу одновременно работающих в выработке людей:

$$Q_3 = 6N_{\text{л}}, \quad (12.19)$$

где $N_{\text{л}}$ — наибольшее число одновременно работающих в выработке людей.

При проведении разведочных выработок на глубоких горизонтах температура воздуха в выработках может быть выше допустимой ПБ. Чтобы температура не превышала 25°C, подачу воздуха рассчитывают с учетом общего тепловыделения в выработку:

$$Q_3 = Q_{\text{т}}/60C_{\text{у}}(t_{\text{и}} - t_{\text{п}})\rho, \quad (12.20)$$

где $Q_{\text{т}}$ — общее тепловыделение в выработку, кДж/ч; $C_{\text{у}}$ — удельная теплоемкость воздуха, кДж/(кг·°C); $t_{\text{и}}$ и $t_{\text{п}}$ — температура воздуха соответственно в исходящей и поступающей струе, °C; ρ — плотность воздуха, кг/м³.

Из всех значений Q_3 , полученных с учетом различных факторов, за окончательное принимают наибольшее.

Тип вентиляционных труб выбирают согласно с положениями, изложенными в разд. 12.5 и 12.6. Диаметр труб должен соответствовать площади поперечного сечения и длине выработки. Трубы диаметром до 300 мм применяются для проветривания коротких (до 100 м) или неглубоких выработок с площадью поперечного сечения до 4 м². При большей площади поперечного сечения в зависимости от длины (глубины) выработки применяются трубы диаметром 500 и 600 мм и значительно реже — диаметром 800 мм.

После предварительного выбора диаметра трубопровода рассчитывают его аэродинамические параметры. Окончательно диаметр трубопровода устанавливают при подборе вентилятора.

Рассмотрим порядок выбора вентилятора для коротких и протяженных выработок.

Условно короткими выработками в данном случае будем считать такие, проветривание которых может быть обеспечено одним вентилятором, и протяженными — когда для преодоления депрессии трубопровода необходимо устанавливать два или более вентиляторов последовательно.

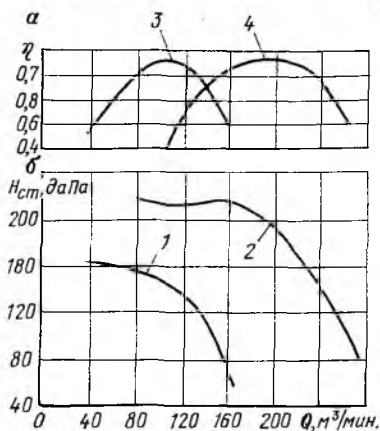


Рис. 12.7. Аэродинамические характеристики вентиляторов ВМ-4М (1 и 3) и ВМ-5М (2 и 4) при угле установки лопаток ($\alpha=0^\circ$); а и б — зависимости соответственно КПД η и давления $H_{\text{ст}}$ от подачи вентилятора Q

110 m^3/min . Этой цели (рис. 12.7) соответствуют вентиляторы ВМ-4М и ВМ-5М. Но первый вентилятор использовать в этом случае целесообразнее, поскольку он будет работать с более высоким, чем у ВМ-5М, КПД.

Проветривание протяженных выработок целесообразно производить с использованием комбинированного способа и гибких труб с длиной одного звена 10 или 20 м. В сочетании с нагнетательным вентилятором целесообразно применение гибких труб. Во всасывающей же магистрали (рис. 12.8) расстояние между вентиляторами должно быть таким, чтобы в трубопроводе отсутствовали зоны разрежения, наличие которых приводит к деформации сечения гибкой трубы и уменьшению его площади.

Приближенно систему вентиляции рассчитывают в этом случае следующим образом.

Определяют необходимую подачу воздуха в забой Q'_3 нагнетательным вентилятором (см. рис. 12.8, б) и расход воздуха на выходе из всасывающей магистрали $Q'_в$. Например, для случая, когда вентиляционную перемычку в призабойной зоне не устанавливают, $Q'_в = 1,3Q'_3$.

С учетом утечек воздуха в трубопроводе рассчитывают расход воздуха на входе во всасывающую магистраль:

$$Q_3 = k_y Q'_в.$$

По величине Q_3 и напорным характеристикам вентиляторов выбирают тот из них, рабочая точка которого будет лежать в

Проветривание коротких выработок. При подборе вентилятора для проветривания короткой выработки депрессию трубопровода и подачу вентилятора определяют для максимальной длины выработки. По найденной величине депрессии трубопровода из каталога или справочника выбирают тот вентилятор, для которого по его аэродинамической характеристике величине депрессии $h_{\text{тр}}$ соответствует подача $Q \geq Q_3$. При этом рабочая точка вентилятора должна лежать в оптимальной зоне, т. е. $\eta \geq 0,9\eta_{\text{max}}$.

Рассмотрим пример. Пусть требуется подобрать вентилятор, который обладал бы давлением в 1200 Па и обеспечивал подачу воздуха не менее

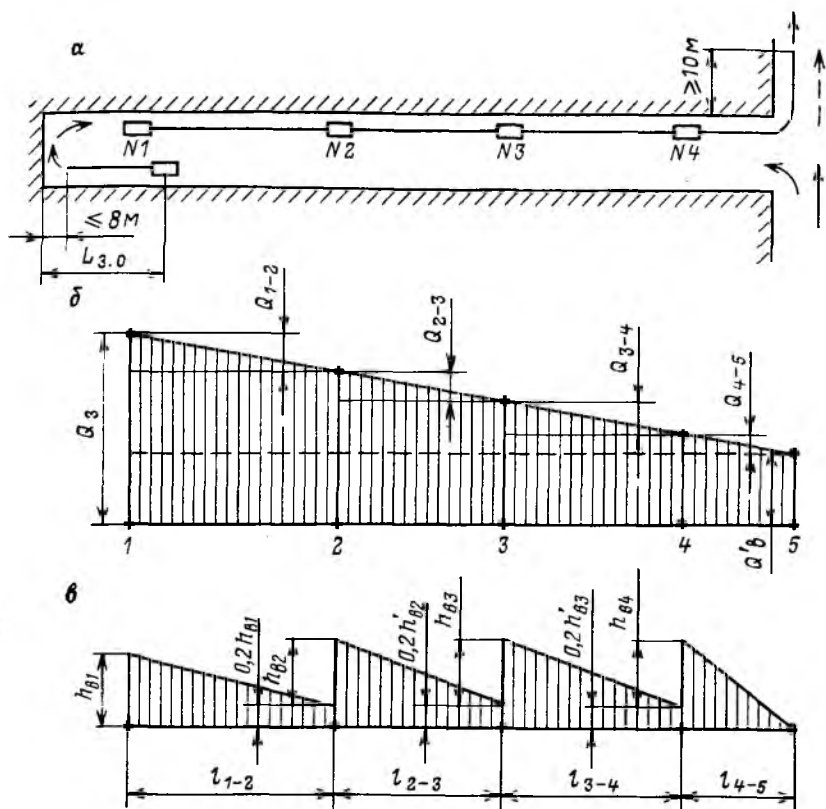


Рис. 12.8. Схемы к расчету проветривания протяженных выработок:
a — расположение вентиляторов; *б* и *в* — эпюры соответственно расхода воздуха и статического давления во всасывающем трубопроводе; $L_{3.0}$ — длина зоны отброса газов; Q_3 — расход воздуха во всасывающем трубопроводе у забоя; Q'_v — расход воздуха на выходе из всасывающего трубопровода; h_{B1} ; h_{B2} ; h_{B3} ; h_{B4} — статические давления вентиляторов; h'_{v2} ; h'_{v3} — остаточные статические давления на входе соответственно третьего и четвертого вентиляторов; l_{1-2} ; l_{2-3} ; l_{3-4} ; l_{4-5} — длины участков трубопровода

области оптимальных значений КПД. Устанавливают депрессию h_v вентилятора, соответствующую подаче Q_3 .

Расстояние l_{1-2} между первым и вторым вентиляторами выбирается таким, чтобы у второго вентилятора не возникало зоны разрежения. Для этого величина действующей депрессии (см. рис. 12.8, *в*) в точке 2 принимается равной 0,2 депрессии первого вентилятора:

$$\frac{6,5\alpha l_{1-2}}{d^5} Q_3^2 = 0,8h_{B1}, \quad l_{1-2} = \frac{0,8h_{B1}d^5}{6,5\alpha Q_3^2}. \quad (12.21)$$

Подача второго вентилятора

$$Q_{B2} = Q_3 - Q_{1-2},$$

где Q_{1-2} — потери воздуха на участке 1—2,

$$Q_{1-2} = Q_3 (k_y - 1) l_{1-2} / (k_y L_{\text{тр}}). \quad (12.22)$$

По напорной характеристике вентилятора определяют депрессию $h_{в2}$, соответствующую подаче $Q_{в2}$. Суммарная депрессия в точке 2

$$h'_{в2} = 0,2h_{в1} + h_{в2}. \quad (12.23)$$

Расстояние между вторым и третьим вентиляторами

$$l_{2-3} = 0,8h'_{в2}d^5 / (6,5\alpha Q_{в2}^2). \quad (12.24)$$

Подачу третьего вентилятора определяют по формуле

$$Q_{в3} = Q_3 - Q_{1-3}, \quad (12.25)$$

где Q_{1-3} — потери воздуха на участке 1—3,

$$Q_{1-3} = Q_3 (k_y - 1) l_{1-3} / (k_y L_{\text{тр}}). \quad (12.26)$$

По характеристике вентилятора определяют депрессию $h_{в3}$, соответствующую подаче $Q_{в3}$. Суммарная депрессия в точке 3

$$h'_{в3} = 0,2h_{в2} + h_{в3} = 0,2(0,2h_{в1} + h_{в2}) + h_{в3}. \quad (12.27)$$

Далее по величинам $Q_{в3}$ и $h'_{в3}$ рассчитывают расстояние между третьим и четвертым вентиляторами по формуле, аналогичной формуле (12.24).

Подобным образом рассчитывают параметры вентиляционной системы при любом числе вентиляторов. Общее их число должно быть таким, при котором $\Sigma l_i = L_{\text{тр}}$.

ПРИМЕР. Пусть требуется обеспечить подачу 120 м³/мин воздуха в забой выработки длиной 600 м при проветривании ее комбинированным способом. Необходимо выбрать тип вентилятора для всасывающей магистрали и определить максимальное расстояние между вентиляторами, при котором возможно применение гибких труб.

Решение. Расход воздуха на выходе из всасывающей магистрали

$$Q'_в = 1,3 \cdot 120 = 156 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Расход воздуха на входе во всасывающую магистраль (коэффициент утечек воздуха для гибкого трубопровода, состоящего из труб типа М длиной 20 м, для проектной длины выработки по справочным данным составляет 1,35):

$$Q_в = 1,35 \cdot 156 = 211 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

По аэродинамической характеристике вентилятора ВМ-5М устанавливаем, что при угле установки лопаток 0° он обеспечивает требуемую подачу при КПД, равном 0,74 и близком к максимальному. При этом давление составит 1850 Па.

Длина участка 1—2

$$l_{1-2} = \frac{0,8 \cdot 1850 \cdot 0,5^5 \cdot 60^2}{6,5 \cdot 0,003 \cdot 211^2} = 192 \text{ м.}$$

Потери воздуха на участке 1—2

$$Q_{1-2} = \frac{211 (1,35 - 1) \cdot 192}{1,35 \cdot 600} = 18 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Подача второго вентилятора $Q_{в2} = 211 - 18 = 193 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Депрессия второго вентилятора, соответствующая подаче $Q_{в2}$, составит 2000 Па.

Суммарная депрессия второго вентилятора

$$h_{в2} = 0,2 \cdot 1850 + 2000 = 2370 \text{ Па.}$$

Длина участка 2—3

$$l_{2-3} = \frac{0,8 \cdot 2370 \cdot 0,5^5 \cdot 60^2}{6,5 \cdot 0,003 \cdot 193^2} = 294 \text{ м.}$$

Длина участка выработки, который будет обслуживаться третьим вентилятором,

$$l_{3-4} = 600 - (192 + 294) = 114 \text{ м,}$$

что значительно меньше, чем l_{2-3} .

Следовательно, при максимальной длине выработки во всасывающей магистрали будут работать три вентилятора ВМ-5М. При этом обеспечивается возможность использования гибких труб.

Вентиляция протяженных выработок с помощью вспомогательной параллельной выработки. В отдельных случаях для проветривания протяженной выработки параллельно ей проходят вспомогательную, по которой обычно удаляют загрязненный воздух. Обе выработки через 50—100 м соединяют сбойками, которые по мере проведения выработок перекрывают глухими перемычками, за исключением сбойки, ближайшей к забоям (рис. 12.9). Такая схема проветривания встречается на некоторых разведочных шахтах, причем по основной части параллельных выработок воздух движется за счет депрессии вентилятора главного проветривания, а в забой проходимых выработок воздух подают вентиляторами местного проветривания, работающими по нагнетательной схеме. Суммарная подача обоих вентиляторов местного проветривания при этом не должна превышать 70 % расхода воздуха в выработке за счет депрессии главного вентилятора.

Рассмотренная схема проветривания позволяет подать к забоям выработок значительное количество воздуха, но применяется она только в случае крайней необходимости, поскольку проходка вспомогательной выработки связана со значительными затратами.

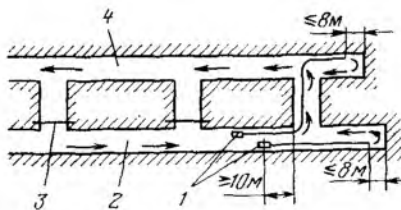


Рис. 12.9. Схема проветривания протяженной выработки с помощью вспомогательной параллельной выработки:

1 — вентиляторы, подающие в забой выработок свежий воздух; 2 — основная разведочная выработка; 3 — вентиляционная перемычка; 4 — вспомогательная вентиляционная выработка

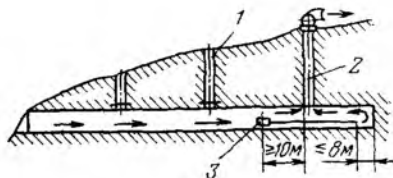


Рис. 12.10. Схема к расчету проветривания с помощью скважин:

1 — скважина, перекрытая вентиляционной перемычкой; 2 — действующая вентиляционная скважина; 3 — вентилятор местного проветривания

Расчет проветривания при использовании параллельной выработки и выбор ВМП производятся так же, как при проветривании коротких выработок.

Вентиляция протяженных выработок с помощью скважин. Этот способ применяется при проведении разведочных штолен, сравнительно небольшом расстоянии до поверхности или наличии на разведочной шахте вышележащего горизонта. Применение вентиляционных скважин или шурфов целесообразно только в том случае, если затраты на бурение скважин или проходку шурфов с экономической точки зрения будут оправданными.

Наиболее типичной схемой вентиляции с помощью скважин является приведенная на рис. 12.10. Вентилятор устанавливают над скважиной, что обеспечивает сквозную струю. Вентилятор местного проветривания подает свежий воздух к забою выработки по трубопроводу.

По мере увеличения длины выработки бурят новые скважины, а предыдущие изолируют от выработки.

Расчет вентиляции с использованием скважин включает в себя определение параметров вентилятора в горной выработке и вентилятора, установленного над скважиной.

Первоначально с учетом положений, изложенных в данном разделе, определяют подачу воздуха в забой Q_z и дебит вентилятора, установленного в выработке. Далее с учетом того, что дебит этого вентилятора не должен превышать 70% расхода воздуха в сквозной струе, определяют расход воздуха по скважине

$$Q_c = 1,43 Q_z. \quad (12.28)$$

По расходу воздуха в скважине и величине коэффициента подсосов воздуха на устье скважины k_c рассчитывают дебит вентилятора над скважиной:

$$Q_{вс} = k_c Q_c. \quad (12.29)$$

Коэффициент подсосов k_c при хорошей герметизации устья $k_c = 1,05 \div 1$.

Депрессия вентилятора, установленного на скважине, определяют по выражению

$$h_v = h_{\text{выр}} + h_c, \quad (12.30)$$

где $h_{\text{выр}}$ и h_c — соответственно депрессия выработки от ее устья до скважины и депрессия скважины.

Депрессию выработки рассчитывают по формуле

$$h_{\text{выр}} = \alpha_v P L Q_n Q_c / S^3, \quad (12.31)$$

где α_v — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$; P — периметр выработки, м; L — длина выработки от устья до скважины, м; Q_n — расход воздуха в начале выработки, $\text{м}^3 / \text{с}$; S — площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 .

Расход Q_n определяют по формуле

$$Q_n = Q_c + Q_{\text{ут}}, \quad (12.32)$$

где $Q_{\text{ут}}$ — утечки воздуха по выработке через ранее пробуренные скважины, $\text{м}^3 / \text{с}$.

Депрессию скважины рассчитывают по формуле

$$h_c = R_c Q_c^2, \quad (12.33)$$

где R_c — аэродинамическое сопротивление скважины.

Аэродинамическое сопротивление можно рассчитать по формуле

$$R_c = \alpha_c L_{\text{скв}} / (d^{5,2} k_c), \quad (12.34)$$

где α_c — коэффициент аэродинамического сопротивления скважины (для скважин, обсаженных трубами, $\alpha_c = 0,0029 \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$, для скважины без обсадки $\alpha_c = 0,0042 \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$); $L_{\text{скв}}$ — глубина скважины, м; d — диаметр скважины, м.

В редких случаях, когда нет возможности пробурить одну скважину необходимого диаметра, бурят параллельно две или три скважины меньшего диаметра.

Общее сопротивление R_c нескольких параллельных скважин определяют по формуле

$$1/\sqrt{R_c} = 1/\sqrt{R_1} + 1/\sqrt{R_2} + \dots + 1/\sqrt{R_n}. \quad (12.35)$$

Суммарное сопротивление двух скважин с различными диаметрами рассчитывают по формуле

$$R_c = R_1 / (\sqrt{R_1/R_2} + 1)^2. \quad (12.36)$$

а если скважины имеют одинаковый диаметр, то

$$R_c = R_1/4,$$

где R_1 и R_2 — аэродинамическое сопротивление соответственно первой и второй скважин.

По найденным величинам h_v и $Q_{вс}$ выбирают вентилятор, режим работы которого, как и во всех случаях, должен соответствовать номинальным значениям КПД.

12.8. Паспорт проветривания горной выработки

Проветривание подземной горноразведочной выработки производится в строгом соответствии с паспортом проветривания. Этот обязательный документ составляется для проведения всех подземных выработок, исключая шурфы без рассечек, для которых параметры и режим проветривания указываются в паспорте буровзрывных работ.

Паспорт проветривания составляется руководителем горных работ и утверждается главным инженером партии или экспедиции; с паспортом должны быть ознакомлены под расписку рабочие и технический персонал, связанные с выполнением горноразведочных работ.

Паспорт проветривания содержит схему вентиляции, изображенную на плане и поперечном разрезе выработки, характеристики выработки, системы вентиляции, вентилятора, вентиляционных труб, а также содержит необходимые дополнительные сведения о средствах и способах проветривания.

Форма паспорта проветривания и инструкция по его составлению приведены в качестве одного из приложений в Правилах безопасности.

13. ОСВЕЩЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

13.1. Некоторые сведения о свете.

Нормы освещенности

Рациональное освещение горных выработок имеет важное значение для создания нормальных условий труда. Правильно выполненное освещение снижает утомляемость работающих и способствует повышению производительности и безопасности труда.

Основной светотехнической величиной, используемой для оценки качества освещения, является освещенность E , под которой понимается отношение светового потока к площади освещаемой поверхности. Освещенность оценивается в люксах (лк) и измеряется специальными приборами, называемыми люксметрами. Наиболее широко распространены фотоэлектрические люксметры.

Для оценки зрительного восприятия освещаемого объекта используется светотехническая величина, называемая светимостью. Светимость R определяется как отношение светового потока, испускаемого светящейся поверхностью, к площади этой поверхности. Измеряется светимость, так же как освещенность.

щенность, в люксах. Если освещенность учитывает падающий световой поток, то светимость — только отраженный или пропускаемый (преломленный). В подземных условиях светимость горных пород и других объектов обусловлена в основном их отражающей способностью, оцениваемой коэффициентом отражения ρ . В зависимости от величины коэффициента отражения горных пород их светимость изменяется в 15—20 раз. Например, путем побелки коэффициент отражения поверхности выработок можно увеличить с 0,02—0,08 до 0,4—0,5.

Зависимость между светимостью и освещенностью выражается формулой

$$R = \rho E. \quad (13.1)$$

Отражение света может быть рассеянным и зеркальным. Большое практическое значение имеет коэффициент рассеянно-го отражения.

Под блескостью понимается специфическое свойство ярко освещенной поверхности вызывать ослепление, или дезадаптацию, наблюдателя. Различают прямую блескость, вызываемую непосредственно источником света (головного светильника, прожектора и т. д.), и косвенную, связанную с наличием зеркальноотражающих поверхностей.

Основными мерами защиты от блескости в горных выработках являются использование слабоматовых стекол в электрических светильниках и расположение светильников не менее чем на 30° выше оси зрения.

Освещение в горных выработках должно соответствовать нормам освещенности, устанавливаемым Правилами безопасности. Минимальная освещенность некоторых подземных объектов приведена в табл. 13.1.

13.2. Светильники для горных выработок

Для освещения горных выработок применяют сетевые электрические и индивидуальные светильники. Кроме того, некоторые типы забойных машин и все электровозы имеют осветительные фары.

ТАБЛИЦА 13.1

Объекты	Плоскость, в которой нормируется освещение	Минимальная освещенность, лк
Забои горизонтальных выработок	Горизонтальная на почве	15
	Вертикальная на забое	10
Откаточные выработки	Горизонтальная на почве	5
Разминовки	Горизонтальная на почве	2
Скреперные лебедки	На рабочей поверхности	20
Склады ВМ	Горизонтальная на почве	30
Околоствольный двор	Горизонтальная на уровне 0,8 м от почвы	15

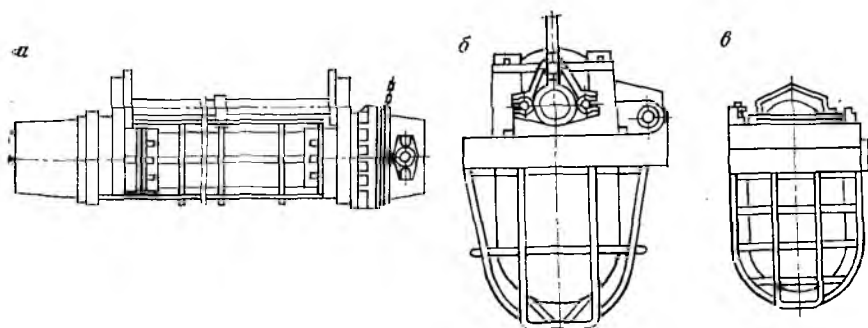


Рис. 13.1. Стационарные электрические светильники с люминесцентными лампами (а) и лампами накаливания (б и в)

Для сетевого освещения применяют стационарные или переносные светильники. Светильником, или осветительным прибором, называется лампа с дополняющей ее осветительной арматурой, предназначенной для сосредоточения светового потока в нужном направлении, защиты глаз работающих от чрезмерной яркости отдельных элементов лампы, защиты колбы лампы от механических повреждений, исключения воспламенения и взрыва горючих газов и пыли. Использование лампы без арматуры является нарушением Правил безопасности.

Стационарные электрические светильники (рис. 13.1) выпускаются как с лампами накаливания, так и с люминесцентными лампами. По степени безопасности они подразделяются на нормальные и взрывозащищенные. Светильники нормальные (РН) применяются в выработках, не опасных по взрывам газа или пыли, а повышенной надежности против взрыва (РП) и во взрывобезопасном исполнении (РВ) — в выработках, опасных по взрывам газа или пыли. В табл. 13.2 приведены основные технические данные сетевых шахтных светильников.

У светильников с люминесцентными лампами светоотдача в 4—5 раз и срок службы в 2—2,5 раза выше, чем у светильников с лампами накаливания.

ТАБЛИЦА 13.2

Показатели	Марки светильников							
	с лампами накаливания						с люминесцентными лампами	
	РН-60	РН-100	РН-200	РП-100	РП-150	РП-200	РВЛ-15	РНЛ-15
Напряжение, В	$\frac{127}{220}$	$\frac{127}{220}$	$\frac{127}{220}$	127	127	127	127	127
Мощность, Вт	60	100	200	100	150	200	15	15
Масса, кг	1,44	1,54	5,46	5,4	6,7	7	8	3,4



Рис. 13.2. Светильник в нормальном исполнении

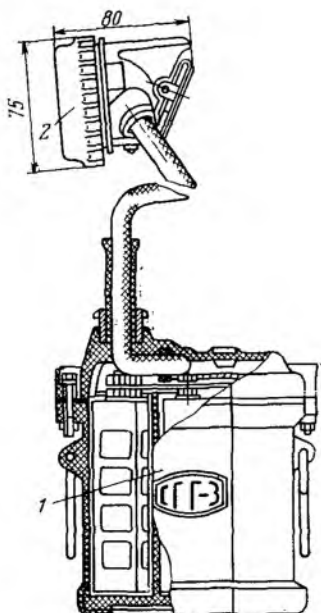


Рис. 13.3. Головной светильник.

Светильник в нормальном исполнении (рис. 13.2) состоит из металлического корпуса 1, стеклянного защитного колпака 3, защитной металлической сетки 5, крючка для подвески 6, питающего кабеля 2 и нажимного винта 4, обеспечивающего хорошее уплотнение между стеклянным колпаком и корпусом.

Светильники во взрывозащищенном исполнении отличаются конструктивными элементами, отключающими лампу в момент разрушения ее колбы, защитного колпака или при проникновении в светильник воздуха.

Для освещения забоев стволов шахт при проходке применяются проходческие светильники повышенной надежности ППН-500 и светильники в нормальном исполнении ПНН-500.

Индукционные переносные светильники с лампами накаливания удобны тем, что подключаются к сети без разделки осветительного кабеля.

Индивидуальные светильники. Каждый, кто спускается в шахту, шурф или идет в штольню, должен иметь индивидуальный переносной светильник. Индивидуальные светильники по источнику света подразделяются на электрические аккумуляторные и пламенные — бензиновые и ацетиленовые. На подземных горноразведочных работах применяют преимущественно электрические индивидуальные светильники. По конструктивному исполнению они могут быть головными или ручными. Головной светильник (рис. 13.3) состоит из аккумулятора 1, под-

ТАБЛИЦА 13.3

Показатели	Светильник					
	«Кузбасс»	СГУ4	СГГ1	СГГ2	СГГ3	ЩГСГ
Световой поток фары, лм	30/15	40/20	30/15	30/15	30/15	30/15
Емкость батареи, А·ч	10	10	10	10	11	10
Масса, кг	1,7	1,85	2,45	2,3	2	2,36

вешиваемого на пояском ремне, и осветительной фары 2, размещаемой на шахтерской каске. Фара постоянно соединена с аккумулятором электропроводным кабелем. Лампа фары имеет две нити накала — основную и резервную. Переключатель («основная нить» — «выключено» — «резервная нить») расположен на фаре. Аккумуляторы применяются щелочные или кислотные. Щелочные аккумуляторы менее чувствительны к сотрясениям и имеют больший срок службы, чем кислотные. Кислотные аккумуляторы отличаются меньшей массой и стоимостью при одинаковой емкости со щелочными. Технические данные некоторых аккумуляторных светильников приведены в табл. 13.3.

В ручном аккумуляторном светильнике осветительная фара смонтирована непосредственно на корпусе, где размещается аккумулятор.

Ручные светильники (табл. 13.4) применяются значительно реже, чем головные.

Аккумуляторные светильники обеспечивают горение ламп в течение 10 ч. Зарядка аккумуляторов осуществляется от зарядных станций, обеспечивающих зарядное напряжение, равное 4,4—5,2 В.

На горноразведочных работах благодаря простоте конструкции и яркому пламени в выработках, не опасных по газу или пыли, еще применяются ацетиленовые (карбидные) лампы. Принцип их работы основан на сгорании ацетилена, который образуется в нижнем бачке лампы вследствие разложения водой карбида кальция. Вода поступает из верхнего бачка каплями по тонкой трубке. Поступление воды в нижний бачок и, следовательно, количество образующегося ацетилена и световой поток лампы регулируются специальным винтом.

ТАБЛИЦА 13.4

Показатели	Светильник				
	РВС-2	ЛАУ-4	ЛАТ-4	ЛАС-6А	ЛАС-8М
Световой поток, лм	14	16	7,5	80	90
Сила света, кд	3	3,5	25	10	10
Масса, кг	4,5	4,3	2,3	3,5	3,4

Ламповые. Ламповая представляет собой помещение в административно-бытовом комбинате, где хранятся индивидуальные светильники, а также самоспасатели и респираторы. В ламповых светильники приводятся в рабочее состояние, выдаются спускающимся в горные выработки и принимаются после выхода из них. Число исправных светильников должно быть на 10% больше списочного состава подземных трудящихся.

13.3. Требования правил безопасности при организации освещения в горных выработках

Для сетевого освещения в горных выработках стационарными светильниками с лампами накаливания разрешается применять линейное напряжение 127 В. Линейное напряжение 220 В допускается для стационарного люминесцентного освещения.

Для питания переносных ручных светильников можно применять напряжение не выше 42 В, а при работе в сырых помещениях, где работы связаны с прикосновением к токопроводящим поверхностям, — не выше 12 В. Питание светильников напряжением 42 В и ниже необходимо производить от трансформаторов с раздельными обмотками первичного и вторичного напряжений.

Применение автотрансформаторов для этой цели не допускается.

Ламповые являются производственными помещениями, опасными в отношении взрывов и пожаров. Это связано с выделением водорода при зарядке аккумуляторов, ацетилена при нарушении герметичности тары с карбидом кальция и при заправке им светильников, а также с использованием бензина для бензиновых светильников. Взрывоопасными являются объемные концентрации водорода — более 4%, ацетилена — более 2,5%, паров бензина — более 2,6%. В связи с этим в ламповых запрещено пользоваться открытым огнем и курить, а в помещении для аккумуляторных батарей, кроме того, пользоваться электронагревательными приборами и аппаратами, могущими давать искру.

В помещениях ламповых оборудуются приточно-вытяжная вентиляция.

Каждое аккумуляторное помещение обеспечивается соответствующими измерительными приборами, защитными приспособлениями и нейтрализующими растворами.

В ламповой оборудуются аптечки, укомплектованные необходимыми средствами оказания первой помощи. Там же должны находиться средства пожаротушения.

При получении светильника необходимо лично удостовериться в его исправности, а при обнаружении неисправности его следует вернуть и взамен получить другой. Правилами

безопасности запрещается передвижение людей по выработкам и производство работ без включенного индивидуального светильника.

14. ВОДООТЛИВ ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

14.1. Водоприток в подземные горные выработки

Водоотливом называется комплекс мер по удалению воды, поступающей в горные выработки из водоносных пород, на поверхность. В горных породах вода накапливается вследствие наличия в них естественных пустот (пор, трещин, каверн и т. д.) или искусственных полостей, образовавшихся в процессе ведения горных работ.

Подземные воды подразделяются на напорные и безнапорные (грунтовые). Безнапорными являются воды первого от поверхности постоянно существующего водоносного горизонта, расположенного на первом водоупорном слое, и имеющие свободную, т. е. находящуюся под атмосферным давлением, поверхность. К напорным относятся подземные воды в водоносных пластах, изолируемых слабопроницаемыми горными породами.

Вода в горных породах накапливается вследствие инфильтрации атмосферных осадков, фильтрации из поверхностных водоемов или может быть глубинной, т. е. поднимающейся из глубоких частей литосферы.

На небольших глубинах циркулируют обычно пресные или слабоминерализованные подземные воды, а глубокие горные выработки вскрывают высокоминерализованные воды и рассолы. В связи с этим шахтные воды в большинстве случаев являются агрессивными, т. е. способными вызывать, например, коррозию металлических частей горного оборудования.

На степень обводненности месторождения оказывают влияние его географическое положение, климатические условия и форма рельефа земной поверхности, стратиграфия и тектоника района, глубина и условия залегания полезного ископаемого, литологический состав, взаимосвязь водопроницаемых и водоупорных пород и ряд других факторов. Например, с глубиной обводненность горных пород уменьшается, так как снижается их пористость и трещинная пустотность.

Водоприток в горные выработки оценивается количеством притекающей в них в единицу времени воды ($\text{м}^3/\text{ч}$). Водоприток зависит от степени обводненности месторождения, напора воды, времени года, положения выработки относительно вскрываемых ею водоносных пород (вкrest простираения, по простираанию и т. д.) и дренирующей способности породы на поверхностях горной выработки. Водоприток в отдельные

горные выработки может достигать нескольких десятков кубометров в час, а в целом по шахте — сотен и даже тысяч кубометров.

Расчет возможных притоков воды в горные выработки методами, основанными на динамике подземных вод, может дать лишь ориентировочные результаты, поскольку водопритоки зависят от комплекса непостоянных во времени факторов. Более точные данные получают путем проведения опытных откачек из разведочных скважин.

14.2. Водоотлив при проходке вертикальных выработок

Приток воды в вертикальные выработки (стволы, шурфы) является в основном результатом вскрытия отдельных водоносных пластов, которые и дренируют воду в выработку. Наличие воды в выработке, прежде всего непосредственно в забое, затрудняет выполнение всех работ по проведению выработки, снижает скорость горнопроходческих работ и удорожает их.

Поступающая в ствол или шурф вода распределяется по площади сечения неравномерно. Около 65—80% воды распределяется на расстоянии до 30 см от стенок и лишь 5% в центральной ее части.

При проведении вертикальных выработок без применения специальных методов борьба с водой путем откачки ее из забоя в соответствии со СНиП III-11—77 осуществляется, как правило, при водопритоках в забой не более 8 м³/ч.

Водопритоки в забой могут быть уменьшены путем применения водоулавливания.

Способ водоулавливания заключается в том, что на определенных участках выработки, в первую очередь по мере пересечения водоносных пластов, устраивают водосборные желоба (водоулавливающие кольца). Из желоба вода перепускается в нижерасположенную вспомогательную перекачную станцию по трубопроводу. Для стока воды в сторону водоспускного отверстия желоб имеет уклон 0,02—0,03. В перекачной станции устанавливаются баки для сбора воды.

Наиболее эффективна схема водоулавливания путем осуществления искусственного дренажа перекрытого бетонной крепью водоносного пласта с отводом воды через водоулавливающее кольцо в баки перекачной станции (рис. 14.1).

Водоулавливающие кольца (рис. 14.2) обычно изготавливают

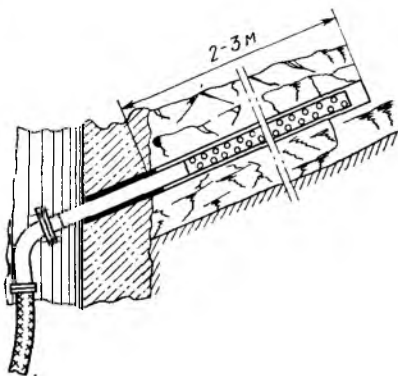


Рис. 14.1. Схема водоулавливания с помощью искусственного дренажа

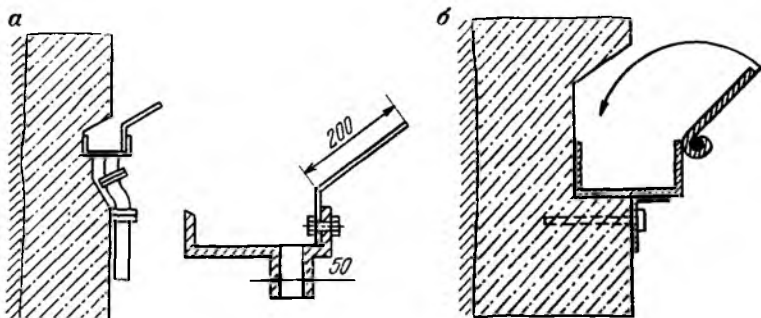


Рис. 14.2. Конструкции водоулавливающих колец с жестко установленным (а) и откидным (б) козырьками

из швеллерных балок или листовой стали. Для лучшего улавливания воды кольцо имеет козырек, который в зоне подвешенного полка с целью уменьшения отскока брызг делается откидным.

Вода, скапливающаяся в забое, должна откачиваться. Наиболее простым и надежным способом водоотлива является выдача воды из забоя бадьями. Бадьи заполняются водой с помощью легких перекачных забойных насосов. Такой способ водоотлива допускается, если водоприток в разведочный ствол не превышает $3 \text{ м}^3/\text{ч}$, а в разведочный шурф — $0,3 \text{ м}^3/\text{ч}$.

В процессе бурения шпуров подъемная установка имеет небольшую нагрузку, поэтому скапливающаяся на забое вода может периодически выдаваться бадьями. При уборке породы подъем работает интенсивно, в связи с чем вода в бадьях выдается вместе с породой, располагаясь между кусками породы. Количество воды ($\text{м}^3/\text{ч}$), выдаваемой бадьями на поверхность, можно рассчитать по формуле

$$Q_{\text{в}} = nk_3 V_6 k_{\text{п}}, \quad (14.1)$$

где n — число подъемов в час; $k_3 v_6$ — полезная вместимость бадьи, м^3 (уровень воды должен быть на 10 см ниже кромки бадьи); $k_{\text{п}}$ — коэффициент пустот в породе, определяется величиной коэффициента разрыхления $[k_{\text{п}} = (k_{\text{р}} - 1)/k_{\text{р}}]$; в среднем $k_{\text{п}} = 0,4 \div 0,6$.

При водоотливе насосами вода из забоя выработки подается непосредственно на поверхность или через перекачные станции. В первом случае водоотлив осуществляется по одноступенчатой схеме, во втором — по двух- или многоступенчатой. При одноступенчатой схеме водоотлива (рис. 14.3) применяют подвесные насосы. Насос, став напорных труб и кабель подвешивают на канате. Один конец каната закреплен на подшивной площадке копра, другой огибает шкивы на раме насоса и на подшивной площадке копра, а затем навивается на барабан проходческой лебедки. Кабель навивается на барабан кабельной лебедки.

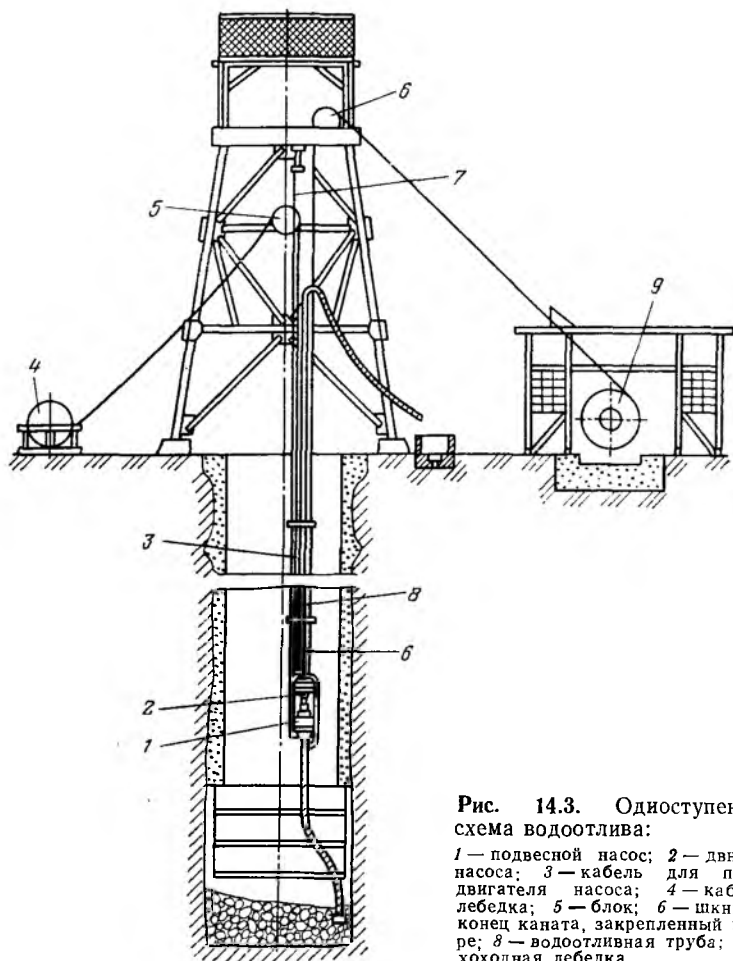


Рис. 14.3. Одноступенчатая схема водоотлива:

1 — подвесной насос; 2 — двигатель насоса; 3 — кабель для питания двигателя насоса; 4 — кабельная лебедка; 5 — блок; 6 — шкворень; 7 — конец каната, закрепленный на копре; 8 — водоотливная труба; 9 — тяговая лебедка

Напорный трубопровод и кабель крепят к канату специальными хомутами, устанавливаемыми в зависимости от глубины ствола через 4—6 м.

На поверхности к ставу водонапорных труб подсоединяют шланг, по которому вода поступает в водоотливную канавку.

С водоотливом по одноступенчатой схеме проходят стволы глубиной до 350 м с использованием высоконапорных подвесных проходческих насосов, например, ВП-3С.

Одноступенчатый водоотлив имеет ряд недостатков: задержки в работе, связанные с подъемом и спуском насоса при взрывных работах, и откачка воды, скопившейся за это время в забое ствола; необходимость систематического наблюдения за уровнем воды в приемке для обеспечения нормальной работы насоса; трудности, связанные с использованием погружоч-

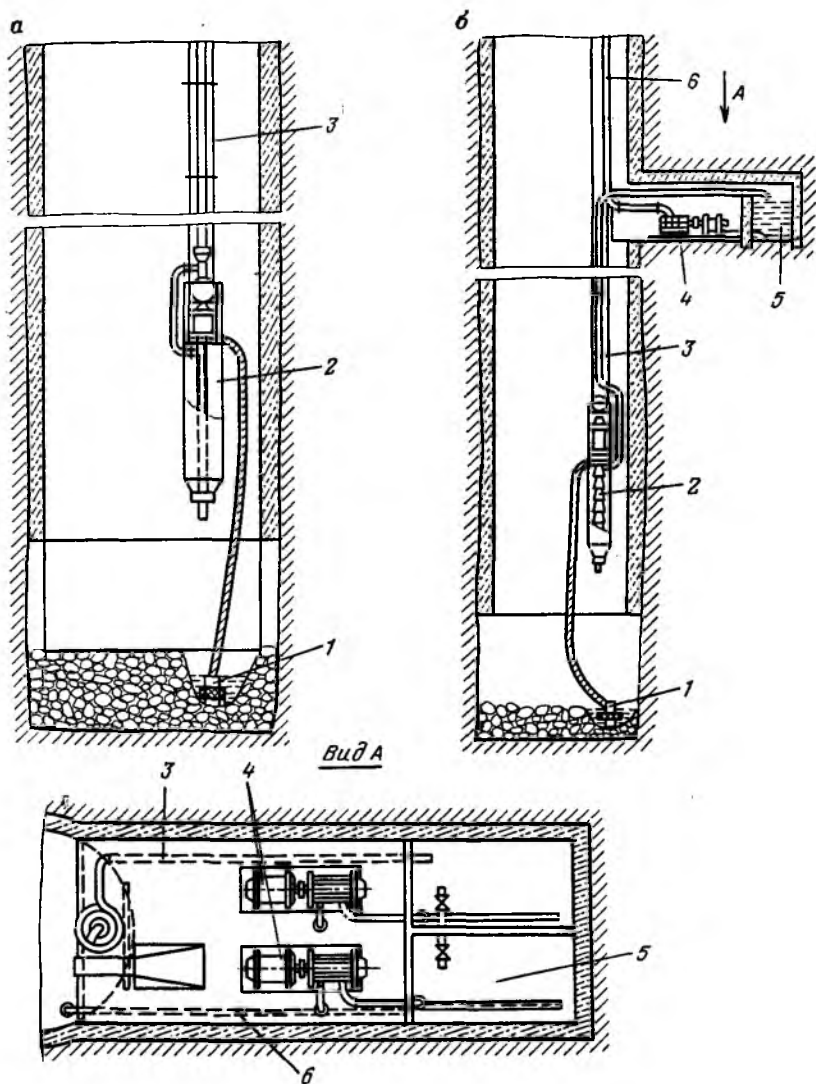


Рис. 14.4. Схема многоступенчатого водоотлива без перекачной (а) и с перекачной (б) станциями:

1 — забойный насос; 2 — подвесной проходческий насос; 3 — водоотливной став подвешенного насоса; 4 — горизонтальный насос; 5 — водосборник; 6 — водоотливной став горизонтального насоса

ного оборудования из-за наличия в забое насоса и всасывающего рукава.

В значительной степени недостатки одноступенчатого водоотлива устраняются при использовании двух- или многоступенчатой схемы (рис. 14.4). Забойный насос по гибкому шлангу откачивает воду в резервуар перекачной станции, а оттуда под-

весным или горизонтальным насосом она выдается на поверхность или перекачивается в резервуар промежуточной перекачной станции. Число забойных насосов зависит от величины водопритока и составляет от 1 до 3.

14.3. Водоотлив при проходке наклонных и горизонтальных выработок

Для улавливания воды при проведении наклонных выработок в их почве через каждые 5—10 м оборудуются поперечные канавки, из которых вода поступает в продольную канавку, а затем в водосборник. Туда же откачивается вода из забоя забойным насосом. С помощью горизонтального стационарного насоса далее вода откачивается непосредственно на поверхность или подается к промежуточному водосборнику.

Забойные насосы устанавливают горизонтально на специальных рамах, оборудованных полозьями или колесами, а также на переносных полках (рис. 14.5).

По выработкам насосы перемещают на салазках или на колесах по рельсовым путям с помощью канатов и лебедок, устанавливаемых на поверхности или в камере промежуточной насосной станции.

Нагнетательный трубопровод насоса периодически наращивают по мере углубки выработки. С этой целью насос соединяют с напорным трубопроводом гибким рукавом.

При небольших водопритоках в наклонные выработки, так же как и при проведении вертикальных выработок, вода может удаляться вместе с породой в вагонетках или скипах (см. разд. 14.2).

Водоотлив из горизонтальных выработок осуществляется с помощью водоотливных канавок (рис. 14.6). Для обеспечения движения воды по канавкам самотеком (а также для улучшения условий транспортирования грузов) почве выработки придается продольный уклон от 0,002 до 0,005. Для стока воды в канавку почва должна иметь также поперечный уклон не менее 0,002.

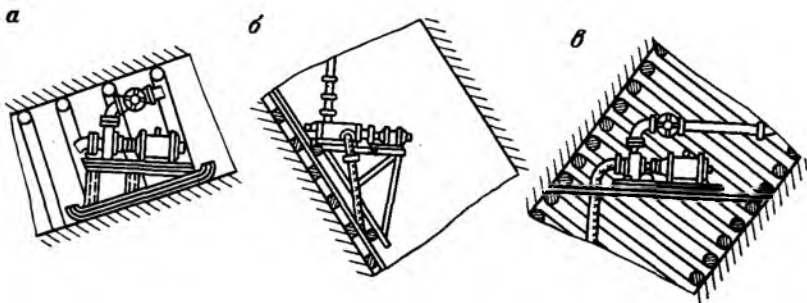


Рис. 14.5. Забойные насосы, устанавливаемые в наклонных выработках на салазках (а и б) и на переносном полке (в)

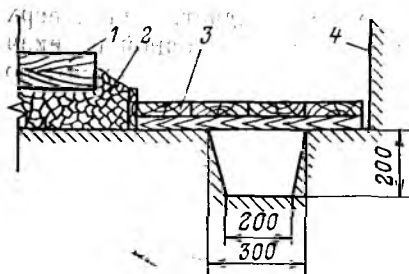


Рис. 14.6. Схема водоотливной канавки:

1 — шпала; 2 — балластный слой; 3 — трап; 4 — бок выработки

В общем случае площадь поперечного сечения канавки (m^2) определяется по формуле

$$S = Q/(vk), \quad (14.2)$$

где Q — приток воды по всей выработке, m^3/c ; v — средняя скорость движения воды в канавке (при уклоне $0,003 v = 0,5$ m/c); $k = 0,75$ — коэффициент, учитывающий допускаемый уровень воды в канавке.

При площади сечения канавки около $0,05 m^2$ она обеспечивает водоотлив при водопритоке до $60—70 m^3/ч$.

В процессе проведения штолен и других выработок из них на отметки выше устья штольни вода по канавке вытекает непосредственно на поверхность, а при проведении других выработок она стекает по канавкам горизонтальных выработок к водосборнику шурфа или ствола, откуда откачивается насосами на поверхность.

14.4. Краткие сведения о проходческих насосах.

Расчет проходческого водоотлива

В качестве забойных насосов при проведении вертикальных и наклонных выработок применяются центробежные, поршневые, диафрагмовые и винтовые насосы (табл. 14.1).

Турбинные двигатели насосов Н-1М и «Малютка» отличаются компактностью, небольшой массой, приходящейся на единицу мощности, и большой частотой вращения вала, что обеспечивает возможность его непосредственного соединения с валом насосной части.

ТАБЛИЦА 14.1

Показатели	Насосы									
	центробежные						поршневой	диафрагмовый	винтовые	
	Н-1М	«Малютка»	НПП-1М	ПН-00	2К-6	3К-6	НПЗ-2	«Байкал»	ВВ-6/5	ВВ-20/5 ВНМ-18-2
Подача, $m^3/ч$	25	15	34; 30; 10	30	20	45	15	18	6	17 18—20
Напор, м	40	5	6; 10; 20	6	30,8	54	60	40	50	50 50—80
Расход воздуха, $m^3/мин$:										
без эрлифта	6,0	1	1,5	1,85	—	—	4	2,9	—	—
с эрлифтом	—	—	—	—	—	—	—	5,2	—	—
Масса, кг	30	11,8	29,3	22,5	35	116	180	85,8	130	206 295

Погружные пневматические насосы НПП-1М и ПН-00 оснащаются ротационными двигателями с частотой вращения ротора соответственно 3000 и 4500 мин⁻¹.

Консольные центробежные насосы 2К-6, 3К-6 и др. предназначены для перекачивания технически чистой неагрессивной воды.

Насос НПЗ-2 является конструкцией, представляющей два спаренных поршневых насоса двойного действия с приводом от двух пневматических двигателей. Насос и двигатель смонтированы на раме. Насос предназначен для откачивания загрязненных шахтных вод.

Пневматический диафрагмовый насос «Байкал» применяется для откачки сильно загрязненной воды и очистки водосборников и зумпфов от пульпы. Насос оборудован эрлифтным устройством, предназначенным для увеличения высоты подъема воды, и глушителем шума выхлопа отработанного воздуха.

Винтовые насосы имеют рабочий орган в виде однозаходного стального винта, вращающегося в резиновой обойме, внутренней полости которой выполнена по форме двухзаходной винтовой поверхности с шагом, в два раза большим шага винта. Во время работы винт вращается вокруг собственной оси, и одновременно его ось совершает планетарное движение.

Винтовые насосы хорошо работают на загрязненной воде, развивают высокий напор, их эксплуатация не требует квалифицированного обслуживания и систематического ухода.

Ниже приведены технические данные некоторых центробежных горизонтальных и подвесных проходческих насосов.

Насос	ЦНС-33-44	5МС-7	ЦНСК-60-40	ЦНС-60-66	ППН-50-12М	ВП-3С
Подача, м ³ /ч .	38	60	60	60	50	50
Напор, м. . .	44	50	40	66	250	360
Мощность электродвигателя, кВт . .	7,5	15	13	22	75	100
Масса, кг . . .	185	535	500	239	3250	2500

Примечание. Для горизонтальных многосекционных насосов приведены показатели, соответствующие минимальному числу насосных секций.

Основными техническими параметрами, характеризующими работу насоса, являются: подача Q ; напор H ; напор при нулевой подаче H_0 — напор насоса при закрытой задвижке, установленной у напорного патрубка насоса; вакуумметрическая высота всасывания $H_{\text{вак}}$; допустимая вакуумметрическая высота всасывания $H_{\text{в, доп}}$ — высота, при которой обеспечивается работа насоса без изменения его основных технических параметров; мощность N на валу насоса и η — КПД насоса, пока-

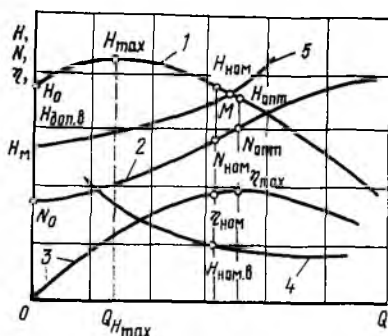


Рис. 14.7. Характеристика насоса:

1, 2, 3 и 4 — зависимости соответственно напора H , мощности N , КПД η и вакуумметрической высоты всасывания $H_{\text{доп.в}}$ от подачи насоса Q ; 5 — характеристика трубопровода H_m ; $Q_{H \text{ max}}$ — подача насоса при максимальном напоре; H_{max} , $H_{\text{ном}}$, $H_{\text{опт}}$ — соответственно максимальный, номинальный и оптимальный напоры насоса; $H_{\text{ном.в}}$ — номинальное значение вакуумметрической высоты всасывания; $N_{\text{опт}}$ и $N_{\text{ном}}$ — соответственно оптимальное и номинальное значения мощности на валу насоса; η_{max} , $\eta_{\text{ном}}$ — соответственно максимальное и номинальное значения КПД насоса

зывающий, какая часть мощности расходуется на перемещение жидкости.

Характеристикой насоса называют графические зависимости основных его параметров от подачи или, реже, напора. Кривая $H=f_1(Q)$ называется напорной характеристикой. Кривые $H=f_1(Q)$, $N=f_2(Q)$ и $\eta=f_3(Q)$ характеризуют энергетические качества насоса, а кривая $H_{\text{доп.в}}=f_4(Q)$ — его всасывающую способность (рис. 14.7).

Рабочая часть характеристики насоса — зона, в пределах которой рекомендуется длительная его эксплуатация. Эта зона определяется допустимой величиной снижения КПД (на 2—3% его максимального значения). По характеристике выделяют режимы: оптимальный — при наибольшем значении КПД и номинальный — режим, обеспечивающий заданные технические параметры насоса.

Для определения режима работы насоса, кроме его характеристики, надо иметь характеристику трубопровода, представляющую собой зависимость между количеством протекающей по нему жидкости и напором.

Характеристика трубопровода строится по выражению

$$H_m = H_r + R_c Q^2, \quad (14.3)$$

где H_m — общий (манометрический) напор, м; H_r — геодезическая высота нагнетания, м; $R_c Q^2 = H_p$ — потери напора на преодоление сопротивлений при движении жидкости в трубопроводе (трение воды о стенки трубопровода, сопротивление в коленах, клапанах, в местах перехода с одного диаметра труб на другой и т. п.); R_c — коэффициент, зависящий от сопротивления движению жидкости в данном трубопроводе, $\text{с}^2/\text{м}^5$; Q — необходимая подача насоса, $\text{м}^3/\text{с}$.

Рабочая точка находится путем наложения характеристики трубопровода на характеристику насоса (рис. 14.7, точка М). Если напорная характеристика насоса и характеристика трубопровода пересекаются в двух точках, то режим работы насоса будет неустойчивым, так как подача будет изменяться в широ-

ких пределах. Если эти кривые вообще не пересекаются, насос не подаст жидкость в трубопровод.

Для приближенной оценки возможности использования данного насоса в конкретных условиях надо исходить из того, что геодезическая высота H_g должна быть на 5—10% меньше напора, создаваемого насосом при закрытой задвижке, а высота всасывания всех насосов обычно не превышает 5—7 м.

Водоотливная установка состоит из насоса (насосов), трубопроводов и контрольно-измерительной аппаратуры. Для трубопроводов применяют стальные бесшовные трубы диаметром 50—450 мм с фланцевым соединением и уплотнением с помощью прокладок из резины, свинца или красной меди.

Нагнетательный трубопровод оборудуется задвижкой, обратным клапаном и компенсатором, а всасывающий — сеткой и приемным клапаном. Назначение приемного клапана — удерживать воду, заливаемую в насос перед пуском. Сетка предназначена для предохранения насоса от попадания в него крупных частиц породы и других предметов. Обратный клапан открывается только при поступлении воды из насоса в трубопровод, при остановке насоса он закрывается под действием воды в трубопроводе.

Задвижка служит для регулирования работы насоса и устанавливается непосредственно на нагнетательном патрубке насоса.

Насос включается только после заполнения его водой. Для этой цели имеется контрольный кран.

Для контроля за работой насосной установки измеряют напор, подачу и потребляемую мощность.

Расчет водоотливной установки состоит в следующем. Первоначально устанавливают величину нормального Q_n и максимального Q_m притока воды и разрабатывают схему водоотлива. На схеме должны быть приведены сведения о месте расположения водосборников и насосных камер.

Определяют необходимую подачу Q (м³/ч) насоса с учетом того, что насос должен откачать суточный приток воды не более чем за 20 ч:

$$Q = Q_n \cdot 24/20. \quad (14.4)$$

Ориентировочно определяют напор насоса (м):

$$H = 1,1H_v, \quad (14.5)$$

где H_v — глубина выработки* (по вертикали), м.

По величинам Q и H из каталога выбирают тип насоса и проверяют возможность двух насосов выбранной подачи обеспечить водоотлив за одни сутки при максимальном водопритоке.

Уточняют число часов работы водоотлива при нормальном водопритоке:

$$T = 24Q_n/Q.$$

Определяют диаметр трубопровода:

$$d_n = \sqrt[4]{4Q/(3600\pi v_n)}, \quad (14.6)$$

где $v_n = 1,5 \div 2,5$ — скорость воды в нагнетательном трубопроводе, м/с.

С учетом d_n определяют истинную скорость воды (м³/с) в нагнетательном трубопроводе:

$$v_n = 4Q/(3600\pi d_n^2). \quad (14.7)$$

Диаметр всасывающего трубопровода d_v выбирают из расчета, чтобы скорость воды в нем не превышала 1 м/с; он должен быть на 25—50 мм больше диаметра напорного трубопровода и не менее диаметра всасывающего патрубка насоса.

После установления диаметра d_v уточняют скорость воды (м/с) во всасывающем трубопроводе:

$$v_v = 4Q/(3600\pi d_v^2).$$

Для построения характеристики трубопровода (14.3) находят общее сопротивление трубопровода R_c . При этом в общем случае гидравлическую схему целесообразно разбить на три участка, которые могут отличаться по диаметру трубопровода и арматуре: всасывающий трубопровод и его арматура; трубопровод в насосной камере и его арматура; напорный трубопровод и его арматура. Таким образом,

$$R_c = R_{c1} + R_{c2} + R_{c3}. \quad (14.8)$$

Коэффициент, зависящий от сопротивления движению жидкости в трубопроводе на участках (с²/м⁵), можно определить по формуле

$$R = 8\Sigma\varphi_{1-9}/(\pi^2 d^4 g), \quad (14.9)$$

где $\Sigma\varphi_{1-9}$ — сумма коэффициентов сопротивления; $\varphi_1 = 1$ — коэффициент сопротивления скоростного напора; $\varphi_2 = 0,03L/d$ — коэффициент, учитывающий сопротивление по длине трубопровода (L — длина трубопровода, м; d — диаметр трубопровода, м); $\varphi_3 = 0,3n$ — коэффициент, учитывающий число колен n на участке трубопровода; $\varphi_4 = 5 \div 7$ — коэффициент, учитывающий сопротивление в приемном клапане с сеткой; $\varphi_5 = 4 \div 6$ — коэффициент, учитывающий сопротивление во всасывающем клапане; $\varphi_6 = 1,5\varphi_5$ — коэффициент, учитывающий сопротивление на открывание всасывающего клапана; $\varphi_7 = \varphi_5$ — коэффициент, учитывающий сопротивление обратного клапана; $\varphi_8 = 0,3$ — коэффициент, учитывающий сопротивление открытой задвижки; $\varphi_9 = 1,5\varphi_7$ — коэффициент, учитывающий сопротивление на открывание обратного клапана.

Для нахождения рабочего режима насоса на его рабочую характеристику накладывают характеристику трубопровода. С этой целью по найденной величине сопротивления R_c трубопровода и нескольким значениям подачи определяют соответ-

ствующие значения напора H_m . Точка пересечения напорной характеристики насоса и характеристики трубопровода определяет параметры рабочего режима насоса — $Q_{\text{раб}}$, $H_{\text{раб}}$ и $\eta_{\text{раб}}$. При правильно подобранном насосе $Q_{\text{раб}}$ должна лежать в пределах рабочей зоны насоса.

Мощность на валу насоса (кВт) рассчитывают по формуле

$$P = Q_{\text{раб}} H_{\text{раб}} \rho g / (1000 \eta_{\text{раб}}), \quad (14.10)$$

где ρ — плотность воды, кг/м³; $Q_{\text{раб}}$ — подача насоса, м³/с.

Мощность электродвигателя (кВт)

$$P_{\text{д.в}} = k_3 P / \eta_n, \quad (14.11)$$

где $k_3 = 1,05 \div 1,1$ — коэффициент пускового запаса мощности; η_n — КПД передачи от двигателя к насосу; при непосредственном соединении $\eta_n = 1$.

14.5. Основные требования Правил безопасности по водоотливу при проведении горных выработок

Поступление воды в забой выработки в значительной степени может быть вызвано поверхностными водами. Для предупреждения этого явления вокруг устья выработок устраивают водоотводные канавки.

При проходке разведочных стволов шахт и шурфов применяются обычно один или два рабочих подвесных насоса. Еще один насос является резервным. Он должен находиться на поверхности вблизи устья выработки. Необходимо, чтобы суммарная производительность рабочих проходческих насосов была в 1,5—2 раза больше ожидаемого максимального водопритока.

Водоотливные установки при проведении выработок должны осматриваться не реже одного раза в сутки специально назначаемыми лицами.

Вода, выдаваемая из горных выработок на поверхность, может использоваться для технических целей. Однако для этого, а также с целью исключения загрязнения окружающей среды ее предварительно подвергают физико-химическому и бактериологическому анализу. Периодичность проверки соответствия ее санитарным требованиям — не реже одного раза в полугодие.

ПОГРУЗКА И ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ПОРОДЫ В ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТКАХ

15. ПОГРУЗКА ПОРОДЫ

15.1. Общие сведения о погрузке породы при проведении горизонтальных, вертикальных и наклонных подземных горных выработок

Погрузка породы является одним из основных технологических процессов при проведении подземных выработок. Этот вид работ в зависимости от применяемой технологии занимает в горизонтальных выработках 30—55% времени проходческого цикла и примерно столько же — всех трудовых затрат. В вертикальных выработках удельный вес погрузки в общем балансе продолжительности и трудоемкости проходческого цикла достигает 70% и более. Поэтому исключительно важное значение имеет механизация погрузочных работ, обеспечивающая более комфортные условия труда проходчиков, рост производительности и повышение скорости проведения выработок.

Особенно сложной работа по погрузке породы является при проходке таких разведочных выработок, как стволы шахт и шурфы. Это обусловлено специфическими условиями проведения этих выработок: сравнительно небольшая (для шурфов — до 4 м²) площадь поперечного сечения и стесненные условия погрузки, поскольку на ограниченной площади забоя находятся люди, а также бадьи, насосы и другое проходческое оборудование; погрузка породы производится в бадьи, имеющие малую площадь поперечного сечения; проходческое оборудование располагается по вертикальной схеме, перед взрывом оно поднимается на безопасное расстояние, а после проветривания опускается к забою; наличие капежа и притока воды в забой.

15.2. Основные сведения об оборудовании для погрузки горной породы

Горизонтальные выработки. Наиболее эффективным средством механизированной погрузки породы при проведении таких разведочных выработок, как штольни, штреки, квершлагги, реже рассечки, являются погрузочные машины. По характеру работы погрузочного органа они подразделяются на машины периодического и непрерывного действия. Отечественные погрузочные машины периодического действия имеют погрузочный орган в виде ковша, а непрерывного действия — в виде двух парных нагребавших лап (рис. 15.1).

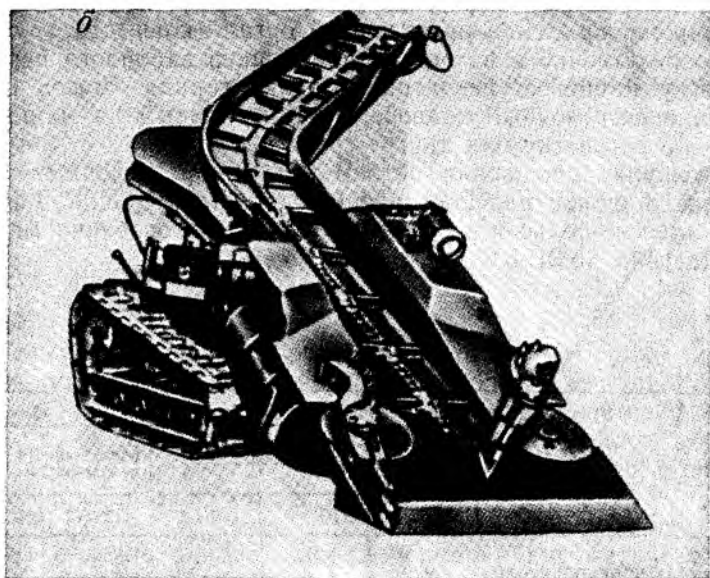
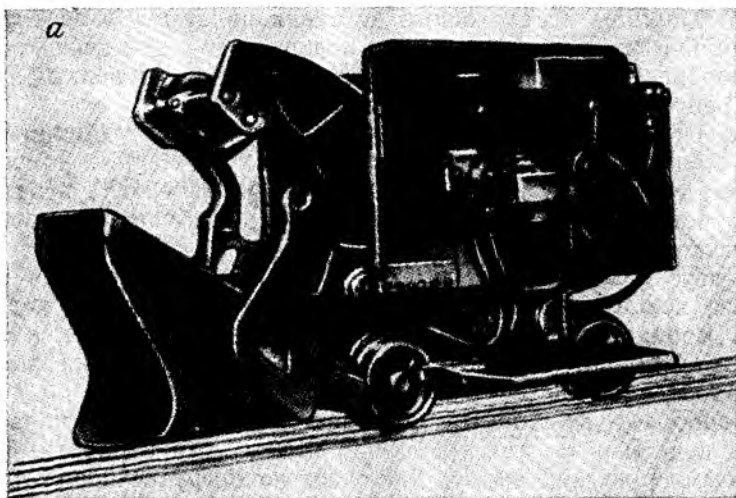


Рис. 15.1. Породопогрузочные машины:

а — периодического действия (типа ППН с колесно-рельсовой ходовой частью); *б* — непрерывного действия (типа ПНБ)

Ковшовые погрузочные машины успешнее, чем машины непрерывного действия, работают при погрузке крепких, крупнокусковых, неравномерно раздробленных и тяжелых горных

пород. Машины непрерывного действия являются более производительными, чем машины периодического действия, но их целесообразнее применять при погрузке пород некрепких, средней крепости и хорошо раздробленных.

По виду потребляемой энергии погрузочные машины бывают электрическими или пневматическими. Первые получают питание от силовой электрической сети по кабелю, а вторые — от магистрали со сжатым воздухом по гибкому резиновому шлангу.

Погрузочные машины имеют колесно-рельсовую или гусеничную ходовую часть. Колесно-рельсовое исполнение ходовой части машины ограничивает ширину фронта погрузки, а гусеничное, наоборот, обеспечивает возможность погрузки породы в выработку любой ширины.

Машины с ковшовыми погрузочными органами являются более простыми по конструкции и надежными в работе, более дешевыми, они эффективно работают на погрузке пород любой крепости.

По способу передачи груза на транспортное средство различаются машины прямой и ступенчатой погрузки. У машин первого типа погрузочный орган (ковш) разгружается непосредственно в вагонетку или бункер забойного перегружателя, у машин ступенчатой погрузки горная масса поступает на перегрузочный конвейер, установленный на машине, а с него — в вагонетку или другие средства.

В условиях специфики подземных горноразведочных работ наиболее широкое распространение получили ковшовые машины на колесно-рельсовом ходу (табл. 15.1) и особенно машина ППН-1с (рис. 15.2).

ТАБЛИЦА 15.1

Параметры	Погрузочные машины				
	периодического действия			непрерывного действия	
	ППН-1с	ППН-2Г	ППН-3	1ПНБ-2	2ПНБ-2
Техническая производительность, м ³ /мин	0,8	1	1,25	2,2	2,5
Мощность двигателей, кВт	17,7	36,8	37,2	31	70
Вместимость ковша, м ³	0,2	0,32	0,5	—	—
Габариты, мм:					
длина	2250	2600	3200	7800	7800
ширина	1250	1450	1450	1600	1800
высота в транспортном положении	1500	1750	1800	1250	1450
максимальная высота	2250	2550	2800	2300	2600
Фронт погрузки, м	2,2	—	3,2	—	—
Масса, т	3,5	5	6,8	7	11,8

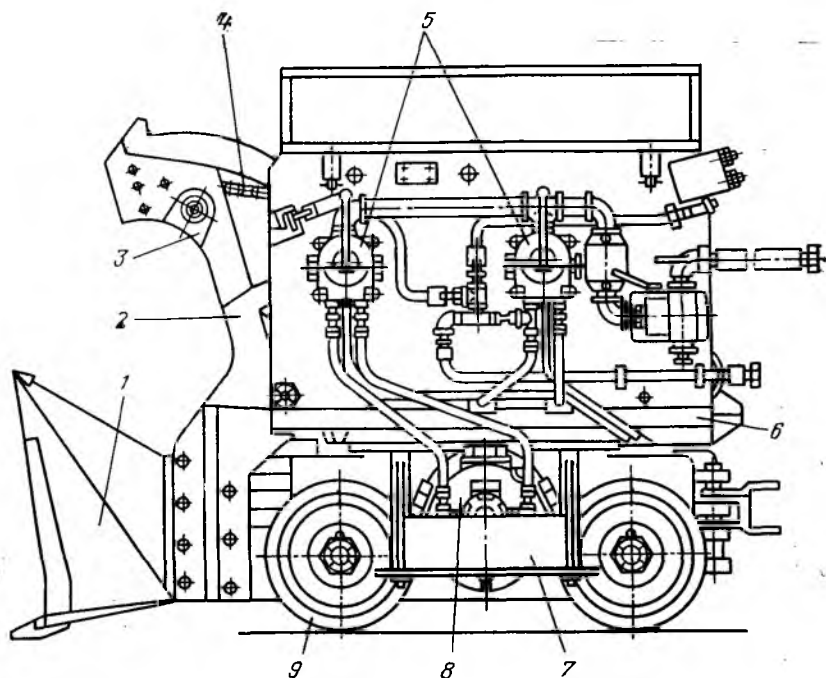


Рис. 15.2. Породопогрузочная машина ППН-1с:

1 — ковш; 2 — кулиса; 3 — траверса; 4 — цепь; 5 — органы управления; 6 — платформа; 7 — подножка; 8 — пневматический двигатель ходовой части; 9 — ходовая тележка

Пневматическая погрузочная машина ППН-1с предназначена для загрузки горной массы с кусками крупностью до 360 мм в вагонетки или другие транспортные средства. Машина состоит из исполнительного органа, ходовой тележки, поворотной платформы с лебедкой для подъема ковша, двух пневмодвигателей и пульта управления.

Поворотная платформа поворачивается на угол 30° в обе стороны и после каждого цикла черпания автоматически возвращается в исходное положение.

Исполнительный орган состоит из ковша и двух кулис, соединенных траверсой.

Погрузочная машина ППН-2Г на гусеничном ходу предназначена для загрузки горной массы с кусками крупностью до 400 мм. Машина состоит из исполнительного органа с приводом, двух гусеничных тележек с индивидуальным приводом, платформы, пульта управления с пневматическими коммуникациями и оросительной системы. Исполнительный орган аналогичен исполнительному органу машины ППН-1с.

ТАБЛИЦА 15.2

Показатели	Типоразмеры и марки машин			
	I		II	
	ПД-2	ПТ-2,5	ПД-3	ПТ-4
Грузоподъемность, т	2	2,5	3	4
Объем кузова, м ³	—	1	—	1,5
Вместимость ковша, м ³	1	0,12	1,5	0,2
Ширина (максимальная), м	1,32	1,4	1,7	1,8
Привод	ДЭ	ДП	ДЭ	ДП
Площадь поперечного сечения выработки, м ²	5—7	5—7	7—9	7—9
Рациональное расстояние транспортирования, м	75	150	100	225

Примечание. Д — дизельный привод, Э — электрический, П — пневматический.

Погрузочная машина ППН-3 по конструкции аналогична машине ППН-1с и отличается от нее только техническими параметрами.

Погрузочная машина ступенчатой погрузки 1ПНБ-2 предназначена для погрузки горной массы при проведении горизонтальных и наклонных (до $\pm 8^\circ$) горных выработок с площадью сечения в свету $(2,5 \times 1,8)$ м² и более по породам с коэффициентом крепости $f \leq 6$ и кусковатостью до 400 мм. Машина состоит из нагребающей части, гусеничного механизма передвижения, скребкового конвейера, электро- и гидрооборудования, оросительной системы и пульта управления.

Конвейер машины изгибается в горизонтальной плоскости вправо и влево на 45° относительно продольной оси машины.

Машина 2ПНБ-2 по конструкции в основном аналогична машине 1ПНБ-2 и отличается от нее мощностью, габаритами и производительностью. Машина имеет три самостоятельных привода: гусеничного хода, нагребающих лап и скребкового конвейера.

При небольшой длине транспортирования для уборки породы в горизонтальных выработках находят применение погрузочно-транспортные машины. В отраслевой стандарт, введенный на этот вид оборудования, включены погрузочно-транспортные машины с грузонесущим ковшом (типа ПД) грузоподъемностью 2, 3, 5, 8 и 12 т и ковшом и кузовом (типа ПТ) с грузоподъемностью кузова 2,5; 4; 6; 10 и 16 т.

В условиях геологоразведочных работ с учетом сравнительно небольших размеров площадей поперечных сечений выработок могут применяться только машины типоразмеров, приведенных в табл. 15.2.

Достоинством использования погрузочно-транспортных машин является малое число операций и минимальное количество оборудования, используемого при уборке породы.

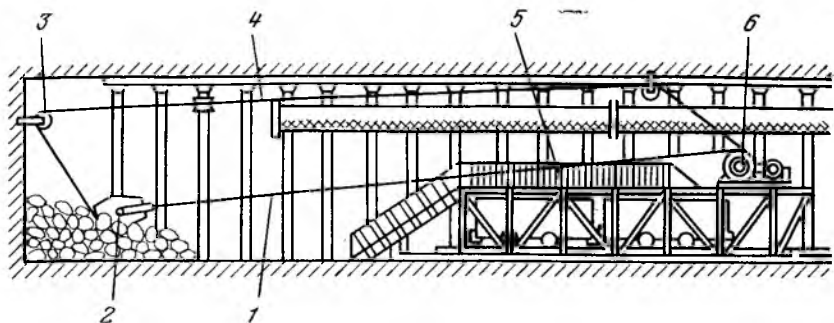


Рис. 15.3. Схема уборки породы скреперной установкой:

1 — головной канат; 2 — скрепер; 3 — концевой блок; 4 — канат холостого хода; 5 — скреперная платформа (полок); 6 — скреперная лебедка

При проведении разведочных выработок небольшой протяженности (до 100 м) с площадью поперечного сечения до 4 м² для уборки породы могут эффективно применяться скреперные установки (рис. 15.3). Скреперная установка состоит из скреперной лебедки, скрепера, канатов и концевого блока. Если погрузка породы осуществляется в вагонетку, то в состав установки входит также скреперный полук, под которым размещается загружаемая вагонетка.

При работе скрепер совершает периодическое движение от забоя к месту разгрузки и обратно. К забою порожний скрепер перемещается хвостовым канатом. При движении от забоя с помощью головного каната скрепер, внедряясь в разрыхленную горную массу, самозагружается и доставляет ее волоком по полове выработки.

Достоинствами скреперных установок являются совмещение погрузки и транспортирования или доставки, простота устройства и монтажа, небольшие габариты, несложность управления, невысокая стоимость. Недостатки скреперной уборки связаны с прерывностью работы, повышенным износом канатов, снижением производительности при увеличении длины транспортирования, высоким удельным расходом энергии и другими факторами.

Скреперные лебедки подразделяются на электрические и пневматические, а по мощности привода — на легкие (до 10 кВт), средней мощности (от 10 до 20 кВт) и мощные (более 20 кВт). Лебедки могут иметь два или три барабана, соосное (С) или параллельное (П) расположение двигателя и барабанов. Управление скреперными лебедками осуществляется вручную, дистанционно или автоматически.

Ниже приведены основные технические данные скреперных лебедок.

Техническая характеристика скреперных лебедок

Лебедка	10ЛС-2СМ; 10ЛС-2СМ-Д	17ЛС-2СМ; 17ЛС-2СМ-Д; 17ЛС-2ПМ	30ЛС-2СМ; 30ЛС-2СМ-Д; 30ЛС-2ПМ; 30ЛС-3СМ	50ЛС	100ЛС
Среднее тяговое усилие, даН:					
рабочего каната	1000	1600	2800	4500	8000
холостого каната	750	1200	2000	3200	6000
Средняя скорость на- вивки каната, м/с:					
рабочего	1,08	1,11	1,17	1,32	1,37
холостого	1,49	1,54	1,61	1,80	1,90
Мощность электродвига- теля, кВт	10	17	30	50	100
Диаметр каната, мм:					
рабочего	12	14	16	19,0	25,0
холостого	9,9	12,5	12,5	16,5	21,5
Канатоемкость рабочего барабана, м	45	80	90	100	120
Габариты, мм:					
длина	1500	1700	2200, 2200; 1227; 1227; 2500	2120	2500
ширина	875	860	1160; 1027; 1560; 1560; 1160	1080	1570
высота	583	985	835, 835, 940, 940, 835	1010	1265
Масса, кг	528	797, 797, 898	1403, 1465, 1530, 1595, 1872	2260	3845

При проведении выработок наибольшее распространение получили лебедки с соосным расположением барабанов и двигателя.

По конструктивному исполнению все отечественные скреперные лебедки являются планетарными. Барабаны лебедки без реверсирования двигателя поочередно подключают к постоянно вращающемуся центральному валу, соединенному с валом двигателя.

Скреперы по конструкции подразделяют на гребковые, ящичные, совковые. Гребково-ящичные скреперы являются промежуточной конструкцией между первыми двумя.

По числу рабочих секций скреперы бывают односекционными или многосекционными с шарнирной связью между соседними секциями. Многосекционные скреперы имеют хорошую суммарную вместимость при небольшой ширине.

Для уборки плотных, неравномерно раздробленных, абразивных горных пород наиболее часто применяют односекционные жесткие гребковые скреперы (рис. 15.4, а). Гребково-ящичные скреперы (рис. 15.4, б), имеющие в отличие от гребковых небольшие стенки, предназначены для уборки среднекусковой горной массы, а ящичные скреперы (рис. 15.4, в) — для уборки равномерно раздробленных неплотных, некрепких пород.

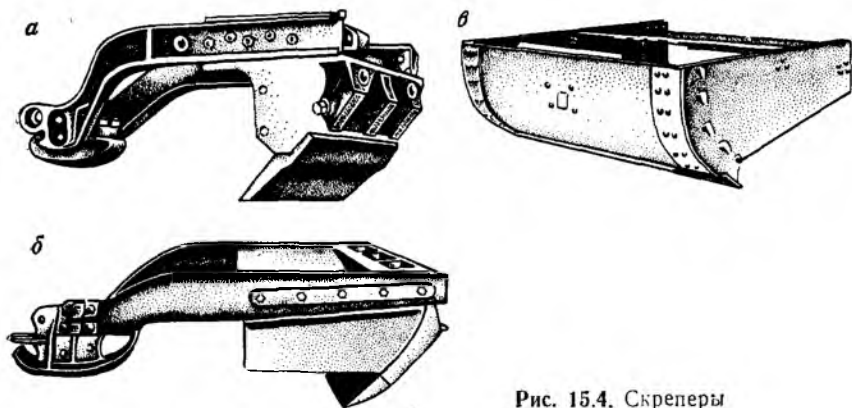


Рис. 15.4. Скреперы

Марка скрепера содержит буквенные и цифровые обозначения. Например, гребковый скрепер односекционный, вместимостью $0,4 \text{ м}^3$ — СГ-0,4; односекционный шарнирно-складывающийся скрепер вместимостью $0,25 \text{ м}^3$ — СГШ-0,25; ящичный односекционный скрепер вместимостью $0,6 \text{ м}^3$ — СЯ-0,6 и т. д.

Основным параметром скрепера является его вместимость. К остальным параметрам относятся: ширина, высота, длина, угол внедрения рабочей кромки α (для гребковых скреперов $\alpha = 45^\circ$ — 60° , для ящичных $\alpha = 30^\circ$ — 45°) и приведенная масса, т. е. отношение массы скрепера к ширине его рабочей кромки (для гребкового скрепера приведенная масса принимается равной: при мелко раздробленных породах — $1,2$ — $2,5 \text{ кг/см}$; при породах средней крупности — $2,5$ — 4 кг/см ; при крупно, неравномерно раздробленных породах — 4 — 7 кг/см).

Ширина скрепера b должна соответствовать ширине выработки B . Для приближенной оценки можно пользоваться соотношением $(b/B) \leq 0,4 \div 0,5$. При использовании скреперов небольшой вместимости боковой зазор между скрепером и породой или обшивкой из досок по крепи должен составлять не менее 200 — 300 мм .

Скреперные блоки предназначены для поддержания рабочих и холостых канатов скреперных лебедок. Блоки должны быть относительно легкими, прочными, исключать соскакивание и заклинивание каната. Для создания нормальных условий работы каната отношение диаметра блока к диаметру каната должно быть не менее 16 — 18 .

В зависимости от места установки блоки разделяют на концевые и поддерживающие. Концевые блоки устанавливают у развала горной массы, через них проходит хвостовой канат. Эти блоки испытывают большие нагрузки. Поддерживающие блоки устанавливают вдоль трассы скреперования для подвешивания холостого каната.

Крепление блоков производят с помощью штырей, канатных анкеров, удерживаемых в шпурах клиньями, а также на вертикально или горизонтально установленных распорках.

На скреперных установках применяют высокопрочные, гибкие и износостойкие канаты крестовой свивки, мало подверженные кручению.

Скреперную лебедку выбирают в зависимости от максимального тягового усилия при рабочем или холостом ходе (в зависимости от угла наклона выработки).

Соппротивление перемещению груженого скрепера $F_{гр}$ складывается из сопротивления перемещению горной породы по почве выработки F_1 , самого скрепера F_2 , канатов F_3 и сопротивления за счет притормаживания барабана F_4 :

$$F_{гр} = F_1 + F_2 + F_3 + F_4. \quad (15.1)$$

Соппротивление перемещению порожнего скрепера

$$F_{пор} = F_2 + F_3 + F_4. \quad (15.2)$$

Соппротивление перемещению горной породы (Н)

$$F_1 = m_r g (f_1 \cos \beta \pm \sin \beta),$$

где m_r — масса горной породы, перемещаемой скрепером, кг; g — ускорение свободного падения, м/с²; f_1 — коэффициент сопротивления движению материала при волочении по почве, равный 0,6—0,8; β — угол наклона выработки, градус; при скреперовании вверх принимают (+), вниз — (—).

Соппротивление перемещению скрепера (Н)

$$F_2 = m_0 (f_2 \cos \beta \pm \sin \beta) g, \quad (15.3)$$

где m_0 — масса скрепера, кг; f_2 — коэффициент сопротивления движению скрепера по почве, равный 0,4—0,8.

Соппротивление движению канатов (Н)

$$F_3 = (m_{1р} + m_{1х}) f_3 L \cos \beta g, \quad (15.4)$$

где $m_{1р}$ и $m_{1х}$ — масса одного метра головного и хвостового канатов, кг/м; f_3 — коэффициент сопротивления движению канатов, равный 0,45—0,75; L — длина скреперования, м.

Усилие притормаживания холостого барабана F_4 принимается: для лебедок малой мощности равным 500—1000 Н, средней мощности — 1000—4000 Н, большой мощности — 1000—8000 Н.

Мощность двигателя (кВт) проверяют по наибольшему сопротивлению перемещения скрепера (обычно груженого).

$$P = k_1 k_2 F_{гр} v_{гр} / (1000 \eta), \quad (15.5)$$

где $k_1 = 1,35 \div 1,45$ — коэффициент, учитывающий увеличение тягового усилия при зачерпывании, а также вследствие неровностей почвы; $k_2 = 1,05 \div 1,08$ — коэффициент, учитывающий увеличение тягового усилия на блоках; $v_{гр}$ — скорость навивки ка-

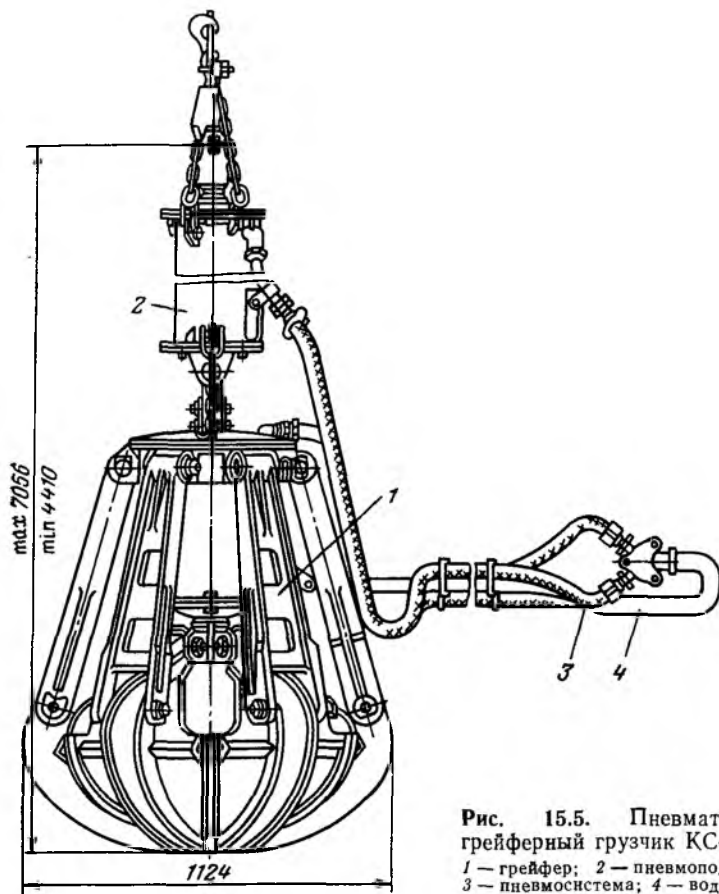


Рис. 15.5. Пневматический
грейферный грузчик КС-3:

1 — грейфер; 2 — пневмоподъемник;
3 — пневмосистема; 4 — водило

ната на барабан, м/с; $\eta = 0,8 \div 0,85$ — КПД скреперной лебедки.

Разрывное усилие каната $F_{\text{раз}}$ (Н) определяют также по максимальному сопротивлению с учетом добавочных сопротивлений:

$$F_{\text{раз}} = k_1 k_2 F_{\text{гп}} m, \quad (15.6)$$

где $m = 5 \div 6$ — запас прочности каната.

Вертикальные выработки. Для механизированной погрузки породы в стволах шахт и шурфах применяют пневматические грейферные грузчики. Грейферы подвешиваются над забоем на канатах лебедок, устанавливаемых на подвесном проходческом полке или на поверхности. Перемещение подвешенного грейфера над забоем осуществляется вручную или с помощью механизмов. У тяжелых погрузочных грейферных машин механизм вождения грейфера включает такие элементы, как круговой монорельс, тележка поворота с пневмоприводом и тельфер с кареткой его радиального перемещения.

ТАБЛИЦА 15.3

Показатели	Грузчик с ручным во- ждением КС-3	Грузчики с механическим вождением		
		КСМ-2У	КС-2У/40	КС-1МА
Диаметр ствола, м	4—4,5	4—5	5,5—6,5	6,5—8
Вместимость грейфера, м ³	0,22	0,4	0,65	1,25
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	3,25	78*	60—78*	100—120*
Диаметр грейфера, мм:				
открытого	1670	2180	2500	2900
закрытого	1124	1440	1600	2100
Масса, т	0,82	9,5	10	21,6

* При одновременной работе всех двигателей.

Погрузочные машины с механизированным вождением грейфера позволяют увеличить производительность труда рабочих в среднем в 2 раза по сравнению с машинами КС-3, но их недостатками являются высокая стоимость, дополнительные затраты на приобретение и сооружение мощной компрессорной станции, большой расход сжатого воздуха.

При проходке разведочных выработок ограниченной площади сечения возможно применение только легких, сравнительно небольших размеров грейферных грузчиков с ручным вождением.

Пневматический грейферный грузчик с ручным вождением состоит (рис. 15.5) из собственно многолопастного грейфера, пневматического подъемника и водила, на котором размещены органы управления грейфером и подъемником.

Технические данные грейферных грузчиков приведены в табл. 15.3.

Погрузка породы осуществляется грейферными грузчиками в бады. Серийно выпускаемые бады имеют вместимость от 0,3 до 6,5 м³. При проходке шурфов применяют бады вместимостью менее 0,3 м³. По конструкции бады подразделяются на самоопрокидывающиеся (БПН) и самопрокидывающиеся (БПС). Технические данные проходческих бадей вместимостью до 2 м³ приведены ниже.

Бадья	БПН-0,75/950	БПН-1/1150	БПС-1/1150	БПС-1,5/1300	БПС-2/1400
Вместимость, м ³	0,3; 0,75; 1	1	1	1,5	2
Грузоподъемность, т	1; 1,5; 2	2	2	3	4
Масса, кг	190, 320, 400	400	400	650	700

Наклонные выработки. В зависимости от угла наклона выработки и направления проходки (снизу вверх или сверху вниз) применяют различные технические средства для погрузки горной породы. При углах наклона выработок (уклона, наклонного ствола) до $5-8^\circ$ для погрузки породы возможно применение тех же погрузочных машин, что и при проходке горизонтальных выработок. Применение удерживающих приспособлений, чаще всего в виде дополнительной лебедки с канатом, предохраняет машину от сползания в забой и облегчает ее перемещение вверх. Тем самым обеспечивается возможность использования машин в выработках с большими углами наклона. Так, например, машина 1ПНБ-2У, оснащенная усиленным тормозным фрикционом, предохранительной лебедкой 1ЛП и имеющая шипы на траках гусениц, устойчиво работает при углах наклона до 18° .

Погрузочная машина ППН-7 с рычажно-ковшовым исполнительным органом предназначена для проведения уклонов с углом наклона до 25° . По рельсовому пути она перемещается с помощью лебедки, смонтированной на машине. Сложность конструкции машины, громоздкость и большая масса не позволили ей найти широкое распространение.

Погрузка породы погрузочными машинами в наклонных выработках осуществляется в вагонетки или скипы, которые перемещаются по выработкам с помощью лебедок и канатов.

Основным техническим средством механизированной уборки породы при проведении наклонных выработок являются скреперные установки, включающие скреперные полки, если уборка породы выполняется с перегрузкой ее в вагонетки или скипы.

15.3. Организация работ по погрузке породы

Горизонтальные выработки. В процессе погрузки породы кромка развала постепенно перемещается к забою. Поэтому при использовании погрузочных машин на колесно-рельсовом ходу для передвижения машины вслед за перемещающимся развалом возникает необходимость в наращивании рельсовых путей. Поскольку нормальная длина рельсов составляет 8 м, то непосредственно у забоя применяют выдвижные рельсы длиной 4 или 8 м. Их укладывают повернутыми на 90° внутри ранее уложенного звена основного пути. Во время работы машины реборды ее колес перемещаются по шейкам выдвижных рельсов. Выдвигание рельсов производят ковшом погрузочной машины. Для лучшего внедрения в развал породы концы рельсов выдвижного звена заостряют.

При выдвигании звена на величину, равную нормальной длине рельсов, вместо выдвижного укладывают постоянное звено пути.

Для машин с колесно-рельсовой ходовой частью важным параметром является фронт погрузки. Если ширина выработ-

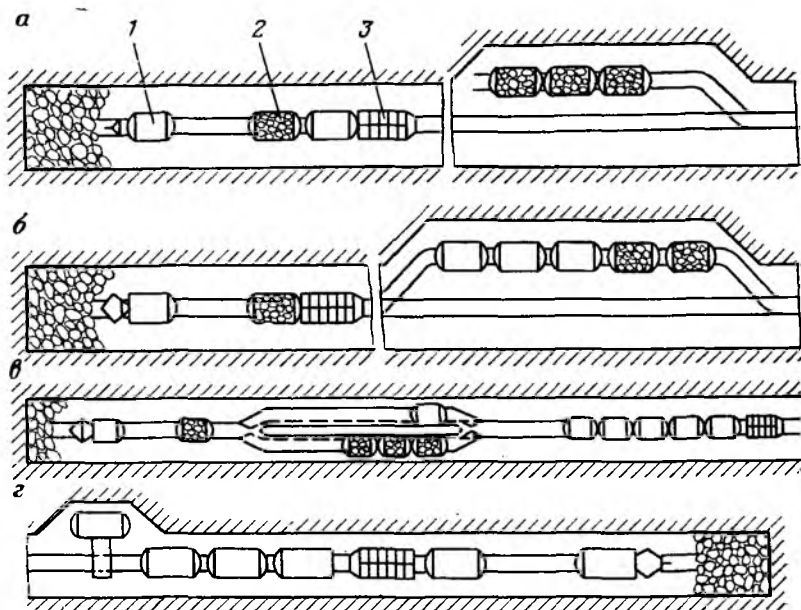


Рис. 15.6. Схематическое изображение способов и средств для обмена груженых вагонеток на порожние:

а — тупиковая разминовка; *б* — замкнутая разминовка; *в* — накладная замкнутая разминовка; *г* — обмен с помощью вагоноперестановщика или роликовой платформы; 1 — погрузочная машина; 2 — груженная вагонетка; 3 — электровоз

ки превосходит фронт погрузки, то часть породы может быть погружена только после предварительной перекидки ее вручную в зону действия ковша. Однако при проведении разведочных выработок такие условия встречаются сравнительно редко, поскольку эти выработки имеют преимущественно небольшое поперечное сечение, а фронт погрузки у машины ППН-1с, в основном применяемой в условиях геологоразведочных работ, составляет 2,2 м. Объемы породы, убираемой с применением ручного труда, возрастают при проходке различного назначения уширений, камер и т. д.

На геологоразведочных работах наиболее широко распространена технологическая схема погрузки в одиночные вагонетки. Обязательной операцией процесса является в этом случае обмен груженых вагонеток на порожние.

В однопутных выработках обмен груженых вагонеток на порожние производится с использованием тупиковых и замкнутых разминок, накладной разминки, вертикальных и горизонтальных вагоноперестановщиков и роликовых платформ.

Тупиковые и замкнутые разминки (рис. 15.6, *а* и *б*) представляют собой ответвление от основного рельсового пути на одну вагонетку или на их состав. При недостаточной ширине выработки в месте разминки производят ее

расширение до необходимых размеров. Маневровые операции выполняют с помощью электровоза или вручную. Расстояние между разминовками составляет 40—60, реже до 100 м.

Накладная замкнутая разминовка (рис. 15.6, в) изготавливается из легких рельсов, смонтированных на плите. Разминовка укладывается на основной рельсовый путь. Одна ее ветвь используется как грузовая, а другая — как порожняковая. Концевые секции разминовки имеют стрелочные переводы для съезда на основной рельсовый путь. На порожняковую ветвь электровозом подается состав порожних вагонеток, откуда по одной они подаются вручную к погрузочной машине. Грузовые вагонетки с помощью маневровой лебедки или вручную откатывают на грузовую ветвь.

Роликовые платформы (рис. 15.6, г), горизонтальные и вертикальные вагоноперестановщики (рис. 15.6, д) располагают от погрузочной машины на расстоянии, не меньшем длины состава, включая электровоз. Для установки роликовой платформы или вагоноперестановщика в выработку с недостаточной шириной образуют нишу. Переносят эти обменные средства через 30—40 м. С помощью платформы или вагоноперестановщика в нише размещается порожняя вагонетка, которая подается к погрузочной машине после загрузки и удаления за разминовку предыдущей. Достоинством этих обменных средств является то, что они не препятствуют функционированию основного рельсового пути.

Применение тупиковых и замкнутых разминовок, роликовых платформ и вагоноперестановщиков характеризуется затратой от 2 до 10 мин на одну вагонетку, большой трудоемкостью работ и дополнительными затратами труда и средств на их сооружение.

Заслуживает большого внимания применение при погрузке породы ленточных перегружателей. От погрузочной машины порода поступает в приемный бункер перегружателя, а из него по ленточному транспортеру — в состав из пяти — восьми вагонеток. При использовании перегружателей затраты времени на маневровые операции существенно сокращаются и сводятся к минимальным. В практике геологоразведочных работ нашел распространение самоходный консольный перегружатель ПСК-1.

Техническая характеристика перегружателя ПСК-1

Производительность, м ³ /мин	2
Привод	Пневматический
Длина консольной части, мм	11 800
Габариты, мм:	
длина	15 200
ширина	1350
высота	2150
Масса, кг	11 000

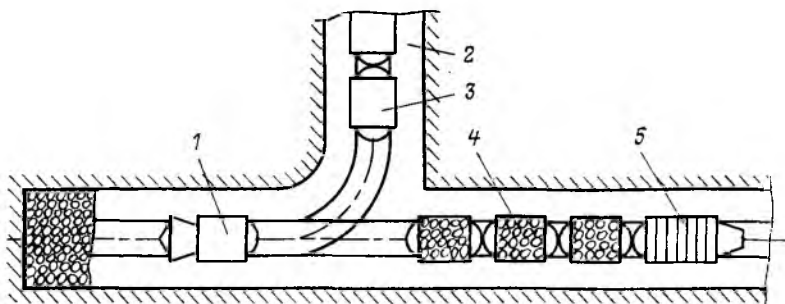


Рис. 15.7. Схема использования рассечек для выполнения обменных операций:
1 — погрузочная машина; 2 — рассечка; 3 — порожняя вагонетка; 4 — груженная вагонетка; 5 — электровоз

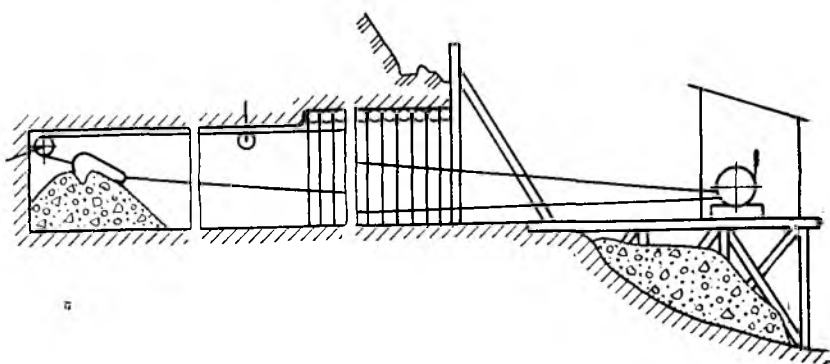


Рис. 15.8. Схема скреперной уборки при проведении короткой штольни

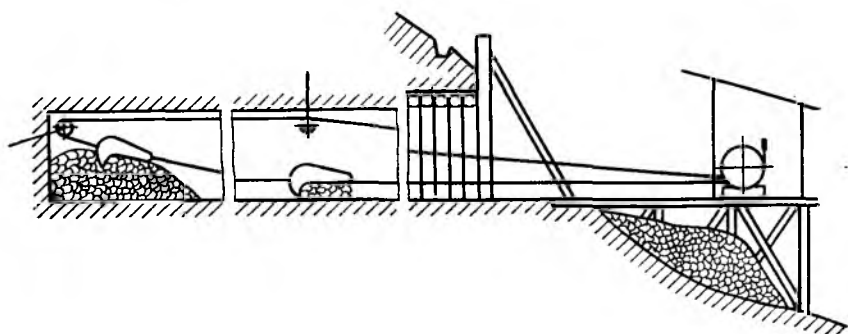


Рис. 15.9. Схема уборки породы спаренными скреперами

Следует, однако, заметить, что применение забойного перегружателя возможно лишь в прямолинейных выработках с площадью поперечного сечения не менее $6,4 \text{ м}^2$. Кроме того, использование перегружателя в комплексе с другим самоходным оборудованием, например с буровыми каретками, в однопутных выработках сопряжено с необходимостью проходки тупиковых заездов для размещения в них перегружателя.

В ряде случаев при проходке, например, штолен и штреков с рассечками последние могут успешно использоваться для выполнения обменных опережений (рис. 15.7). Состав порожних вагонеток подается электровозом в рассечку, а далее маневровые операции выполняются с помощью погрузочной машины. Эта схема удобна в том случае, когда для проходки рассечек применяется то же самое оборудование, что и в основном забое.

Для подачи порожних вагонеток в рассечку электровозом необходимо, чтобы расстояние от погрузочной машины до рассечки было не менее длины поезда.

Скреперная уборка породы, успешно применяемая при уборке породы в горизонтальных выработках небольшой площади поперечного сечения, организуется по различным схемам.

При проведении коротких штолен скреперные лебедки устанавливаются у их устья на эстакадах (рис. 15.8). Скреперование породы в этом случае может осуществляться непосредственно в отвал или в транспортные средства.

Длина скреперования одиночными скреперами достигает 50—60 м, а спаренными — до 100 м и более (рис. 15.9). Необходимо при этом иметь в виду, что при спаривании скреперов требуются соответственно и более мощные скреперные лебедки.

Иногда скреперная уборка применяется в выработках (штольни, штреки, квершлаг), оборудованных рельсовыми путями. Погрузка породы в вагонетки производится скрепером с помощью скреперного полка (рис. 15.10, а). Более целесообразны передвижные скреперные полки, которые можно располагать на минимальном расстоянии от забоя.

Из рассечек эффективнее убирать породу скрепером в том случае, если они пройдены на уровне кровли основной выработки (рис. 15.10, б). Скреперную лебедку располагают в противоположной рассечке или специальной камере. Если такая возможность отсутствует, то скреперование ведут через полук. несколько иной, чем представленная на схеме рис. 15.10, а, конструкции. Отличие заключается в том, что скреперование ведет в состав вагонеток без его расцепки.

На рис. 15.10, в и г приведены схемы скреперной уборки из рассечек, проводимых соответственно из шурфа и восстающего.

Вертикальные выработки. В процессе погрузки породы в стволах и шурфах выделяют две фазы, отличающиеся по интенсивности погрузки. Это связано с тем, что степень разрушения массива по глубине взорванных шпуров неодинакова.

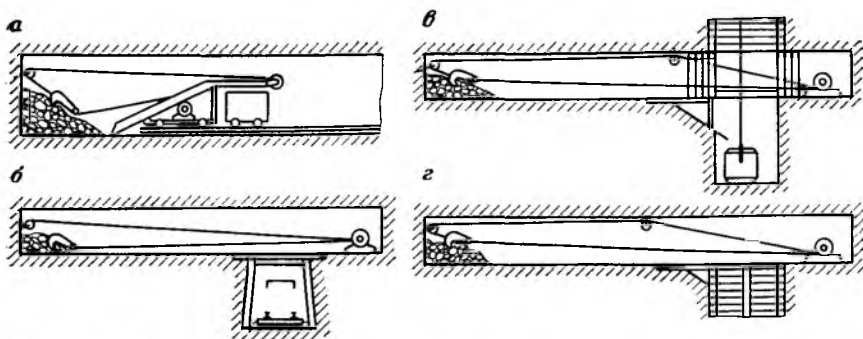


Рис. 15.10. Схемы скреперной уборки породы

В верхней зоне порода разрушена так, что ее погрузка производится только машиной, без применения ручного труда (первая фаза). Вторая фаза наступает, когда качество дробления породы снижается настолько, что погрузка производится с применением ручного труда — предварительного рыхления, подкидки породы, зачистки. Зачистка забоя производится для того, чтобы исключить попадание мелких кусков породы в шпурь при их бурении.

Объем породы во второй фазе зависит от качества взрывных работ, свойств пород и типа погрузочной машины. Высота слоя породы во второй фазе для КС-3 составляет 0,2 м КС-2у/40 — 0,3 м, КС-1м — 0,45 м.

Производительность труда проходчиков во второй фазе погрузки в среднем в 3—4 раза ниже, чем в первой.

Цикл погрузки грузчиком с ручным вождением состоит из следующих операций: перемещения погрузочной машины к месту захвата породы, опускания грейфера с раскрытыми челюстями на породу, закрывания челюстей и захвата породы, подъема грейфера на высоту бадьи, перемещения его к бадье и разгрузки породы в нее. Продолжительность одного цикла составляет 30—40 с.

Число пневматических грузчиков, одновременно работающих в стволе, определяется с учетом того, что на один грузчик должна приходиться площадь забоя, равная 14—16 м². При одновременном использовании двух пневматических грузчиков забой разделяют на две примерно равные части, и каждый пневмогрузчик работает в своей зоне. Бадью размещают на границе раздела зон.

Площадь поперечного сечения разведочных стволов, как правило, не позволяет использовать одновременно две, а тем более три погрузочные машины, как при проходке эксплуатационных стволов.

15.4. Производительность погрузочного оборудования и пути ее повышения

Различают теоретическую (расчетную), техническую (паспортную) и эксплуатационную (действительную) производительность погрузочных машин. Теоретическая производительность определяется только конструктивными параметрами машины (например, вместимостью ковша, грейфера, скрепера, продолжительностью цикла черпания и т. д.). Так, для погрузочной машины ковшового типа теоретическая производительность ($\text{м}^3/\text{мин}$)

$$Q_{\text{теор}} = 60V_{\text{к}}/T = n_{\text{ц}}V_{\text{к}}, \quad (15.7)$$

где T — теоретическая продолжительность одного цикла загрузки породы ковшом машины, с ; $n_{\text{ц}}$ — число циклов черпания в минуту; $V_{\text{к}}$ — вместимость ковша (геометрическая), м^3 .

Техническая производительность определяется для типичных эксплуатационных условий при непрерывной работе машины, т. е. в этом случае учитывается влияние свойств породы, заполнение ковша (грейфера, скрепера) породой, качество дробления породы, изменение продолжительности одного цикла черпания в реальных условиях и т. д.

Эксплуатационная производительность определяется объемом погруженной породы за общее время работы машины. На эксплуатационную производительность влияет, таким образом, продолжительность подготовительно-заключительных операций, остановок в работе машины по технологическим, а также простоев по организационным и техническим причинам.

Техническая производительность ковшовой погрузочной машины (по породе в разрыхленном состоянии) ($\text{м}^3/\text{мин}$)

$$Q_{\text{тех}} = n_{\text{ц}}k_3k_{\text{д.р}}V_{\text{к}}/k_{\text{ц}}, \quad (15.8)$$

где k_3 — коэффициент заполнения ковша (в зависимости от плотности породы, размера кусков и соотношения между напорным усилием машины и шириной ковша k_3 изменяется в диапазоне 0,3—1,2); $k_{\text{д.р}}$ — коэффициент, учитывающий дополнительное разрыхление породы в ковше ($k_{\text{д.р}} = 0,92 \div 0,96$); $k_{\text{ц}}$ — коэффициент, учитывающий изменение продолжительности цикла в реальных условиях (для машин с пневмоприводом $k_{\text{ц}} = 0,92 \div 1,1$).

Эксплуатационная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) в общем случае определяется по формуле

$$Q_{\text{э}} = 60V_{\text{п}}/T_{\text{о}}, \quad (15.9)$$

где $V_{\text{п}}$ — полный объем горной массы, погруженной машиной за проходческий цикл, м^3 ; $T_{\text{о}}$ — общее время работы машины, мин .

Полный объем горной массы в плотном теле (м^3)

$$V_{\text{п}} = L_{\text{ц}} S \eta_{\text{в}}, \quad (15.10)$$

где $L_{\text{ц}}$ — расчетное подвигание забоя за один цикл, м; S — площадь проектного сечения выработки, м^2 ; $\eta_{\text{в}}$ — коэффициент, учитывающий увеличение сечения выработки против проектного ($\eta_{\text{в}} = 1,05 \div 1,08$).

Общее время работы машины складывается из времени собственно погрузки, замены груженных вагонеток или составов на порожние и суммарной продолжительности простоев по организационно-техническим причинам, включая время на подготовительно-заключительные операции.

В частности, часовую эксплуатационную производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) ковшовой машины (по породе в плотной массе) можно рассчитать по формуле

$$Q_{\text{с}} = \frac{60}{k_{\text{р}} [k_{\text{кр}}/Q_{\text{тех}} + t_{\text{в}} + 2L/(60V_{\text{в}}k_{\text{з}}v_{\text{с}}n_{\text{в}})]}, \quad (15.11)$$

где $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления пород, равный 1,5—2; $k_{\text{кр}}$ — коэффициент, учитывающий крупность кусков породы и ее физико-механические свойства (при крупности кусков до 300 мм $k_{\text{кр}} = 1$, при крупности более 400 мм $k_{\text{кр}} = 1,3$); $t_{\text{в}}$ — удельные затраты времени на вспомогательные операции, включающие очистку путей и выдвижение рельсов, кайловку и перекидку определенной части породы с периферии в зону работы ковша (для выработок, ширина которых равна фронту погрузки, $t_{\text{в}}$ составляет 1,5 чел-мин/ м^3); L — расстояние до пункта обмена вагонеток, м; $V_{\text{в}}$ — вместимость вагонетки, м^3 ; $k_{\text{з}}$ — коэффициент заполнения вагонетки, принимаемый равным 0,9; $v_{\text{с}}$ — средняя скорость откатки вагонеток или составов с учетом маневров, перецепки и т. д. на участке от погрузочной машины до обменного пункта (по данным практики $v_{\text{с}}$ составляет 0,6 м/с); $n_{\text{в}}$ — число вагонеток в составе.

Соответственно часовая эксплуатационная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) машины непрерывного действия типа ПНБ может быть рассчитана по формуле

$$Q_{\text{с}} = \frac{60}{k_{\text{р}} [k_{\text{кр}}k_{\text{р.п}}k_{\text{п.м}}/Q_{\text{тех}} + 2L/(60V_{\text{в}}k_{\text{з}}v_{\text{с}}n_{\text{в}})]}, \quad (15.12)$$

где $k_{\text{р.п}} = 1,1 \div 1,3$ — коэффициент, учитывающий форму и расположение породы после взрыва; $k_{\text{п.м}}$ — коэффициент, учитывающий продолжительность маневра при погрузке и степень соответствия данного типа машины условиям погрузки ($k_{\text{п.м}} = 1,05 \div 1,1$).

Производительность погрузочно-транспортных машин существенно зависит от длины транспортирования и скорости движения груженой и порожней машины. Эксплуатационная про-

изводительность погрузочно-транспортной машины (м³/ч) с грузонесущим ковшом

$$Q_3 = \frac{3600 V_k k_3}{\xi t_{ц} k_{ман} + \frac{L}{k_{с.с}} (1/v_{гр} + 1/v_{пор}) + t_{раз}}, \quad (15.13)$$

а для машин с ковшом и кузовом

$$Q_3 = \frac{3600 V_{куз} k_{з.к}}{\xi \frac{V_{куз} t'_{ц}}{V_k k_3} k_{ман} + \frac{L}{k_{с.с}} \left(\frac{1}{v_{гр}} + \frac{1}{v_{пор}} \right) + t_{раз}}, \quad (15.14)$$

где V_k , $V_{куз}$ — вместимость соответственно ковша и кузова, м³; k_3 и $k_{з.к}$ — коэффициент заполнения соответственно ковша и кузова; $\xi = 1,15 \div 1,2$ — коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на разборку негабарита в забое; $t_{ц}$ — продолжительность цикла черпания грузонесущим ковшом, равная 50 с; $t'_{ц}$ — продолжительность одного цикла погрузки, с; $k_{ман}$ — коэффициент, учитывающий продолжительность маневров машины в забое, равный 1,3; $k_{с.с} = 0,6$ — коэффициент среднеходовой скорости движения; L — длина транспортирования, м; $v_{гр}$ и $v_{пор}$ — скорости движения груженой и порожней машины, принимаемые соответственно 1,8 и 2,3 м/с; $t_{раз} = 30 \div 40$ — продолжительность разгрузки машины, с.

Если машина в течение всей смены работает на уборке породы, то ее эксплуатационная производительность (м³/смену)

$$Q_{см} = Q_3 T_{см} k_{и}, \quad (15.15)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $k_{и} = 0,7 \div 0,8$ — коэффициент внутрисменного использования машины, учитывающий подготовительно-заключительные операции, заправку машины, перегон к месту работы и обратно и другие операции, не относящиеся непосредственно к погрузке и транспортированию.

Техническая производительность скреперной установки при скреперовании непосредственно в отвал по породе в разрыхленном состоянии (м³/ч)

$$Q_{тех} = \frac{3600 V_c k_c}{L (1/v_{гр} + 1/v_{пор}) + t}, \quad (15.16)$$

где V_c — вместимость скрепера, м³; k_c — коэффициент заполнения скрепера (для крупнокусовой горной массы $k_c = 0,5 \div 0,7$; для среднекусовой $k_c = 0,7 \div 0,8$ и мелкокусовой $k_c = 0,9 \div 1$); L — длина скреперования, м; $v_{гр}$ и $v_{пор}$ — скорости движения соответственно груженого и порожнего скрепера ($v_{гр} = 1,1 \div 1,7$ м/с и $v_{пор} = 1,5 \div 2,3$ м/с; устанавливаются по технической характеристике скреперной лебедки); $t = 15 \div 20$ с — время, затрачиваемое на загрузку и разгрузку скрепера.

Эксплуатационная часовая производительность скреперной установки (м³/ч)

$$Q_3 = Q_{тех} k_{и}, \quad (15.17)$$

где $k_{\text{и}}$ — коэффициент использования скреперной установки во время уборки породы, принимается равным 0,4—0,6.

При погрузке в вагонетки или другие транспортные емкости (скипы, бадьи) производительность скреперной установки зависит от времени загрузки одной вагонетки и состава, а также времени, затрачиваемого на замену груженого состава на порожний.

Эксплуатационная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) при погрузке в вагонетки может быть определена по формуле

$$Q_{\text{с}} = \frac{3600 V_{\text{в}} k_{\text{з}} z k_{\text{и}}}{V_{\text{в}} k_{\text{з}} [L(1/v_{\text{тп}} + 1/v_{\text{пор}}) + t_1/(V_{\text{с}} k_{\text{с}}) + t_1]}, \quad (15.18)$$

где $k_{\text{з}}$ и $k_{\text{с}}$ — коэффициенты наполнения соответственно вагонетки и скрепера (см. выше); z — число вагонеток в составе; $v_{\text{с}}$ — вместимость скрепера, м^3 ; t_1 — время на замену состава груженого на порожний, с.

Время на замену состава t_1 (с) можно рассчитать по формуле

$$t_1 = 2L_{\text{о.п}}/v_{\text{с}}, \quad (15.19)$$

где $L_{\text{о.п}}$ — расстояние до пункта обмена вагонеток, м; $v_{\text{с}}$ — средняя скорость откатки вагонеток или составов с учетом маневров, перецепки вагонеток и т. д., принимается равной 0,6 м/с.

Снижение затрат времени на погрузку и увеличение производительности погрузочного оборудования могут быть достигнуты за счет сокращения времени на обменные операции путем использования перегружателей, вагоноперестановщиков, вагонеток повышенной (до 1,4 м^3 и более) вместимости; улучшения качества буровзрывных работ, обеспечивающих необходимую степень дробления, компактную форму развала и высокие значения коэффициента использования шпуров; применения эффективных опрокидных устройств для глухих вагонеток, мощных современных электровозов; внедрения мероприятий по сокращению продолжительности подготовительно-заключительных операций и улучшения внутрисменного использования машин.

Производительность погрузки породы пневматическими грейферными машинами в вертикальных выработках в общем случае выражается формулой

$$Q_{\text{п}} = V k_{\text{р}}/T_{\text{п}}, \quad (15.20)$$

где V — объем взорванной породы, м^3 ; $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы; $T_{\text{п}}$ — время погрузки всей породы в первой и второй фазе (без учета времени на подготовительно-заключительные операции).

Время погрузки $T_{\text{п}}$ складывается из времени собственно погрузки породы в первой фазе машиной, времени технологических простоев в связи с необходимостью замены груженных ба-

дей на порожние и времени погрузки породы с применением ручного труда во второй фазе. С учетом этого среднюю производительность погрузки по разрыхленной породе ($\text{м}^3/\text{ч}$) можно рассчитать по формуле

$$Q_n = \frac{1}{\varphi\alpha [1/(nQ_{\text{тех}}k_0k_n) + t_n/(V_6k_3) + (1-\alpha)/(n_pQ_y\alpha)]}, \quad (15.21)$$

где φ — коэффициент, учитывающий неравномерность работы, регламентированный отдых, простои по организационным причинам и т. д., равный $1,15 \div 1,2$; α — доля породы в первой фазе уборки; n — число погрузочных машин; $Q_{\text{тех}}$ — техническая производительность машины; k_0 — коэффициент одновременности работы машин, равный 1 при $n=1$ и $0,75-0,8$ при $n=2$; k_n — коэффициент, учитывающий просыпание породы при погрузке грейфера в бадью [$k_n = (d_6/0,8d_r)^2$, где d_6 и d_r — диаметр соответственно бадьи и грейфера с раскрытыми челюстями, м]; t_n — время простоя погрузочной машины, ч; V_6 — вместимость бадьи, м^3 ; $k_3=0,9$ — коэффициент заполнения бадьи; n_p — число рабочих, занятых на погрузке породы во второй фазе; Q_y — производительность погрузки породы во второй фазе одним рабочим (по породам с $f=12 \div 16$ $Q_y=0,5 \div 1 \text{ м}^3/\text{ч}$).

Значение t_n зависит от типа и числа подъемов и соотношения между временем погрузки бадьи $t_{\text{п.б}}$ и временем цикла $T_{\text{ц.п}}$ подъема. Например, если подъем осуществляется без пересечки бадей, то для одноконцевого подъема $t_n = T_{\text{ц.п}}$, для двух одноконцевых и при $t_{\text{п.б}} < T_{\text{ц.п}}$ $t_n = 0$.

Основными направлениями сокращения продолжительности погрузки в вертикальных выработках и увеличения производительности труда являются:

применение высокопроизводительных погрузочных машин с механизированным вождением грейфера и дистанционным управлением погрузкой;

совершенствование буровзрывных работ с целью обеспечения равномерного дробления породы, уменьшения переборов сечения и увеличения коэффициента использования шпуров;

обеспечение четко согласованной работы погрузочной машины с подъемом и сокращение до минимума простоев из-за маневров бадей у забоя;

механизация работ по погрузке породы во второй фазе.

15.5. Требования Правил безопасности при погрузке породы

Машины для погрузки породы работают в специфических условиях, в связи с чем при их эксплуатации предъявляются повышенные требования к соблюдению правил безопасности.

К управлению погрузочными, погрузочно-транспортными машинами и скреперными установками допускаются только лица,

имеющие специальные удостоверения и прошедшие специальный инструктаж по безопасному применению оборудования с дизельными двигателями, если такое оборудование применяется в подземных условиях.

Перед началом работы погрузочной машины необходимо осмотреть крепь выработки и, если требуется, исправить ее. Приступать к работе можно только после приведения забоя в безопасное состояние, т. е. после удаления с боков и кровли выработки нависающих кусков породы. Необходимо проверить состояние рельсового пути и маневровых устройств.

Во время работы машины с пневмоприводом необходимо тщательно следить за креплением воздухоподводящего шланга на машине и магистральном трубопроводе, а на машинах с электроприводом — за состоянием заземления машины. Работавшие на машине обязаны следить за тем, чтобы воздухоподводящий шланг или силовой кабель не попал под ходовую часть машины или другого оборудования.

В процессе работы машины не разрешается находиться впереди погрузочной машины в радиусе черпания ковша и стоять вблизи ковша в момент разгрузки, производить прицепку или отцепку вагонеток, ремонт, осмотр или чистку машины, работать под поднятым ковшом или освобождать руками куски породы из-под ковша погрузочной машины или скрепера.

Скреперную лебедку перед началом эксплуатации необходимо расположить под прямым углом к оси выработки и надежно закрепить анкерными болтами. Поддерживающие блоки для хвостового каната располагают через 15—20 м. Все вращающиеся детали лебедки должны быть ограждены, а на случай обрыва каната перед лебедкой устанавливают предохранительные щитки. Корпус лебедки надежно заземляется.

Скреперование должно вестись при хорошем освещении скреперной дорожки и рабочего места у лебедки.

При работе скреперной установки запрещается производить смазку блоков и лебедки, браться руками за канат и другие подвижные детали установки, выходить на скреперную дорожку.

Во время уборки породы пневматическими грейферными грузчиками запрещается:

- производить осмотр и ремонт грейфера при наличии сжатого воздуха в пневмокоммуникации грейфера;

- стоять вблизи бады в момент разгрузки грейфера;

- производить уборку породы в местах забоя, где остались невзорвавшиеся шпуровые заряды;

- использовать грейфер для выдергивания заклинившихся в шпурах буров и для перемещения бадей по забою ствола.

Во избежание падения кусков породы из бадей при подъеме они должны недогружаться на 100 мм до верхней кромки борта. Запрещается использование бадей, на борту которых отсутствуют предохранительные кулачки (по два с каждой сто-

роны) для поддержания опущенной дужки на высоте не менее 40 мм от борта бадьи.

Нельзя оставлять бадью в подвешенном состоянии, ее необходимо выдать на поверхность или оставить в забое.

16. ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ПОРОДЫ

16.1. Основные понятия и термины

Производственный процесс проведения разведочных выработок как неотъемлемую и важнейшую часть включает транспортирование грузов — породы, полезного ископаемого, людей, оборудования, материалов.

По месту работы транспорт подразделяется на подземный (перемещение грузов по горным выработкам) и транспорт на поверхности (перемещение грузов на поверхности от устья ствола, штольни, шурфа). Большая часть транспортных операций приходится на долю подземного транспорта, работающего в специфических условиях. Их отличительными чертами являются: стесненность и непостоянство рабочего места, большая разветвленность, сложность профиля и криволинейность трассы транспортных путей; абразивность перемещаемых грузов, возможность механических перегрузок и повреждений, повышенная влажность, химическая активность шахтных вод и др. Эти особенности обуславливают применение таких транспортных установок, которые являются компактными, обладают повышенной прочностью и износостойкостью, надежностью и безопасностью в работе. Вместе с тем транспортные средства должны иметь высокую производительность и обеспечивать экономичность транспортирования грузов.

Наиболее общей является классификация средств транспорта по принципу действия. По этому признаку они подразделяются на установки непрерывного и периодического (циклического) действия. Первые перемещают груз непрерывным потоком с загрузкой и разгрузкой на ходу, а вторые — периодически, с остановками или с замедлением хода при загрузке и разгрузке. К первым относятся конвейеры, установки для перемещения груза под действием собственного веса, пневматического и гидравлического транспорта, лебедки для откатки бесконечным канатом и подвесные канатные дороги с кольцевым движением, ко вторым — локомотивы, скреперы, погрузочно-транспортные машины, самоходные вагоны, лебедки для откатки канцевыми канатами и монорельсовые и канатные дороги с маятниковым движением.

Перемещение горной породы или полезного ископаемого от места отбойки до места погрузки в основные транспортные средства называется доставкой. Доставка может быть немеханизированной, например, перелопачивание; под действием

собственного веса, например, по рудному отделению восстающего; механизированная — скреперами, погрузочно-транспортными машинами, конвейерами.

Откаткой называют транспортирование грузов по рельсовым путям в горизонтальных или наклонных (до 30°) выработках, а подъемом — по наклонным (свыше 30°) и вертикальным выработкам.

В условиях геологоразведочных работ откатка по горизонтальным выработкам выполняется в основном с помощью электровозов; по наклонным выработкам на участках доставки — скреперами или под действием собственного веса, на участках откатки — с помощью средств канатного транспорта; по вертикальным выработкам — подъемными машинами и лебедками.

16.2. Оборудование электровозной откатки

Электровозы. Из всех рудничных локомотивов (электровозы, дизелевозы, гировозы — инерционные локомотивы и воздуховозы — работающие на энергии сжатого воздуха) на геологоразведочных работах применяются только электровозы. Электровозы подразделяются на аккумуляторные — с автономным источником питания — и контактные (контактно-кабельные, контактно-аккумуляторные) — с питанием двигателей по контактному проводу или кабелю. Наиболее целесообразным при разведке месторождений оказалось применение аккумуляторных электровозов. Их достоинствами являются взрывобезопасность, автономность питания, низкий электротравматизм. Их можно эксплуатировать в выработках меньшей высоты, а значит, и меньшей площади сечения. При этом надо иметь в виду, что аккумуляторные электровозы уступают контактным в мощности, скорости движения, они сложнее по конструкции, дороже и менее удобны в эксплуатации.

Важнейшим параметром электровоза является сцепной вес. Под ним понимают ту часть собственного веса электровоза, которая приходится на ведущие оси. У рудничных электровозов все оси ведущие, поэтому их сцепной вес равен полному конструктивному весу.

По сцепному весу электровозы подразделяют на легкие (до 50 кН), средние — от 50 до 140 кН и тяжелые — более 140 кН.

Из выпускаемых отечественной промышленностью на геологоразведочных работах применяют легкие электровозы АК-2У; 4,5АРП2М и 5АРВ-2 (АРВ — аккумуляторный, рудничный, взрывобезопасный; АРП — то же, повышенной надежности). Их сцепной вес составляет соответственно 20, 45 и 50 кН.

Жесткой базой называется расстояние между центрами передней и задней осей (для двухосных электровозов) или между центрами осей тележки (для четырехосных электровозов). Этот параметр задается из условия устойчивости электро-

воза и свободного его прохода по криволинейным участкам рельсового пути с малыми радиусами закруглений. Чем больше жесткая база, тем устойчивее электровоз и тем труднее он проходит по закруглениям.

К электрическому оборудованию аккумуляторного электровоза относятся: тяговые двигатели, аппаратура управления работой двигателей, аппаратура защиты силовых цепей и освещения, тяговые батареи и штепсельные соединения.

Основные параметры тягового двигателя можно определить по его электрохимической характеристике, представляющей собой зависимость силы тяги на обода ведущих колес F , скорости движения электровоза v и КПД η от силы тока двигателя.

Номинальным режимом работы тяговых двигателей является часовой, при котором допускаемая температура обмоток двигателя достигается через 1 ч его работы. В характеристике двигателя указывается часовая сила тяги $F_{\text{ч}}$, часовая скорость $v_{\text{ч}}$ и часовой ток $I_{\text{ч}}$. Длительному режиму соответствует такой ток $I_{\text{дл}}$, при котором допускаемая температура обмоток достигается за неограниченно длительное время. Отношение $I_{\text{дл}}/I_{\text{ч}}=0,4\div 0,45$.

Техническая характеристика электровозов приведена ниже.

Техническая характеристика электровозов

Электровоз	АК-2У	4,5АРП2М	5АРВ2М
Сцепной вес, кН . . .	20	45	50
Скорость при часовом режиме работы, км/ч	3,95	6,66	6,66
Тяговое усилие при часовом режиме, кН . . .	3,3	7	7
Жесткая база, мм . . .	650	900	900
Клиренс, мм	35	85	85
Тип аккумуляторной батареи	36ТЖН-300	66ТЖН-300	66ТЖНШ-300П
Тяговые электродвигатели:			
тип	МТ-2	ЭДР-6	ЭДР-6
число	1	2	2
мощность, кВт	4,3	6	6
Габариты, мм:			
длина по буферам	2015	3300	3480
ширина по раме . . .	900	1000	1000
высота от головки рельса	1210	1300	1385

Для аккумуляторных электровозов применяют батареи тяговых щелочных никель-железных аккумуляторов серии ТЖН. Щелочные аккумуляторы по сравнению с кислотными свинцовыми обладают большим сроком службы и большей механической прочностью и выносливостью в работе, простотой в обслуживании и способностью находиться длительное время в разряженном состоянии. Однако напряжение одного элемента у них

более низкое, поэтому батареи щелочных аккумуляторов громоздки.

Цифры, стоящие перед буквами в обозначении типа аккумуляторной батареи, обозначают число отдельных элементов, соединенных в батареи последовательно, а цифры справа — номинальную емкость в ампер-часах.

Батареи располагают в батарейных ящиках и присоединяют к цепи электровоза с помощью штепсельных разъемов во взрывобезопасном исполнении.

Осмотр и ремонт электровозов производится в гаражах, расположенных в обособленных выработках. В зависимости от числа обслуживаемых электровозов гараж может иметь один или несколько заездов и не менее двух выходов. Гараж для аккумуляторных электровозов имеет отделения для стоянки, осмотра и ремонта и зарядное отделение, в котором расположены специальные столы для зарядки батарей. Гараж должен хорошо освещаться и проветриваться.

В камере, примыкающей к гаражу, размещается зарядная подстанция. Зарядку аккумуляторных батарей производят зарядными устройствами на кремниевых выпрямителях.

Вагонетки. Транспортирование грузов по рельсовым путям осуществляют в вагонетках. В зависимости от назначения они подразделяются на грузовые, пассажирские и специальные — для перевозки оборудования, материалов и т. д. Грузовые вагонетки предназначены для перевозки сыпучих грузов. По конструкции и способу разгрузки грузовые вагонетки делятся на следующие группы:

- с глухим, жестко соединенным с рамой кузовом — типа ВГ; разгрузка производится в устройствах, называемых опрокидывателями;

- с глухим опрокидным кузовом — тип ВО; разгрузка производится путем опрокидывания кузова;

- с кузовом, шарнирно закрепленным на раме, и поднимающимся откидным бортом — тип ВБ; разгрузка производится при наклоне кузова и открывании борта;

- с кузовом, дно которого состоит из нескольких вращающихся секций, — тип ВД; разгрузка осуществляется через дно;

- с кузовом, жестко соединенным с рамой, и донным скребковым конвейером, — тип ВК; разгрузка производится донным конвейером.

В геологоразведочной практике нашли применение только вагонетки первых двух типов.

Основные технические данные некоторых вагонеток, выпускаемых промышленностью, приведены в табл. 16.1.

Рельсовые пути. Основным техническим параметром рельсового пути является ширина рельсовой колеи, под которой понимают расстояние между внутренними гранями головок рельсов. В геологоразведочных горных выработках принята ширина колеи 600 мм. На горных предприятиях, кроме того,

ТАБЛИЦА 16.1

Вместимость, м ³	Грузоподъемность, т	Габариты, мм			Жесткая база, мм	Ширина колеи, мм	Диаметр колеса, мм	Масса, кг
		длина	ширина	высота				

Вагонетки типа ВГ

0,7	1,8	1250	850	1220	500	600	300	488
1	1,8	1500	850	1300	500	600	300	509
1,2	3	1850	1000	1300	600	600, 750	350	780
1,4	2,5	2400	850	1230	650	600	300	674
1,6	3	2700	850	1200	800	600	300	706
2,2	5,5	2950	1200	1300	1000	600, 750	400	1518

Вагонетки типа ВО

0,4	1	1250	760	1150	400	600	300	725
0,8	2	1900	1000	1250	600	600	300	1300

применяют также колею шириной 750 и 900 мм, а на поверхности шахт, как и на железнодорожном транспорте, широкую колею — 1524 мм.

Ширина колесной колеи, или ширина колесной пары, на 10 мм меньше ширины рельсовой колеи, что исключает возможность зажатия реборд колес между рельсами.

Рельсовый путь (рис. 16.1) состоит из нижнего и верхнего строений. В горных выработках нижним строением является почва выработки. К верхнему строению относятся балластный слой, шпалы, рельсы и скрепления.

В плане рельсовый путь представляет собой ряд прямолинейных и криволинейных участков. Для снижения сопротивления движению составов, уменьшения износа рельсов радиусы закруглений берутся по возможности большими с учетом величины жесткой базы подвижного состава и скорости движения. Согласно Правилам безопасности при геологоразведочных работах радиус закругления рельсовых путей должен быть при ручной откатке не менее семикратной величины наибольшей жесткой базы подвижного состава, а при электровозной откатке — не менее десятикратной.

Горные выработки, по которым производится откатка по рельсовым путям, проходятся с уклоном в сторону ствола шах-

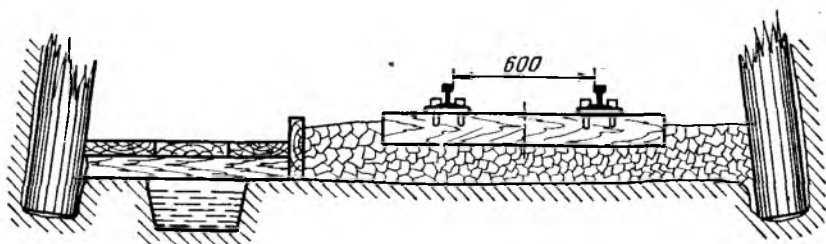


Рис. 16.1. Устройство рельсового пути в горизонтальной выработке

ты или устья. Уклоном рельсового пути называют отношение разности между уровнями головок рельсов в двух рассматриваемых точках к расстоянию между этими точками. Уклон измеряется тангенсом угла наклона пути и выражается десятичной дробью или в промилле (‰). Например, уклон $i=0,003$ или 3‰ означает, что разность уровней между двумя точками, расположенными на расстоянии 1 км, составляет 3 м. Уклон пути выбирают таким образом, чтобы сопротивления движению груженого состава, движущегося к устью штольни или к околоствольному двору, были равны сопротивлениям движению порожнего состава. При равенстве этих двух величин уклон рельсового пути называют уклоном равного сопротивления. Откаточные пути в горизонтальных выработках должны иметь уклон 0,003—0,005.

Угол наклона пути или уклон, при котором необходимая сила тяги равна нулю, называется уклоном равновесия. Пути с уклоном, равным уклону равновесия, оборудуют, например, в околоствольных дворах, где вагонетки должны двигаться без применения усилий, самокатом.

Для обеспечения стока воды в водоотводную канавку почве выработки придается и поперечный уклон в пределах 0,01—0,02.

Рельсы изготовляют из специальной стали и подвергают термической обработке. В зависимости от назначения применяют рельсы различных типов. Тип рельса определяется массой 1 м рельса. Промышленностью выпускаются рельсы с массой 1 м от 8 до 75 кг. Для откатки вагонеток вместимостью до 2 м³ применяются рельсы типа Р18 и Р24, при большей вместимости вагонеток на горных предприятиях — рельсы Р33 и Р38. Некоторые параметры рудничных рельсов приведены в табл. 16.2.

Для соединения рельсов друг с другом применяют накладки с болтами или сварку. Последнюю применяют на рельсовых путях со сроком службы не менее 5 лет. Зазор между концами рельсов на стыке должен быть не более 5 мм. Стык для обеспечения условий безударного перехода колеса с одного рельса на другой располагают между сближенными шпалами. Расстояние от стыка до оси стыковой шпалы должно быть не более 200 мм. Это требование необходимо выполнять при от-

ТАБЛИЦА 16.2

Тип рельсов	Основные размеры, мм				Теоретическая масса 1 м, кг	Площадь поперечного сечения, см ²	Нормальная длина рельсов, м
	высота	ширина		толщина шейки			
		подшвы	головки				
P18	90	80	40	10	18,80	23,07	8
P24	107	92	51	10,5	24,14	32,7	8
P33	128	110	60	12	33,48	42,76	12,5

катке вагонетками грузоподъемностью более 1,2 т. При использовании вагонеток меньшей грузоподъемности допускается располагать стык на шпале.

Рельсы укладывают на шпалы через подкладки, что обеспечивает увеличение опорной поверхности рельсов.

В горноразведочных выработках применяют деревянные, а иногда металлические шпалы. Деревянные шпалы, обычно сосновые, обладают достаточной механической прочностью, эластичностью, хорошим сцеплением с балластом. Но их недостатком является небольшой (до 3 лет) срок службы в подземных условиях. Пропитка шпал антисептиками (фтористым натрием, хлористым цинком, креозотовым маслом) увеличивает срок их службы до 10 лет и повышает прочность.

Расстояние между осями шпал должно быть не более 1 м при ручной откатке и не более 0,7 м — при электровозной и канатной.

Для укладки стрелочных переводов применяют не шпалы, а брусья, имеющие различную длину. Для рельсовой колеи 600 мм длина шпал равна 1200 мм, а длина брусьев — от 1300 до 3000 мм.

Крепление рельсов к шпалам и брусьям производят костылями.

Накладки, болты, подкладки и костыли должны соответствовать типу применяемых рельсов.

Балластный слой обеспечивает равномерную передачу давления на нижнее основание, сглаживает неровности почвы выработки, динамические нагрузки на колеса и рельсы. Балласт должен быть прочным, упругим, невлагоемким, несслеживающимся, хорошо дренировать воду и обеспечивать пропуск ее в водоотводную канавку.

Материалом для балласта может служить щебень крепких и средней крепости пород с крупностью кусков 20—70 мм или галька крупностью 20—40 мм. Толщина балластного слоя под шпалой — не менее 100 мм. Пространство между шпалами засыпают балластом на $\frac{2}{3}$ толщины шпалы.

Рельсовые пути соединяют между собой стрелочными переводами и съездами. Переводы делятся на односторонние (правые и левые) и симметричные, а съезды — на односторонние (правые и левые) и перекрестные.

Основным параметром стрелочного перевода является угол пересечения осей соединяемых путей. Угол перевода α определяет марку крестовины стрелочного перевода $M = 2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$.

В шахтных условиях применяют стрелочные переводы и съезды с маркой крестовины $\frac{1}{2}$, $\frac{1}{3}$, $\frac{1}{4}$, $\frac{1}{5}$. Чем больше марка крестовины, тем меньше длина стрелочного перевода и тем труднее вписывание подвижного состава.

Каждый тип стрелочного перевода или съезда имеет условное обозначение. Например, односторонний перевод для рель-

совой колеи 600 мм и рельсов Р24 с крестовиной марки $1/2$ и радиусом переводной кривой 4 м имеет обозначение ПО624-1/2-4.

При движении составов или отдельных вагонеток по криволинейным участкам возникает центробежная сила, которая прижимает реборды колес к наружному рельсу. Это способствует повышенному износу рельсов и колесных реборд, а также уменьшает устойчивость подвижного состава. Для исключения вредного влияния центробежной силы при настилке рельсового пути наружный рельс укладывается с превышением над внутренним путем увеличения толщины балластного слоя со стороны наружного рельса. Величина превышения устанавливается расчетом, а его минимальное значение для колеи 600 мм составляет 10 мм.

Во избежание зажатия реборд между головками рельсов и значительного увеличения сопротивления движению, а также износа рельсовая колея уширяется в зависимости от величины жесткой базы подвижного состава на 5—20 мм. Уширение достигается передвижкой внутреннего рельса к центру кривой.

16.3. Параметры электровозной откатки

Максимальная сила тяги электровоза не может быть больше силы сцепления ведущих колес с рельсами (Н):

$$F = 1000P_{\text{сц}}\psi = Mg\psi, \quad (16.1)$$

где $P_{\text{сц}}$ — сцепной вес электровоза, кН; M — масса электровоза, приходящаяся на ведущие оси, кг; g — ускорение свободного падения, м/с²; ψ — коэффициент сцепления колес с рельсами, принимается по табл. 16.3.

Допустимый вес груженого состава определяется из условия сцепления колес с рельсами, по нагреванию двигателей, по условию торможения на среднем уровне. По наименьшему из трех получаемых значений рассчитывают число вагонеток в составе.

Вес груженого состава из условия сцепления колес с рельсами (кН)

$$\begin{aligned} Q_{\text{гр}} &= P + nG_{\text{гр}} = P + n(G + G_0) = \\ &= 1000P_{\text{сц}}\psi/(110a + w_{\text{гр}} + i_c), \end{aligned} \quad (16.2)$$

где P — вес электровоза, Н; n — число вагонеток; G — вес гру-

ТАБЛИЦА 16.3

Состояние поверхностей рельсов	Коэффициент сцепления ψ	
	без подсыпки песка	с подсыпкой песка
Чистые сухие	0,18	0,24
Чистые влажные	0,12—0,17	0,17—0,2
Мокрые, покрытые грязью	0,09—0,12	0,12—0,16

ТАБЛИЦА 16.4

Грузоподъемность вагонетки, т	$w_{гр}$, Н/кН*			
	при движении вагонетки		при трогании вагонетки с места	
	груженой	порожной	груженой	порожной
1	7	9	9	12
2	6	8	8	10
3	5	7	7	9

* Для засоренных и плохо уложенных путей приведенные значения удельных сопротивлений в расчетах следует увеличить в 1,5 раза.

за в вагонетке, Н; G_0 — вес порожней вагонетки; a — ускорение при трогании ($a_{\min} = 0,03$ м/с²); $w_{гр}$ — удельное сопротивление движению, Н/кН, принимается по табл. 16.4.

Сопротивление движению за счет уклона i_c численно равно уклону в промилле. Если уклон равен 3‰, то $i_c = 3H/\kappa H$.

Вес груженого состава (κH), исходя из условия нагревания двигателей (по длительной силе тяги),

$$Q_{гр} = P + nG_{гр} = \frac{F_{дл}}{\mu \sqrt{\tau} (w_{гр} - i_c)}, \quad (16.3)$$

где $F_{дл}$ — сила тяги электровоза при длительном режиме работы, Н [находится по электромеханической характеристике двигателя электровоза и силе тока при длительном режиме ($I_{дл} = 0,4I_n$)]; μ — коэффициент, учитывающий дополнительный нагрев двигателей при выполнении маневров, равный 1,4 при длине откатки от 1 до 1,5 км и 1,1 при длине откатки более 2 км; τ — относительная продолжительность движения:

$$\tau = T_{дв} / (T_{дв} + T_{ман}).$$

Продолжительность движения (мин)

$$T_{дв} = 2L / (60 \cdot 0,75v_{дл}),$$

где L — расстояние откатки, м; 0,75 — коэффициент, учитывающий уменьшение скорости на закруглениях пути, при трогании, торможении и т. д.; $v_{дл}$ — скорость при длительном режиме работы электровоза, м/с, определяется по $I_{дл}$ и электромеханической характеристике двигателей электровоза.

Продолжительность маневров электровоза у мест погрузки и разгрузки вагонеток $T_{ман}$ зависит от числа вагонеток в составе и способов погрузки и разгрузки; определяется экспериментально или принимается приближенно равной 15—20 мин на один рейс.

Вес груженого состава по условию торможения на среднем уклоне (кН)

$$Q_{гр} = P + nG_{гр} = 1000P_T \psi / (110a_T - w_{гр} + i_c), \quad (16.4)$$

где P_T — тормозной вес электровоза, принимается равным сцепному весу, кН; a_T — замедление при торможении, м/с².

В соответствии с Правилами безопасности тормозной путь на преобладающем уклоне при перевозке грузов $l_T = 40$ м. (Преобладающим уклоном считается наибольший по величине уклон протяженностью более 200 м, но не менее длины состава плюс длина тормозного пути, установленная ПБ). Поэтому

$$a_T = v_T^2 / (2l_T), \quad (16.5)$$

где v_T — скорость поезда в момент торможения, принимается равной $v_{дл}$.

Коэффициент сцепления ψ в данном случае принимается равным 0,12 — без подсыпки песка — и 0,17 — при торможении с подсыпкой песка.

По весу груженого состава определяется число вагонеток:

$$n = (Q_{гр} - P) / (G + G_0). \quad (16.6)$$

Вес породы в вагонетке G (кН) определяется по формуле

$$G = 10^{-3} k_n \rho_n g V, \quad (16.7)$$

где k_n — коэффициент наполнения вагонеток, равный 0,9; ρ_n — насыпная плотность содержимого вагонетки ($\rho_n = \rho / k_p$), кг/м³; V — вместимость вагонетки.

Число рейсов электровоза, необходимое для откатки всей породы в одном цикле проходки выработки,

$$n_p = 10^{-3} S l_{ц} \rho g \eta_v / (nG) = \eta_v k_p S l_{ц} / (k_n V n), \quad (16.8)$$

где η_v — коэффициент использования сечения выработки.

Сила тяги в период установившегося движения (Н):

для груженого состава

$$F_{гр} = (P + nG_{гр}) (\omega_{гр} + i_c); \quad (16.9)$$

для порожнего состава

$$F_{пор} = (P + nG_0) (\omega_{пор} + i_c). \quad (16.10)$$

Сила тяги, приходящаяся на один двигатель:

$$F_{1гр} = F_{гр} / n_{дв}; \quad (16.11)$$

$$F_{1пор} = F_{пор} / n_{дв}, \quad (16.12)$$

где $n_{дв}$ — число двигателей на электровозе.

Токи тяговых двигателей $I_{гр}$, $I_{пор}$ и действительные скорости движения $v_{гр}$ и $v_{пор}$ определяются по найденным значениям $F_{гр}$ и $F_{пор}$ и электромеханической характеристике двигателя электровоза.

Время движения груженого и порожнего составов (мин):

$$T_{дв.гр} = L / (60 \cdot 0,75 v_{гр}); \quad T_{дв.пор} = L / (60 \cdot 0,75 v_{пор}). \quad (16.13)$$

Продолжительность рейса

$$T_p = T_{гр} + T_{пор} + T_{ман}. \quad (16.14)$$

Эффективный ток двигателя (A)

$$I_{\text{эф}} = \omega \sqrt{\frac{I_{\text{гр}}^2 T_{\text{гр}} + I_{\text{пор}}^2 T_{\text{пор}}}{T_{\text{гр}} + T_{\text{пор}} + T_{\text{ман}}}}, \quad (16.15)$$

где $\omega = 1,15 \div 1,4$ — коэффициент, учитывающий ухудшение охлаждения двигателей во время маневров.

Для нормальной работы электровоза необходимо, чтобы

$$I_{\text{эф}} < I_{\text{дл}} \approx 0,4 I_{\text{ч}}. \quad (16.16)$$

Если это условие не выполняется, то число вагонеток в составе должно быть уменьшено.

Расход электроэнергии при откатке всей породы в одном цикле проходки выработки ($\text{кВт} \cdot \text{ч}$)

$$E = \varphi n_{\text{дв}} U_{\text{р}} n_{\text{р}} \frac{I_{\text{гр}} T_{\text{гр}} + I_{\text{пор}} T_{\text{пор}}}{60 \cdot 1000}, \quad (16.17)$$

где φ — коэффициент, учитывающий потери энергии во время маневров ($\varphi = 1,1 \div 1,3$); $n_{\text{дв}}$ — число двигателей электровоза; $U_{\text{р}}$ — среднее разрядное напряжение батареи, В.

Требования Правил безопасности при откатке по рельсовым путям. При механизированной откатке по рельсовым путям на прямолнейных участках зазоры между наиболее выступающей частью подвижного состава и крепью (боком) выработки или размещенным в выработке оборудованием и трубопроводами должны быть с одной стороны не менее 0,7 м (для свободного прохода людей), а с другой — не менее 0,25 м.

Вагонетки, оставленные на рельсовых путях, должны быть заторможены стопорными башмаками. Постановку сошедших с рельсов вагонеток, электровозов и другого оборудования необходимо производить с помощью домкратов и самоставов.

Не допускается сцепка и расцепка вагонеток на ходу.

Эксплуатация электровозов должна осуществляться в строгом соответствии с Правилами безопасности и инструкцией по уходу и эксплуатации завода-изготовителя.

16.4. Общие сведения о подъеме при проходке разведочных шурфов и стволов шахт

Подъем при проходке шурфов. Самым простейшим средством механизации транспортных операций при проходке разведочных шурфов являются ручные разборные воротки, которые находят еще иногда применение в практике ведения работ в труднодоступных районах. Вороток оснащается канатом диаметром 8—10 мм, имеет массу около 100 кг.

Для подъема породы при проходке неглубоких шурфов наиболее эффективно применение воротков с механическим приводом или механических подъемников (ПМШ-ЦНИГРИ, КМШ-15 и др.).

Подъем породы, доставка материалов, спуск и подъем людей при проведении глубоких шурфов производятся с использованием проходческих лебедок, установленных на передвижных проходческих копрах. Лебедки оборудованы рабочими и аварийным тормозами, имеют достаточную грузоподъемность и канатоемкость барабана.

Проходка глубоких шурфов с площадью поперечного сечения 4 м² может вестись также с помощью специальных кранов.

Техническая характеристика шурфопроходческого крана КШ-1М

Грузоподъемность, т.	0,23
Вылет стрелы, мм	2400
Мощность электродвигателя, кВт	2,9
Напряжение питания, В	220/380
Скорость подъема, м/с	0,63
Диаметр каната, мм	7,6
Канатоемкость барабана, м	40
Габариты, мм:	
длина	2726
ширина	1800
высота	2614
Масса, кг	1162

Подъем породы из шурфов производится в бадьях, спуск и подъем людей — в бадьях и седлах; материалы и другие предметы длиной до 2 м транспортируются в бадьях, а при длине более 2 м необходимо применять специальные серги. В процессе движения спускающийся или поднимающийся в бадье или седле должен быть пристегнут предохранительным поясом к канату, а скорость движения не должна превышать 0,3 м/с.

Работа подъемника или воротка разрешается только после подачи сигнала из забоя шурфа проходчиком.

Подъем негабаритных кусков породы производится специальным приспособлением, выполненным из металлической сетки или синтетических материалов. Проходчики при этом должны удалиться из забоя.

Механический подъемник или вороток перед началом работы должен быть осмотрен и опробован на холостом ходу.

При спуско-подъемных операциях необходимо применять систему сигналов (звонком, ударом), значение которых должно быть известно всем работающим на проходке шурфа.

Подъем при проходке стволов шахт. Подъем обеспечивается подъемными установками, к оборудованию которых относятся: подъемные машины (лебедки) с приводами, копер, копровые шкивы, бадьи, подъемные канаты, прицепные устройства и сигнализация.

При проходке стволов применяют однобарабанные и двухбарабанные подъемные машины и лебедки и в соответствии с этим — одноконцевой или двухконцевой подъем.

Одноконцевой подъем характеризуется движением по стволу одной бадьи. Подъем может быть организован следующим об-

разом. Порожняя бадья опускается на забой, а вторая бадья находится под погрузкой. После ее загрузки и прибытия на забой порожней бадьи производится перцепка бадей.

Возможна схема подъема и без перцепки, однако в этом случае во время движения бадьи по стволу и ее разгрузки на поверхности погрузка породы в забое не производится.

Двухконцевой бадьевой подъем (рис. 16.2) функционирует следующим образом. Две бадьи, одна из которых груженная, а другая порожняя, движутся в стволе. В это время третья бадья отцеплена от каната и находится в забое ствола под погрузкой. Бадья, поднятая на поверхность, без отцепки от каната разгружается, а порожняя бадья на забое отцепляется и становится под погрузку. Вместо нее к канату прикрепляется загруженная бадья. Таким образом, при двухконцевом подъеме в работе находятся три бадьи.

Производительность двухконцевого подъема выше, чем одноконцевого. Двухконцевой подъем целесообразно применять при проходке стволов значительной глубины и большой площади поперечного сечения.

Одноконцевой подъем с перцепкой бадей применяется при такой глубине ствола, когда время погрузки породы в бадью будет больше времени полного оборота бадьи, т. е. когда исключается простой погрузочной машины. При большей глубине ствола и применении высокопроизводительной погрузочной машины, а следовательно, и бадей большей вместимости целесообразно производить подъем двумя одноконцевыми установками без перцепки бадей.

При окончательном выборе схемы подъема необходимо учитывать, что по сравнению с двухконцевым одноконцевой является в большей степени неравновешенной системой.

Копер предназначен для установки направляющих подъемных шкивов на такой высоте, которая позволяет поднимать бадьи над устьем для их разгрузки и производить погрузку выдаваемой породы в транспортные средства. На копре устанавливают также дополнительные шкивы для канатов вспомогательных лебедок, предназначенных для подвески различного вспомогательного оборудования.

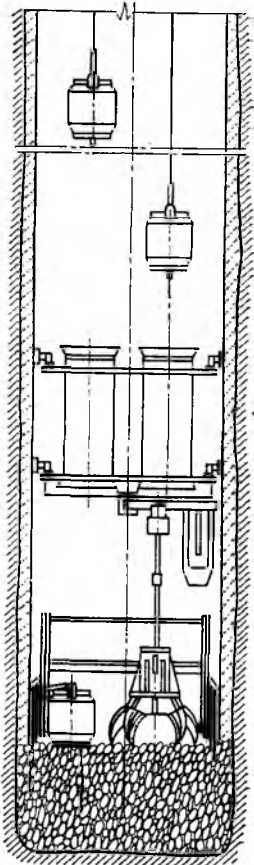


Рис. 16.2. Схема двухконцевого бадьевого подъема

Проходческие копры имеют сборно-разборную конструкцию из стальных труб, обеспечивающую высокую прочность, простоту сборки и разборки, а также возможность многократного использования.

Размер внутрикопровой площадки определяется разносом стоек копра, обеспечивающим его устойчивость и удобство работы около устья ствола.

Устье ствола шахты перекрывают нулевой рамой, предохраняющей работающих в стволе. Нулевая рама сооружается из двутавровых балок и листовой стали. В нулевой раме устраивают проемы для бадей и лестниц, перекрываемые лядами, имеющими вырезы для пропуска канатов. Нулевая рама используется как площадка для подготовки к спуску в ствол материалов и посадки людей в бадьи.

Для устранения раскачивания бадей при подъеме применяют направляющие устройства в виде направляющих канатов, по которым скользит направляющая рамка. Направляющие канаты в стволе закрепляются на натяжной раме, которая устанавливается выше забоя на 20—40 м. В натяжных рамах устраиваются проемы для бадей, ограждаемые раструбами. Подвешенная в стволе на направляющих канатах рама раскрепляется с помощью выдвижных пальцев, под которые в стенках ствола изготовляются лунки.

При движении от забоя вверх бадьи при подходе к предохранительному полку (натяжной раме) прицепным устройством подхватывает направляющую рамку и вместе с ней продолжает движение вверх. При движении бадьи сверху вниз направляющая рамка останавливается при проходе через предохранительный полук, и дальше бадьи идет до забоя уже без направляющей рамки.

В верхней части направляющей рамки прикреплен металлический зонт диаметром, равным наружному диаметру бадьи. Зонт защищает находящихся в бадье людей при движении ее по стволу от травмирования случайно упавшими кусками породы или другими предметами.

Разгрузка бадей производится без отцепки их от каната. При выходе из ствола бадьи поднимается выше разгрузочной площадки. Место прохода бадьи перекрывается специальными лядами, и бадьи опускается на разгрузочный станок. Бадьи опрокидывается, и порода поступает в наклонный разгрузочный желоб, который может быть оборудован секторным затвором и выполнять функции промежуточного породного бункера.

Основные требования Правил безопасности к канатам, прицепным устройствам, подъемным машинам и лебедкам. Для подъемных установок применяются стальные канаты, которые должны иметь запасы прочности: не ниже 9 — для спуска-подъема людей; 7,5 — спуска-подъема людей и грузов; 6,5 — спуска-подъема грузов.

Каждый подъемный канат должен ежедневно тщательно

осматриваться по всей длине при скорости его движения не более 0,3 м/с; при этом определяется общее число обрывов проволок по всей длине каната. Кроме того, еженедельно производится дополнительный осмотр и один раз в месяц — детальный. Результаты осмотра канатов должны быть в тот же день занесены в специальный «Журнал осмотра подъемных канатов и их расхода». Если при осмотре каната окажется, что на каком-либо участке, равном шагу свивки, число обрывов проволок составляет 5% от их общего числа в канате, то он должен быть заменен.

При эксплуатации канаты смазываются специальной канатной смазкой.

Подвесные и прицепные устройства подъемных сосудов должны иметь заводской паспорт или маркировку с указанием заводского номера и даты изготовления. Прицепное устройство бадей должно иметь приспособление, надежно закрывающее зев крюка и исключающее самопроизвольное его открывание.

Отношение наименьшего диаметра органа навивки или шкива к диаметру каната должно быть: не менее 60 — для направляющих шкивов и барабанов подъемных машин, установленных на поверхности; не менее 40 — для установленных в подземных выработках, а также для проходческих подъемных машин и лебедок, проходческих кранов, подъемников, передвижных агрегатов; не менее 20 — для направляющих шкивов и барабанов, предназначенных для подвески полков, трубопроводов, подвесных насосов и другого оборудования.

Каждая подъемная установка разведочной шахты оснащается следующими предохранительными устройствами, отключающими подъемный электродвигатель и включающими предохранительный тормоз: концевым выключателем для каждого подъемного сосуда, установленным на копре и размыкающим контакты при подъеме сосуда на 0,5 м выше уровня приемной площадки; устройством, срабатывающим в случае превышения максимальной скорости равномерного хода на 15%; ограничителем скорости, отключающим электродвигатель подъемной машины и включающим предохранительный тормоз в случае, если скорость подхода сосуда к приемной площадке превышает 1 м/с при спуске и подъеме людей и 1,5 м/с при спуске и подъеме грузов.

Каждая подъемная установка разведочных шахт и шурфов глубиной более 20 м должна быть снабжена механическим или электрическим устройством для подачи сигналов, а также ремонтной сигнализацией для осмотра ствола. Кроме того, на грузо-людских подъемных установках должна быть предусмотрена резервная сигнализация, в качестве которой на стадии проходки может использоваться ремонтная сигнализация.

Ежегодно специализированная наладочная бригада должна производить ревизию и наладку установки в объеме, предусмотренном специальной инструкцией.

Машинист подъемной установки, принимающий смену, должен убедиться в исправном состоянии машины и перед началом спуска и подъема людей предварительно перегнать подъемные сосуды в холостую.

Все результаты проверки подъемной машины и данные о замеченных повреждениях должны заноситься машинистом в «Журнал приемки и сдачи смен машинистами подъемных машин».

16.5. Транспортирование породы на поверхности

Горную породу, извлекаемую при проходке выработок на поверхность, необходимо перемещать от устья выработок до отвалов, а полезное ископаемое — до погрузочных бункеров или складов.

При проходке разведочных шурфов с использованием шурфопроходческих кранов породу от устья до отвалов перемещают в бадье при повороте стрелы крана. Если вместимости отвала оказывается недостаточно, то породу из отвала периодически перемещают бульдозером.

При проходке глубоких шурфов и разведочных стволов шахт порода, выгруженная из бадьи, по наклонному желобу поступает в кузов автосамосвала или, реже, в вагонетку. Применение автосамосвалов обеспечивает высокую степень маневренности транспорта и хорошие технико-экономические показатели. Возможность использования самосвалов практически не зависит от протяженности и профиля пути. Разгрузка самосвалов производится в отведенную для этой цели балку или овраг, а при ровном рельефе формирование отвала производят с помощью бульдозера, который периодически разравнивает высыпанную из самосвалов породу, образуя горизонтальные слои.

На горных предприятиях для перемещения породы в отвал используют также конвейеры, скреперные установки и канатные транспортные устройства, в том числе подвесные дороги; полезное ископаемое транспортируется в основном с помощью конвейеров.

При проходке разведочных штолен породные отвалы располагают таким образом, чтобы транспортирование по ним горной породы осуществлялось в тех же транспортных средствах, что и по выработке. В связи с этим для разгрузки вагонеток часто применяют не только круговые, но и боковые и иногда лобовые опрокидыватели.

При проходке коротких разведочных штолен со скреперной уборкой породы скрепер перемещает породу непосредственно в отвал, располагаемый у устья штольни.

17. ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ

17.1. Понятие о горном давлении

Под горным давлением понимают силы, возникающие в массиве горных пород, окружающих горную выработку. В массиве, где нет горных выработок и естественных пустот, вместо термина «горное давление» используют термин «напряженное состояние». Напряженное состояние вызывается гравитационными силами (силами тяжести горных пород). На эти напряжения могут быть наложены напряжения, вызванные тектоническими силами, природа которых еще недостаточно изучена, а также напряжения от температурных градиентов. Последние напряжения проявляются только на очень больших глубинах.

Массив горных пород при отсутствии выработок всегда находится в равновесном напряженном состоянии. При отсутствии тектонических сил и температурных градиентов напряжения от собственного веса пород пропорциональны глубине.

Массив горных пород в связи с наличием трещиноватости рассматривается как состоящий из отдельных структурных блоков, имеющих или не имеющих между собой сцепления. При оценке прочности и устойчивости массива принимается во внимание средний и минимальный размеры структурных блоков. Наличие трещиноватости (блочности) не оказывает существенного влияния на характер распределения поля напряжений, если в массиве отсутствуют крупные тектонические трещины или карстовые полости.

Если действующие напряжения не превышают предела прочности массива пород на рассматриваемой глубине, то оценка напряженного состояния массива может быть сделана как для массива однородного (или квазиоднородного) и упругого.

При отсутствии тектонических сил напряженное состояние однородного упругого массива считается известным, если известны величина и направление главных напряжений, вызванных гравитационными силами. В массиве, не имеющем пустот, тектонических трещин и выработок, максимальная величина главных напряжений, действующих в вертикальном направлении на горизонтальную площадку (рис. 17.1), $\sigma_z = \gamma H$ (здесь

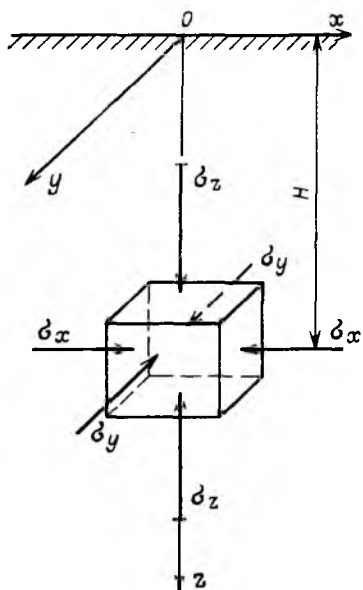


Рис. 17.1. Схема к определению напряженного состояния массива горных пород

γ — удельный вес горных пород, Н/м^3 ; H — рассматриваемая глубина от поверхности, м).

Для районов, подверженных движениям земной коры, и для зон тектонических нарушений при отсутствии экспериментальных данных вместо H принимается расчетная глубина $H_p = 1,5 H$ (по СНИП II-94—80).

Напряжения, действующие в горизонтальном направлении на вертикальные площадки, являются производными от σ_z и определяются упругими деформационными свойствами пород на рассматриваемой глубине: $\sigma_x = \sigma_y = \lambda_1 \sigma_z$, где $\lambda_1 = \mu / (1 - \mu)$ — коэффициент бокового распора (или горизонтального распора), μ — коэффициент Пуассона. Напряжения σ_x и σ_y всегда ортогональны к напряжениям σ_z .

Массив горных пород, лишенный сил сцепления между отдельными структурными блоками, рас-

считывают как сыпучий (если размер области в 3—4 раза больше максимального размера структурного блока). К такому массиву применимы законы механики сыпучей среды.

Напряженное состояние массива как сыпучей среды определяется по формулам: $\sigma_z = \gamma H$; $\sigma_x = \sigma_y = \lambda_2 \sigma_z$. Здесь $\lambda_2 = \tan^2 (45^\circ - 0,5\varphi)$ — коэффициент горизонтального распора для сыпучей среды; φ — угол внутреннего трения сыпучего массива.

Сравнивая напряженные состояния сыпучего и упругого массивов, видим, что вертикальные напряжения, действующие на горизонтальные площадки, оцениваются одинаково, пропорциональны глубине и определяются удельным весом пород массива. Горизонтальные напряжения, действующие на вертикальные площадки, являются производными вертикальных напряжений и зависят от физических свойств массива. Горизонтальный распор в сыпучей среде обеспечивает зависание отдельных кусков породы за счет трения и зацепления друг с другом. Зависание будет продолжаться до тех пор, пока собственный вес куска не превысит силу трения между смежными кусками.

Если принять $\mu = 0,25$, то горизонтальные напряжения $\sigma_x = \sigma_y$ в упругом массиве будут в 3 раза меньше напряжения σ_z . В сыпучем массиве при угле внутреннего трения $\varphi = 42^\circ - 45^\circ$ горизонтальное напряжение в 5—6 раз меньше вертикального.

17.2. Оценка напряженного состояния пород на контуре и расчет устойчивости горизонтальных выработок

Под устойчивостью горных пород понимают их способность сохранять равновесие при обнажении. Устойчивость горной выработки — способность ее сохранять заданные ей размеры и форму в течение всего срока эксплуатации. При проведении выработки равновесное состояние массива горных пород нарушается, поскольку изменяется первоначальный характер распределения напряжений в массиве: появляются области пониженных напряжений (в кровле и почве выработки) и области повышенных напряжений (в боках) по сравнению с существовавшими в массиве до ее проведения. В кровле выработки вместо сжимающих напряжений, существовавших ранее в массиве, σ_x или σ_y , появляются растягивающие напряжения. Повышение и понижение напряжений оценивается через коэффициент концентрации напряжений, под которым понимают отношение величины действующего на контуре выработки напряжения к величине напряжений, существовавших в этой же точке до проведения выработки. Эпюры напряжений на контуре горизонтальной выработки в упругом массиве пород показаны на рис. 17.2. Максимальные вертикальные сжимающие напряжения на горизонтальных площадках в боках выработки

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H; \quad (17.1)$$

горизонтальные напряжения в кровле

$$\sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H, \quad (17.2)$$

где K_1 и K_2 — коэффициенты концентрации напряжений.

Растягивающие напряжения в кровле на небольшой высоте переходят в сжимающие напряжения. Коэффициент концентрации сжимающих напряжений до проведения выработки равен единице. Коэффициент концентрации растягивающих напряжений K_2 принимается в долях от сжимающих. Величина коэффициента концентрации напряжений зависит в основном от формы выработки. В боках выработки, при вертикальной стенке и любой форме свода, можно ориентировочно принять $K_1 = 2$. При плоской кровле и трапециевидном сечении $K_2 = 1$. При прямоугольно-сводчатой форме и коробовом своде, когда его высота $h_0 = B/3$ (где B — ширина выработки), $K_2 = 0,3$; если $h_0 = B/4$, то $K_2 = 0,4$. В выработке круглого сечения $K_2 = 0,2$.

Оценка устойчивости контура незакрепленной выработки выполняется обычно для одноосного напряженного состояния по величине максимальных напряжений в рассматриваемой точке. Такой подход можно считать правомерным, так как в качестве критерия оценки устойчивости применяется запас прочности (устойчивости) пород, который определяют для одноосного напряженного состояния. Запас прочности численно

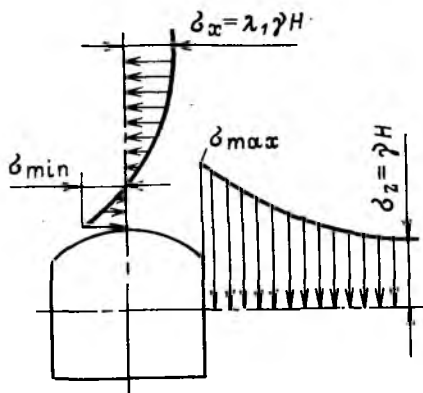


Рис. 17.2. Эпюры напряжений на контуре горизонтальной выработки

показывает, во сколько раз допускаемые (расчетные) напряжения меньше предела прочности (временного сопротивления) массива горных пород. Запас прочности вводится для расчета устойчивости обнажений горных пород в выработке по предельному состоянию, под которым понимают такое состояние, при котором выработка перестает удовлетворять заданным требованиям (находиться без крепи в период эксплуатации). Массив пород, окружающий выработку, находящуюся без крепи, постепенно меняет свои свойства: продолжается развитие трещин на контуре, что приводит к перераспределению напряжений внутри массива. Изменяются свойства пород под влиянием рудничной атмосферы и сейсмического воздействия взрывов. Поэтому для обеспечения безопасной эксплуатации выработки необходимо учитывать изменчивость нагрузок, механических свойств и условий работы массива как строительной конструкции. Основными характеристиками нагрузок и воздействий являются их нормативные значения, т. е. значения, близкие к наибольшим нагрузкам и воздействиям при нормальной эксплуатации. Эти нагрузки устанавливаются Строительными нормами и правилами (СНиП II-6—74). Поскольку все характеристики воздействия и свойства массива количественно оценить трудно, приведем приближенное определение коэффициента запаса прочности для породного массива. Этот коэффициент n представляет собой совокупность следующих коэффициентов: перегрузки n_n , безопасности (по материалу) k , надежности k_n и условий работы m : $n = n_n k k_n / m$.

Коэффициент перегрузки учитывает возможность отклонения действительной нагрузки в неблагоприятную сторону от их нормативных значений ($n \geq 1$). Отклонение сопротивлений материалов (в нашем случае пород) от нормативных значений ($k \geq 1,1$) учитывает коэффициент безопасности по материалу. Величина, получаемая делением нормативного сопротивления на коэффициент безопасности, называется расчетным со-

противлением материала: $R = R^n/k$. Она представляет собой наименьшее возможное сопротивление материала за время эксплуатации.

Вводится дополнительно коэффициент надежности ($k_n \geq 1$) для капитальных сооружений (в случае расчета по предельным состояниям). Коэффициент условий работы m учитывает особенности работы материала и элементов конструкций в неблагоприятных условиях влияния температуры, влажности, агрессивности окружающей среды и др.

Если принять массив горных пород, окружающий выработку без крепи, как строительную конструкцию, сложенную из бетона, то коэффициент запаса прочности у него должен быть $n \geq 2$. Такой массив не будет требовать дополнительных мероприятий, обеспечивающих его устойчивость на весь период эксплуатации (дополнительного крепления). В связи с наличием в породном (не бетонном) массиве трещиноватости коэффициент безопасности по материалу должен быть $k \geq 2$ (для бетона $k = 1,5$). Остальные коэффициенты принимаем как для бетона. Тогда коэффициент запаса прочности для массива

$$n = n_c k k_n / m = 1,2 \cdot 2 \cdot 1,15 / 0,7 = 3,94.$$

Таким образом, коэффициент запаса прочности для массива горных пород можно принять $n = 4$.

Предельные состояния для кровли и боков выработки будут различны: выпадение отдельных кусков породы из кровли недопустимо и можно допустить некоторое осыпание боков. Это говорит о том, что при $n \geq 4$ выработка может эксплуатироваться без крепи, но при наличии в кровле сильной трещиноватости потребуются меры по предотвращению выпадения кусков породы из кровли — возведение облегченной крепи.

Пределы длительной прочности массива горных пород при сжатии $R_{сж}$ и растяжении R_p определяются по формулам (2.1) и (2.2), а действующие в кровле и боках напряжения равны $\sigma_{\max}$ и $\sigma_{\min}$ [см. формулы (17.1) и (17.2)]. Следовательно, выработка может эксплуатироваться без крепи, если запасы прочности в боках и кровле n_k будут иметь следующие значения:

$$n_{\sigma} = R_{сж} / \sigma_{\max} = \sigma_{сж} K_c \xi / (K_1 \gamma H) \geq 4; \quad (17.3)$$

$$n_{\kappa} = R_p / \sigma_{\min} = \sigma_p K_c \xi / (K_2 \lambda_1 \gamma H) \geq 4. \quad (17.4)$$

ПРИМЕР. Определить устойчивость контура выработки, находящейся на глубине от поверхности $H = 600$ м. При этом коэффициент крепости пород $f = 10$; плотность $\rho = 3000$ кг/м³; $\gamma = \rho g = 3000 \cdot 10 = 0,03$ МН/м³; коэффициенты: бокового распора $\lambda_1 = 0,25$, структурного ослабления $K_c = 0,2$, длительной прочности $\xi = 0,8$.

Решение. Для выработки прямоугольно-сводчатой формы при $f \leq 12$ коэффициенты концентрации напряжений $K_1 = 2$ и

$K_2=0,3$. Пределы прочности образцов породы при $f=10$ примем: $\sigma_{сж}=10 f=100$ МПа; $\sigma_p=0,1 \sigma_{сж}=10$ МПа, тогда запасы прочности по формулам (17.3) и (17.4) будут иметь следующие значения:

$$n_6 = 100 \cdot 0,2 \cdot 0,8 / (2 \cdot 0,03 \cdot 600) = 0,44 < 4,$$

$$n_k = 10 \cdot 0,2 \cdot 0,8 / (0,3 \cdot 0,25 \cdot 0,3 \cdot 600) = 1,84 < 4.$$

Следовательно, выработку при отсутствии крепи эксплуатировать нельзя, так как $n_6 < 4$ и $n_k < 4$.

17.3. Расчет горного давления в горизонтальных выработках

Расчет горного давления производят с целью определения нагрузок на крепь и расчета ее прочностных размеров. При расчете горного давления учитывают три возможных режима взаимодействия крепи и породного массива: режим заданной нагрузки (крепь не влияет на величину нагрузки), режим совместного деформирования массива и крепи и режим заданной деформации (величина нагрузки определяется по деформации без учета сопротивления крепи по СНиП II-94—80).

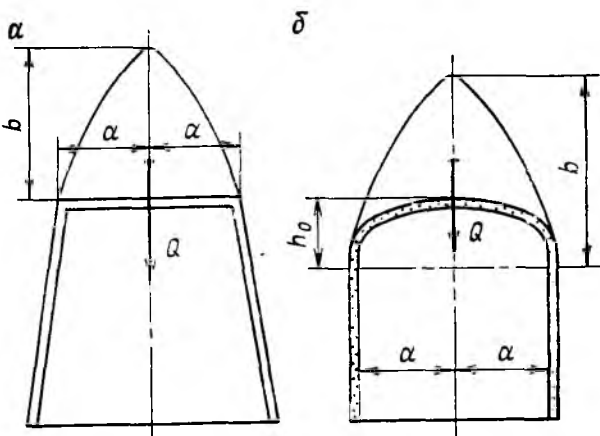
Поскольку большинство разведочных выработок проводится на относительно небольшой глубине ($H \leq 600$ м) в скальных породах с $f \geq 6$, то для расчета нагрузок на крепь воспользуемся методами, которые базируются на сводообразовании, т. е. будем применять режим заданной нагрузки, когда крепь не препятствует сводообразованию. Под сводообразованием понимают вывалы пород со стороны кровли с образованием полости, которую, с некоторым приближением, можно уподобить своду. Сводообразование в скальных породах возможно, когда в кровле $R_p < \sigma_{min}$. Различают свод обрушения (видимая полость) и свод естественного равновесия — воображаемый свод параболического очертания над кровлей выработки, на границах которого действуют в основном только сжимающие напряжения, что способствует его устойчивости. Своды обрушения и естественного равновесия могут совпадать по контуру, если породы кровли, например, сложены слабосцементированным песчаником.

Нагрузка (горное давление) на крепь Q , если она определяется по теоретическим или эмпирическим формулам, принимается в качестве нормативной. В этом случае расчетная нагрузка Q_p определяется путем умножения нормативной нагрузки на коэффициент перегрузки n_n по формуле $Q_p = Q n_n$ (где $n_n = 1,2$ — для горизонтальных выработок и $n_n = 1,5$ — для камер).

С целью разделения метода расчета по заданной нагрузке введем градацию устойчивости пород по коэффициенту запаса прочности n на контуре выработки:

Рис. 17.3. Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивой кровле и различных формах поперечного сечения выработки:

a — трапецевидной; *б* — прямоугольно-сводчатой



кровля и бока устойчивы ($n \geq 4$).

• кровля и бока относительно устойчивы ($1 < n < 4$),

кровля и бока устойчивы ($n \geq 4$).

Расчет нагрузки со стороны кровли. Если кровля неустойчива ($n_k \leq 1$; $R_p \leq \sigma_{\min}$), а бока устойчивы ($n_b \geq 4$; $R_{сж} > \sigma_{\max}$), то в кровле образуется свод обрушения (равновесия). Порода, отделившаяся от свода, будут оказывать давление на крепь (рис. 17.3). Крепь будет нести полную нагрузку со стороны свода. Со стороны боков нагрузка будет отсутствовать (породы в боках устойчивы). Для определения нагрузки на крепь со стороны свода пользуются расчетным методом М. М. Прото-дьяконова. Высота свода обрушения $b = a / \tan \varphi$, где a — полу-пролет выработки по кровле, м; φ — угол внутреннего трения пород.

При трапецевидной форме сечения выработки нагрузка на единицу ее длины со стороны кровли (рис. 17.3, а)

$$Q = 4a^2\gamma / (3 \tan \varphi), \quad (17.5)$$

где γ — удельный вес пород, Н/м³ ($\gamma = \rho g$, здесь ρ — плотность, кг/м³).

Интенсивность максимального нормативного давления со стороны кровли

$$g = b\gamma. \quad (17.6)$$

При прямоугольно-сводчатой форме сечения выработки нагрузку на единицу длины выработки определяют по формуле

$$Q = \frac{4}{3} a \left(\frac{a}{\tan \varphi} - h_0 \right) \gamma, \quad (17.7)$$

где h_0 — высота искусственного свода выработки по проекту.

Интенсивность давления в этом случае

$$q_n = (b - h_0) \gamma. \quad (17.8)$$

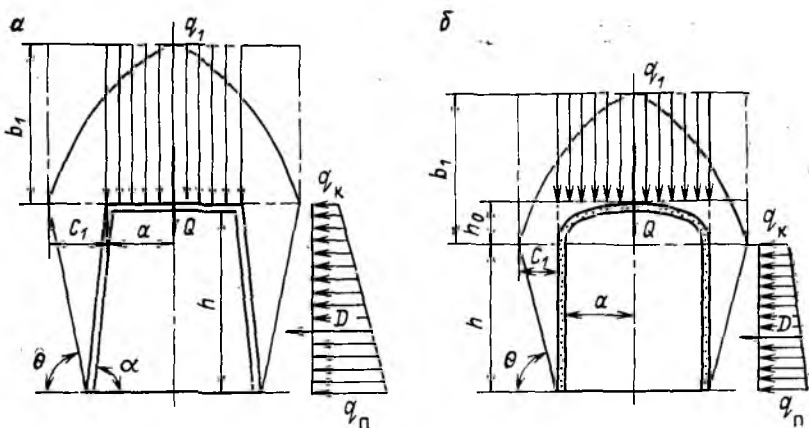


Рис. 17.4. Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивых кровле и боках и различных формах поперечного сечения выработок: а — трапециевидной; б — прямоугольно-сводчатой

Когда кровля и бока неустойчивы, т. е. соблюдаются условия $R_p \leq \sigma_{\min}$; $\sigma_{\max} \geq R_{сж}$, то в кровле образуется свод обрушения, а в боках — призма сползания и отделившаяся порода начинает оказывать давление на крепь (рис. 17.4). За счет призм сползания полупролет выработки по кровле увеличивается на величину $C_1 = h \operatorname{ctg} \theta$, где θ — угол сползания породных призм, $\theta = \arctg (45^\circ + \varphi/2)$; h — высота выработки (см. рис. 17.4, а) или высота вертикальной стенки (см. рис. 17.4, б).

При трапециевидной форме сечения выработки и угле наклона боков α давление со стороны кровли на единицу длины выработки

$$Q = 2ab_1\gamma, \quad (17.9)$$

где

$$b_1 = (a + h \operatorname{ctg} \alpha + h \operatorname{ctg} \theta) / \operatorname{tg} \varphi. \quad (17.10)$$

При прямоугольно-сводчатой форме сечения выработки

$$Q = 2a(b_1 - h_0)\gamma, \quad (17.11)$$

где

$$b_1 = (a + h \operatorname{ctg} \theta) / \operatorname{tg} \varphi. \quad (17.12)$$

— высота свода обрушения.

Принимаем $h \operatorname{ctg} \theta = C_1$ (см. рис. 17.4).

Интенсивность давления со стороны кровли (см. рис. 17.4, а)

$$q_n = b_1\gamma; \quad (17.13)$$

при прямоугольно-сводчатой форме

$$q_1 = (b_1 - h_0) \gamma. \quad (17.14)$$

Боковое давление пород при трапециевидной форме сечения выработки

$$D = 0,5 (q_k + q_n) h, \quad (17.15)$$

где $q_k = b_1 \gamma \lambda_2$ — интенсивность бокового давления у кровли; $q_n = (b_1 + h) \gamma \lambda_2$ — интенсивность бокового давления у почвы; λ_2 — коэффициент бокового распора для сыпучей среды;

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2 (45^\circ - \varphi/2). \quad (17.16)$$

Интенсивность бокового давления при прямоугольно-сводчатой форме выработки рассчитывается аналогично.

17.4. Расчет горного давления в вертикальных выработках

Расчет горного давления в вертикальных выработках производится по методике, изложенной в Строительных нормах и правилах (СНиП II-94—80). По ней определяются нагрузки на крепь стволов шахт, шурфов и восстающих в различных горно-геологических условиях. В настоящем разделе излагается расчет нагрузок на крепь вертикальных выработок вне водоносных горизонтов. Расчет ведут в изложенной ниже последовательности.

1. Определяют критерий устойчивости пород C по формуле

$$C = \frac{k_{сб} H_p}{26,3 + k_\alpha R_{сж} (5,25 + 0,0056 k_\alpha R_{сж})}, \quad (17.17)$$

где $k_{сб}$ — коэффициент воздействия на вертикальную выработку других выработок (для протяженных участков $k_{сб} = 1$, для сопряжений выработок $k_{сб} = 1,5$); H_p — расчетная глубина рассматриваемого участка от поверхности ($H_p = Hk$, здесь $k = 1,5$ для районов, подверженных движениям земной коры и в зонах тектонических нарушений; в других случаях $k = 1$); $R_{сж}$ — прочность массива на сжатие, МПа; k_α — коэффициент влияния угла залегания пород, для горизонтально залегающих пород $k_\alpha = 1$, в остальных случаях

$$k_\alpha = 1/(1 + 0,5 \sin \alpha), \quad (17.18)$$

где α — угол залегания пород, градус.

2. По критерию устойчивости C оценивают состояние устойчивости пород и принимают категорию устойчивости.

C	До 3	3—6	6—10	> 10
Состояние устойчивости пород	Устойчивое	Среднеустойчивое	Неустойчивое	Очень неустойчивое
Категория устойчивости пород	I	II	III	IV

Примечание. При $R_{сж} < 2$ МПа породы относятся к IV категории устойчивости.

3. Определяют нормативное горизонтальное (радиальное) давление пород P_n (кПа) на крепь по формулам:

$$\text{при } C \leq 6 \quad P_n = 10[(2C - 1) + \Delta]; \quad (17.19)$$

$$\text{при } 10 \geq C > 6 \quad P_n = 10[(3C - 7) + \Delta], \quad (17.20)$$

где C — критерий устойчивости, рассчитываемый по формуле (17.17); Δ — параметр, учитывающий технологию проходческих работ; при последовательной и параллельной технологических схемах $\Delta = 0$; при совмещенной схеме проходки при $C \leq 6$ $\Delta = 2$ и при $10 \geq C > 6$ $\Delta = 3$.

4. Рассчитывают радиальное давление пород по формуле

$$P_n = n m_y n_n P_n [1 + 0,1 (r_0 - 3)], \quad (17.21)$$

где n — коэффициент перегрузки, равный 1,3; m_y — коэффициент условий работы крепи ($m_y = 0,5$ для набрызгбетонной крепи, $m_y = 0,75$ для сборной крепи и $m_y = 0,8$ для монолитной бетонной крепи); r_0 — радиус (или приведенный радиус выработки в свету, м; n_n — коэффициент приведения к расчетному (максимальному) давлению при неравномерной эпюре нагрузок; значения его приведены ниже.

Угол залегания пород, градус	До 10	10—35	> 35
n_n :			
при последовательной и параллельной схемах проходки	2	2,5	2,75
при совмещенной схеме проходки	1,75	2	2,25

Геологоразведочные шурфы проходят часто в наносных малосвязанных песчано-глинистых отложениях. В этом случае расчетное горизонтальное (радиальное) давление на крепь следует определять по формуле

$$P_n = \frac{n k \gamma r_0 \operatorname{tg}(45^\circ - \varphi/2)}{\psi - 1} \left[1 - \left(\frac{r_0}{r_0 + H \operatorname{tg}(45^\circ - \varphi/2)} \right)^{\psi - 1} \right], \quad (17.22)$$

где n — коэффициент перегрузки, равный 1,3; k — коэффициент, принимаемый равным 1,7, если нет проемов в крепи; ψ — безразмерный коэффициент, определяемый из выражения

$$\psi = 2 \operatorname{tg} \varphi \operatorname{tg}(45^\circ + \varphi/2). \quad (17.23)$$

ПРИМЕР. Определить давление на крепь шурфа, пройденного в песчано-глинистых отложениях и имеющего радиус $r = 1$ м, максимальную глубину $h = 10$ м, угол внутреннего трения грунтов $\varphi = 35^\circ$ и удельный вес $\gamma = 25$ кН/м³.

Решение. Определим значения коэффициентов:

$$\psi = 2 \operatorname{tg} 35^\circ \operatorname{tg}(45^\circ + 35^\circ/2) = 2,7;$$

$$\operatorname{tg}(45^\circ - \varphi/2) = 0,52.$$

Тогда горизонтальное расчетное давление по формуле (17.22)

$$P_n = \frac{1,3 \cdot 1,7 \cdot 25 \cdot 1 \cdot 0,52}{2,7 - 1} \left[1 - \left(\frac{2}{2 + 10 \cdot 0,52} \right)^{2,7 - 1} \right] = 16 \text{ кПа}.$$

Найденное горизонтальное давление может быть использовано для расчета прочных размеров деревянной или стеклопластиковой крепи.

17.5. Расчет горного давления в наклонных выработках

Наклонные выработки в земной коре занимают промежуточное положение между горизонтальными и вертикальными.

В породах, испытывающих пластические деформации перед разрушением (мергель, сланцы, глина и др.), приводящим к смещению контура выработки более чем на 90—100 мм и размеру зоны неупругих деформаций более 2,5 м, расчет горного давления производят, так же как и для горизонтальных выработок, по методике, изложенной в СНиП II-94—80, по режиму заданных деформаций.

В породах, для которых характерно хрупкое разрушение и которые не испытывают заметных пластических деформаций перед разрушением, расчет горного давления производится в той же последовательности, как и для горизонтальных выработок, но с учетом угла наклона выработки.

Замечено, что свод обрушения в слоистых осадочных породах развивается по нормали к напластованию, а в однородных трещиноватых породах — вертикально вверх. Поэтому при составлении расчетной схемы определения нагрузок на крепь в наклонной выработке берется вертикальное, а не нормальное ее сечение (рис. 17.5). Высота по вертикали выработки h_1 определяется как $h_1 = h / \cos \alpha$, где h — высота по нормали, м; α — угол наклона выработки, градус.

Вертикальную нормативную нагрузку Q со стороны свода обрушения раскладывают на две составляющие: нормальную N и тангенциальную T : $N = Q \cos \alpha$ и $T = Q \sin \alpha$.

Составляющая N действует непосредственно на крепь, а T — вдоль кровли выработки, стремясь опрокинуть рамную или сколоть набрызгбетонную крепь.

Согласно рекомендациям проф. М. П. Цимбаревича, величину горного давления определяют следующим образом. При угле наклона выработки до 45°

$$N = Q \cos \alpha,$$

при угле наклона $45—80^\circ$

$$N = Q \cos 45^\circ,$$

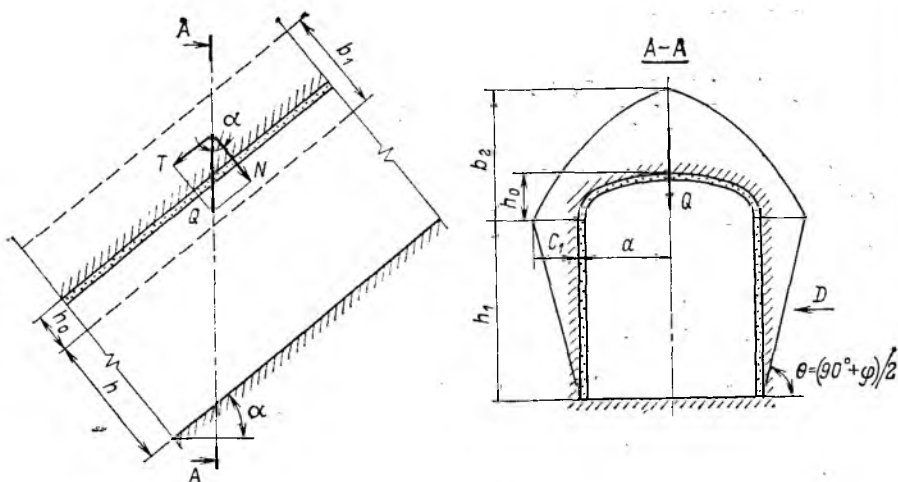


Рис. 17.5. Схема к расчету горного давления в наклонной выработке

и при угле наклона $\alpha > 80^\circ$ величину горного давления рекомендуется определять, как для вертикальных выработок.

Величину горного давления при слоистой кровле, когда выработка пройдена по напластованию пород, следует определять, как для горизонтальных выработок.

В однородных породах, когда увеличивается вертикальная высота выработки и изменяется коэффициент структурного ослабления пород, также увеличивается (при неустойчивых боках) полупролет выработки по кровле. Это приводит к увеличению высоты свода обрушения и, следовательно, к повышению нормального давления. Поясним это на расчетной схеме (см. рис. 17.5). С увеличением высоты h до вертикальной высоты $h_1 = h \cos \alpha$ увеличивается полупролет выработки и высота свода. Высота свода по вертикали

$$b_2 = (a + h_2 \operatorname{ctg} \theta) / \operatorname{tg} \varphi - h_0.$$

Зная высоту b_2 , легко определить вертикальную нагрузку $Q = 2ab_2\gamma$ (Н/м) и ее составляющие по приведенным формулам.

18. МАТЕРИАЛЫ ГОРНОЙ КРЕПИ

18.1. Общие сведения о крепи и крепежных материалах

Крепежными материалами называют материалы, применяемые для изготовления горной крепи, под которой понимают искусственные сооружения, возводимые в выработке для предотвращения обрушения неустойчивых пород и сохра-

нения необходимой площади поперечного сечения на период эксплуатации. Крепежные материалы делятся:

по использованию и конструкции крепи — на основные, заменяемые в несущих элементах конструкции (металл, бетон, дерево и др.), вяжущие, служащие для приготовления растворов, и вспомогательные (водоизоляционные материалы, химические реагенты и др.);

по сроку службы в выработках — на долговечные (бетон, металл и др.) и недолговечные (дерево).

Крепежные материалы должны обладать высокой удельной прочностью, которую определяют отношением предела прочности материала к его плотности и называют коэффициентом конструктивного качества. Этот коэффициент, например, у стали 30ХГС составляет 140, а у сосны — 200 (по растяжению) и 67 (по сжатию). Кроме того, крепежный материал должен иметь невысокую стоимость, не быть легковоспламеняющимся и обладать стойкостью против коррозии и гниения.

18.2. Лесоматериалы

Дерево как крепежный материал имеет широкое распространение для крепления горноразведочных выработок. Наибольшее применение имеют следующие породы дерева: ель, сосна, лиственница, кедр и пихта. Достоинства деревянных конструкций: простота изготовления, невысокая трудоемкость и относительно невысокая первоначальная стоимость. Недостатки: малый срок службы в подземных условиях, огнеопасность, подверженность гниению и невозможность многократного использования. Наибольшее распространение в качестве крепежного материала получила сосна, обладающая более высокими механическими свойствами, чем ель и пихта.

На круглый крепежный лесоматериал для крепления подземных выработок установлен ГОСТ 616—83. Для изготовления крепи необходимо по возможности применять сухой лесоматериал. Допустимое содержание влаги для хвойных пород деревьев — 10—12%, а для лиственных — 14—15%. У свежесрубленной древесины влажность в среднем составляет 40%. Механическая прочность древесины увеличивается с уменьшением влажности и повышением плотности. Пороки древесины (косослой, сучковатость, гниль) резко снижают ее механические свойства. Применение лесоматериалов, зараженных гнилью, не допускается.

Сорта крепежного леса. К круглым лесоматериалам относятся следующие виды: бревна, подтоварник, стойки, а к пиломатериалам — пластины (распилы), брусья, доски и обалолы (горбыли). Наибольшее применение для крепления выработок нашли стойки и обалолы. Бревна — обрезки древесного ствола длиной от 5 до 9 м и толщиной в верхнем торце 12 см и больше. Подтоварник — круглый лесоматериал длиной от 3 до 9 м.

и толщиной в верхнем торце от 9 до 11 см. Рудничные стойки — круглый лесоматериал длиной от 0,5 до 5 м и толщиной в верхнем торце от 7 до 30 см. Отклонение в длине стоек допускается в размере ± 2 см, в диаметре — 0,5 см для стоек толщиной до 11 см (включительно) и 1 см для стоек толщиной 12 см и более.

Для крепления горных выработок применяют следующие пиломатериалы, размеры и нормы пороков которых должны соответствовать ГОСТ 8468—81. Распилы — стойки, распиленные пополам вдоль продольной оси. Распилы и пластины в основном применяются в качестве верхняков временной крепи и для крепления шурфов, а также в качестве затяжки боков и кровли выработки. Брусья — пиломатериалы, толщина которых равна ширине или более половины ширины. Если толщина и ширина составляют 10 см и меньше, то их называют брусками. Стороны брусьев называют кантами. Брусья иногда применяют для крепления неглубоких стволов разведочных шахт. Различают брусья четырех- и двухкантные, у последних пропилены только две стороны. Длина брусьев колеблется от 1 до 6,5 м, а сечение — от 13×13 до 25×25 см. Двухкантные брусья применяют для крепления шурфов и изготовления рудничных шпал.

Доски — пиломатериалы, ширина которых более двойной толщины. Доски бывают необрезные, у которых боковые кромки не опилены, и обрезные, имеющие прямоугольное сечение. Доски применяются в качестве затяжки кровли и боков выработки, отшивки ходовых отделений в восстающих и т. п. Обапол разделяют на горбыльный — с непропиленной наружной поверхностью или пропиленной не более чем на половину длины и дощатый — с пропиленной наружной поверхностью более чем на половину длины обапола.

Прочность древесины (сопротивление сжатию, растяжению и изгибу) зависит от породы дерева, влажности, строения, характера, направления и места приложения силы. В табл. 18.1 указано среднее значение показателей физико-механических свойств древесины при 15% влажности.

ТАБЛИЦА 18.1

Порода дерева	Плотность, г/см ³	Предел прочности, МПа				
		при сжатии вдоль волокон	при статическом изгибе	при растяжении вдоль волокон	при скалывании	
					радиальном	тангенциальном
Сосна	0,53	44	79	115	7	7,5
Ель	0,46	42	77,5	122	5	5
Лиственница	0,68	51	97	129	11,5	12,5
Пихта (сибирская)	0,39	33	58,5	—	6	6,5
Кедр	0,44	35	64,5	78	5	6

Расчетное сопротивление древесины (сосны) из круглых материалов на изгиб по СНиП II-V.4—71 составляет 16 МПа, а для некруглых элементов — 13 МПа.

Предохранение крепежного леса от гниения производится пропиткой или промазкой его антисептиком. Антисептики должны быть безвредными для людей, не выщелачиваться из пропитанной древесины, не иметь запаха и вредных газов при высыхании, не способствовать горению, а при горении не выделять вредных газов и густого дыма. Для защиты дерева от грибка (гниения) его пропитывают 2—4%-ным раствором фтористого натрия, который легко проникает в древесину, не горит и не имеет запаха. Хлористый цинк обладает теми же свойствами, что и фтористый натрий, но легко выщелачивается при наличии воды. Кремнефтористый натрий применяют для пропитки дерева только в виде горячих растворов, так как в холодных растворах он плохо проникает в древесину.

Для придания дереву огнезащитных свойств крепь пропитывают огнезащитными составами: фосфорнокислым аммонием или смесью фосфорнокислого и сернокислого аммония с керосиновым контактом Петрова. Последняя смесь не гигроскопична и не снижает прочности древесины. Для предохранения дерева от гниения в огнезащитные смеси добавляют фтористый натрий или другие антисептики.

18.3. Вяжущие вещества и растворы

Естественные или искусственные материалы, которые после затворения водой или введения отвердителя образуют пластическое тесто, постепенно затвердевающее и служащее для связи в одно целое каменных материалов, принято называть вяжущими материалами (или просто вяжущими). Наиболее распространенным вяжущим для возведения горной крепи является цемент. При затворении цемента водой образуется цементное тесто. После схватывания цементного теста наступает период твердения, в течение которого механическая прочность образовавшегося цементного камня постепенно нарастает. Наилучшие условия твердения обеспечиваются во влажной среде при температуре от 15 до 20°C. При температуре менее 5°C скорость схватывания и твердения значительно снижается, а при —10°C схватывание прекращается.

В горном деле и строительстве широкое распространение получил портландцемент (силикатный цемент) марок 300, 400, 500 и 600 (ГОСТ 10173—75). Марка цемента характеризует предел прочности при сжатии образцов, изготовленных из раствора состава 1:3 (одна часть цемента и три части песка по объему) при водоцементном отношении $В:Ц=0,4$. Образцы размером 40×40×160 мм испытывают через 28 сут на изгиб и сжатие. У обычного портландцемента начало схватывания должно наступать не ранее чем через 45 мин и заканчиваться не

позднее чем через 12 ч с момента затворения. Для сокращения срока схватывания в цемент добавляют 1,5—5% (по массе) хлористого кальция. В настоящее время выпускается также быстросхватывающий цемент.

При агрессивных шахтных водах применяют специальные цементы: глиноземистый, шлаковый, портландцемент и др.

Растворы, применяемые в качестве крепежного материала, представляют собой правильно подобранные смеси, состоящие из цемента, песка и воды. Растворы применяют в пластичном состоянии при каменной кладке, торкретировании стенок выработки, тампонировании пустот за крепью, для закрепления металлических стержней в горной породе для подвески труб, при анкерной, железобетонной крепи и др. Маркой раствора называют предел прочности при сжатии, выраженный в 10^5 Па, кубиков со стороной 7 см через 28 дней после изготовления. Для каменной кладки применяют растворы марок 100, 75 и 50. Приблизительно марка раствора может определяться по формуле $R_p = R_c(1/n - 0,05) + 5$, где R_c — марка цемента; n — число объемных частей песка на одну объемную часть цемента.

При небольшом объеме работ раствор готовят вручную, а при значительных объемах — в растворомешалках. Готовят также сухие смеси с гидрофобными добавками, которые даже без специальной упаковки сохраняют свои свойства длительное время (до затворения водой), т. е. сохраняются без комкования и потери активности.

Полимерные или пластрастворы состоят из вяжущего, отвердителя, наполнителя, замедлителя и пластификатора. Пластрастворы могут применяться для упрочнения песков, трещиноватых пород и при анкерной крепи. В качестве наполнителя может применяться песок, а в качестве вяжущего — синтетические смолы. В зависимости от вида смолы отвердителями служат: соляная или щавелевая кислоты, хлористый аммоний и др.

Полимерные растворы на геологоразведочных работах получили пока небольшое распространение и применяются для изготовления стеклопластика, используемого в качестве затяжки при креплении шурфов круглого сечения.

18.4. Бетон и железобетон

Бетоном называют искусственный каменный материал, применяемый в строительстве и получаемый в результате затвердевания смеси из вяжущего вещества, песка, щебня или гравия после затворения водой или введения отвердителя. Прочность щебня или гравия должна быть не ниже прочности получаемого из него бетона. Наибольшее применение нашли бетоны на цементном вяжущем. Если в качестве вяжущего вещества применяют синтетическую смолу, то полученный бетон называют пластбетоном.

Песок (мелкий заполнитель) и щебень или гравий (крупный заполнитель) являются инертными добавками, которые наряду с сокращением расхода цемента обеспечивают высокую прочность и плотность бетона. Вяжущие, вода и отвердитель являются активными составляющими бетона и пластбетона.

Состав бетона выражается соотношением масс $1 : A : B$, т. е. на одну часть цемента приходится A частей песка и B частей гравия или щебня. Мелкий и крупный заполнители не должны быть загрязнены илистыми, землистыми и глинистыми примесями. Перед приготовлением бетона их следует промывать. Щебень применяют крупностью 50—60 мм, а кварцевый песок — с размером зерен 0,15—5 мм и без органических примесей. Вода для затворения бетона должна быть чистой и не содержать свободной окиси углерода или веществ, вредно влияющих на прочность цементного камня.

Бетоны по плотности разделяют на тяжелые и легкие. Для горной крепи применяют в основном тяжелые бетоны с плотностью 2200—2300 кг/м³. По расходу цемента на 1 м³ бетонной смеси различают жирные (более 250 кг/м³), средние (200—250 кг/м³) и тощие (менее 200 кг/м³) бетоны. Для горной крепи применяют жирные и средние бетоны.

По консистенции бетонные смеси разделяют на жесткие, пластичные и литые. Жесткие смеси содержат 6—6,5% воды (130—170 л/м³) от массы сухой смеси. При укладке они требуют вибрирования или трамбования. Пластичные бетоны содержат 6,5—8% воды (170—230 л на 1 м³) и хорошо укладываются при слабом трамбовании. В литых бетонах 8—12% воды (более 230 л/м³), они свободно растекаются и укладываются в опалубки. Для изготовления горной крепи применяют жесткий бетон. Пластичные бетоны чаще используют при возведении железобетонных конструкций, а литые — в случае применения бетоноукладчиков.

Отношение массы воды к массе цемента в бетонной смеси называют водоцементным отношением ($В/Ц$). Для жестких бетонов $В/Ц = 0,3 \div 0,4$. Для горной крепи наиболее часто применяют бетоны составов $(1 : A : B) 1 : 2 : 3$; $1 : 3 : 5$; $1 : 4 : 6$. Для получения 1 м³ бетона состава $1 : A : B$ количество составных частей ($Ц$ — цемент, $П$ — песок, и $Щ$ — щебень или гравий) определяют по формулам:

$$Ц = 1 / \rho_c [\beta (1 + A + B)];$$

$$П = A / [\beta (1 + A + B)];$$

$$Щ = B / [\beta (1 + A + B)],$$

где $\beta = 0,6$ — коэффициент выхода бетона; $\rho_c = 1300$ кг/м³ — плотность цемента; $Ц$ измеряется в кг, $П$ и $Щ$ — в м³.

Для изготовления бетонных крепей применяют бетоны марок от М150 до М500. Прочность бетона зависит от марки це-

мента и водоцементного отношения В/Ц. Эта зависимость ориентировочно может быть выражена формулой

$$R_{28} = 0,47R_c (Ц/В - 0,6),$$

где R_{28} — прочность бетона по истечении 28 дней, Па; R_c — марка цемента; Ц/В — водоцементное отношение.

Подбор состава бетонной смеси производится в лаборатории. При этом преследуется цель: при наименьшем расходе цемента получить удобную для укладки бетонную смесь, обеспечивающую после твердения заданную прочность бетона.

Торкретбетон — бетон, состоящий из цемента и песка, затворенных водой (цементно-песчаный раствор). Крупность песка в торкретбетоне до 8 мм. При включении крупных фракций песка или щебня (до 25 мм) бетон называют набрызгбетоном. Водоцементное отношение в таких бетонах находится в пределах 0,3—0,4. Отличительными особенностями торкретбетона и набрызгбетона являются способы приготовления бетонной смеси и ее укладки. Предварительно заготовленную сухую смесь цемента и заполнителей загружают в специальную пневматическую бетономешалку, из которой под действием сжатого воздуха под давлением 0,2—0,3 МПа смесь подают по шлангу, оборудованному на конце соплом. Затворение смеси водой происходит в сопле и она сразу же наносится на поверхность выработки. Набрызгбетон получил широкое распространение в различных видах строительства, а в подземных условиях становится одним из основных материалов для крепления выработок. Торкретбетон применяют для нанесения покрытий, предохраняющих породу от выветривания и отслаивания, создания гидроизоляционных покрытий, усиления и ремонта бетонных крепей. Для ускорения твердения в бетон добавляют фтористый натрий в количестве 2—5% от массы цемента.

Для получения необходимой марки бетона состав набрызгбетона получают по расходу цемента (табл. 18.2).

Железобетон — бетон, армированный металлом. Для крепления геологоразведочных выработок он имеет ограниченное применение в связи с большой трудоемкостью изготовления и высокой стоимостью. В последнее время из железобетона

ТАБЛИЦА 18.2

Марка бетона (требуемый предел прочности на сжатие, МПа)	Расход цемента на 1 м ³ сухой смеси, кг	Относительное содержание крупного заполнителя в сухой смеси	Отскок материала от вертикальной поверхности, %	Содержание цемента в 1 м ³ набрызгбетона, кг
М 300(30)	250	0,2—0,3	10—12	300—350
М 400(40)	300	0,3—0,4	12—14	350—400
М 500(50)	350	0,4—0,5	16—20	450—520

изготавливают элементы рамной или сплошной крепи (стойки, верхняки, затяжку, плиты и др.).

В угольных шахтах применяют смешанные рамные крепи, состоящие из железобетонных трубчатых стоек и металлических верхняков, но объем такого вида крепи мал. В особо тяжелых горно-геологических условиях применяют сборные сплошные железобетонные крепи, элементы которых состоят из криволинейных блоков, позволяющих крепить выработки круглого и подковообразного сечения.

18.5. Металл

Благодаря высокой прочности и возможности многократного использования, металл является одним из наиболее совершенных крепежных материалов. Стальной прокат обладает значительной деформируемостью без потери несущей способности и высоким коэффициентом конструктивного качества, поэтому пригоден для изготовления всех элементов рудничной крепи. Элементы крепи после деформирования могут быть выправлены и использованы вновь. Недостатком металлических крепей является подверженность коррозии в подземных условиях. Для изготовления элементов крепи используют специальный (шахтный) желобчатый профиль СВП.

Технические данные по этим профилям приведены в табл. 18.3. Из профиля СВП изготавливают элементы арочной металлической податливой крепи.

Для некоторых элементов шахтной крепи находят применение старые рудничные рельсы, двутавровый или швеллерный стальной прокат, а также стальной прут — арматурная горячекатаная сталь классов А-I, А-II, А-III и др. Стержни арматурной стали класса А-I — круглые, гладкие, а стержни классов А-II и А-III и А-IV — периодического профиля. Такие стержни применяют для изготовления анкерных крепей и используют при возведении железобетона. В тяжелых горно-геологических условиях для изготовления металлических рамных крепей рекомендуется применять прокатную сталь с пределом прочности 850 МПа и пределом текучести 600 МПа.

ТАБЛИЦА 18.3

№ профиля СВП по ГОСТ 18662—83	Площадь поперечного сечения, см ²	Масса 1 м длины профиля, кг	Моменты сопротивления, см ³		Размеры, мм	
			ось X—X	ось Y—Y	Ширина	Высота
14	18,7	14,7	40,7	46,1	121	88
17	21,7	17,1	50,3	57,9	131,5	94
19	24,4	19,2	61,3	67	136	102
22	27,9	21,9	74,8	77,8	145,5	110
27	34,4	27	100,2	97,8	149,5	123

19. КОНСТРУКЦИИ И РАСЧЕТ КРЕПИ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

19.1. Общие сведения

Горная крепь (рудничная, шахтная) — искусственные сооружения, возводимые в выработках для предотвращения обрушения окружающих пород и сохранения необходимых площадей сечения, а также для управления горным давлением. К горной крепи предъявляются следующие основные требования: необходимо поддерживать выработку в рабочем состоянии в течение всего срока ее службы, быть простой в изготовлении, экономичной, удобной для транспортирования и возведения. По сроку службы различают временные и постоянные крепи. Временные крепи возводятся, как правило, в призабойной зоне до возведения постоянной крепи в породах, склонных к вывалам. На геологоразведочных работах временная крепь выполняется в виде облегченных деревянных рам. По форме горная крепь бывает трапецевидной, прямоугольной, арочной и кольцевой; по периметру выработки — замкнутой и незамкнутой. По характеру деформируемости под действием горного давления крепь может быть жесткой, податливой или шарнирной. Жесткая крепь не имеет податливых или шарнирных узлов. Примером жесткой крепи могут служить бетонные и железобетонные крепи.

Под крепежной рамой понимают конструкцию горной крепи, изготовленной из дерева, металла или железобетона, прямоугольной, трапецевидной, арочной, круглой или иной формы. В отличие от рамной сплошная крепь полностью перекрывает кровлю и бока выработки, а иногда и почву. Выполняется такая крепь из монолитного бетона или сборного железобетона. К сплошной также относят и рамную крепь, если крепежные рамы установлены вплотную одна к другой.

19.2. Деревянная крепь

Деревянную крепь применяют в выработках с умеренным горным давлением и сроком службы не более 2—3 лет, а при консервированном лесе — до 5—6 лет. В горизонтальных выработках основным видом крепи является крепежная рама, состоящая из верхняка 1 и двух стоек 2 (рис. 19.1). Наибольшее распространение имеют рамы трапецевидной формы с углом наклона стоек 80—85°. Рамы устанавливают параллельно друг другу на прямолинейных участках выработки и перпендикулярно к ее продольной оси. При значительном горном давлении рамы устанавливают вплотную, при умеренном — вразбежку на расстоянии 0,5—1 м одну от другой. Замок, соединяющий стойку и верхняк, не имеет жесткости, поэтому в местах соединения раму расклинивают деревянными клиньями 3.

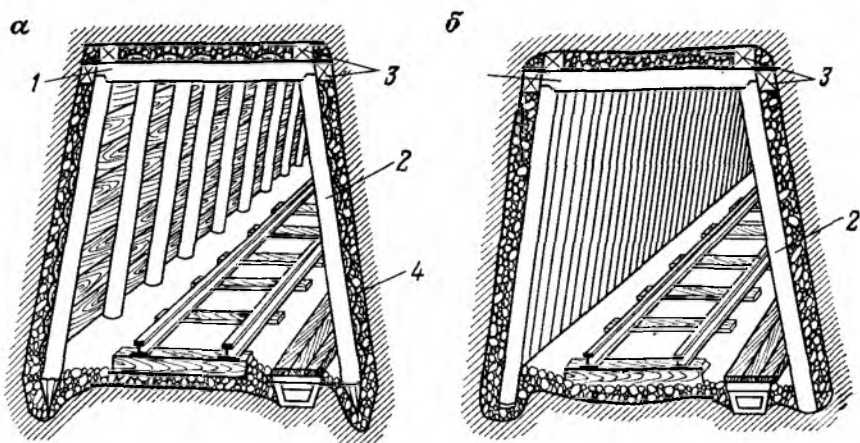


Рис. 19.1. Выработки, закрепленные вразбежку (а) и всплошную (б) деревянными неполными крепежными рамами трапецевидной формы

При креплении вразбежку кровлю выработки затягивают всплошную досками, обаполами или распилом. В боках, в зависимости от устойчивости пород, применяют сплошную затяжку 4 или вразбежку. Пустоты за затяжкой заполняют мелкой породой — забучивают. Для обеспечения податливости крепи в скальных породах конец стойки заостряют «под карандаш» или в виде клина. Под действием горного давления происходит смятие конца стойки и частичное внедрение в породу, которая находится в лунке. Глубина ее должна составлять 10—20 см, чтобы исключить выпирание стойки внутрь выработки при давлении боковых пород.

Места соединения частей крепежной рамы называют замками, которые выполняются в виде врубок. Наибольшее распространение получил вид врубки в лапу (рис. 19.2). Плоскости врубок должны быть по возможности перпендикулярны к действующим усилиям и плотно соприкасаться друг с другом.

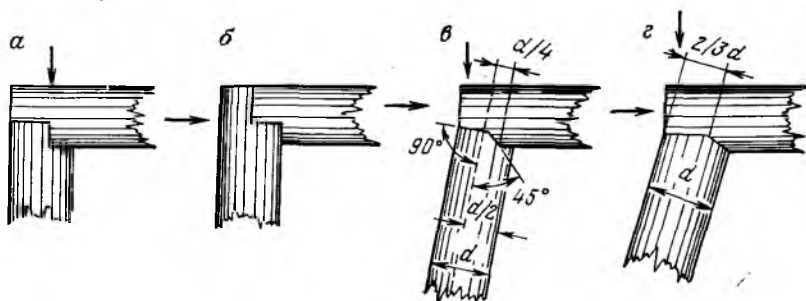


Рис. 19.2. Различные виды соединений в лапу при давлении сверху (а), сбоку (б), сверху и с боков (в и г)

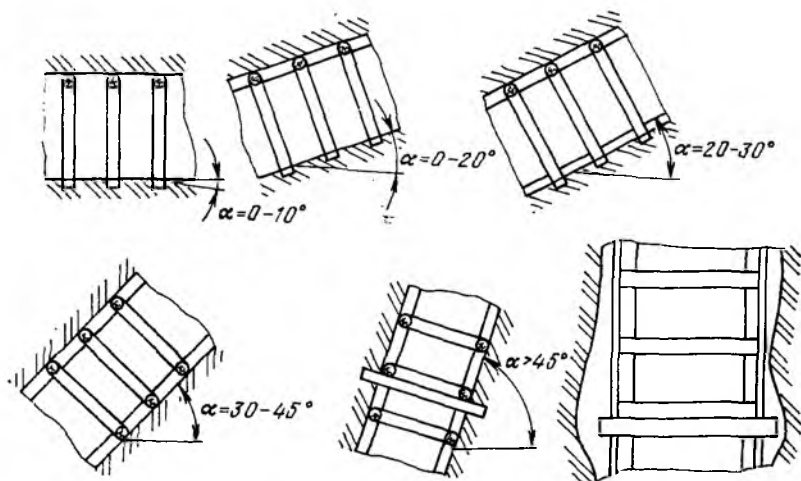


Рис. 19.3. Деревянная крепь при различных углах наклона выработок

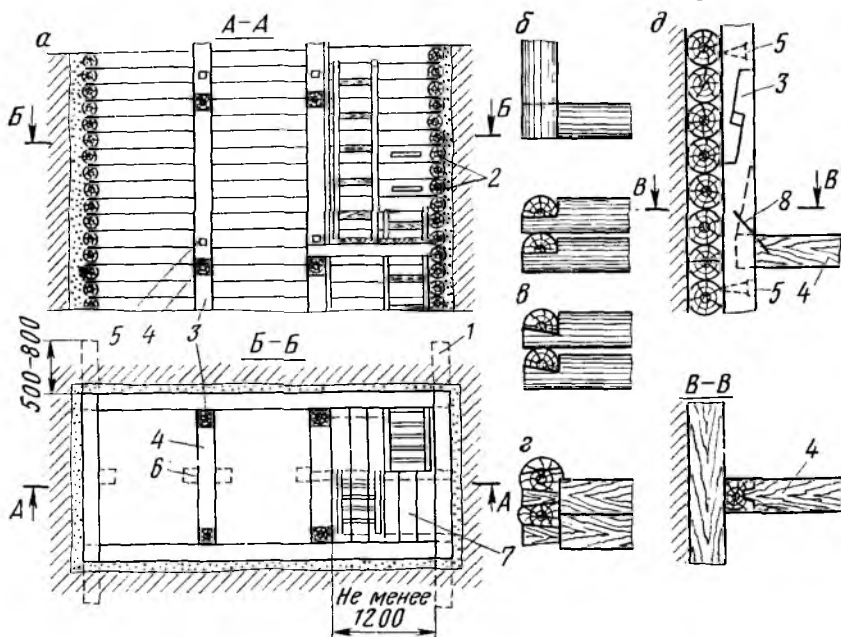


Рис. 19.4. Сплошная венцовая крепь:

а — общий вид крепи; б — врубка — односторонняя прямая лапа; в — односторонняя ко-
сая лапа; г — двусторонняя кося лапа; д — элементы армировки с крепью

В наклонных выработках основной формой крепи является также крепежная рама, состоящая из стоек и верхняка. В зависимости от угла наклона выработки α крепежная рама претерпевает некоторые изменения (рис. 19.3). При $\alpha = 0 \div 10^\circ$ крепежная рама имеет расклинку только в замках. При $\alpha =$

$=10\div 20^\circ$ между рамами устанавливают распорки, а стойки во избежание опрокидывания устанавливают в более глубокие лунки (20—30 см). При $\alpha=20\div 30^\circ$ понизу стойки также распорками. При углах $\alpha=30\text{—}45^\circ$ во избежание сдвижения пород почвы крепь усиливают поперечными лежнями (кроме распорок). При дальнейшем увеличении угла (при $\alpha>45^\circ$), для разгрузки собственного веса крепи ставят опорные венцы через каждые 5—10 м. При $\alpha=90^\circ$ крепь из обычных крепежных рам превращается в венцовую на стойках или сплошную венцовую крепь.

В вертикальных выработках при прямоугольном сечении стволов или восстающего венца состоит из четырех элементов: двух коротких и двух длинных, изготовленных из брусьев или бревен, связанных между собой посредством врубки. Венцовая крепь подразделяется на три вида: сплошную, подвесную и на стойках. Сплошную венцовую крепь устанавливают в слабых породах для крепления шурфов, восстающих и неглубоких разведочных стволов при продолжительном сроке службы. Венцы 2 укладывают один на другой в виде сруба (рис. 19.4). Для соединения элементов венца применяют двустороннюю прямую или косую лапу, а иногда и двустороннюю прямую лапу. Через каждые 3—8 м по короткой стороне выработки заводят опорные венцы 1, служащие для поддержания вышележащего звена крепи. Концы основных венцов укладывают во врубы на глубину 0,5—0,7 м. Элементы опорного венца укладывают строго по уровню. В деревянной венцовой крепи стволов, кроме венцов, выделяют элементы армировки: прогоны (вандруты) 3, расстрелы 4, проводники 6, лестничные полки 7 и лестницы. Для соединения прогонов и расстрелов применяют специальную врубку — в паз прогона заводится гребень расстрела. Проводники 6 к расстрелам крепятся с помощью болтов. Для фиксации расстрела на прогоне забивают скобу 8. Прогоны крепят к венцам штырями 5.

Венцовая крепь на стойках является более экономичным и простым видом венцовой крепи и применяется для крепления шурфов в относительно устойчивых породах (рис. 19.5). Эту крепь возводят снизу вверх после установки опорного венца 1, так же как и сплошную венцовую крепь. На опорный укладывают рядовой венец 2, элементы которого имеют врубки в одностороннюю лапу. Затем устанавливают стойки 3, которые соединяют с венцами в паз. Для прочности элементы венцов со стойками скрепляют строительными скобами. В зависимости от устойчивости пород длина стоек составляет 0,5—1 м. Пространство между венцами затягивают досками или обаполами 4 и засыпают мелкой породой. Армировка стволов при венцовой крепи на стойках ничем не отличается от армировки при сплошной венцовой крепи.

Подвесная венцовая крепь отличается от венцовой крепи на стойках тем, что позволяет возводить ее сверху вниз от опорно-

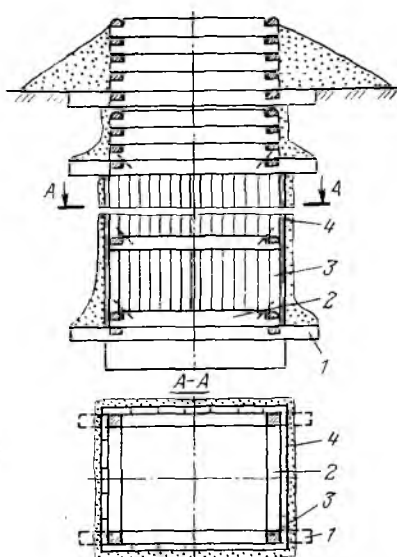


Рис. 19.5. Венцовая крепь шурфа на стойках

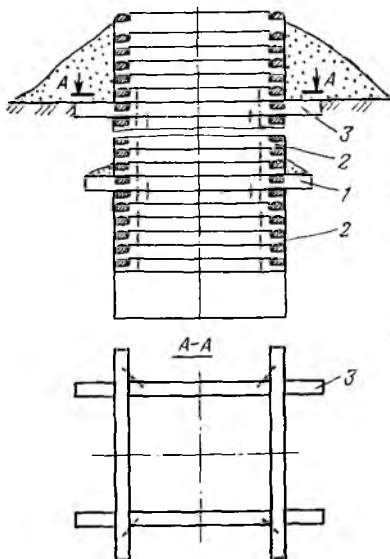


Рис. 19.6. Подвесная венцовая крепь шурфа

го венца (рис. 19.6). Венцы подвешивают друг к другу на крючьях на расстоянии 0,6—1 м. Ввиду большой конструктивной сложности, требующей высокой квалификации крепильщиков при ее изготовлении и возведении, этот вид крепи в настоящее время не применяют. Если боковые породы в шурфе неустойчивы, то применяют сплошную подвесную крепь, которую возводят сверху вниз от основного венца 1. В этом случае рядовые венцы 2 подвешивают к основному на строительных скобах или металлических планках. Основные венцы заводят в боковые породы через каждые 2—4 м. Переход на возведение сплошной венцовой крепи сверху вниз возможен только на небольших участках ствола или шурфа. На поверхности, перед проходкой шурфа, укладывают основную проходческую раму 3. Независимо от вида крепи устье шурфа на глубину до 1—2 м крепят сплошной венцовой крепью, которую выводят над поверхностью не менее чем на 1 м.

19.3. Расчет деревянной крепи

Горизонтальные выработки. В горизонтальных выработках, когда кровля неустойчива (запас прочности пород кровли $n_k < 1$), а боковые породы устойчивы ($n_b \geq 4$), определяют только прочные размеры верхняка крепежной рамы. Диаметр d верхняка (м)

$$d = 1,61a \sqrt[3]{10\rho L n_n / (m \operatorname{tg} \varphi R_n)}, \quad (19.1)$$

где a — полупролет выработки вчерне по кровле (см. рис. 17.3), м; ρ — плотность пород, кг/м³; L — расстояние между крепежными рамами, м; $n_n=1,2$ — коэффициент перегрузки; $m=0,85$ — коэффициент условий работы для шахтной крепи; $\operatorname{tg} \varphi$ — коэффициент внутреннего трения пород; R_n — расчетный предел прочности древесины из круглых материалов при изгибе, Па (для сосны по СНиП II-B.4—71 $R_n=16$ МПа).

Диаметр верхняка при относительно устойчивой кровле ($1 < n_k < 4$) определяется также по формуле (19.1) с поправкой на запас прочности пород кровли n_k , который вводится под знак радикала в знаменатель. В других случаях (при $n_k < 1$) такая поправка не делается.

Толщину затяжки δ из обопол (для $n_k < 1$) рассчитывают по формуле

$$\delta = 1,3L \sqrt[3]{10\rho a n_n / (m \operatorname{tg} \varphi R_n)}. \quad (19.2)$$

Здесь $R_n=13$ МПа (для некруглых элементов по СНиП II-B.4—71).

Толщина затяжки из досок $\delta_0=0,67\delta$, где δ определяют по формуле (19.2). При неустойчивых кровле и боках ($n_k=n_b \leq 1$) сначала определяют высоту свода обрушения b_1 [см. формулу (17.10)], а затем рассчитывают диаметр верхняка по формуле

$$d = 1,7 \sqrt[3]{10b_1 \rho L a^2 n_n / (m R_n)}. \quad (19.3)$$

При наличии у пород кровли запаса прочности ($1 < n_k < 4$) вводится поправка под знак радикала в знаменатель.

Диаметр стойки принимается равным диаметру верхняка. Стойки в этом случае испытывают сложное сопротивление от силы сжатия со стороны кровли и поперечного изгиба под действием боковой силы D (см. рис. 17.4). Прочность стойки от продольного изгиба при сжатии и изгибе проверяют по формуле

$$(P/\psi F) + (0,8Dl/4,5W) \leq R_n, \quad (19.4)$$

где F — площадь стойки (поперечного сечения), м²; W — момент сопротивления, м³ ($W=0,1d^3$); l — длина стойки, м; ψ — коэффициент продольного изгиба.

Расчетное осевое усилие P [см. формулу (19.4)] определяют по формуле

$$P = 0,5QLn_n \sin \alpha, \quad (19.5)$$

где Q — нагрузка со стороны кровли на единицу длины выработки [см. формулу (17.9)], Н/м; $n_n=1,2$ — коэффициент перегрузки; L — расстояние между крепежными рамами, м; α — угол наклона стоек, градус.

Коэффициент продольного изгиба при гибкости стойки $\lambda \leq 75$ рассчитывают по формуле

$$\psi = 1 - 0,8 (\lambda/100)^2. \quad (19.6)$$

Для стойки, у которой один конец зашцеилен (установлен в лунку), а другой шарнирно закреплен, $\lambda = 0,8l/r_n$ (здесь r_n — радиус инерции; $r_n = (0,1 d^4/F)^{0,5}$).

ПРИМЕР. Определим прочный диаметр деревянной трапециевидной крепежной рамы при условиях: высота выработки вчерне $h = 2,8$ м; полупролет по кровле $a = 0,8$ м; угол наклона стоек $\alpha = 80^\circ$; угол внутреннего трения пород $\varphi = 39^\circ$, $\text{tg } \varphi = 0,8$; породы в кровле и боках неустойчивы — запасы прочности пород соответственно $n_k = 0,4$ и $n_b = 0,3$. Коэффициент крепости пород $f = 7$. Расчетная глубина заложения выработки $H = 500$ м, плотность пород $\rho = 2400$ кг/м³.

Решение. Определяем высоту свода обрушения по формуле (17.10):

$$b_1 = (a + h \text{ctg } \alpha + h \text{ctg } \theta) / \text{tg } \varphi = \\ = (0,8 + 2,8 \text{ctg } 80^\circ + 2,8 \text{ctg } 64,5^\circ) / 0,8 = 3,1 \text{ м},$$

где $\theta = (45^\circ + \varphi/2) = 64,5^\circ$.

Рассчитываем диаметр верхняка по формуле (19.3), приняв расстояние между рамами $L = 0,5$ м:

$$d = 1,7 \sqrt[3]{10 \cdot 3,1 \cdot 2400 \cdot 0,5 \cdot 0,8^2 \cdot 1,2 / (0,85 \cdot 16 \cdot 10^6)} = 0,21 \text{ м}.$$

Диаметр верхняка принимаем равным диаметру стойки $d = 0,22$ м = 22 см.

Определяем нагрузку со стороны кровли по формуле (17.9):

$$Q = 2ab_1 \rho g = 2 \cdot 0,8 \cdot 3,1 \cdot 2400 \cdot 10 = 119 \text{ кН/м}.$$

Расчетное осевое усилие на одну стойку определяем по формуле (19.5):

$$P = 0,5 \cdot 119 \cdot 0,5 \cdot 1,2 \sin 80^\circ = 148 \text{ кН}.$$

Рассчитываем длину и площадь сечения стойки:

$$l = h / \sin \alpha = 2,8 / \sin 80^\circ = 2,85 \text{ м};$$

$$F = \pi r^2 = 3,14 \cdot 0,11^2 = 0,038 \text{ м}^2.$$

Определяем радиус инерции для круглого сечения:

$$r_n = (0,1 d^4 / F)^{0,5} = (0,1 \cdot 22^4 / 0,038 \cdot 10^4)^{0,5} = 7,7.$$

Гибкость стойки $\lambda = 0,8 l / r_n = 0,8 \cdot 285 / 7,7 = 29,6$.

Коэффициент продольного изгиба

$$\varphi = 1 - 0,8 (\lambda / 100)^2 = 1 - 0,8 (29,6 / 100)^2 = 0,93.$$

Момент сопротивления $W = 0,1 d^3 = 0,001 \text{ м}^3$.

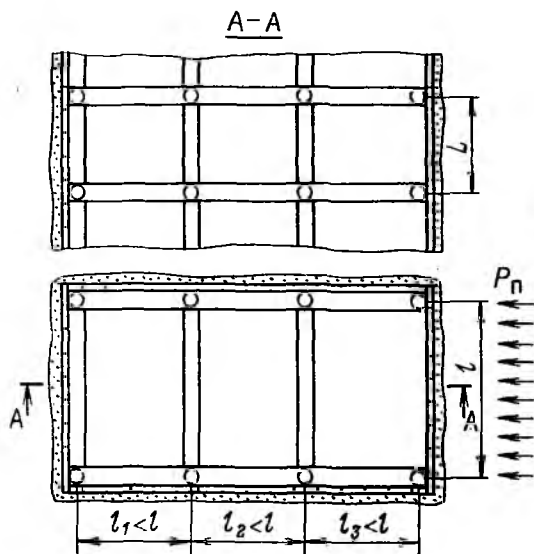
Определяем боковое давление пород по формуле (17.15). Для этого находим интенсивность давления на уровне кровли и почвы выработки:

$$q_k = b_1 \rho g \text{tg}^2 (45^\circ - \varphi/2) = 3,1 \cdot 2400 \cdot 10 \text{tg}^2 25,5^\circ = 10,9 \text{ кПа}.$$

$$q_n = (b_1 + h) \rho g \lambda_2 = 5,9 \cdot 2400 \cdot 10 \cdot 0,147 = 20,8 \text{ кПа}.$$

$$D_1 = 0,5 (q_k + q_n) h = 0,5 (10,9 + 20,8) 2,8 = 44,38 \text{ кН/м}.$$

Рис. 19.7. Схема к расчету венцовой крепи:
 l_1, l_2, l_3 — пролеты по длинной стороне венца



Боковая нагрузка на одну стойку $D = D_1 L = 44,38 \cdot 0,5 = 22,19$ кН.

Проверяем прочность стойки по формуле (19.4):

$$\frac{148}{0,93 \cdot 0,038} + \frac{0,8 \cdot 22,19}{4,5 \cdot 0,001} = 4188 + 3945 = 8133 \text{ кПа} = 8,13 \text{ МПа} < R_n = 16 \text{ МПа}.$$

Таким образом, стойка будет прочной. Окончательно принимаем крепежную раму из леса диаметром 22 см; рамы устанавливаем вразбежку через 0,5 м.

Вертикальные выработки. Расчет венцовой крепи в вертикальных выработках ведется на изгиб элемента по наибольшей расчетной нагрузке боковых пород. Рассчитывают только элемент, имеющий наибольший пролет в сечении выработки. Такой пролет чаще всего встречается по короткой стороне сечения, так как длинный элемент имеет дополнительные опоры на расстрелах (рис. 19.7).

Диаметр венца из круглого леса определяют по формуле

$$d \geq 1,08 [P_n l^2 L / (m R_n)]^{1/3}, \quad (19.7)$$

где P_n — расчетное давление пород, Па, определяемое по формуле (17.21) или (17.22); l — наибольший пролет в конструкции венца, м; L — расстояние между венцами, м; m — коэффициент условий работы, равный 0,85; R_n — расчетный предел прочности древесины, равный 16 МПа для круглого леса и 13 МПа для пиленого (СНиП II-B.4—71).

При сплошной венцовой крепи, когда $L=d$, диаметр венца рассчитывают по формуле

$$d \geq 1,12l [P_n / (mR_n)]^{0,5}. \quad (19.8)$$

Если крепь изготовлена из пиломатериалов (брусьев), то следует определять момент сопротивления:

$$W = P_n L^2 / (8mR_n). \quad (19.9)$$

Зная W , находят необходимые размеры бруса, так как для прямоугольного сечения $W = bh^2/6$, где b и h — соответственно ширина и толщина, м.

19.4. Металлическая крепь и ее расчет

Металлическая рамная крепь вследствие высокой прочности, долговечности и огнестойкости получила широкое распространение на угольных шахтах СССР, где ею закреплено около 55% общей протяженности поддерживаемых выработок. На рудниках и геологоразведочных работах эта крепь применяется значительно реже — только в сложных горно-геологических условиях и при высоком горном давлении. Стоимость металлической крепи выше, чем деревянной. При проведении разведочных выработок иногда применяют арочную податливую крепь (АП), состоящую из трех сегментов специального шахтного проката СВП: верхнего (арка) и двух боковых (стойки). Конструкция крепи показана на рис. 19.8. Эту крепь можно применять в выработках с углом наклона до 25° при значительном горном давлении. Концы арки 1 накладывают на стойки 2 (на 40 см) и место соединения стягивают хомутами 3 при помощи гаек 4. Податливость крепи обеспечивается за счет смещения стоек на величину 300—350 мм. Стойки 2 опираются на

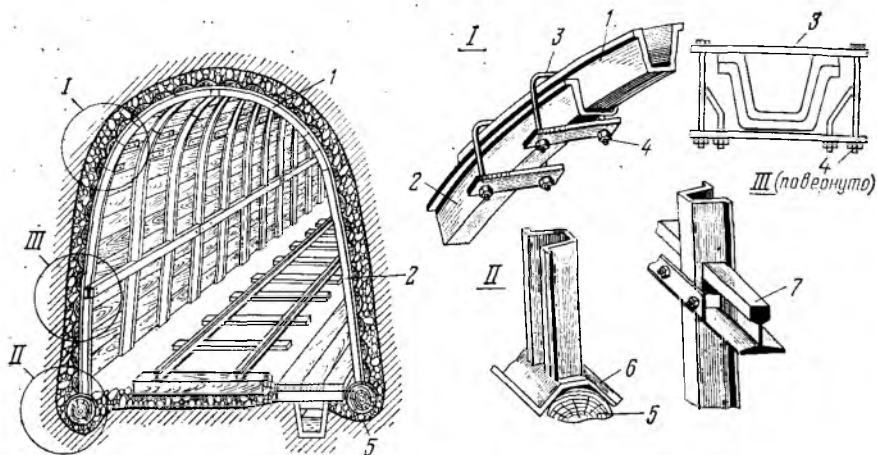


Рис. 19.8. Арочная податливая крепь

деревянные лежни 5 и опорные плиты 6. При скальных породах стойки устанавливают в лунки. Для обеспечения устойчивости рамы по оси выработки соединяются между собой стяжками 7 из старых рельсов или другого стального проката, которые крепят к раме скобами (узел III).

Межрамное ограждение (затяжка) делают из обполо или применяют железобетонную затяжку толщиной 50 мм. В последнее время на угольных шахтах стали применять рулонное стеклопластиковое межрамное ограждение из стеклоткани типа ТС 3-07 толщиной 2,5 мм и шириной 800—1200 мм, пропитанной полимерными смолами.

При работе в податливом режиме арочная металлическая крепь АП из профиля СВП имеет следующее сопротивление: из профиля № 17—140—150 кН, № 19—160—170 кН, № 22—180—190 кН и № 27—200—220 кН. При работе в жестком режиме рекомендуется принимать следующую несущую способность отдельных арок: № 17—260 кН, № 19—280 кН, № 22—300 кН и № 27—310—350 кН.

Расчет несущей способности рамы здесь не приводится. Для упрощенного расчета можно определить расстояние между арками L при известной несущей способности крепи P по формуле

$$L = P / (n_p Q), \quad (19.10)$$

где Q — нагрузка на единицу длины выработки при неустойчивой кровле и боках [определяется по формуле (17.9)], кН/м; $n_p = 1,2$ — коэффициент перегрузки.

ПРИМЕР. Примем из предыдущего расчета (см. пример в разд. 19.3) $Q = 119$ кН/м. Определим расстояние между арками из СВП №17 при $P = 150$ кН (работа в податливом режиме) и $L = 150 / (1,2 \cdot 119) = 0,7$ м. Видно, что в этих условиях металлические рамы могут устанавливаться через 0,7 м, а деревянная крепежная рама (из леса диаметром 22 см) — через 0,5 м. Однако металлическая крепь дороже деревянной и более трудоемка при возведении. Поэтому выбор крепи в этих условиях может быть окончательно решен только технико-экономическим расчетом.

19.5. Набрызгбетонная крепь

Набрызгбетонная крепь находит все большее распространение для крепления горизонтальных горноразведочных выработок. Эту крепь рекомендуется применять для поддержания трещиноватых и легковыветривающихся пород с $f = 7$ и выше с целью предотвращения вывалов. Толщина крепи принимается одинаковой по всему периметру (почва не бетонируется) в зависимости от крепости пород в пределах 3—7 см. Применяют набрызгбетон марки не ниже М400.

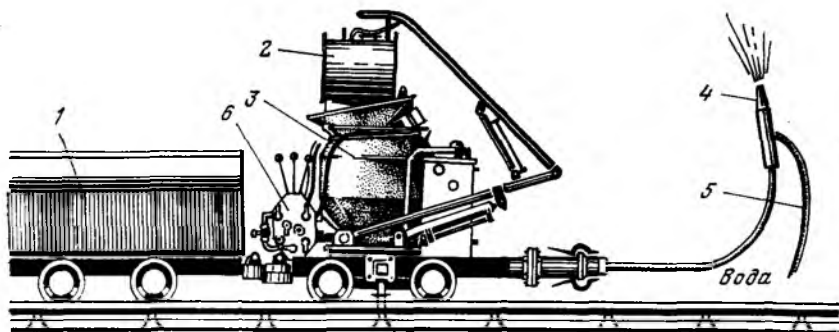


Рис. 19.9. Бетоноукладочный комплекс БУК-2

Возведение набрызгбетонной крепи производится бетономашинами БМ-60, БМ-68 и др. или с помощью бетоноукладочного комплекса БУК-2 или БУК-3. Бетоноукладочные комплексы предназначены для механизированной укладки бетонной смеси за опалубку и широко применяются для нанесения набрызгбетонной крепи — для безопалубочного бетонирования. При использовании комплекса БУК-2 для набрызгбетонного покрытия сухая бетонная смесь доставляется в рудничных вагонетках 1 и грузится грейферным грузчиком 2 в бетономашину 3, из которой по гибкому шлангу — бетоноводу поступает в сопло 4, где затворяется водой из водяной магистрали 5 (рис. 19.9). Давление воды, подводимой в смесительную камеру сопла, несколько выше давления воздуха (на 0,1 МПа), который транспортирует сухую смесь из бетономшины. Комплекс БУК-2 имеет пульт управления 6, что значительно упрощает работу.

Толщину набрызгбетонного покрытия определяют по формуле

$$\delta_k = 0,35 [q_n n_p / (m_6 \sigma_p)]^{0,5}, \quad (19.11)$$

где q_n — интенсивность нормативного давления со стороны, которая определяется по формулам (17.13) или (17.14), Н; $n_p = 1,2$ — коэффициент перегрузки; m_6 — коэффициент условий работы для бетонной крепи, равный 0,85 для неармированного набрызгбетона и 1 для армированного (нанесенного на металлическую сетку); σ_p — расчетный предел прочности набрызгбетона при растяжении, равный для проектных марок бетона М300, М400, М500 соответственно 1,2; 1,4; 1,6 МПа при наличии армирования и 1; 1,2; 1,35 МПа при отсутствии его.

При наличии у пород кровли запаса прочности (при $n_k > 1$) в формуле (19.11) следует ввести под знак радикала в знаменатель его значение.

19.6. Анкерная и комбинированная крепи

Под анкером понимают устройство, основной несущей частью которого является металлический стержень (штанга). Он закрепляется в шпуре с помощью замка, бетона, синтетической смолы, взрыва и др., имеет поддерживающий элемент в виде опорной плиты с гайкой или накладкой. По своей конструкции различают анкеры: металлические (замковые, клиновые, винтовые и др.), железобетонные, сталеполимерные и др.

Под анкерной (штанговой) крепью понимают систему закрепленных определенным образом в кровле и боках выработки анкеров для упрочнения массива горных пород и повышения устойчивости обнажений благодаря скреплению слоев или структурных блоков.

При натяжении анкеров с помощью гаек слои пород или структурные блоки массива прижимаются друг к другу и образуют устойчивую монолитную плиту.

В настоящее время анкерная крепь является одним из прогрессивных и экономичных видов крепи, которая успешно применяется во всех отраслях горнодобывающей промышленности и на геологоразведочных работах в разнообразных горно-геологических условиях. Анкерная крепь имеет значительные технико-экономические преимущества перед другими видами крепи. С применением ее повышается безопасность работ, улучшается проветривание выработок и снижаются затраты на их крепление и поддержание в период эксплуатации. По сравнению с другими видами анкерная крепь позволяет легко механизировать процесс ее возведения. На горнорудных предприятиях черной и цветной металлургии наибольшее распространение получил железобетонный анкер, который практически полностью вытеснил металлические клино-щелевые и анкера с распорным замком, имеющие в крепких породах ($f \geq 10$) недостаточную несущую способность (20—25 кН).

Конструкция железобетонного анкера (рис. 19.10, а) состоит из стержня 1 круглого или периодического профиля, который закрепляется в шпуре цементно-песчаным раствором 2 с добавлением ускорителя твердения (хлористого кальция), нагнетаемого в шпур с помощью пневмонагнетателя ПН-1. Опорная плита 3 и гайка 4 служат для натяжения анкера. Если анкер устанавливают без гайки (рис. 19.10, б), то на конец стержня приваривают плоскую металлическую пластину (резьба на стержне отсутствует). Необходимо отметить, что железобетонные анкеры, установленные без натяжения, только фиксируют породы в их первоначальном положении. В этом случае возможно выпадение отдельных кусков между анкерами. Предварительное натяжение силой 30—40 кН создает вокруг анкеров напряженные зоны пород, что повышает сопротивляемость породного массива сдвигающим усилиям, которые всегда присутствуют в кровле выработки.

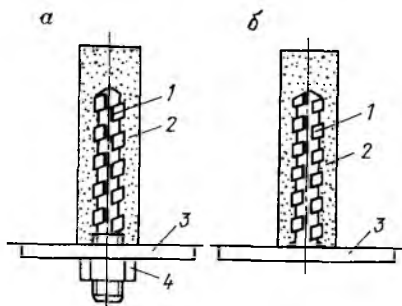


Рис. 19.10. Железобетонные анкеры с предварительным натяжением (а) и без натяжения (б)

Надежность железобетонных анкеров зависит главным образом от качества цементно-песчаной смеси. Для приготовления раствора применяют быстротвердеющие цементы типа БТЦ марок М400—М600 или обычный портландцемент таких же марок. Заполнителем служит песок крупностью до 5 мм. Состав смеси Ц:П = 1:1 и 1:2. После заполнения шпура бетоном вводят арматурный стержень с помощью телескопного перфоратора или

вручную. Чтобы исключить выпадение стержня из шпура до схватывания раствора, его удерживают деревянными клиньями, забиваемыми у устья шпура. При наличии у анкера резьбы затягивание гайки с установкой опорной плиты производят по истечении 3 сут.

Комплект оборудования ПН-1 для заполнения шпуров раствором при анкерной крепи состоит из трех контейнеров для транспортирования сухой смеси и пневмонагнетателя (рис. 19.11). Пневмонагнетатель смонтирован на раме 1, которая выполнена в виде полозьев для передвижения по почве выработки. Смесь загружают в бак 2 при снятом конусе, который обращен в это время вверх. После соединения конуса с баком посредством зажимов 7 раствор в баке перемешивают винтовыми лопастями 6 при вращении вала пневмоприводом 5. Затем бак переворачивают конусом вверх вокруг оси 3. Регулировка подачи раствора под давлением сжатого воздуха (до 0,5 МПа) осуществляется посредством трехходового крана 4. Смесь из бака по шестиметровому резиновому шлангу 8 подводится к двухметровой трубе, которая вводится в шпур. Железобетонные анкеры, установленные с помощью комплекта оборудования ПН-1, приобретают несущую способность до 50 кН через 3,5 ч после их возведения.

Сталеполимерный анкер (рис. 19.12) состоит из штанги 1, изготовленной из арматурной стали периодического профиля, закрепленной в шпуре с помощью быстротвердеющего состава на основе синтетических смол и отвердителя 2, уплотнительного резинового кольца 3, опорной плиты 4 и натяжной гайки 5. Для уменьшения расхода смолы в нее добавляют песок. Песок и смола (иногда только смола) находятся в большой полиэтиленовой ампуле, внутри которой помещается малая ампула с отвердителем. Длина ампул составляет 350—500 мм, диаметр — 22—36 мм. Сталеполимерный анкер устанавливают в шпуре с помощью телескопного перфоратора или электросверла. Одну-две ампулы с полимером вводят в шпур

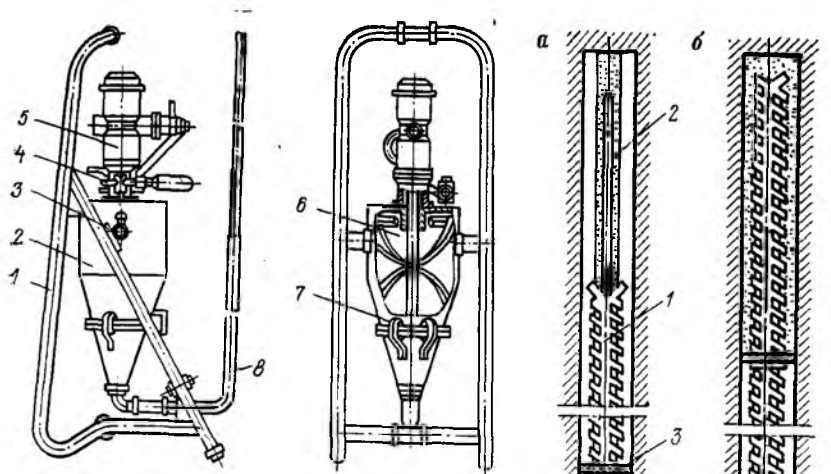
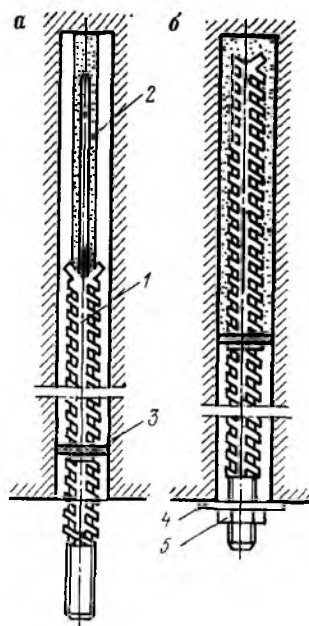


Рис. 19.11. Схема устройства пневмонагнетателя ПН-1

Рис. 19.12. Сталеполимерный анкер в период установки (а) и после нее (б)



вручную, проталкивая их штангой к дну шпура. Затем штанга с помощью специальной насадки (переходника) подсоединяется к телескопному перфоратору. При включенном перфораторе штангу, вращая, подают вверх. Оболочка ампулы разрывается и компоненты перемешиваются при вращении в течение 40—60 с. Сталеполимерному анкеру, имеющему несущую способность в среднем 140 кН, дают предварительное натяжение 35—60 кН. Анкер вступает в работу, имея полную несущую способность через несколько минут после установки. Он не подвержен сейсмическому воздействию взрывных работ.

В последнее время ведутся работы по безампульному способу установки сталеполимерных анкеров.

Расчет анкерной крепи. Расчет несущей способности железобетонного и сталеполимерного анкеров ведут в следующей последовательности. Расчетная несущая способность стержня анкера P_c из условий его прочности на разрыв определяется по формуле

$$P_c = \pi r^2 R_p m, \quad (19.12)$$

где r — радиус стержня, м (рекомендуемый диаметр не менее 16 мм); R_p — предел прочности материала стержня при растяжении по СНиП-21—75 (с изменениями БСТ4—78) ($R_p = 210$ МПа для стали класса А-I; $R_p = 270$ МПа — для стали периодического профиля класса А-II и $R_p = 360$ МПа — для стали класса А-III); m — коэффициент условий работы стержня штанги, который в шахтных условиях можно принять равным 0,9—1.

Расчетная несущая способность замка из условия сдвига бетона (полимербетона) относительно стенок шпура

$$P_3 = \pi d_{\text{ш}} \tau l_3 m_1, \quad (19.13)$$

где $d_{\text{ш}}$ — диаметр шпура, м; l_3 — длина заделки стержня, м; τ — сцепление бетона или полимербетона с породой, Па; m_1 — коэффициент условий работы замка, равный при сухом шпуре 0,9, при влажном шпуре 0,75 и при капеже из шпура 0,6.

При водоцементном отношении 0,5 и марке бетона М500 значение τ с известняками 1 МПа, порфиритами 1,1 МПа, гранодиоритами 1,4 МПа. Для расчетов в других породах можно принять $\tau = 1$ МПа. Сцепление полимербетона с известняками составляет 3 МПа, а со сланцами — 2—2,5 МПа, со скальными изверженными породами можно принять $\tau = 3$ МПа.

Сцепление стержня с бетоном или полимербетоном обычно выше, чем сцепление бетона со стенками шпура, если длина заделки более 1 м.

При расчете анкерной крепи несущая способность анкера выбирается наименьшей из рассчитанных значений P и P_3 .

Расчетная длина заделки стержня l_3 в полимербетоне принимается равной 0,25—0,3 м, а в бетоне — не менее половины длины шпура. На практике обычно бетоном заполняют весь шпур.

Плотность расстановки анкеров ($1/\text{м}^2$) в кровле выработки

$$s = q_n n_{\text{п}} / P_a, \quad (19.14)$$

где q_n — нормативное давление на крепь со стороны кровли, определяемое в зависимости от расчетной схемы горного давления по формулам (17.6), (17.8), (17.13) или (17.14); $n_{\text{п}} = 1,2$ — коэффициент перегрузки; P_a — расчетная несущая способность анкера (наибольшая из значений P и P_3), Н.

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке

$$a_1 = (1/s)^{0,5}, \quad (19.15)$$

Длина анкера в кровле определяется из выражения

$$l_a = b + l_{\text{зг}} + l_{\text{п}}, \quad (19.16)$$

где b — высота свода обрушения ($b = a/\text{tg } \varphi$ или $b = b_1 - h_0$, где b_1 определяется по формуле (17.12); h_0 — высота свода выработки), м; $l_{\text{зг}}$ — заглубление анкера в устойчивую зону пород, равное 0,3—0,4 м; $l_{\text{п}}$ — длина выступающей части анкера, зависящая от его конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов, равная 0,05—0,2 м. Анкерная крепь может быть установлена с подкладками ($l_{\text{п}} = 0,05$) или с подхватами из дерева или металла ($l_{\text{п}} = 0,2$ м).

Средняя длина применяемых анкеров в большинстве случаев составляет 1,2—1,8 м. Минимальная длина анкера 1,2 м, а максимальная 2,5 м (редко 2,8—3 м). Расстояние между ан-

ТАБЛИЦА 19.1

P_y	Расположение выработок относительно напластования пород	Рекомендуемая крепь
До 0,05	Вкрест простирания и в однородных без напластования	Крепь не требуется. При интенсивной трещиноватости — торкретирование кровли и боков
0,05—0,1	То же	Без крепи, торкретбетон или набрызгбетон толщиной 3 см
0,1—0,24	—»—	Набрызгбетон толщиной 3—5 см; деревянная крепежная рама
>0,24	—»—	Комбинированная крепь из анкеров и набрызгбетона
До 0,05	По простиранию напластования	Без крепи или торкретирование при интенсивной трещиноватости
0,05—0,1	То же	Без крепи или набрызгбетонная крепь толщиной 3 см
0,1—0,24	—»—	Комбинированная крепь из анкеров и набрызгбетона, параметры крепи — по расчету
>0,24	—»—	Металлическая арочная податливая крепь; параметры крепи по расчету

керами бывает 0,9—1,2 м и более. Площадь кровли, поддерживаемая одним анкером, составляет от 0,9 до 1,5 м².

Комбинированная крепь. Комбинированная крепь находит все большее распространение в сложных горно-геологических условиях взамен деревянной и металлической рамной крепи. Она состоит из анкеров и набрызгбетона. При комбинированной крепи длину анкера определяют по формуле

$$l_a = B_1 / \sqrt{f} + K, \quad (19.17)$$

где B_1 — ширина выработки в черне, м; f — коэффициент крепости пород по М. М. Протоdjяконову; K — коэффициент, принимаемый равным 0,4—0,5 при $B_1 \leq 3,5$ м и 0,15—0,2 при $B_1 > 3,5$ м.

Интенсивность давления на набрызгбетонную крепь при наличии анкеров рассчитывают по формуле

$$q_n = 0,17 a_1 \gamma, \quad (19.18)$$

где a_1 — расстояние между анкерами, м; γ — удельный вес пород, Н/м³.

Расчет толщины набрызгбетонного покрытия ведут по формуле (19.11).

19.7. Выбор крепи и паспорт крепления

Выбор крепи для горизонтальных и наклонных выработок может быть сделан по безразмерному параметру

$$P_y = 10\rho H / \sigma_{сж}, \quad (19.19)$$

где H — расчетная глубина заложения выработки, м; ρ — средняя плотность налегающих пород, кг/м³; $\sigma_{сж}$ — средний предел прочности при сжатии образца горной породы в месте заложения выработки, Па.

Параметр P_y является предварительным и требует уточнения в конкретных горно-геологических условиях разведываемого месторождения. Рекомендуемые виды крепи по значению P_y приведены в табл. 19.1.

Паспорт крепления выработки. Поперечные сечения выработок в свету должны соответствовать ГОСТ 22940—85, который устанавливает формы и размеры типовых сечений горно-разведочных выработок. Согласно ЕПБ при ведении геолого-разведочных работ крепление выработок должно производиться своевременно и в соответствии с утвержденными для них паспортами крепления, которые составляются начальником участка геологоразведочных работ в соответствии с инструкцией и утверждаются главным инженером. До начала проходки с паспортом крепления должны быть ознакомлены под расписку проходчики и технический надзор.

При составлении паспорта крепления для конкретных условий разведки рекомендуется использовать типовую форму, которая применяется на рудниках. Эта форма представляет собой развернутый лист стандартного формата. На левой стороне листа располагают графический материал, содержащий конструкцию и размеры крепи в двух проекциях с деталями, на правой — пояснительную записку. На рис. 19.13 и 19.14 представлен графический материал к паспорту крепления горизонтальной выработки комбинированной крепью: железобетонными анкерами по сетке $0,95 \times 0,95$ м и набрызгбетонной крепью

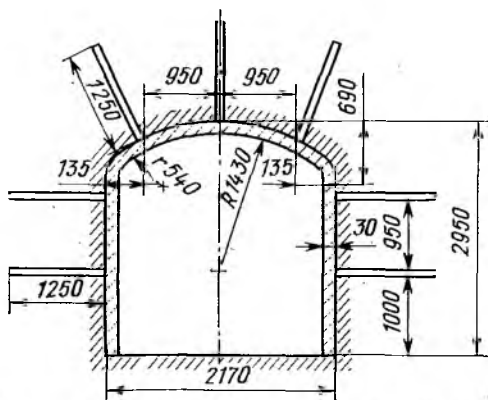


Рис. 19.13. Схема расположения анкеров в сечении выработки

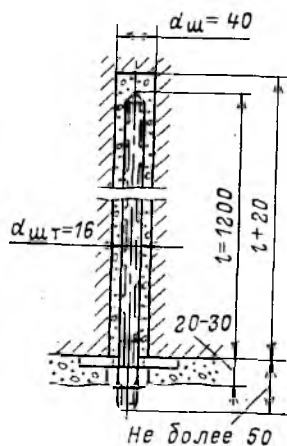


Рис. 19.14. Конструкция железобетонного анкера:

$d_{ш}$ — диаметр шпура; $d_{шт}$ — диаметр штанги; l — активная длина анкера

толщиной 3 см. Длина анкеров 1,25 м, в сечении устанавливаются семь анкеров.

В пояснительную записку к паспорту крепления горноразведочной выработки входят характеристики выработки, пород и крепи, а также размеры железобетонного анкера, расход материалов, дополнительные замечания, допускаемое отставание крепи и сведения о разрушениях крепи и ее ремонте при эксплуатации выработки.

Паспорт составляется руководителем работ, согласовывается с заместителем главного инженера по технике безопасности, старшим геологом и старшим маркшейдером и утверждается главным инженером экспедиции или партии.

С паспортом должны быть ознакомлены под расписку горный мастер, крепильщики, проходчики и взрывник.

РАЗДЕЛ VI

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

20. ПРОВЕДЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

20.1. Общие принципы организации работ по проведению горизонтальных выработок

Проведение горноразведочных выработок чаще всего организуется в две или три, реже в четыре смены. Основной формой организации труда является суточная комплексная проходческая бригада. В таких бригадах все виды работ по проходке выработки выполняются проходчиками, владеющими, как правило, несколькими профессиями и работающими по принципу взаимопомощи и взаимозаменяемости. Возглавляет бригаду бригадир, который назначается из числа опытных квалифицированных рабочих.

Суточная комплексная проходческая бригада состоит из отдельных звеньев, число которых равно числу рабочих смен в сутки. Минимальный состав проходческого звена — два человека.

Под проходческим звеном следует понимать такой коллектив рабочих, который, используя, как правило, один комплект оборудования, работает в одном или двух-трех забоях. В последнем случае каждый член звена ежесменно работает на определенных операциях во всех забоях, причем в них не выполняются параллельно одинаковые проходческие операции. Если небольшие коллективы рабочих самостоятельно работают каждый в своем забое, то включение этих коллективов в одно проходческое звено является искусственным. Произвольно увеличивая состав бригады и суммируя подвигание за месяц по нескольким забоям, можно обеспечить любую высокую скорость проведения выработок, разумеется, при наличии фронта работ. Но такую практику следует считать ошибочной.

Во главе звена, в смену которого не входит бригадир, назначается звеньевой. Бригадир и звеньевой подчиняются горному мастеру и начальнику участка, они отвечают за соблюдение бригадой утвержденного технологического паспорта и графика организации работ, за качество и безопасность их.

Широкое распространение на горноразведочных работах получила организация труда по методу бригадного подряда, представляющего собой дальнейшее развитие хозяйственного расчета. Целью бригадного подряда является рост эффективности производства и улучшение качества работы за счет по-

вышения производительности труда и сокращения сроков проведения геологоразведочных работ, экономного расходования материально-технических ресурсов и снижения себестоимости работ.

Хозрасчетной бригаде поручается выполнение работ по проведению группы выработок, одиночной выработки или части выработки, когда выполнение работ по объекту характеризуется законченностью геологического результата.

При переводе на бригадный подряд между администрацией и проходческой бригадой заключается договор подряда, в котором стороны принимают на себя взаимные обязательства.

Бригаде выдается аккордный наряд установленной формы на выполнение всех поручаемых ей работ. Заработная плата бригаде начисляется и выплачивается в установленные в данной геологоразведочной организации сроки. При продолжительности работ более месяца бригаде начисляется зарплата каждый месяц по прямым сдельным расценкам за фактически выполненный объем работ. Окончательный расчет с бригадой по аккордному наряду, включая премию, производится после выполнения всех работ по данному наряду.

В целях совершенствования порядка распределения общебригадного заработка и повышения личной материальной заинтересованности рабочих в достижении более высокой индивидуальной производительности труда предусматривается введение дополнительного показателя — коэффициента трудового участия (КТУ). Понижающий или повышающий КТУ применяется только для распределения общебригадного приработка и премии и не может быть распространен на тарифную часть заработка.

Проходческие операции при проведении выработок делятся на основные и вспомогательные. При проходке по крепким породам к основным операциям относятся: бурение шпуров, зарядание и взрывание шпуровых зарядов, проветривание забоя, погрузка породы и возведение постоянной крепи, если породы недостаточно устойчивы; в мягких породах — выемка породы, ее погрузка и возведение постоянной крепи.

Для осуществления основных операций выполняется ряд вспомогательных: возведение временной крепи, настилка рельсового пути, оборудование водоотводной канавки, прокладка труб, кабелей и др.

Если основные операции совмещены во времени и выемка горной породы происходит непрерывно, то такая технология работ называется поточной. Примером ее является комбайновая проходка, когда устойчивость пород позволяет не останавливать комбайн даже для возведения крепи.

При циклической технологии основные операции периодически повторяются и выполняются последовательно или иногда с частичным совмещением. Совокупность этих периодически повторяющихся процессов и операций, выполняемых в

определенном порядке в течение заданного отрезка времени для обеспечения подвигания выработки на определенную величину, называется проходческим циклом, а время, в течение которого он выполняется, называется его продолжительностью.

Для обеспечения максимальной скорости проходки обычно принимают число циклов в сутки, кратное числу рабочих смен в забое, т. е. при трехсменной работе — 3, 6, 9, 12, при двухсменной — 2, 4, 6, 8. Наибольшее распространение имеет проходка горизонтальных выработок с выполнением трех (при трехсменной) и двух (при двухсменной работе) циклов в сутки, т. е. одного цикла в смену. Продолжительность цикла в этом случае равна продолжительности смены.

В настоящее время преобладающей формой организации проходческого цикла является последовательное выполнение основных процессов. Последовательный способ позволяет применять высокопроизводительные установки и каретки для бурения шпуров и погрузочные машины при уборке

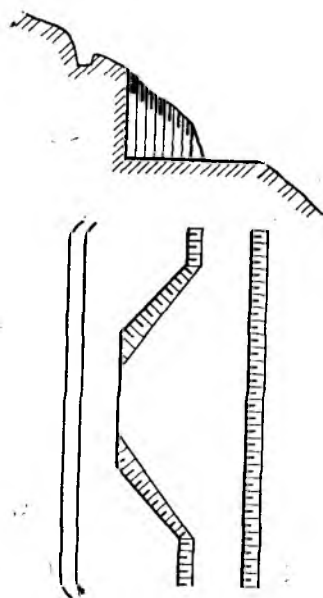


Рис. 20.1. Схема врезки устья штольни

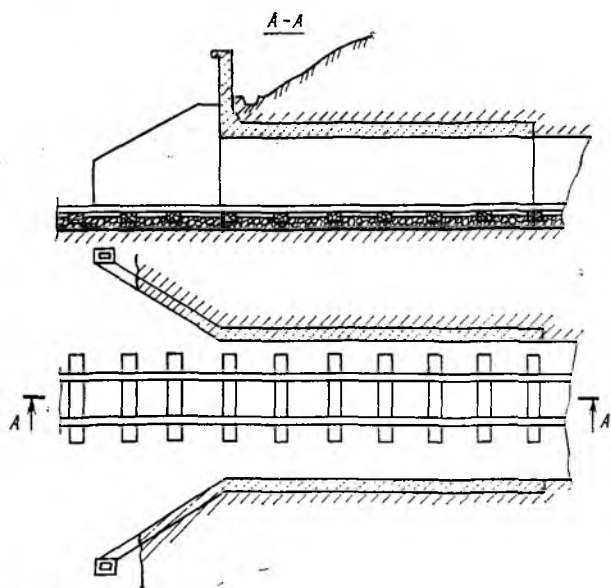


Рис. 20.2. Вариант оформления портала и устьевой части штольни при креплении бетоном

породы, увеличивать глубину шпуров до оптимальных значений. В целом организация работ с последовательным выполнением основных операций характеризуется четкостью и при использовании на основных операциях высокопроизводительного оборудования наиболее эффективна.

Для проведения выработок составляется технологический паспорт. Основой для его разработки являются типовые схемы механизации и графики организации работ. Технологический паспорт содержит паспорт буровзрывных работ, паспорт крепления, паспорт проветривания, схему механизации, график цикличной организации работ, таблицы технико-экономических показателей и расхода основных материалов.

20.2. Проходка и крепление устья штольни

Штольня является одной из самых распространенных разведочных выработок. Начальной стадией проведения разведочной штольни является сооружение ее устьевой части — портала. С этой целью на склоне производится врезка, т. е. подготавливается горизонтальная площадка с боковыми наклонными или вертикальными бортами и вертикальным лобовым откосом, в котором в дальнейшем оформляется забой штольни. Врезка имеет вид траншеи, пройденной по направлению штольни (рис. 20.1).

Лобовой и боковой откосы надежно крепятся. Конструкция портала должна не только обеспечивать устойчивость откосов выемки, но и исключать падение камней и оползание осыпей на припортальную площадку (рис. 20.2).

На склоне выше лобового откоса проходится водоотводная канавка, обеспечивающая сток поверхностных вод.

Проходку первых метров штольни обычно осуществляют без использования взрывчатых веществ. В соответствии с требованием ПБ при длине штольни более 500 м независимо от устойчивости и крепости пород ее устье должно быть закреплено сплошной несгораемой крепью или крепью с огнезащитным покрытием на протяжении не менее 5 м.

Крепление портала штольни и ее приустьевой части производят монолитным бетоном или деревом. Деревянные конструкции покрывают слоем цементного раствора или на их поверхность наносят другой огнезащитный материал.

20.3. Проходка и крепление сопряжений горизонтальных выработок

Под сопряжением горных выработок понимают ту область массива горных пород, в которой проявляется взаимное влияние двух или большего числа пересекающихся выработок. На горноразведочных работах встречаются различные пересечения выработок, в том числе горизонтальных: различных вы-

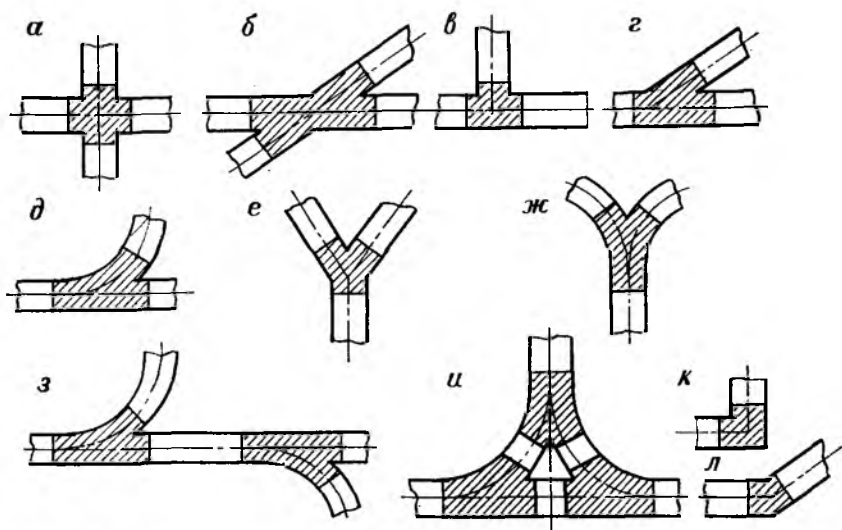


Рис. 20.3. Основные типы сопряжений горизонтальных разведочных выработок:

а и *б* — соответственно прямоугольное и остроугольное пересечения; *в* и *г* — соответственно прямоугольное и остроугольное ответвления; *д*, *ж* и *з* — разветвления по кривым; *е* — разветвление под углом; *и* — сопряжение «треугольный узел»; *к* и *л* — соответственно прямоугольные и тупоугольные примыкания

работок околоствольных дворов в разведочных шахтах, квершлагов со штреками, штольни со штреками, рассечек со штольнями, штреками и т. д.

По форме в плане сопряжения горизонтальных выработок (рис. 20.3) подразделяются на прямоугольные и остроугольные пересечения, прямоугольные и остроугольные ответвления, разветвления под углом и по кривым, сопряжения «треугольный узел», тупоугольные и прямоугольные примыкания.

Площадь зоны сопряжения тем больше, чем больше радиус закругления или чем меньше угол примыкания. Наибольшую площадь обнажения кровли имеют косые пересечения и двусторонние ответвления. Поэтому для уменьшения трудностей при креплении целесообразнее проектировать, например, пересечение с двумя разнесенными ответвлениями вместо двустороннего, т. е. стремиться к наименьшей площади обозначения горного массива на сопряжении.

Характер примыкания выработок выбирается в зависимости от их назначения и транспортной оснащённости. Например, если уборка породы из рассечки будет производиться скреперной установкой с погрузкой через скреперный полук в вагонетки, размещаемые на рельсовом пути основной выработки, то наиболее предпочтительным типом сопряжения будет прямое пересечение. Если же при проходке длинной рассечки применяется оборудование на колесно-рельсовом ходу и электровозная

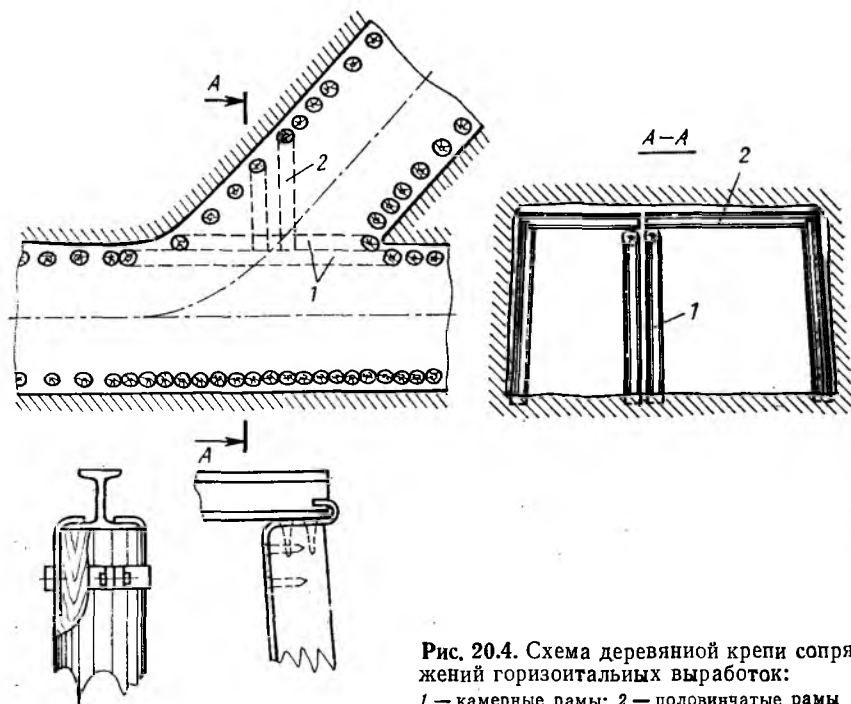


Рис. 20.4. Схема деревянной крепи сопряжений горизонтальных выработок:
1 — камерные рамы; 2 — половинчатые рамы

откатка, то, очевидно, следует использовать сопряжение типа «ответвление по кривой» с радиусом сопряжений, отвечающим требованиям ПБ.

К наиболее важным относятся сопряжения выработок околоствольных дворов, поскольку их срок службы равен сроку службы всей разведочной шахты или отдельного ее горизонта, и они отличаются большой площадью сечения. От надежной эксплуатации этих сопряжений зависит нормальное функционирование всей шахты. Это и предопределяет особые требования к крепи сопряжений. Она должна быть предельно надежной и проектироваться из огнестойких некоррозионных материалов. Чаще всего ее возводят из монолитного бетона.

Сопряжения горизонтальных разведочных выработок на других участках в соответствии с ПБ независимо от устойчивости и крепости пород крепят с обязательной затяжкой кровли. Применяют деревянную крепь, набрызгбетон или комбинацию анкерной крепи с набрызгбетоном.

При выборе конструкции крепи сопряжений необходимо учитывать не только функциональное назначение сопряжения, его тип и устойчивость пород, но и необходимость уменьшения аэродинамического сопротивления в зоне сопряжения путем снижения коэффициента аэродинамического сопротивления крепи и сохранения площади сечения выработок.

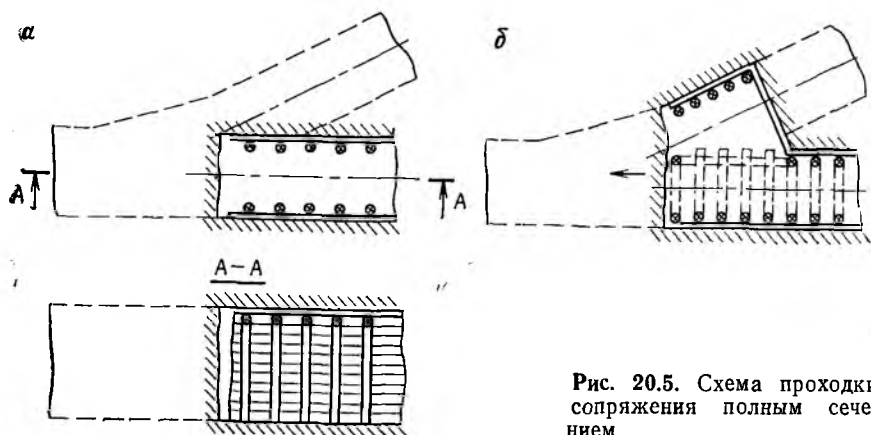


Рис. 20.5. Схема проходки сопряжения полным сечением

Деревянная крепь сопряжений горизонтальных выработок состоит из камерных, половинчатых и обычных крепежных рам (рис. 20.4). Камерная рама воспринимает нагрузку большую, чем рядовые рамы, поскольку на ее верхняк укладываются концы верхняков половинчатых рам. В соответствии с этим размеры верхняка и стоек камерной рамы должны обеспечивать ей необходимую прочность.

Верхние концы стоек камерных рам целесообразно охватывать хомутами, а в качестве верхняков в необходимых случаях использовать металлические балки двутаврового профиля.

Способ проходки сопряжения выбирают в зависимости от размеров его поперечного сечения, устойчивости вмещающих пород и их крепости, а также от направления забоя по отношению к основной выработке. Сопряжения проходят полным или неполным сечением, равным площади поперечного сечения одной из сопрягаемых выработок, с последующим его расширением. На рис. 20.5 приведена схема проходки сопряжения полным сечением. В первую очередь проходят начальный участок сопряжения площадью поперечного сечения одной из сопрягаемых выработок (см. рис. 20.5, а). Для расширения пройденного участка сопряжения в сторону второй сопрягаемой выработки бурят шпуры, а под верхняки деревянной крепи устанавливают камерную раму. После этого стойки рядовых рам у камерной рамы удаляют. После отбойки и уборки породы устанавливают деревянную крепь (см. рис. 20.5, б). Оставшуюся часть сопряжения проходят полной площадью поперечного сечения.

Перспективным направлением в креплении сопряжений разведочных выработок является применение метода безопалубочного бетонирования — использование набрызгбетона. В качестве временной крепи перед нанесением набрызгбетона может успешно применяться металлическая анкерная крепь, устанавливаемая сразу же вслед за подвиганием забоя. Толщина

набрызгбетона в зависимости от условий эксплуатации выбирается в пределах 5—15 см. Получаемая таким образом комбинированная крепь обладает высокими прочностными и экономическими показателями.

Для разрушения породы при проходке сопряжений в большинстве случаев применяют традиционный буровзрывной способ. Буровзрывные работы целесообразно вести по методу контурного взрывания. Длина одной заходки должна составлять 1,2—1,5 м.

Для уменьшения влияния зажима эффективно применение двойного клинового вруба и некоторых других наклонных врубов. Диаметр оконтуривающих шпуров следует выбирать меньшим, особенно при слабых и неустойчивых породах. Интервал замедления при взрывании врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров должен быть не менее 30 мс.

Ведение буровзрывных работ по такой технологии позволяет получить гладкий контур сопрягаемых выработок, уменьшить перебор сечения сопряжения, улучшить условия взаимодействия крепи с породами и использовать более легкую и экономичную крепь.

20.4. Проведение выработок в крепких однородных и неоднородных породах сплошным забоем

Основными горизонтальными горноразведочными выработками являются штольни, квершлагги, штреки и рассечки. Удельный вес горизонтальных выработок в общем объеме подземных выработок составляет около 95%, причем на штольни, штреки и квершлагги приходится 80%, а на рассечки — 20%.

Свыше 85% горизонтальных разведочных выработок проводится в крепких породах с коэффициентом крепости по М. М. Протодьяконову более 7.

Проведение выработок по крепким однородным или неоднородным породам осуществляется буровзрывным способом сплошным забоем. В цикл проходческих работ при этом входят следующие операции: бурение и зарядание шпуров и взрывание шпуровых зарядов, проветривание забоя, приведение забоя в безопасное состояние, погрузка и транспортирование породы, возведение крепи, настилка рельсовых путей и устройство водопроводной канавки.

Выбор проходческого оборудования и той или иной технологической схемы обуславливается не только крепостью породы, но также параметрами поперечного сечения и длиной выработки и наличием необходимого фронта работ. Современному уровню развития технологии горнопроходческих работ отвечает бурение шпуров с использованием бурильных установок, погрузка породы погрузочными машинами и скреперными установками, транспортирование грузов высокопроизводительными

электровозами, применение при креплении выработок анкерной крепи.

В качестве бурильных машин применяют в основном машины ударно-поворотного действия, называемые перфораторами. Это переносные (ручные) (ПП36В, ПП50В, ПП54В, ПП63В и др.), телескопные (ПТ29М и ПТ36М) и колонковые (ПК60 и ПК75) перфораторы. Переносные перфораторы при бурении горизонтальных или наклонных шпуров устанавливают на пневмоподдержке. Использование перфораторов без пневмоподдержек или без виброгасящих устройств Правилами безопасности запрещено. Телескопными и колонковыми перфораторами оснащаются самоходные бурильные установки. В ряде геологоразведочных организаций хорошо зарекомендовала себя бурильная установка СБКНС-2 с перфоратором ПТ36М. Но эта бурильная установка имеет глубину бурения только 2 м. В настоящее время на горноразведочных работах осваивается бурильная установка СБКН-2М с мощной бурильной машиной ПК-60, имеющей независимое от работы ударного механизма вращение бура. Установка СБКН-2М позволяет бурить шпуры глубиной до 2,5 м. В целом применение самоходных бурильных установок позволяет увеличить производительность труда бурильщика и в значительной степени снизить вредное воздействие вибрации.

Успешно применяются для бурения шпуров, особенно в забоях небольшой ширины, переносные бурильные установки типа УПБ-1, имеющие глубину бурения (без замены бура) 2,25 м. Установка УПБ-1 после забуривания шпура работает в автоматическом режиме, и бурильщик избавляется, таким образом, от необходимости постоянно в процессе бурения контактировать с вибрирующей машиной. Бурение шпуров переносными перфораторами, установленными на пневмоподдержки, при использовании комплекта буров возможно до глубины 4—5 м.

Шпуры бурятся составными бурами со съёмными коронками, армированными твердым сплавом ВК8В, ВК11В, ВК15 в виде пластинок или цилиндрических штырей. Наиболее широко распространены коронки долотчатые с пластинчатыми или штыревыми твердосплавными вставками (коронки КДП и КДШ), а также трехперые (КТП и КТШ) и крестовые (ККП и ККШ). В монолитных породах применяют долотчатые коронки, а в трещиноватых — трехперые и крестовые.

В крепких породах шпуры бурят коронками, армированными твердым сплавом ВК15, в породах средней крепости применяется сплав ВК11В, в породах ниже средней крепости — ВК8В.

Диаметр коронок устанавливается в зависимости от диаметра патронов применяемого ВВ. При бурении шпуров бурильными установками применяют коронки одного диаметра, который должен быть на 4—6 мм больше диаметра патронов ВВ. Например, при использовании патронов диаметром 32 мм

можно применять коронки диаметром 36 или 40 мм. Указанный зазор между патроном и стенкой шпура необходим для облегчения доставки ВВ в шпур. При бурении шпуров переносными (ручными) перфораторами с использованием комплекта буров (забурник, первый бур, второй бур и т. д.) наименьший диаметр коронки (например, 36 мм) имеет последний бур, а наибольший — забурник. Уменьшение диаметра коронки при переходе с одного бура на другой необходимо для исключения заклинивания бура в шпуре.

Число шпуров в забое выработки зависит от свойств горной породы и применяемого ВВ, а также от размеров площади поперечного сечения выработки.

Глубина шпуров является важнейшим параметром буровзрывных работ, поскольку ей предопределяются объемы работ в проходческом цикле и его продолжительность. Глубина шпуров устанавливается в зависимости от величины требуемого подвигания забоя за сутки, числа смен и циклов в смену. Обычно глубина шпуров лежит в пределах 1,5—2,5 м.

Увеличение глубины шпуров при сохранении высоких значений коэффициента их использования позволяет сократить непроизводительные затраты времени, улучшить использование проходческого оборудования, способствует увеличению производительности труда и скорости проведения выработок.

Расчет числа шпуров и их глубины производят по различным методикам с использованием формул, приведенных, в частности, в разд. 3.

В крепких породах применяют врубы, в которых шпуры пробурены наклонно или перпендикулярно к плоскости забоя. Врубы с наклонными шпурами условно называют наклонными, со шпурами, перпендикулярными к плоскости забоя, — прямыми, наклонными и перпендикулярными, — комбинированными.

Достоинством наклонных врубов является возможность использования структуры породы — слоистости, напластования, кливажа и т. п. При этих врубах заряды ВВ располагают наклонно к плоскости забоя. Этим облегчаются условия отрыва породы.

Простые наклонные врубы (например, вертикально-клиновой, горизонтально-клиновой и др.) имеют существенный недостаток, который связан с тем, что при их применении глубина врубовой полости зависит от угла наклона шпуров к плоскости забоя ($55\text{--}50^\circ$ для пород с $f=10\div 15$, $60\text{--}55^\circ$ — с $f=6\div 10$) и ширины выработки. В силу этого нецелесообразно применять клиновые врубы в крепких породах при проходке выработок небольшой ширины.

Возможности использования простых клиновых врубов расширяются за счет увеличения числа шпуров и образования двойных и тройных клиновых врубов, клиновых врубов с разрезными шпурами и т. д. (рис. 20.6). Общим недостатком всех клиновых врубов является также увеличенный разброс породы

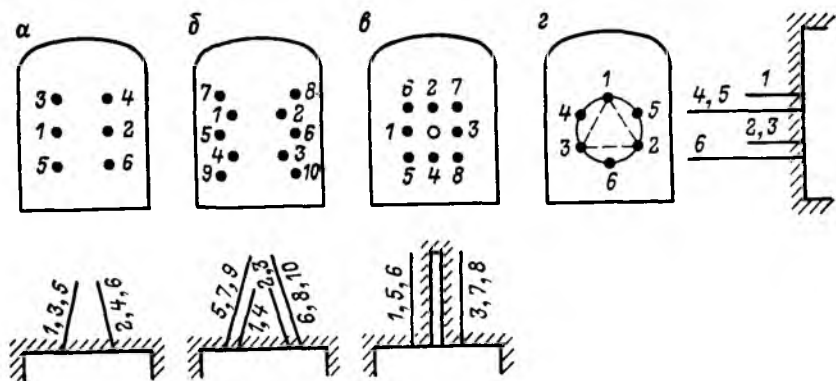


Рис. 20.6. Схемы размещения врубовых шпуров:

а — простой клиновой вруб; б — двойной клиновой вруб; в — призматический (прямой) вруб с компенсационной скважиной; г — ярусный прямой вруб

по выработке, что осложняет уборку породы и вызывает повреждения крепи. Наклонные шпуров сложнее забуривать и сложнее выдерживать заданный угол наклона шпуров.

Прямые (призматические, цилиндрические, ярусные и др.) врубы состоят из параллельных шпуров, пробуренных перпендикулярно к плоскости забоя. Прямые врубы применяют в породах различной крепости. Некоторые разновидности прямых врубов при условии обеспечения параллельности буримых шпуров позволяют получать коэффициенты использования шпуров, равные 0,9—0,95, при глубине их до 5 м. К таким врубам относятся, например, врубы с компенсационными полостями. В качестве компенсационной полости используются незаряжаемые шпуров нормального или увеличенного диаметра, одна или несколько скважин. Расстояние между первыми взрывающимися шпурами и компенсационной скважиной (шпуrom) составляет 2—3 диаметра скважины (шпура).

Необходимая параллельность шпуров во врубах с компенсационными полостями обеспечивается за счет применения специальных буровых шаблонов. За рубежом выпускаются буровые установки, позволяющие с высокой точностью бурить параллельные шпуров.

Отбойные шпуров при сравнительно небольшой площади поперечного сечения горноразведочных выработок составляют чаще всего малочисленную группу и называются вспомогательными. В этом случае их задача — увеличить размеры врубовой полости и создать благоприятные условия для работы оконтуривающих шпуров.

Оконтуривающие шпуров располагают равномерно по периметру выработки на расстоянии 15—20 см от проектного контура. В породах средней крепости концы шпуров должны нахо-

даться на проектном контуре, а в очень крепких заходить за проектный контур выработки на 5—10 см. В породах, склонных к обрушению, концы шпуров не доходят до контура, что способствует уменьшению «переборов» породы.

Для уменьшения «переборов» и трещинообразования в массиве целесообразно применять контурное взрывание. Его сущность заключается в уменьшении энергии взрыва шпуровых зарядов и рациональном размещении шпуров. Оконтуривающие шпуры бурят по возможности ближе к проектному контуру, а расстояние между шпурами уменьшается до 0,4—0,5 м.

Уменьшение действия взрыва зарядов оконтуривающих шпуров в глубь массива достигается применением ВВ пониженной мощности, оставлением большого (15—20 мм) радиального зазора между патроном ВВ и стенкой шпура, использованием зарядов с осевыми промежутками. Благодаря меньшему разрушению массива устойчивость выработки увеличивается, а некоторое увеличение затрат на бурение из-за уменьшения расстояния между шпурами компенсируется снижением расходов на крепление и поддержание выработок.

Заряжание шпуров в горноразведочных выработках производят преимущественно патронированными ВВ. Наиболее широко распространенным ВВ является аммонит № 6ЖВ. Это взрывчатое вещество является достаточно мощным и сравнительно дешевым, выпускается в патронах диаметром 32 мм. При взрывании очень крепких пород иногда применяют скальный аммонит № 1 и детонит М. Скальный аммонит обладает повышенной чувствительностью и отличается высокой стоимостью. Поэтому целесообразность его применения должна проверяться предварительными расчетами.

Детонит М содержит в своем составе нитроэфиры, обладающие токсическими свойствами. В результате контакта незащищенных частей тела человека с этим ВВ могут возникнуть сильные головные боли. Кроме того, детонит характеризуется повышенной чувствительностью к механическим воздействиям, по своему цвету малозаметен в разрушенной породе или в остатке шпура. При его применении чаще происходят несчастные случаи, связанные с разбуриванием остатков ВВ в шпурах. Поэтому детонит М не находит широкого применения на подземных работах.

Из патронированных ВВ в крепких породах любой обводненности могут применяться аммонал водоустойчивый и аммонал скальный № 3. Аммонал водоустойчивый является более мощным ВВ, чем аммонит № 6ЖВ, и лишь немногим дороже его. Аммонал скальный № 3 является наиболее мощным из порошкообразных ВВ, успешно может заменять прессованный скальный аммонит № 1. Он обладает повышенной детонационной способностью, поэтому его можно успешно применять в шпурах уменьшенного диаметра при контурном взрывании. Необходимо иметь в виду, что при обращении он требует боль-

шей осторожности, чем аммонит № 6ЖВ, стоимость скального аммонала № 3 практически в 3 раза выше, чем аммонита № 6ЖВ. Оба вида ВВ могут применяться только в патронированном виде при ручном зарядании.

При проходке горноразведочных выработок пока не нашло широкого распространения механизированное зарядание шпуров гранулированными взрывчатыми веществами. Это объясняется несовершенством пневмозаряжающих устройств, образованием пыли при зарядании, опасностью возникновения статического электричества и недостаточным опытом взрывников. Между тем применение гранулированных ВВ в сочетании с пневмозаряданием благодаря повышению плотности зарядания позволяет сократить объем бурения на 15—20% и снизить стоимость буровзрывных работ.

Из бестротиловых ВВ при механизированном зарядании сухих и обезвоженных шпуров применяют гранулиты (АС-8, АС-8В — мощные ВВ; АС-4, АС-4В — средней мощности ВВ).

Перед заряданием гранулиты и граммониты увлажняют, чтобы ограничить образование статического электричества и пылеобразование. Иницирование зарядов этих взрывчатых веществ осуществляют от промежуточных детонаторов в виде патрона аммонита № 6ЖВ.

При проведении горизонтальных горноразведочных выработок применяют преимущественно огневой способ взрывания. Это объясняется простотой и низкой стоимостью способа. Однако производственники необоснованно не учитывают ряд недостатков, присущих огневому способу, к которым относятся: повышенная опасность, невозможность получения точных интервалов между взрывами, невозможность контроля исправности средств иницирования и образование большого количества ядовитых газов при сгорании шнура.

Отличаясь от огневого способа большей трудоемкостью и стоимостью, электрический способ характерен относительной безопасностью, возможностью проверки сети перед взрывом, возможностью взрывания зарядов и их групп в любой последовательности, в том числе по методу короткозамедленного взрывания.

При электровзрывании в процессе проведения разведочных выработок, когда число электродетонаторов относительно невелико, рекомендуется применять последовательное их соединение, отличающееся простотой и наглядностью схемы соединения, простотой расчета сопротивления и проверки исправности цепи.

Проветривание забоев горизонтальных выработок производят в строгом соответствии с паспортом проветривания, утверждаемым главным инженером партии или экспедиции. Выработки длиной более 300 м в соответствии с требованием ПБ необходимо проветривать по комбинированному способу. Нагнетательный способ при длине выработок более 300 м применя-

ется в тех случаях, когда выработка относится к категории опасных по газу или пыли или когда в тупиковой выработке применяется оборудование с двигателями внутреннего сгорания. В выработках длиной до 300 м применяются нагнетательный, реже всасывающий способы проветривания. При организации проветривания по всасывающему способу следует иметь в виду, что его эффективность в значительной степени зависит от расстояния между концом всасывающего трубопровода и забоем в связи с возможным образованием зон застоя воздуха.

Если наряду с основным забоем (штольни, штрека) в работе находятся забои рассечек, то для их проветривания от основного трубопровода устраивают ответвления. На трубопроводах оборудуются задвижки, с помощью которых регулируется поступление воздуха в забои выработок.

Каждый раз перед допуском людей в забой по окончании проветривания лицо технического надзора (горный мастер) производит контроль состава воздуха.

Более подробные сведения о проветривании горизонтальных выработок, вентиляционном оборудовании и расчет параметров вентиляционных систем приведены в разд. 12.

После проветривания забой выработки приводится в безопасное состояние. Горный мастер и взрывник осматривают забой и проверяют, все ли шпуровые заряды взорвались. Если обнаружены невзорвавшиеся заряды («отказы»), взрывник производит их ликвидацию. Если немедленно ликвидировать «отказ» не представляется возможным, то дальнейшая ликвидация «отказа» в этом случае производится по указанию и в присутствии лица технического надзора.

Ликвидацию отказавших шпуровых зарядов разрешается выполнять взрыванием зарядов во вспомогательных шпурах, пробуренных на расстоянии не менее 30 см от отказавшего шпура (при котловых шпурах — не менее 50 см). Место заложения вспомогательного шпура намечается лицом технического надзора или мастером-взрывником.

Горный мастер проверяет состояние крепи, кровли и боков выработки. Состояние породы проверяется остукиванием.

Поврежденная крепь исправляется. Отслоившиеся и нависающие куски породы в кровле и в боках отделяют специальным ломиком с плоско заостренным и отогнутым концом. Оборку кровли и боков производят из безопасного места. В случае необходимости у забоя устанавливают временную крепь.

После выполнения перечисленных мероприятий рабочие приступают к погрузке породы.

Схема механизации работ при уборке породы определяется площадью поперечного сечения и протяженностью выработки. При проведении штолен, квершлагов и штреков значительной протяженности наиболее эффективной в условиях разведочных работ является технологическая схема, основания на использовании в качестве основного погрузочно-транспортного оборудо-

дования погрузочной машины ППН-1с и электровоза 4,5АРП-2М. На вспомогательных и маневровых работах, а также на основных работах с ограниченными объемами проходки применяются также электровозы АК-2у. На горноразведочных работах преимущественно применяют опрокидные вагонетки вместимостью до 1 м³. В настоящее время признано перспективным использование при уборке породы вагонеток повышенной вместимости. Так, применение вагонеток вместимостью 1,3 м³ вместо вагонеток 0,8 м³ приводит к росту производительности труда примерно на 40%. Естественно, вагонетки повышенной вместимости должны эксплуатироваться в комплексе с эффективными опрокидывателями для их разгрузки.

В организации погрузки породы важным является вопрос о средствах призабойного обмена вагонеток. При проходке выработок одним забоем, когда рассечки отсутствуют, наиболее приемлемыми средствами обмена вагонеток являются замкнутые разминки и забойные перегружатели. Использование забойных перегружателей возможно при проведении подходящих штолен и квершлагов, т. е. выработок в большинстве своем прямолинейных, в устойчивых горных породах.

Преимущества забойного перегружателя в полной мере могут быть использованы лишь в сочетании с замкнутой разминкой на таком расстоянии от перегружателя, которое исключит продолжительные простои из-за отсутствия порожняка. Надо иметь в виду, что схема уборки породы с использованием забойного перегружателя является значительно более энергоемкой. Поэтому применение забойных перегружателей целесообразно при организации скоростных проходок.

В прямолинейных выработках, допускающих проходку без крепи или с временной подвесной крепью, целесообразно применение не стационарных, а накладных разминок со съемными стрелочными переводами. При использовании такой разминки по мере подвигания забоя перед головным стрелочным переводом параллельно рельсам основного пути выкладывают боковые рельсы. В то время когда выполняется бурение шпуров, на выложенный боковой рельсовый путь погрузочной машиной надвигается головной стрелочный перевод. Хвостовой стрелочный перевод передвигается независимо от головного в удобное время.

Рассмотренная схема обеспечивает резкое сокращение времени на обмен вагонеток, но характеризуется повышенными трудозатратами.

Скреперная уборка породы при перемещении ее скрепером из забоя непосредственно в отвал применяется при проходке одиночных штолен в процессе поисковых или разведочных работ. Такая же схема используется и при проведении штолен с рассечками. В обоих случаях длина штолен и рассечек может быть не более максимальной длины скреперования.

При значительной длине выработок, превышающей максимально допустимую длину скреперования, применим вариант технологической схемы со скреперной уборкой породы из забоя, погрузкой ее через полук в вагонетку и дальнейшей электровозной откаткой. Технологический процесс в этом случае характеризуется необходимостью замены груженых вагонеток на порожние и периодической перестановки скреперного оборудования. В связи с этим наиболее целесообразно использование скреперных комплексов с передвижными полками типа СКМ-600 ВНИИОМШСа.

Заслуживает внимания технологическая схема, основанная на использовании погрузочно-доставочного комплекса МПДК-3, разработанного ВНИИОМШСом. Комплекс включает скреперный погрузчик и хвостовой встроенный конвейер. Он может применяться для проходки основных выработок протяженностью 350—400 м с перемещением породы в отвал, а в сочетании с электровозной откаткой — выработок любой длины.

Из расщелин, проходимых из штолен и штреков, уборка породы производится с использованием погрузочной машины ППН-1с или скреперного оборудования. Ручная перекидка породы из расщелины к основной выработке допустима только при длине расщелины до 5 м или на первом этапе ее проходки.

Если в основной выработке проложен рельсовый путь, то скреперование из расщелины ведется через скреперный полук в вагонетку. В том случае, если в основной выработке работает скреперная установка, из расщелины другой скреперной установкой порода перемещается на скреперную дорожку основной выработки, т. е. уборка породы ведется по схеме скреперования под углом.

Уборка породы из расщелин, проводимых из восстающих и шурфов, осуществляется с помощью скреперных установок. В первом случае породу скреперуют в породное отделение восстающего, а во втором — в бадью.

Около 40% горизонтальных выработок проходится с креплением. Стоимость работ по креплению достигает 30% и более от всех затрат на проведение выработок. В крепких однородных породах, особенно относящихся к XIV—XX категориям (ЕНВ-1977), приходится крепить лишь зоны сопряжений и тектонических нарушений. В менее крепких породах участки выработок, подлежащие креплению, могут достигать значительных величин.

Материал и конструкции крепи полностью определяются паспортом крепления выработки.

В горизонтальных выработках основной конструкцией крепи в недостаточно устойчивых породах является деревянная крепежная рама. В выработках с прямоугольно-сводчатой формой поперечного сечения применяется также анкерная крепь, реже набрызгбетонная и комбинированная — анкеры с набрызгбетоном.

Для образования водоотводной канавки при проведении выработок по крепким породам одновременно со взрыванием шпуров в забое в почве выработки взрывают один дополнительный шпур, пробуренный в месте расположения канавки. В разведочных выработках канавка находится, как правило, со стороны прохода для людей. После уборки породы канавку оформляют с помощью отбойных молотков до проектного сечения. В устойчивых породах с коэффициентом крепости $f > 9$ канавки обычно не крепят. При необходимости крепления используют тот же материал, что и для крепления всей выработки. Крепление канавки производится в период возведения постоянной крепи. Независимо от того, крепится канавка или нет, сверху она перекрывается настилом (трапом). Уклон канавки должен соответствовать уклону выработки.

Трубы и кабели прокладывают в выработке таким образом, чтобы они не могли повреждаться подвижным составом при нормальном его движении и при сходе с рельсов, не мешали проходу людей и были удобны для обслуживания. Водопроводные трубы и трубы для сжатого воздуха из-за их большой массы и достаточной прочности прокладывают в нижней части выработки так, чтобы они не мешали движению людей.

Вентиляционные трубы и кабели прокладывают в верхней части выработки, причем размещение на одной стороне выработки кабелей и вентиляционных труб из прорезиненных тканей не допускается. Примеры способов подвески труб и кабелей в закрепленных и незакрепленных выработках приведены на рис. 20.7.

Маркшейдерская служба выполняет комплекс работ, направленный на геометрическое обеспечение проведения горных выработок в соответствии с технической проектной документацией. С этой целью служба задает проектные направления и уклоны горных выработок, подземных коммуникаций и сооружений; производит систематическую проверку направлений, уклона и размеров выработок; выполняет ежемесячные маркшейдерские замеры и контрольный учет объемов выполненных работ.

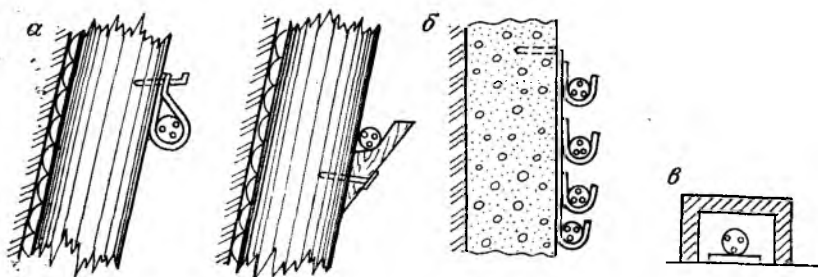


Рис. 20.7. Примеры способов подвески труб и кабелей:

а — в выработках, закрепленных деревянной крепью; б — в выработках с бетонной крепью или без крепи; в — по почве выработки

Сведения обо всех отклонениях от технической документации заносятся в «Журнал геодезическо-маркшейдерского контроля». Направление выработок в горизонтальной плоскости задается теодолитом и обозначается отвесами, при помощи указателя направления УНС или лазерного прибора ЛУН-3.

20.5. Особенности проходки выработок в неоднородных породах с раздельной выемкой

По неоднородным породам горизонтальные выработки проходят при разведке месторождений, представленных жилами небольшой мощности или тонкими пластами. Процесс проведения может осуществляться с одновременной выемкой пород, слагающих забой выработки, или с раздельной их выемкой. Первый способ применяется, когда породы на забое не представляют какой-либо ценности или когда попутной добычей пренебрегают.

В таких условиях вруб всегда располагают в наименее крепких породах, что позволяет получить хорошие показатели взрывных работ.

Целесообразность раздельной выемки полезного ископаемого и пустой породы предопределяется ценностью полезного ископаемого, необходимостью попутной его добычи и возможностью систематического валового опробования.

Выбор способа проведения горных выработок по неоднородным породам с раздельной выемкой определяется условиями залегания полезного ископаемого и вмещающих пород, а также ценностью полезного ископаемого.

Вывемка полезного ископаемого может производиться при помощи ручных горнопроходческих инструментов, отбойных молотков и путем применения буровзрывных работ. Например, ручные инструменты применяются при проходке выработки по полезному ископаемому на месторождениях цветных камней и пьезооптического сырья.

Если пласт или жила, к которым приурочены полезные ископаемые, характеризуются меньшей крепостью, чем вмещающая порода, то горную выработку располагают так, чтобы жила или пласт находились в средней части забоя. При таком расположении забоя создаются благоприятные условия для выемки полезного ископаемого ручными горнопроходческими инструментами или отбойными молотками.

В случае применения буровзрывных работ для отбойки пустой породы выработанное пространство в центральной части забоя используется в качестве врубовой полости.

Если продуктивный слой имеет большую крепость, чем вмещающие породы, горную выработку располагают так, чтобы продуктивная зона находилась у одного из боков выработки. Отбойку полезного ископаемого производят после выемки пу-

стой породы висячего или лежачего бока, характеризующейся меньшей крепостью.

При отбойке породы с помощью буровзрывных работ целесообразно применить наклонный вруб, например боковой, так как наличие четкой границы раздела между породами различной крепости способствует повышению эффективности взрывных работ.

Раздельная выемка полезного ископаемого и вмещающей породы при проведении горноразведочных выработок создает благоприятные условия для количественной и качественной оценки полезного компонента и горно-геологических условий. Систематическое валовое опробование при этом исключает дополнительные затраты на отбойку материала проб. В то же время проведение выработок с раздельной выемкой несколько затрудняет механизацию работ, снижает производительность труда рабочих и уменьшает скорость проходки.

20.6. Проходка выработок в мягких породах без применения буровзрывных работ

В мягких породах горизонтальные разведочные выработки проводят сравнительно редко. Преимущественно эти работы связаны с проходкой рассечек из шурфов.

Известные технологические схемы проведения выработок в мягких породах основаны на использовании взрывчатых веществ (при $f \geq 2$), отбойных молотков, средств гидромеханизации и проходческих комбайнов. В условиях разведки месторождений применяется практически только технология с использованием отбойных молотков или реже других ручных инструментов.

Основными операциями проходческого процесса являются отделение породы от массива, погрузка ее и крепление выработки.

Выемку породы производят по методу спаренных отбойных молотков. При такой схеме обработки забоя его делят на три части. Вначале вынимают среднюю часть, вследствие чего образуется вруб на глубину 1—1,5 м. Затем вынимают нижнюю и в последнюю очередь — верхнюю часть забоя. В процессе отделения породы отбойные молотки двух проходчиков располагаются под углом 45° к плоскости забоя. При обработке углов выработки один молоток располагают параллельно боку выработки, а второй — под углом $45\text{—}60^\circ$ к первому.

Погрузка породы производится вручную или с помощью погрузочной машины, которая включается в работу по мере накопления отбитой породы.

При проведении выработок по мягким породам важной операцией становится крепление. Основной конструкцией крепи является деревянная крепежная рама. Вследствие того что во

многих случаях породы малоустойчивы, допустимо лишь минимальное отставание крепи от забоя. В других случаях у забоя применяют временную и даже опережающую (забивную) крепь.

Настилка рельсового пути, прокладка трубных коммуникаций, оформление водоотливной канавки и другие вспомогательные работы выполняют по мере подвигания забоя, интервалами; например, настилку рельсов и прокладку труб — в соответствии со стандартной длиной труб и рельсов.

Скорость проведения горных выработок с использованием отбойных молотков невысока (до 40 м/мес) и лишь в некоторых случаях достигает 150 м/мес.

При проходке выработок в мягких породах на горных предприятиях применяются средства гидромеханизации и проходческие комбайны.

При гидромеханизации порода от забоя отделяется струей воды, создаваемой гидромонитором. Гидромонитор располагается на расстоянии 1,5—2 м от забоя. Струя воды под давлением до 12 МПа сначала направляется на участок забоя с наиболее слабыми породами. Если породы однородны, то вначале производится вруб в нижней части забоя на глубину 2—2,5 м. Затем забой обрабатывается по всей площади в направлении снизу вверх.

Отбитая порода увлекается водой по желобу к гидроподъемнику. Для направления пульпы в желоб у забоя по диагонали устанавливается направляющий щит.

Металлический желоб имеет ширину 0,4—0,5 м и собирает с из отдельных звеньев длиной 3—5 м.

После обработки всего забоя на глубину 2—2,5 м гидромонитор выключают, и пройденный участок выработки крепят. Передвигают гидромонитор ближе к забою через 6—8 м.

Гидромонитор обслуживают мониторищик и его помощник. Производительность гидромонитора достигает 6 м в смену, а производительность труда рабочего составляет 1,5—3 м в смену.

Иногда применяется предварительное рыхление породы взрыванием небольшого числа шпуровых зарядов на глубину до 4 м.

Комбайновая проходка на горнодобывающих предприятиях применяется в породах с $f \leq 8$ преимущественно на месторождениях углей и калийных солей. Применение комбайнов позволяет комплексно механизировать процесс проходки и совмещать операции по выемке и погрузке породы в забое. По мере обработки забоя горная масса подается перегружателем комбайна в вагонетки или на конвейер, проложенный по выработке. Большое значение имеет организация непрерывного транспорта. Поэтому наиболее высокие технико-экономические показатели проходки обеспечиваются при использовании комбайновых комплексов, включающих перегружатели, скребковые и

ленточные конвейеры, бункеры вместимостью до 50 м³ и составы вагонеток.

При комбайновой проходке необходима максимальная механизация при доставке элементов крепи в забой. С этой целью возможно использование монорельсовых или подвесных дорог.

Особой четкостью при использовании комбайновых проходческих комплексов должна отличаться организация труда. Поэтому все члены бригады принимают и сдают смену на рабочих местах, проверяют состояние машин и механизмов, энергоснабжения, связи, оросительных и других устройств, а также направление выработки, состояние установленной крепи, наличие запаса ее элементов и других материалов.

Рекордные скорости комбайновой проходки достигают 2000—2500 м/мес.

20.7. Расчет и построение графиков цикличности.

График выходов на работу

Для определения штата комплексной проходческой бригады и составления графика цикличной организации работ прежде всего рассчитывают объемы работ по основным и вспомогательным проходческим процессам, выполнение которых предусматривается поручить бригаде.

При буровзрывном способе проходки объем буровых работ равен суммарной длине всех шпуров. Для точной оценки этой величины необходимо учесть, что шпуры в комплекте могут иметь неодинаковую глубину и различные углы наклона.

Суммарную длину всех шпуров можно определить по формуле

$$V_{\text{б}} = l_{\text{шп}} N = n_{\text{вр}} l_{\text{вр}} + n_{\text{вс}} l_{\text{вс}} + n_{\text{ок}} l_{\text{ок}}, \quad (20.1)$$

где $l_{\text{шп}}$ — средняя длина шпуров; $l_{\text{вр}}$, $l_{\text{вс}}$ и $l_{\text{ок}}$ — длина соответственно врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров; $n_{\text{вр}}$, $n_{\text{вс}}$ и $n_{\text{ок}}$ — число соответственно врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров; $N = n_{\text{вр}} + n_{\text{вс}} + n_{\text{ок}}$ — суммарное число шпуров.

Длина врубовых шпуров определяется с учетом типа вруба. Например, в обычном спиральном врубе длина всех шпуров одинакова и она на 10—20% больше длины вспомогательных шпуров.

Шпуры, пробуренные наклонно к плоскости забоя, имеют длину

$$l = l_{\text{ш}} / \sin \alpha, \quad (20.2)$$

где $l_{\text{ш}}$ — глубина шпура; α — угол наклона шпура к плоскости забоя.

Объем работ по заряданию шпуров выражается суммарной длиной шпуров в комплекте.

Объем работ по погрузке и транспортированию породы определяется по формуле

$$V_{\pi} = S l_{\text{шп}} \eta, \quad (20.3)$$

где η — коэффициент использования шпуров.

Работы по погрузке нормируются для породы в целике, поэтому коэффициент разрыхления здесь в формуле не вводится.

Объемы работ по креплению выработки определяются с учетом типа крепи, способа крепления и величины подвигания забоя за цикл. Например, при креплении выработки анкерной крепью первоначально в соответствии с принятой по расчету сеткой установки анкеров и величиной подвигания забоя за цикл определяется, сколько анкеров необходимо установить. Затем по длине шпуров под штанги и по числу шпуров рассчитывается объем буровых работ в метрах шпуров.

Таким образом, объем работ по креплению выработки анкерами будет определяться необходимостью бурения шпуров под анкера и собственно установки анкеров.

Объемы работ по вспомогательным процессам, например прокладке рельсового пути, оформлению водоотливной канавки, наращиванию трубопроводов, определяются величиной подвигания забоя за цикл и выражаются в метрах рельсового пути, канавки и т. д.

Штат комплексной бригады определяется по явочному составу проходческих звеньев и числу звеньев (рабочих смен в сутки).

Состав звена можно установить по суммарной трудоемкости проходческих операций в цикле. Трудоемкость по каждой операции, в свою очередь, рассчитывают по известному объему работ и норме времени из сборника ЕНВ. Трудоемкость по каждой операции целесообразно сразу же выразить в одних и тех же единицах, например, в человеко-часах (чел.-ч).

Трудоемкость отдельных операций (чел.-ч) рассчитывается по общей формуле

$$N_i = V_i H_{\text{вр}i}, \quad (20.4)$$

где V_i и $H_{\text{вр}i}$ — соответственно объем работ и норма времени по данной операции.

Если соответствующей нормы в сборнике нет (при использовании нового оборудования и технологии), то можно воспользоваться временными нормами, установленными для условий конкретных геологоразведочных организаций, или рассчитать норму по методике, содержащейся во второй части сборника ЕНВ.

Трудоемкость бурения шпуров

$$N_6 = V_6 H_6, \quad (20.5)$$

где H_6 — норма времени, чел.-ч/м шпура.

Трудоемкость заряжания и взрывания шпуров

$$N_{з.в} = V_{з.в} H_{з.в} k_T / 10, \quad (20.6)$$

где $H_{з.в}$ — норма времени, чел-ч/10 м шпуров; k_T — коэффициент, характеризующий трудоемкость способа заряжания (для огневого способа $k_T = 1$; для электрического и с помощью ДШ $k_T = 1,2$).

Трудоемкость проветривания принимается равной нулю.

Трудоемкость крепления

$$N_{кр} = V_{кр} H_{кр}. \quad (20.7)$$

При креплении выработки деревянными рамами эта формула будет иметь следующий вид:

$$N = l_{шт} \eta H_{кр} / l_0, \quad (20.8)$$

где l_0 — расстояние между рамами.

При креплении анкерной крепью трудоемкость складывается из трудоемкости бурения шпуров и трудоемкости установки штанг:

$$N_{кр} = N_{б.ш} + N_{у.ш}. \quad (20.9)$$

Трудоемкость бурения шпуров под анкеры определяется так же, как при бурении шпуров забоя, но с учетом того, что в кровле бурение шпуров, возможно, будет производиться другими бурильными машинами.

Трудоемкость установки анкеров можно рассчитать по формуле

$$N_{у.ш} = l_{шт} \eta n_{шт} H_{у.ш} / l_p, \quad (20.10)$$

где $n_{шт}$ — число штанг в одном ряду поперек выработки; l_p — расстояние между рядами штанг.

Для различных вариантов анкерной крепи (одиночные металлические анкеры с подкладками, анкеры с подкладками и металлической сеткой для затяжки кровли, железобетонные анкеры с подкладками под деревянные подхваты и т. д.) в ЕНВ содержатся отдельные нормы, а различная длина штанг учитывается поправочными коэффициентами.

Аналогично рассмотренному определяется трудоемкость и при других способах крепления и конструкциях крепи.

Трудоемкость погрузки

$$N_{п} = V_{п} n_{л} H_{п}, \quad (20.11)$$

где $n_{л}$ — число рабочих в звене, обслуживающем погрузочное оборудование; $H_{п}$ — норма времени, звено-ч/м³ породы.

Трудоемкость вспомогательных процессов определяется по формулам, аналогичным приведенным. Например, трудоемкость проведения водоотливной канавки (с креплением или без крепления) определяется с учетом затрат труда на выемку породы

и установку крепи по формуле

$$N_{в.к} = S_k l_{шп} \eta H_{вр1} + l_{шп} \eta H_{вр2} = l_{шп} \eta (S_k H_{вр1} + H_{вр2}), \quad (20.12)$$

где S_k — площадь поперечного сечения канавки, m^2 ; $H_{вр1}$ — норма времени на отбойку породы, чел-ч/ m^3 ; $H_{вр2}$ — норма времени на крепление канавки, чел-ч/ m .

Трудоемкость работ в цикле равна сумме трудоемкостей отдельных процессов:

$$N_{ц} = \sum N_i, \quad (20.13)$$

где N_i — трудоемкость каждого отдельно взятого процесса.

Явочный состав проходческого звена определяют по суммарной трудоемкости работ в цикле, выраженной в человеко-сменах. При этом в плановом порядке должно предусматриваться перевыполнение сменных норм. Коэффициент выполнения нормы, определяемый по формуле

$$k_n = N_{ц} / (T_{см} n_{зв}), \quad (20.14)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены; $n_{зв}$ — число проходчиков в звене, должно составлять 1,05—1,15. Значения $k_n < 1$ означают невыполнение нормы, что недопустимо. При определении состава проходческого звена на практике приходится корректировать k_n в сторону уменьшения или увеличения. Это можно сделать, исключая из состава работ в цикле некоторые процессы или, наоборот, включая дополнительно. Например, целесообразно несколько уменьшить трудоемкость цикла. Для этого можно исключить из состава работ в цикле выполнение некоторых вспомогательных процессов.

Существенно изменить трудоемкость работ в цикле можно путем изменения глубины шпуров, числа циклов в смену, а также вследствие обслуживания одним звеном нескольких проходческих забоев. Последний вариант особенно целесообразен, поскольку в этом случае, помимо всего прочего, улучшается загрузка проходческого оборудования.

После корректировки окончательно принимается состав звена. Необходимо иметь в виду, что в соответствии с ПБ одному человеку в забое разрешается работать только в тех случаях, если между ним и соседними рабочими (рабочим) возможна голосовая и зрительная связь.

Явочный состав проходческой бригады равен составу звена, умноженному на число звеньев (смен в сутки).

При проведении горизонтальных выработок продолжительность смены обычно кратна продолжительности цикла. Естественно, чем больше циклов выполняется за месяц, тем выше скорость проведения выработки и производительность труда рабочих. С этой целью работы по проведению выработки ведутся по графику цикличности, в котором отражены виды и объемы работ, состав исполнителей, продолжительность и очередность выполнения процессов.

Продолжительность каждого процесса (ч) определяется по формуле

$$T_i = N_i \alpha / (n_{зв} k_n), \quad (20.15)$$

где α — коэффициент, учитывающий затраты времени на зарядание и взрывание (если это выполняется не рабочими проходческого звена), а также проветривание;

$$\alpha = [T_{ц} - (t_{з.в} + t_{пр})] / T_{ц}, \quad (20.16)$$

где $t_{з.в}$ — продолжительность зарядания и взрывания.

Если выполняется один цикл в смену, а зарядание шпуров, взрывание зарядов и проветривание осуществляются в перерыв между сменами, то $\alpha = 1$.

В зависимости от темпов проведения выработки (а следовательно, в зависимости от трудоемкости цикла и состава проходческого звена) работы могут вестись с последовательным выполнением основных и параллельным выполнением вспомогательных проходческих процессов или с параллельным выполнением основных проходческих процессов. В связи с тем, что во втором случае сложно организовать работы без потерь рабочего времени, на горнопроходческих работах применяют преимущественно организацию работ с последовательным выполнением основных процессов.

Проездка выработок комплексными бригадами по графикам цикличности обеспечивает полную загрузку каждого рабочего в течение смены и сводит к минимуму или вообще исключает потери рабочего времени.

Скорость проведения выработки (м/мес) определяется по числу циклов, выполняемых за месяц, и подвиганию забоя выработки за один цикл:

$$v_{мес} = l_{шп} \eta N_d m_c n_c, \quad (20.17)$$

где N_d — число рабочих дней в месяц; m_c — число смен в сутки; n_c — число циклов, выполняемых ежесменно; $l_{шп} \eta$ — подвигание забоя за один цикл.

Рассчитанная скорость должна быть не ниже нормативной технической скорости проходки, установленной СНиП III-11—77.

ПРИМЕР. Составить график цикличной организации работ на проведение горизонтальной разведочной выработки при следующих условиях:

категория пород по ЕНВ—XVII; выработка проходится типовым сечением ПС-5,4 без крепления; капеж отсутствует; бурение шпуров производится двумя установками УПБ-1; способ взрывания — электрический; уборка породы осуществляется с использованием погрузочной машины ППН-1с, вагонеток ВО-0,8, расстояние до обменного пункта 30 м; продолжительность проветривания после взрывания 30 мин; режим работы — три шестичасовые смены с двухчасовыми перерывами

между ними; зарядание, взрывание и проветривание предусматривается выполнять в перерывы между сменами; необходимая скорость продвижения забоя — 140 м/мес.

Решение. Площадь сечения выработки вчерне (проектную) для типового сечения ПС-5,4 определяем по формуле

$$S = b(h + 0,26b) = 2,07(2,05 + 0,2) + 0,26 \cdot 2,07 = 5,8 \text{ м}^2,$$

где b — ширина выработки; h — высота выработки от почвы до пяты свода; размеры типового сечения принимаем по табл. 1.1, толщину балластного слоя — равной 0,2 м.

Среднюю глубину шпуров определяем по формуле

$$l_{\text{шп}} = v_{\text{мес}} / (n_{\text{ц}} \eta) = v_{\text{мес}} / (n_{\text{ц}} m_{\text{с}} N_{\text{д}} \eta), \quad (20.18)$$

где $n_{\text{ц}}$ — число циклов, выполняемых за месяц.

По таблице ЕНВ для пород XVII категории коэффициент использования шпуров η составляет 0,89. Следовательно,

$$l_{\text{шп}} = 140 / 1 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 0,89 = 2,1 \text{ м.}$$

Находим объемы работ по процессам.

Уборка породы. Объем породы в целике, подлежащей уборке,

$$V_{\text{уб}} = S l_{\text{шп}} \eta = 5,8 \cdot 2,1 \cdot 0,89 = 10,84 \text{ м}^3.$$

Бурение шпуров. Число метров шпуров по ЕНВ для пород XVII категории в расчете на отбойку 1 м³ породы составляет 3,86 м. Следовательно, общий объем бурения составит

$$V_{\text{уб}} = 3,86 V_{\text{уб}} = 3,86 \cdot 10,84 = 41,8 \text{ м.}$$

Общее число шпуров

$$N = V_{\text{б}} / l_{\text{шп}} = 41,8 / 2,1 = 20.$$

Настилка временного рельсового пути:

$$V_{\text{р.п}} = l_{\text{шп}} \eta = 2,1 \cdot 0,89 = 1,87 \text{ м.}$$

Определяем затраты труда на выполнение процессов в цикле. Нормы времени при этом берем из соответствующих таблиц ЕНВ.

Бурение шпуров:

$$N_{\text{б}} = V_{\text{б}} H = 41,8 \cdot 0,211 = 8,82 \text{ чел.-ч.}$$

Уборка породы:

$$N_{\text{уб}} = V_{\text{уб}} H = 10,84 \cdot 0,14 = 1,52 \text{ звено-ч} = 3,04 \text{ чел.-ч.}$$

Настилка временного рельсового пути:

$$N_{\text{р.п}} = V_{\text{р.п}} H = 1,87 \cdot 0,43 = 0,80 \text{ чел.-ч.}$$

Находим суммарную трудоемкость основных процессов в проходческом цикле:

$$N_{\text{ц}} = N_{\text{б}} + N_{\text{уб}} + N_{\text{р.п}} = 8,82 + 3,04 + 0,80 = 12,66 \text{ чел.-ч.}$$

$$k_H = 12,66 / (6 \cdot 2) = 1,06,$$

Рассчитываем продолжительность проходческих процессов.
Бурение шпуров:

$$T_6 = N_6 / (n_{\text{эв}} k_{\text{н}}) = 8,83 / (2 \cdot 1,06) = 4,16 \text{ ч} = 250 \text{ мин.}$$

$$T_{\text{y6}} = N_{\text{y6}} / (n_{\text{зб}} k_{\text{н}}) = 3,04 / (2 \cdot 1,06) = 1,43 \text{ ч} = 86 \text{ мин.}$$
$$T_{\text{д.п.}} = N_{\text{д.п.}} / (n_{\text{зр.}} k_{\text{н}}) = 0,80 / (2 \cdot 1,06) = 0,38 \text{ ч} = 24 \text{ мин.}$$
$$T_{3, \text{Р}} = N_{3, \text{Р}} / n_{3\text{Р}} = 41,8 \cdot 0,33 / (10 \cdot 2) = 0,69 \text{ ч} = 41 \text{ мин.}$$

Таким образом, проведение выработки со скоростью 140 м/мес будет обеспечено проходческой бригадой, в составе забойной группы которой 6 чел. Производительность труда проходчика при этом составит 23 м/мес, или 5,34 м³ готовой выработки за смену.

Существенным элементом четкой организации труда является календарный график выходов на работу отдельных звеньев проходческой бригады. Календарный график составляется

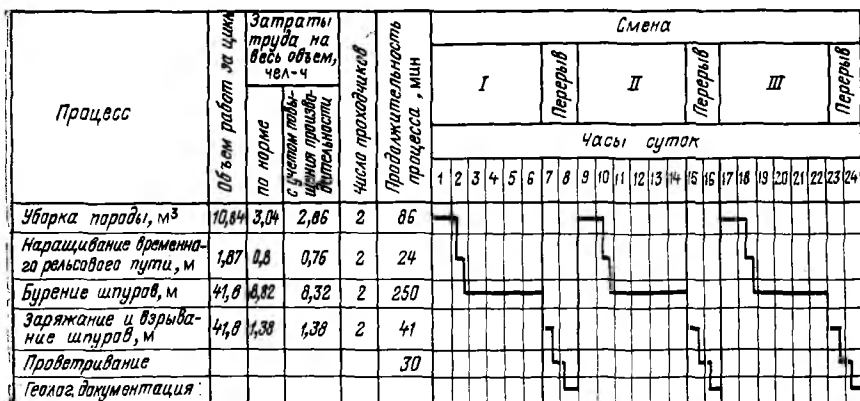


Рис. 20.8. График циклической организации работ по проведению выработок

Смена	Число месяца														
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15 и т.д.
I	А	А	А	А	А	0	0	В	В	В	В	В	0	0	6
II	Б	Б	Б	Б	Б	0	0	А	А	А	А	А	0	0	В
III	В	В	В	В	В	0	0	Б	Б	Б	Б	Б	0	0	А

Рис. 20.9. График выходов проходческих звеньев на работу

на месячный период времени, в течение которого рабочий в определенной последовательности работает во всех сменах, принятых режимом работы на данной разведочной шахте или штольне.

При составлении календарного графика выходов необходимо строго соблюдать периодичность и последовательность чередования смен работы, а также дней работы и отдыха.

Подземные работы могут вестись по прерывной или непрерывной рабочей неделе, с одним или двумя выходными днями, однако продолжительность рабочей недели во всех случаях должна быть равна 36 ч.

Календарным графиком работы предусматривается ежедневный отдых, продолжительность которого, в том числе и при переходе из одной смены в другую, должна быть не менее двойной продолжительности работы в предшествующий отдыху рабочий день. На рис. 20.9 приведен пример графика выходов на работу звеньев проходческой бригады при пятидневной рабочей неделе с двумя общими выходными днями (продолжительность смены 7,2 ч, продолжительность рабочей недели 36 ч).

20.8. Производительность труда, мероприятия по повышению технико-экономических показателей

Производительность труда определяется трудоемкостью процесса и отражает уровень применяемой техники, технологии и организации горнопроходческих работ.

При проведении подземных горноразведочных выработок производительность оценивается преимущественно линейными единицами — метрами в месяц на одного проходчика или метрами готовой выработки на одну человеко-смену.

При оценке производительности труда в метрах готовой выработки на одну человеко-смену (на выход) используют формулу

$$P_{\lambda} = v_{\text{мес}} / (N_{\text{д}} m_{\text{с}} \lambda), \quad (20.19)$$

где $\lambda = 6/T_{\text{см}}$ — коэффициент, учитывающий продолжительность смены; $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены.

Однако оценка производительности труда линейными единицами не в полной мере отражает трудоемкость проходческих работ, и ее можно применять при сравнении показателей при проведении выработок с равными площадями поперечных сечений. Более целесообразно оценивать производительность труда проходчиков в кубических метрах готовой выработки на одну человеко-смену:

$$P_0 = v_{\text{мес}} S / (N_{\text{д}} m_{\text{с}} \lambda), \quad (20.20)$$

где S — проектная площадь поперечного сечения выработки.

Такой способ расчета производительности используется на горнодобывающих предприятиях, но, к сожалению, до настоящего времени он не нашел распространения на горноразведочных работах.

В общем случае производительность труда уменьшается при увеличении крепости пород и использовании сложных, трудоемких конструкций крепи.

Для повышения технико-экономических показателей — повышения скорости проведения выработок и производительности труда и снижения стоимости — необходимо реализовать мероприятия, основными из которых, с учетом специфики геологоразведочных работ, являются следующие:

проведение выработок по технологическим схемам, в максимальной степени соответствующим горно-геологическим условиям;

применение современного высокопроизводительного оборудования для выполнения основных процессов (бурильных машин, погрузочных машин в сочетании с вагонетками повышенной вместимости и эффективными средствами их обмена, оборудования для возведения крепи и механизации вспомогательных работ);

более широкое внедрение прогрессивных анкерной и набрызгбетонной крепей;

укомплектование бригад квалифицированными проходчиками, широкое внедрение организации труда по методу бригадного подряда;

применение многозабойной проходки, позволяющей свести к минимуму потери рабочего времени и обеспечить наиболее полное использование основного проходческого оборудования.

20.9. Ремонт, консервация и погашение горизонтальных выработок

В течение всего времени использования действующие горные выработки должны содержаться в исправном состоянии и чистоте и не загромождаться. Их формы и размеры должны отвечать утвержденному паспорту крепления.

Эксплуатируемые горные выработки и их крепь ежемесячно осматриваются горным мастером и не реже одного раза в месяц — руководителем горных работ. Результаты осмотров и ремонтов выработок заносятся в «Журнал осмотра крепи и состояния выработок».

При обнаружении повреждений крепи она ремонтируется. При ремонте деревянной рамной крепи одновременно удаляется не более двух рам, а рамы, соседние с удаляемыми, временно усиливаются распорками и расшиваются.

Если необходимо заменить стойки нескольких соседних рам, то верхняки ремонтируемых рам поддерживают временными стойками, устанавливаемыми под прогон.

При необходимости замены сломанного верхняка стойки ремонтируемой рамы сшивают досками с соседними стойками или подпирают специальной вилкой.

Ликвидация и раскрепление завалов и обрушений в горных выработках выполняются под непосредственным руководством горного мастера. Если в кровле выработки образовались большие пустоты, то на верхняках крепежных рам выкладываются и тщательно расклиниваются «костры».

Работы по восстановлению старых выработок производятся в соответствии с утвержденным проектом опытными рабочими при непосредственном руководстве со стороны горного мастера.

Если при ремонте крепи или путей по ним производится движение вагонеток, то в горных выработках с обеих сторон ремонтируемого участка на расстоянии, обеспечивающем безопасность рабочих, устанавливаются световые сигналы.

Для обеспечения безопасности перекрепление выработки производится в направлении от устья к забою.

В процессе разведки месторождений возникает необходимость во временной консервации выработок. Устья временно законсервированных горизонтальных выработок с этой целью закрываются решетками, а у устья таких выработок помещается знак, запрещающий в них вход.

Геологоразведочные выработки, надобность в которых отпадает, ликвидируются (погашаются).

Погашение горных выработок должно производиться в строгом соответствии с действующим земельным законодательством и другими директивными документами. В частности, в постановлении Совета Министров СССР «О рекультивации земель, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы при разработке месторождений полезных ископаемых».

мых и торфа, проведении геологоразведочных, строительных и других работ» сказано, что сельскохозяйственные земли и лесные угодья, на которых производятся геологоразведочные или горно-эксплуатационные работы, должны по завершении работ приводиться в состояние, пригодное для употребления по назначению.

Перед погашением горизонтальных (и с углом наклона менее 30°) выработок из них может быть извлечена крепь. Эта ответственная операция производится под руководством инженерно-технического работника. Извлечение крепи осуществляется в направлении от забоя выработки к ее устью с использованием устройств и приспособлений, действующих с безопасного расстояния.

Устья ликвидированных горизонтальных выработок закрываются кирпичными, каменными или бетонными перемычками. При погашении штольни эта перемычка располагается в коренных породах или, если коренные породы удалены, на расстоянии не менее 10 м от устья. Пространство от перемычки до устья плотно засыпается породой.

21. ПРОВЕДЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

21.1. Подготовительный период при проходке стволов разведочных шахт

Проходке ствола предшествует подготовительный период, который включает внутриплощадочные и внеплощадочные работы. В состав внеплощадочных работ входят работы по сооружению магистральных линий: подъездных автомобильных дорог, линий связи, линий электропередачи с трансформаторными подстанциями, водопроводных линий с водозаборными сооружениями и др. Объем внеплощадочных работ весьма разнообразен и зависит от освоенности района. К внутриплощадочным работам относятся: планировка площадки, прокладка коммуникаций, устройство дорог в пределах ствола шахты, оснащение ствола, сооружение технологической части ствола, возведение зданий околоствольного комплекса, монтаж оборудования и оснащение ствола проходческим комплексом. В этот же период строятся здания и сооружения, необходимые для проходки ствола: компрессорная, котельная, электроподстанция — и монтажа в них оборудования. Продолжительность подготовительного периода при строительстве разведочной шахты зависит в основном от площади поперечного сечения ствола, его глубины, принятой технологической схемы проходки, вида проходческого комплекса, а также от объема поверхностных сооружений.

Способ проходки ствола определяется геологическими и гидрогеологическими условиями.

У ствола шахты различают устье (верхнюю часть, прилегающую к поверхности), собственно ствол и зумпф, служащий для сбора воды, стекающей по стволу, а на добычных шахтах — и для размещения скипов при загрузке рудой.

При проведении ствола проходческим комплексом необходим так называемый технологический отход — приустьевая часть ствола длиной 30—70 м для монтажа оборудования.

В комплекс работ по сооружению устья и технологической части ствола входят: оснащение поверхности для проходки технологической части, монтаж временного проходческого оборудования, проходка технологической части, демонтаж оборудования, монтаж проходческого комплекса и другие подготовительные работы, которые обеспечивают начало проходки ствола с заданной скоростью. Обычно с завершением сооружения технологической части заканчивается также оснащение поверхности для проходки самого ствола.

21.2. Технологические схемы проходки вертикальных стволов

Различают обычные и специальные способы проходки. Обычные способы проходки применяют по малообводненным и устойчивым породам, когда вода из забоя может быть удалена на поверхность в проходческих бадьях вместе с породой или насосами, а стенки ствола до возведения постоянной крепи остаются устойчивыми. Специальные способы проходки рекомендуются применять в рыхлых и неустойчивых породах при притоках воды более $8 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Проходка ствола включает три основных вида работ: выемку породы, возведение постоянной крепи и устройство армировки.

В зависимости от средств выемки породы при обычных способах проходки различают: проходку в крепких породах с применением буровзрывных работ и стволопроходческими комбайнами типа ПК, а также проходку в мягких породах, где выемку породы ведут механическими инструментами (отбойными молотками, пневмоломами) или бурением стволов на полное сечение. При проходке геологоразведочных стволов получили распространение два способа выемки породы: буровзрывной и механическим инструментом.

Проектом проходки ствола предусматривают деление всей его глубины на звенья. Длина звена определяется устойчивостью пород, зависит от схемы проходки и составляет от нескольких до десятков метров. В зависимости от последовательности работ в звеньях по выемке породы и возведению постоянной крепи различают следующие технологические схемы проходки: последовательную, совмещенную, параллельную и

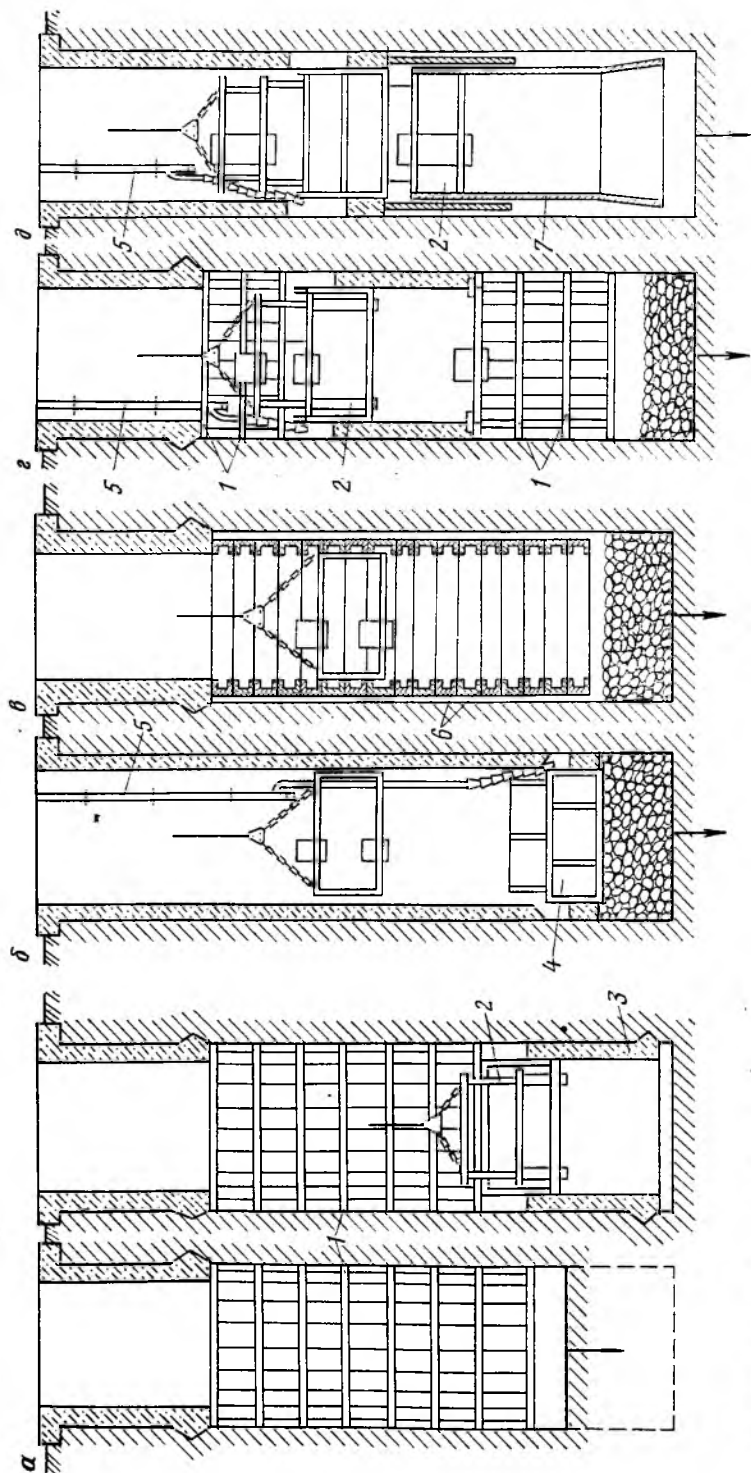


Рис. 21.1. Схемы проходки вертикальных стволов:

а — последовательная; б — совмещенная с тубинговой крепью; в — совмещенная с тубинговой крепью; г — параллельная; д — параллельно-щитовая; 1 — временная крепь; 2 — двухэтажный проходческий полук; 3 — опорный венец; 4 — створчатая опалубка; 5 — труба для спуска бетона; 6 — тубинги; 7 — щитовая обочка

параллельно-щитовую (рис. 21.1). Поскольку стволы разведочных шахт редко превышают глубины 400—500 м, то наибольшее распространение получили последовательная (до 100 м) и совмещенная схема проходки.

Последовательная технологическая схема проходки (см. рис. 21.1, а) характерна для неглубоких стволов с деревянной венцовой крепью и заключается в последовательном выполнении работ по выемке породы и возведению постоянной крепи в одном и том же звене ствола. Максимальная скорость проходки при этом достигает не более 35 м/мес.

В зависимости от устойчивости стенок ствола длина звена до возведения опорного венца колеблется от 2 до 10 м. Поскольку временную крепь в забое не применяют, то чаще всего длина звена редко превышает 3—4 м. Сплошную венцовую крепь возводят от опорного венца снизу вверх. Если встречается участок крайне неустойчивых пород, то после установки опорного венца (в крепких породах) к нему подвешивают на строительных скобах рядовые венцы. Длина такого участка должна быть не более 2—3 м. Выемку породы ведут с помощью отбойных молотков или вручную на глубину, равную толщине одного венца. Элементы венца заводят поочередно и расклинивают со стороны забоя перед забиванием скоб. Кроме скоб, венцы сшиваются металлическими планками толщиной 10 мм и длиной 1—1,5 м со штырями через каждые 20 см, чтобы подвеска была более надежной.

Существенным недостатком этой технологической схемы при деревянной крепи является трудность механизации ее возведения. Последовательная схема проходки ранее применялась при тубинговой и каменной крепях.

Совмещенная схема проходки получила наибольшее распространение во всех горнодобывающих районах страны, в том числе при сооружении геологоразведочных стволов диаметром 4 м и более. Работы по выемке породы и возведению постоянной крепи производят непосредственно в призабойном пространстве вслед за подвиганием забоя без применения временной крепи. При применении этой схемы проходки обеспечивается комплексная механизация, высокая экономическая эффективность и безопасность работ. По сравнению с параллельной и параллельно-щитовой схемами улучшаются технология и организация работ, уменьшается число лебедек на поверхности. При совмещенной схеме наибольшее применение находит монолитная бетонная крепь, которая возводится с помощью передвижной опалубки. Временная крепь отсутствует. Последовательность работ заключается в следующем. После буровзрывных работ и проветривания забоя начинают уборку породы в стволе на высоту металлической передвижной опалубки. Опалубку устанавливают на поверхности оставшейся в стволе породы и за опалубку укладывают бетонную смесь. После укладки бетона возобновляют уборку породы.

Средние скорости проходки по совмещенной схеме составляют 60—75 м/мес. Максимальные скорости достигнуты на стволе № 4 шахты «Красноармейская-Капитальная» (200,3 м/мес) и в ЧССР (321 м/мес). Эта схема может применяться при любой глубине ствола.

Параллельная технологическая схема (см. рис. 21.1,з) характеризуется тем, что возведение постоянной крепи и выемку породы ведут одновременно, но в смежных звеньях. В нижнем звене ведут работы по подвиганию забоя с последовательным возведением временной крепи под защитой натяжного предохранительного полка, а в верхнем звене снимают временную крепь и возводят постоянную монолитную бетонную или тубинговую крепь. Параллельная схема применяется редко в связи с определенными трудностями оснащения ствола и сложностями организации работ. Ее применяют на стволах диаметром более 5 м и глубиной более 300—400 м.

Параллельно-щитовая технологическая схема проходки (см. рис. 21.1,д) отличается от параллельной тем, что в забое роль временной крепи выполняет металлический щит-оболочка. В отличие от временной крепи щит не раскрепляет боковых пород и не исключает возможности их обрушения, так как между щитом и стенками ствола имеется зазор 150—200 мм. Схема применима в относительно устойчивых породах в стволах глубиной свыше 700 м и имеет более длительный подготовительный период по сравнению с совмещенной технологической схемой в связи с монтажом и демонтажом оборудования.

21.3. Сооружение неглубоких шахтных стволов и технологической части

Технологическая схема проходки ствола и соответствующий ей комплекс проходческого оборудования зависят от диаметра и глубины ствола. На выбор технологической схемы оказывает также влияние требуемая скорость проходки.

В зависимости от выбранной технологической схемы в поперечном сечении ствола проектируют размещение оборудования, а на поверхности — подъемных машин и лебедок. Проходческое оборудование размещают в стволе таким образом, чтобы бадьи были ближе к центру и приходились между расстрелами будущей армировки ствола. Трубопроводы всех назначений подвешивают в стволе так, чтобы была возможность их осмотра и проведения мелкого ремонта с бадьи или спасательной лестницы. Кабели взрывания, освещения, сигнализации и связи подвешивают на отдельных канатах для удобства их эксплуатации. Проходческое оборудование в стволе и проходческие лебедки на поверхности располагают с учетом симметричной нагрузки на копер.

В зависимости от глубины различают стволы неглубокие (до 300 м), средней глубины (300—700 м) и глубокие (более 700 м).

При проходке неглубоких стволов весьма перспективно применение передвижного проходческого оборудования, позволяющего свести оснащение ствола и работы подготовительного периода к механизированному монтажу на строительной площадке блоков машин и оборудования полной заводской готовности. Для этого разработаны передвижные подъемные установки типа ППМ, передвижные проходческие лебедки ЛПД-25, передвижные компрессорные установки ПКВ-25/8, котельные ПКЕ-1/9, вентиляционные установки ВЦП-16 и другое оборудование.

Сооружение неглубокого ствола и технологической части (включая устье) осуществляется в обычных горно-геологических условиях с применением копров или без них по последовательной или совмещенной технологической схеме проходки. Могут применяться набор отдельного передвижного проходческого оборудования или проходческие комплексы.

До глубины 50—150 м применяют комплексы типа КПШ, ПК-1, а до глубины 300 м — комплексы КБ-1 и ОСК.

Комплексами КПШ-2 и КПШ-3 можно проходить устья стволов и технологическую часть на глубину до 50 м. Комплекс состоит из экскаватора Э-505А со сменным оборудованием для подъема бадей БП-1, автомобильного крана К-51 для подвешивки грейферного погрузчика КС-3, разгрузочного бункера для бадей и передвижного компрессора.

Один проходческий кран ПК-1 в комплексе с аналогичным КПШ оборудованием применяют для сооружения технологической части и неглубоких стволов диаметром 4,5—6 м на глубину 100—150 м, а два крана ПК-1 — при диаметрах 6,5—8,5 м на ту же глубину.

На рис. 21.2 показана совмещенная технологическая схема проходки ствола до глубины 130 м с использованием передвижной подъемной установки ППУ-1 (или машины ППМ). Аналогичная схема применяется при использовании крана ПК-1. Проходку ведут следующим образом. На поверхности устанавливают раму-шаблон и приступают к проходке устья ствола. Отбойку породы производят отбойными молотками. До глубины 1,5 м породу выбрасывают или убирают грейфером на бровку выемки (котлована), а ниже выдают в бадьях с помощью установки ППУ-1 или краном ПК-1. Погрузка породы в бадью до глубины 2—3 м осуществляется чаще всего вручную, а затем пневмогрузчиком КС-3, который подвешивают на автомобильный кран К-51. После проходки устья на глубину 3 м (для оголовка) устанавливают деревянную опалубку и бетонируют оголовок. Затем укладывают нулевую проходческую раму и монтируют передвижную металлическую опалубку для возведения бетонной крепи в период проходки. Выемку породы

При проходке ствола на участке крепких пород выемка ведется буровзрывным способом. Шпуры диаметром 49—52 мм бурят перфораторами ПР-30ЛС или ПР-24ЛС. Глубина шпуров составляет до 2,5 м. Одновременно в стволе диаметром 4 м и более может работать до 16 перфораторов. Шпуры располагают по концентрическим окружностям (см. рис. 3.5). Применяют патронированные ВВ. Проветривание забоя производят по нагнетательной схеме вентиляторами ВМ-6М или ВМ-8М, которые устанавливают на расстоянии 15—20 м от устья. Металлические вентиляционные трубы диаметром 0,6 или 0,8 м подвешивают на канатах.

Комплекс КБ-1 предназначен для проходки стволов на глубину до 300 м диаметром 4—6 м по совмещенной технологической схеме с применением монолитной бетонной крепи. Комплекс оснащен подвесным полком. Шпуры бурят ручными перфораторами. Породу грузят в бадьи вместимостью 1—2 м³ двумя греферными погрузчиками КС-3. Производительность погрузчика с ручным вождением до 30 м³/ч. Высота передвижной опалубки 2—3 м. Водоотлив осуществляют забойными насосами в бадьи или подвесным насосом ППН-50-12М. Основные достоинства комплекса — невысокая стоимость и небольшая масса оборудования. Недостатки — наличие ручного труда при бурении шпуров и погрузке породы и невысокая производительность труда (по сравнению с комплексами типа КС).

Комплекс ОСК имеет такое же назначение, как и комплекс КБ-1. Он состоит из подвесного полка, бурильной установки СМБУ-4м и многолопастного грейфера ОСК с механизмом вождения из кабины производительностью 50 м³/ч и предназначенного для погрузки породы в бадьи вместимостью 2—3 м³. Для возведения бетонной крепи применяется призабойная опалубка высотой 2—4 м. Для подачи бетона, сжатого воздуха и проветривания имеются соответствующие ставы труб. Технология проходки ствола комплексом ОСК не отличается от вышеописанной.

21.4. Сооружение стволов средней глубины

Для проходки стволов диаметром 4—8 м и глубиной от 300 до 700 м рекомендуется применять комплексы КС-2у и 2КС-2у, у которых предусмотрена полная механизация бурения шпуров бурильными установками типа БУКС и СМБУ-4м, погрузка породы погрузочными машинами КС-2у/40 и выдача ее двухбарабанными подъемными машинами в саморазгружающихся бадьях ПБС вместимостью 3—5 м³. Для проходки разведочных стволов диаметром 4—5 м применяют комплекс КС-2у, который состоит из следующего основного оборудования: стволовой погрузочной машины КС-2у/40 с грейфером вместимостью 0,65 м³, подвесного трехэтажного полка и секционной опалубки с оборудованием для спуска бетонной смеси; установки для

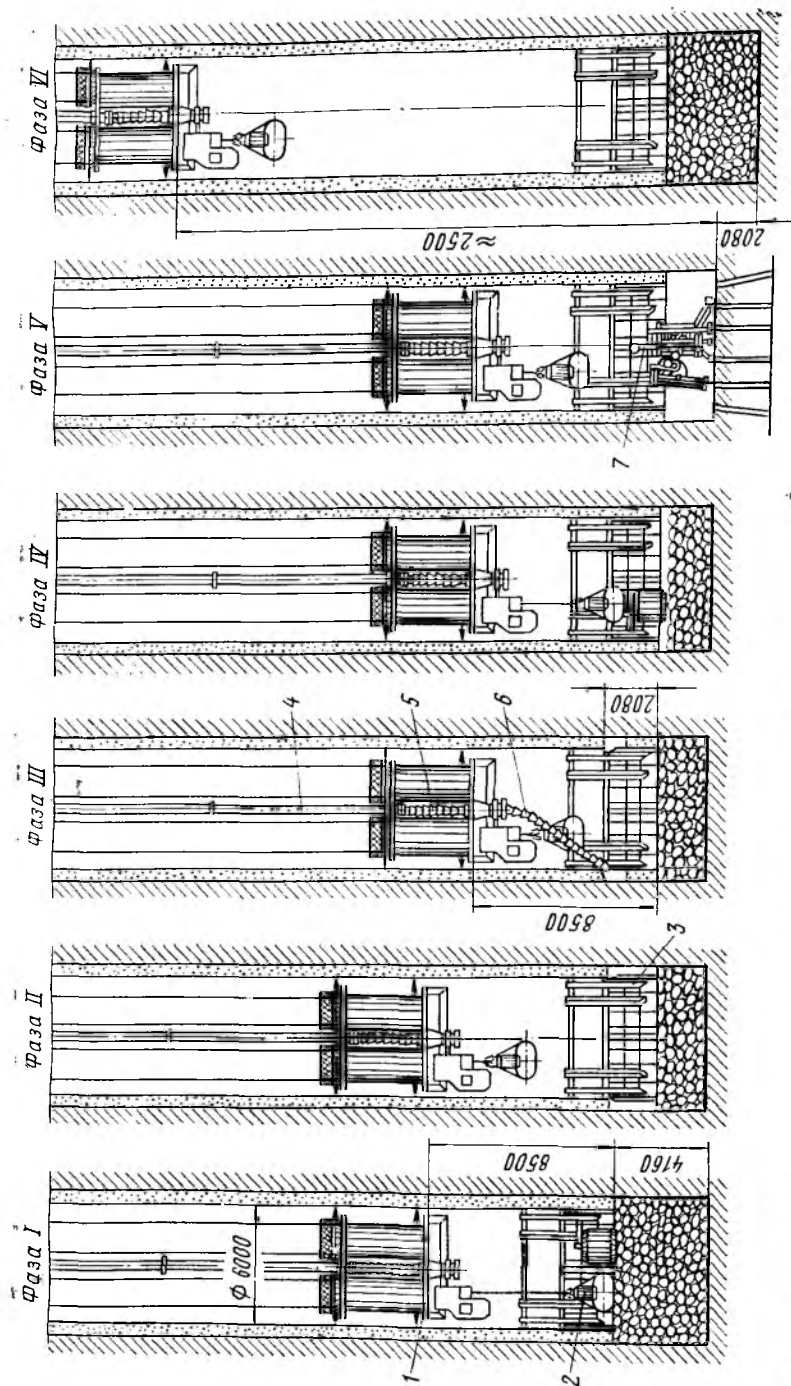


Рис. 21.3. Последовательность операций при совмещенной схеме проходки ствола комплексом КС-2у с монолитной бетонной крепью

бурения шпуров БУКС-1у или БУКС-1м; оборудования для опрокидывания бадьи; направляющей рамки (предотвращающей раскачивание бадьи во время движения), забойного насоса Н-1м, спасательной лестницы и вентиляционных труб.

На рис. 21.3 показана последовательность операций при совмещенной схеме проходки комплексом КС-2у с возведением монолитной бетонной крепи. Для монтажа комплекса глубина технологической части (отхода) составляет около 30 м.

При средней глубине шпура около 2—2,5 м высота породной подушки в стволе после взрыва зарядов будет составлять около 4 м. Перед уборкой породы (фаза I) полук 1 опускают и начинают грузить породу ствальной погрузочной машиной с грейфером 2. Порода убирают на высоту призабойной опалубки 3. Грейфер поднимают и устанавливают опалубку (фаза II). Затем (фаза III) опускают полук и начинают подачу бетона по двум ставам труб 4 диаметром 168 мм, подвешенных на лебедках 2ЛПЭ-18/1400. По хоботам 5 и 6 бетон поступает за опалубку.

В фазах IV и V породу полностью убирают и приступают к бурению шпуров бурильной установкой 7 (БУКС-1у или СМБУ-4м). В фазе VI полук поднимают на необходимую высоту перед взрыванием зарядов в пробуренных шпурах.

Для проветривания забоя по нагнетательной схеме после взрывных работ применяют вентилятор ВЦО-1,5, в остальное время проветривание осуществляют вентилятором ВМ-6М или ВМ-8М. Вентиляционные трубы и трубы сжатого воздуха крепят к стенкам ствола, а наращивание их производят с проходческого полка.

Разгружают породу из бадей на поверхности через разгрузочный станок в автосамосвал. Перед уборкой породы в забое установка БУКС поднимается на поверхность, заводится в копер под течку и опускается в забой для бурения на канате подъемной машины.

Электрическая часть комплекса состоит из освещения, сигнализации, телефонной связи и блокировки КСБ, исключающей возможность столкновения опускающейся бадьи с грейфером ствальной погрузочной машины. Для освещения забоя применяют светильники типа «Свет» мощностью до 300 Вт и напряжением 127 В, число которых зависит от диаметра ствола.

При глубине шпуров 2—2,5 м графиком организации работ предусматривается выполнение двух циклов в сутки; продолжительность цикла — 12 ч. В забое работает 2—3 чел., которые заняты обслуживанием подъема, погрузочной и бурильной машин.

21.5. Проходка стволов комбайнами

Проходка стволов комбайнами имеет ряд преимуществ не только перед буровзрывным, но и перед роторным бурением, которое пока еще не позволяет бурить стволы большого диа-

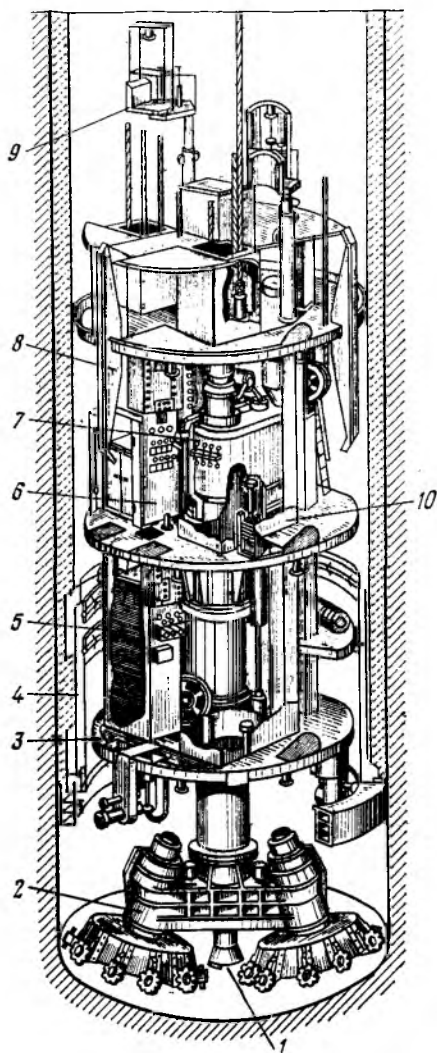


Рис. 21.4. Стволопроходческий комбайн СК-1у

метра на заданную глубину и обеспечивать при этом жесткие требования к их вертикальности. При комбайновом способе проходки осуществляется непрерывный технологический процесс благодаря совмещению во времени основных трудоемких операций: разрушения породы в забое, погрузки породы и крепления ствола. Комбайны превышают в 2—3 раза средние темпы проходки стволов по сравнению с обычными проходческими комплексами. При механическом разрушении пород не происходит нарушения породных стенок ствола взрывом, что позволяет уменьшить толщину постоянной крепи.

Успешное испытание прошли стволопроходческие комбайны типа ПД. Было сооружено пять стволов, при этом установлены мировые рекорды производительности труда проходчиков: 12,7 и 13,23 м³/чел.-смену готового ствола. Было достигнуто подвигание забоя 177,5 м/мес. На базе комбайнов ПД был создан комбайново-буровой комплекс СК-1у, которым на шахте им. Калинина в июле и ноябре 1978 г. и в марте 1979 г. пройдено соответственно 110, 125 и 160 м готового ствола.

Производительность труда проходчиков составила соответственно 13,7; 14,1; 15,02 м³ готового ствола на выход, что также является наивысшим мировым достижением в практике шахтного строительства. Шарошечный инструмент комбайна СК-1у оказался работоспособным при проходке пород с коэффициентом крепости $f=15$. Комбайн СК-1у был хорошо управляем дистанционно с поверхности, что очень важно в период проходки по взрывоопасным пластам.

Бригада, обслуживающая комбайн, состоит из трех человек (машиниста и двух помощников), которые выполняют в основном функции операторов. Основные трудозатраты возникают при выполнении проходческого цикла с креплением ствола, наращиванием става вентиляционных труб и бетонопроводов и заменой режущего инструмента.

На рис. 21.4 показано устройство стволопроходческого комбайна СК-1у, созданного на базе комбайна ПД-2. Исполнительный породоразрушающий орган планетарного типа состоит из двух дисков, на которых укреплено 20 резцов или шарошек. При напорном усилии на забой 900 кН обеспечивается рабочий ход исполнительного органа 1,3 м при диаметре ствола в проходке 7,7 м (в свету 7 м). Установленная мощность электродвигателей составляет 475 кВт, в том числе главного привода 400 кВт. Комбайн имеет массу 196 т. По сравнению с комбайном ПД-2 напорное усилие на забой увеличено на 300 кН. При оснащении комбайна вместо резцов штыревыми шарошками можно разрушать породы с $f \leq 10$.

Комбайн подвешивается в стволе через гидроусилительную систему и состоит из трехэтажного каркаса 3, на котором монтируются шарошечный или резцовый исполнительный орган 2 с приводом 7. Для выдачи породы из забоя служит пневмоэлеватор 1, который подает пульпу в бункер 10. Скипклетевой установкой 5 вместимостью 3 м³ пульпа выдается на поверхность и в специально переоборудованных автосамосвалах транспортируется в отвал. Комбайн распирают в стволе устройством 8 (в виде трех лыж) в бетонную крепь ствола. Наращивание трубопроводов в стволе осуществляется с помощью телескопного механизма 9.

Параллельно с выемкой породы возводят монолитную бетонную крепь с помощью металлической опалубки 4 высотой 3,9 м со спиральным поддоном, створки которой отрываются от бетона с помощью гидравлической системы. Для управления всеми механизмами и пневмогидросистемами имеется централизованный пульт 6, расположенный рядом с редуктором главного привода. Комбайн может управляться также дистанционно с поверхности и работать без присутствия людей в забое.

При бурении ствола машинист находится на пульте комбайна и осуществляет следующие операции: включает и выключает двигатели исполнительного органа и привода насоса маслосмазки, цилиндров распора и принудительной подачи; подает сигналы для работы скипового подъема и для управления четырьмя лебедками подвески комбайна; управляет загрузкой скипов и цилиндрами распора комбайна; регулирует усилие подачи.

Испытания комбайна СК-1у на шахте им. М. И. Калинина показали возможность проходки ствола безлюдным способом при управлении с поверхности. Система автоматического и дистанционного управления работает надежно. С применением

комбайна ствол был пройден на полную глубину (1107 м) без перехода на буровзрывные работы в зонах выбросоопасных пластов. Конструкция комбайна предусматривала возможность перехода на буровзрывной способ проходки. Удельный расход энергии на разрушение 1 м³ породы в целнке составлял 4—25 кВт·ч при изменении коэффициента крепости пород от 3 до 10. Продолжительность проходки ствола была сокращена за счет осуществления безлюдной проходки по выбросоопасным пластам не менее чем на 5—6 мес. Годовая экономическая эффективность безлюдной выемки только за счет уменьшения расходов на оборудование и рабочую силу составляла 70,5 тыс. руб.

21.6. Проходка восстающих

Общая характеристика способов проведения. Технология проходки вертикальных и крутонаклонных восстающих ($f \geq 60^\circ$) несколько отличается от технологии проведения слабонаклонных восстающих ($f < 60^\circ$), которые преимущественно проходятся при разведке пологопадающих залежей. Объем проходки разведочных восстающих по сравнению с объемом горизонтальных выработок незначителен.

Форма и размеры поперечного сечения разведочных восстающих приведены в разд. 1.

Известны следующие способы проходки восстающих: обычный способ (с оборудованием в период проходки лестничного отделения и устройством рабочего и предохранительного полков), с помощью проходческих комплексов, взрыванием скважинных зарядов, бурением на полное сечение и др. Перечисленные способы проходки находят применение в геологоразведочной практике.

Обычный способ отличается высокой трудоемкостью, но может применяться практически в любых условиях при незначительных объемах проходки. Областью его применения при больших объемах проходки считают: наличие относительно устойчивых пород при длине восстающего не более 20—25 м.

Проходить восстающие с помощью комплексов типа КПВ можно практически в любых условиях при наличии в забое устойчивых пород. При неустойчивых породах восстающий крепят сплошной венцовой или анкерной крепью с металлической сеткой и набрызгбетоном. Проходка восстающих с помощью комплекса КПВ имеет следующие преимущества по сравнению с обычным способом проходки: скорость проходки в 3—4 раза и производительность труда в 1,5—1,8 раза выше, а себестоимость на 30—40% ниже. Кроме того, повышается безопасность труда проходчиков и снижается трудоемкость работ в несколько раз.

Стоимость проходки восстающих с помощью взрывных скважин обходится на 30—50% меньше, а затраты на лесоматериалы — на 10—15%.

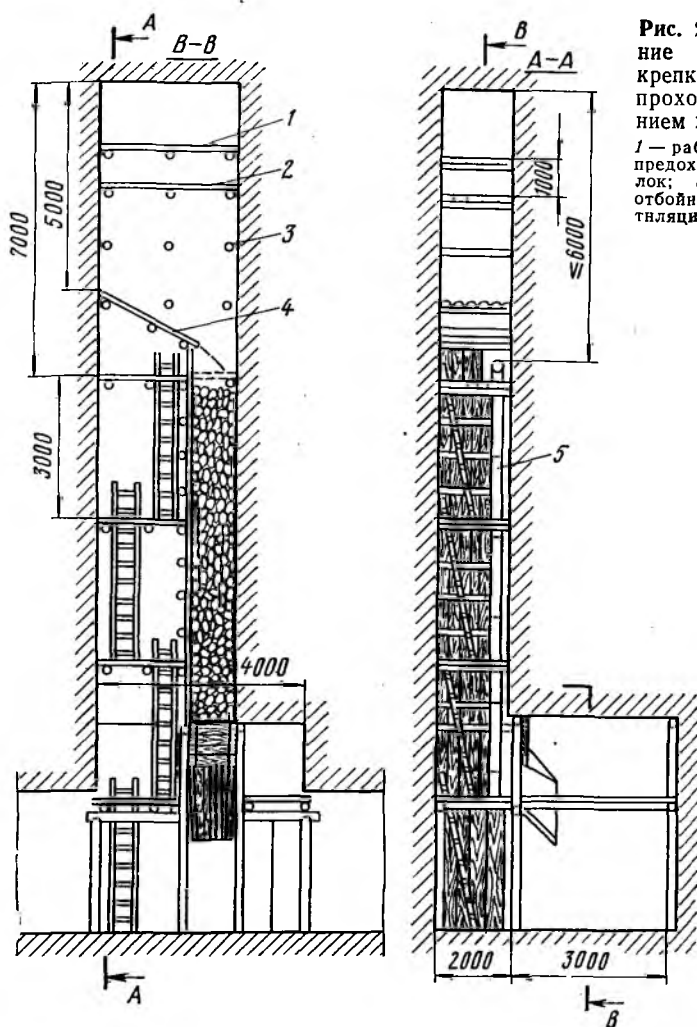


Рис. 21.5. Оборудование восстающего в крепких породах при проходке с сооружением полков:

1 — рабочий полк; 2 — предохранительный полк; 3 — распорка; 4 — отбойный полк; 5 — вентиляционная труба

териалы ниже на 20—25% по сравнению с обычным способом проходки.

Скорости проходки восстающих обычным способом в породах с $f=8\div 12$ редко превышают 25—30 м/мес, тогда как скорость проходки с помощью комплекса КПВ при одном забое может достигать 200 м/мес.

Проходка восстающих обычным способом. При обычном способе проходки перед началом проведения восстающего сооружают камеру в боку или кровле горизонтальной выработки. Если камеру делают в кровле выработки, то улучшаются условия выпуска породы из грузового отделения в связи с увеличением проходного сечения восстающего после навески люка и затвора.

В камере после выемки породы устанавливают камерную раму, которая служит основанием для венцовой крепи и устройства люка. В неустойчивых породах бока камеры затягивают распорками или досками. После сооружения камеры начинают работы по проходке восстающего. Первые 5—7 м выработки проходят с временных полков без разделения восстающего на отделения. В дальнейшем, независимо от назначения выработки, восстающий делят на отделения. При устойчивых породах пробивают распорки и отшивают друг от друга отделения досками толщиной 40 мм, а при неустойчивых породах применяют сплошную венцовую крепь. Если проходка восстающего предусмотрена с передовой скважиной, то ее бурят заранее.

На рис. 21.5 показано оборудование восстающего, проходимого в устойчивых или мерзлых породах с применением распорной крепи. После взрывных работ и проветривания забоя породу из грузового отделения восстающего выгружают в вагонетки, оставляя подушку из породы высотой не менее 1 м, чтобы при последующем взрывании не разбить люк. Проходчики поднимаются в забой по ходовому отделению до отбойного полка и через боковую откидную ляду выходят в призабойную зону, осматривают и обирают забой от отслоившихся кусков породы, сбрасывают оставшуюся породу с распорок и отбойного полка. Затем приступают к подъему лесоматериалов для распорной крепи и досок для отшивки ходового отделения от грузового. В забое сооружают два полка: рабочий (на расстоянии 1,8—2 м от забоя) и предохранительный (на 1 м ниже рабочего). После сооружения полков в забой поднимают телескопные перфораторы, хранящиеся обычно ниже отбойного полка в ходовом отделении. Бурят двумя перфораторами, применяя клиновой или прямой вруб. Врубы располагают над грузовым отделением во избежание повреждения ходового отделения в период взрыва и разрушения отбойного полка. Остальные заряды в шпурах взрывают порядно с замедлением в направлении ходового отделения. Глубину шпуров выбирают в зависимости от крепости пород, их трещиноватости и устойчивости в пределах от 1,5 до 2,5 м. С повышением глубины шпуров повышается производительность проходчиков.

Разработка паспорта буровзрывных работ производится в той же последовательности, как и для горизонтальных выработок. При наличии в забое разрезной скважины применяют прямой вруб, используя скважину в качестве компенсационной полости для облегчения работы зарядов во врубовых шпурах. Их располагают на расстоянии 1,8—2 диаметров скважины от ее оси. Коэффициент заполнения врубовых шпуров принимают равным 0,9—0,95, остальных — 0,6—0,75. Способ взрывания электрический или электроогневой. При взрывании зарядов в хрупких породах рекомендуется принимать интервал замедления от 15 до 50 мс, а в пластичных и мерзлых — от 30 до 75 мс. Перед взрыванием зарядов устраивают наклонный отбойный полук из

распила, толстых досок или старых рельсов, а рабочий и предохранительный полки убирают. Отбойный полок необходим для направления отбитой взрывом породы в грузовое (породное) отделение с целью защиты ходового отделения от разрушения.

Проветривание забоя при большой длине восстающего и отсутствии разрезной скважины является сложной задачей в связи с наличием в выработке крепи и полков в ходовом отделении и может длиться 2,5—3 ч. Для проветривания применяют вентиляторы ВМ-5М или ВМ-6М, работающие на нагнетание, а также эжекторы. Вентилятор, работающий на нагнетание, устанавливают в горизонтальной выработке на расстоянии 10 м от устья восстающего со стороны свежей струи. Если горизонтальная выработка проветривается по всасывающей схеме, то в восстающем применяют также всасывающий способ проветривания и врезают вентилятор в общий всасывающий трубопровод. Трубы монтируют в специальном отделении восстающего. Если же такое отделение отсутствует, то трубы размещают в ходовом отделении. Эффективность проветривания резко повышается, если имеется разрезная скважина диаметром не менее 150—200 мм. При слабой естественной тяге у устья скважины на верхнем горизонте может быть установлен вентилятор, работающий на всасывание, тогда проветривание осуществляется за 20—30 мин.

При сплошной венцовой крепи используется круглый лесоматериал диаметром не менее 15 см, а при распорной крепи — диаметром 16 см.

При проходке восстающего обычным способом и отсутствии разрезной скважины выполняется не более одного-двух циклов в сутки. Одна бригада проходит обычно две-три выработки, в том числе один восстающий.

Проходка восстающего с применением комплекса типа КПВ. Данным комплексом проходят крутонаклонные восстающие ($f \geq 60^\circ$). Комплекс типа КПВ (рис. 21.6) состоит из самоходной кабины и рабочего полка 1, которые при помощи пневмодвигателя 2, редуктора 3 и шестеренчатого зацепления перемещаются по монорельсу 4 с цепочной рейкой. Монорельс состоит из отдельных секций длиной 0,75 и 1,5 м с тремя встроенными трубами для подвода сжатого воздуха (две трубы) и воды. Монорельс крепится по короткой стенке восстающего с помощью цанговых штанг 5 длиной 1,2—1,5 м, которые закрепляются в шпурах, пробуренных в породе. Сжатый воздух к пневмодвигателю подают по шлангу 6, который при подъеме и спуске полка наматывается автоматически на шланговую лебедку 7. Подачу воды и сжатого воздуха для работы перфораторов производят по трубам 8 и 9, подсоединяемым к трубам монорельса. Включение и отключение подачи воды и воздуха производят при помощи блока питания, расположенного в выработке.

При проходке восстающего с помощью КПВ подготовительный период включает проходку монтажной камеры длиной не менее 6 м (с учетом длины сопряжения с выработкой) и подхо-

Рис. 21.6.
Комплекс типа КПВ
для проходки восстающих

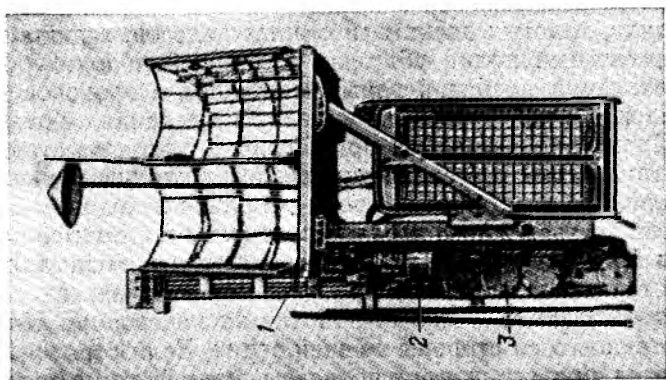
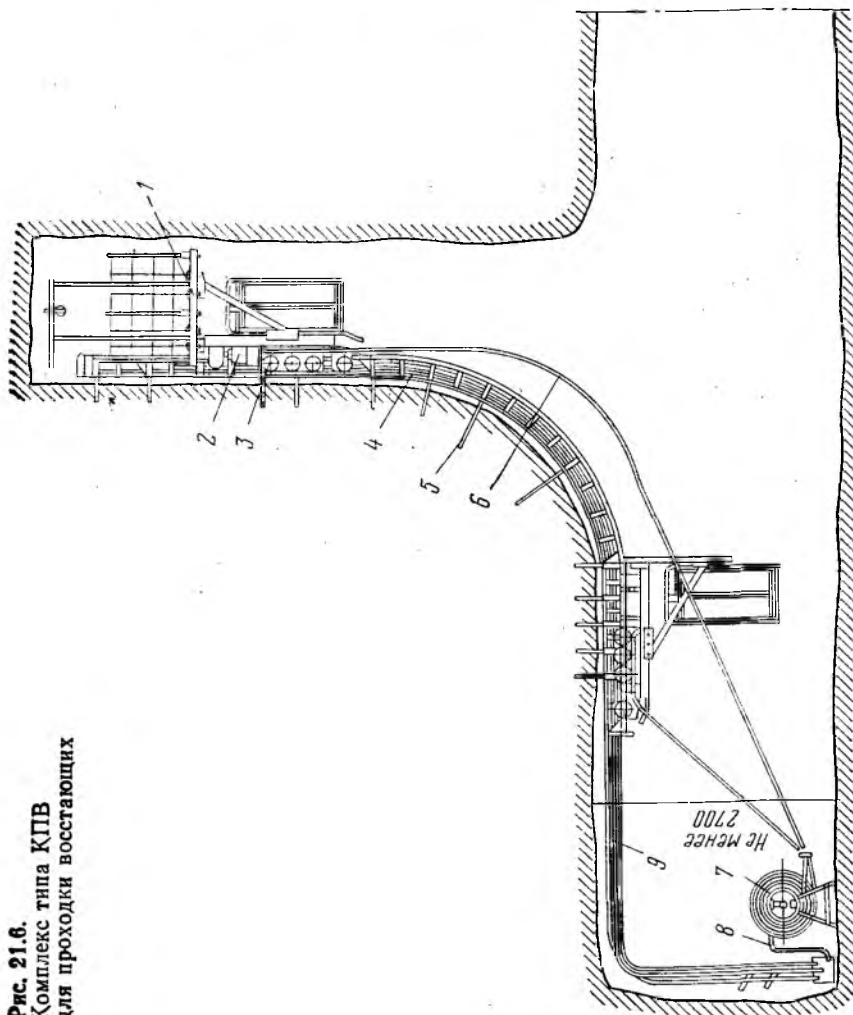


Рис. 21.7. Схема монтажной камеры-гаража КПВ, расположенной перпендикулярно к выработке:

1 — кабина КПВ; 2 — монорельс; 3 — шланговая лебедка; 4 — погрузочная машина ППН

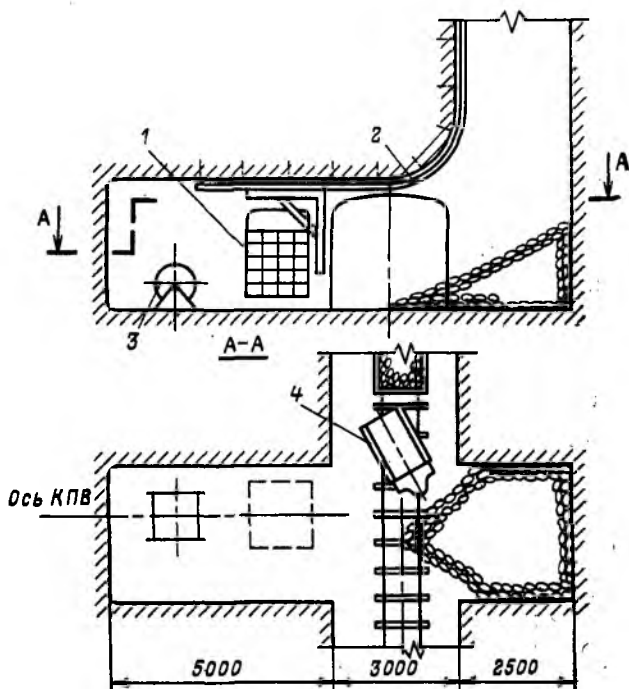
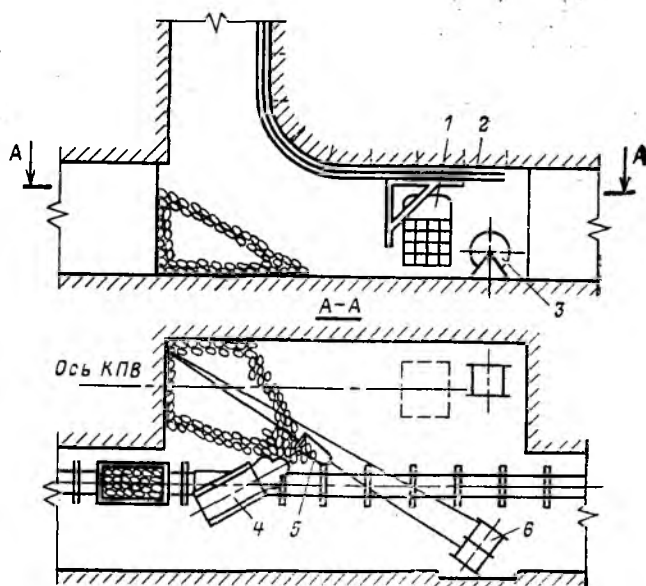


Рис. 21.8. Схема монтажной камеры-гаража КПВ, расположенной параллельно выработке:

1 — кабина КПВ; 2 — монорельс; 3 — шланговая лебедка; 4 — погрузочная машина ППН-1; 5 — скрепер; 6 — скрепная лебедка



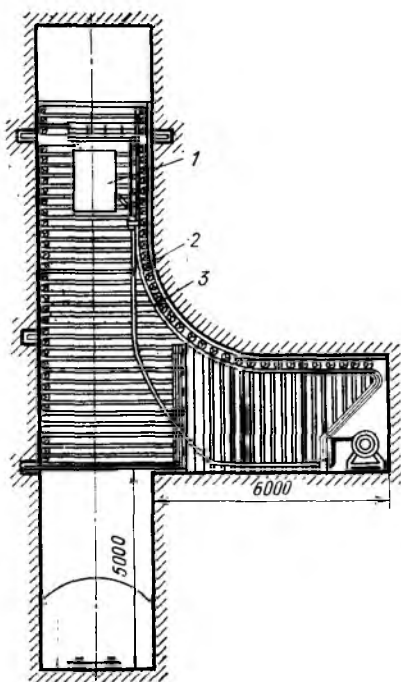


Рис. 21.9. Схема крепления моно-
рельса комплекса КПВ при сплош-
ной венцовой крепи:

1 — кабина КПВ; 2 — рудничный рельс;
3 — монорельс

дов к ней, монтаж монорельса и установку оборудования для уборки породы.

Если восстающий крепят сплошной венцовой крепью, то под ним устанавливают лебедку для подъема материалов в забой.

В практике применяют несколько способов расположения монтажной камеры относительно горизонтальной выработки. Монтажная камера, необходимая для сборки и укрытия комплекса во время взрывных работ, может быть расположена параллельно или перпендикулярно к выработке, а также в кровле выработки, располагаясь перпендикулярно к ней. Высота монтажной камеры принимается не менее 2,8 м, радиус сопряжения — 3 м. Один из вариантов расположения монтажной камеры перпендикулярно к откаточной выработке показан на рис. 21.7. В этом случае облегчается монтаж комплекса, однако движение транспорта по выработке

затруднено. На рис. 21.8 показана схема монтажной камеры, расположенной параллельно выработке, а на рис. 21.9 — в кровле выработки при сплошном креплении восстающего. Для пропуска кабины КПВ в забой, при расположении монтажной камеры перпендикулярно к выработке, породу убирают погрузочной машиной ППН-1 в рудничные вагонетки.

В зависимости от устойчивости пород проходку восстающего ведут без крепи или с крепью. В крепких устойчивых породах восстающий проходят на высоту 3—5 м выше кровли монтажной камеры с сооружением временных деревянных полков. В восстающем по одной из стенок (обычно висячей стороне) бурят шпур для установки цанговых штанг, крепящих монорельс, а в забое укрепляют блок для монтажных работ с помощью пневматической лебедки ЛПТ-2,5. На почве камеры собирают став монорельса, состоящий из усиленной секции, необходимого числа кривых и двух прямых секций. Этот став поднимают лебедкой в восстающий и укрепляют штангами. Затем производят монтаж и установку других секций монорельса вместе с ходовой частью комплекса. В кровле камеры навешивают к ходовой час-

ти рабочий полук (платформу) и клеть, на почву устанавливают шланговую лебедку, к бокам крепят блок питания, монтируют воздушную и водяную магистрали. На весь комплекс этих работ затраты труда составляют 50—60 чел.-ч.

Во время подъема полка в забой со скоростью 0,2 м/с проходчики осматривают крепление секций монорельса и при необходимости подтягивают болтовые соединения. Поднявшись в забой, рабочие выходят через люк на рабочую платформу, устанавливают предохранительный зонт и производят тщательную обкурку заколов в забое и на боках восстающего. Затем наращивают секцию монорельса и отклоняют ее в нужную сторону домкратом или винтовой колонкой. Через отверстия в траверсе бурят шпур и устанавливают цанговые штанги. Для бурения шпуров под штанги обычно применяют телескопный перфоратор. На наращивание секции монорельса длиной 1,5 м (без учета времени на бурение шпуров под штанги) два проходчика затрачивают от 20 до 35 мин.

После подготовки инструмента к бурению проходчики подсоединяют водяной и воздушный шланги перфоратора к распределительной головке монорельса. В некоторых случаях для бурения шпуров в забое применяют два-три перфоратора. Второй перфоратор подсоединяют к магистрали, питающей ходовой двигатель комплекса, а для третьего в монтажной камере устанавливают дополнительную шланговую лебедку.

Глубина шпуров выбирается таким образом, чтобы величина подвигания забоя за взрыв была не менее 1,5 м (равнялась длине секции монорельса) и составляла 1,6—1,65 м. После обкуривания забоя перфораторы и буры убирают в гнезда, находящиеся в кабине полка, поднимают из кабины контейнеры с ВВ и СВ и приступают к заряданию шпуров. Способ взрывания электрический. Проветривают забой воздушно-водяной смесью, образуемой туманообразователем, который питается сжатым воздухом и водой, поступающей по трубам монорельса. Время проветривания по правилам ТБ должно быть не менее 1 ч. Это время может быть сокращено до 15—20 мин при наличии разрезной скважины.

В настоящее время накоплен достаточно большой опыт проходки восстающих в неустойчивых породах комплексом КПВ-1 с возведением в забое сплошной венцовой крепи. Перед сборкой комплекса монтажная камера и ее сопряжение с восстающим должны быть закреплены. В восстающем сплошная венцовая крепь выкладывается на высоту 4—6 м и забой перекрывается накатником (если породы склонны к обрушению). Установку кривой и усиленной секции монорельса производят при помощи цанговых штанг длиной не менее 1,5 м, расположенных в шпурах, пробуренных между венцами крепи. Затем с помощью специальных устройств крепят монорельс. Применяют и другой способ крепления монорельса, который заключается в следующем (см. рис. 21.9). В период крепления камеры и восстающего в

кровле и по всяческому боку прокладывают трехметровые звенья рельса Р24. По мере возведения венцовой крепи рельс наращивают с помощью накладок и болтов, а между венцами крепи пропускают специальные скобы-захваты, к которым и крепят монорельс. Подъем элементов крепи производят лебедкой, установленной в монтажной камере. Секцию монорельса наращивают в период крепления восстающего. При крайне неустойчивых породах проходчики перекрывают забой восстающего накатником вразбежку через 10—15 см. Это перекрытие делается для защиты рабочих от вывалов породы из забоя во время бурения шпуров. Перед взрыванием перекрытие снимают. Если перекрытие зажато отслоившейся породой, то его взрывают вместе с забоем. Проходка восстающего с деревянным перекрытием возможна только при небольшой мощности неустойчивых пород, а также перед сбойкой с верхним горизонтом.

Для проходки восстающего со сплошной венцовой крепью и неустойчивым забоем создан проходческий комплекс КПК (комплекс проходки с креплением). В отличие от комплекса КПВ комплекс КПК дополнительно снабжен проходческим щитом в виде каркаса, состоящего из отдельных деталей, верхнего и нижнего перекрытий. Каркас и верхнее перекрытие после окончания проходки разбираются на узлы с целью удобства транспортирования. Обустройство забоя и зарядание шпуров производятся через люки верхнего перекрытия. После зарядания верхнее перекрытие опускается в наклонное положение, люки закрывают и проходчики опускаются в кабине вниз. Комплекс КПК предназначен для восстающих, у которых минимальное сечение в проходке составляет $1,8 \times 3,6$ м. Размеры КПК в плане $0,95 \times 1,2$ м, высота 3,5 м, масса 12,6 т.

Работы по отшивке ходового отделения и установке лестниц ведут сверху вниз с полка комплекса КПВ-1. Продолжительность цикла составляет 3—7 ч. Скорость проведения восстающего без крепи при трехсменной работе и двух циклах в смену составляет 200 м/мес, при одном цикле — до 100 м/мес.

Организация работ при скоростной проходке восстающих комплексов КПВ-1 заключается в следующем (рис. 21.10). Проходческая бригада состоит из 18 человек и ведет работы в двух восстающих одновременно. Суточный режим работы — трехсменный с двучасовым перерывом между сменами. Звено состоит из шести человек, из которых 4 проходчика, имеющих Единолюбую книжку взрывника, и два электрослесаря (слесаря), выполняющие также обязанности скреперистов. При описываемой организации работ уборка породы производится скреперной лебедкой 17-ЛС-2П со скрепером вместимостью 0,4 м³. Электрослесарь при необходимости участвует в наращивании монорельса.

В начале смены в 1-м восстающем два проходчика, работающие на трех перфораторах ПТ-36М, обустраивают забой и бурят шпуров для крепления секции монорельса, а во 2-м восстающем

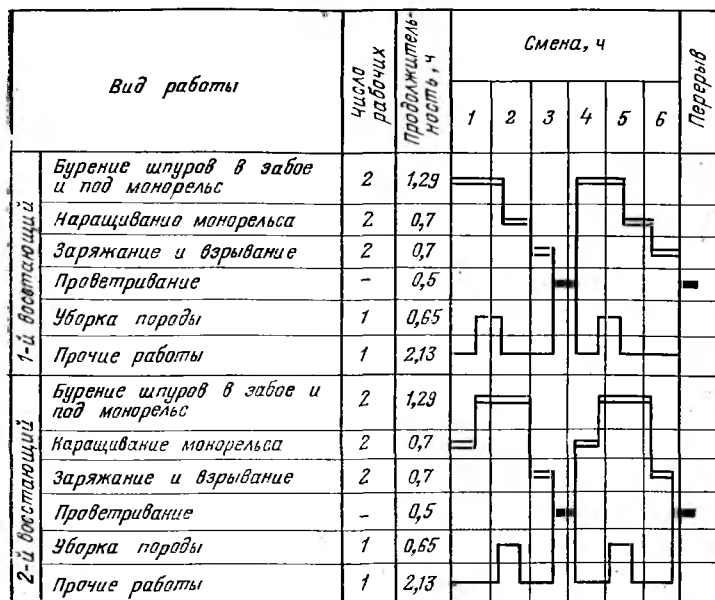


Рис. 21.10. График организации работ при одновременной проходке двух восстающих комплексами КПВ-1

проходчик и электрослесарь наращивают монорельс. После подъема этих рабочих в забой восстающих оставшиеся внизу два члена звена (проходчик и электрослесарь) получают взрывчатые материалы (затрачивая около 0,5 ч). Затем электрослесарь убирает породу (в течение 0,65 ч) скреперной установкой под 1-м восстающим. В это время проходчик под 2-м восстающим укладывает взрывчатые материалы в контейнеры и после окончания работ в забое по наращиванию монорельса поднимается в забой со вторым проходчиком для бурения. Освободившийся электрослесарь приступает к уборке породы под 2-м восстающим.

Заряжание шпуров в забоях производится взрывниками или проходчиками, имеющими «Единую книжку взрывника». В период проветривания проходчики получают взрывчатые материалы для второго цикла, а слесари следят за работой вентиляторов на штреке и готовят КПВ к следующему циклу. Вентиляторы на штреке выполняют вспомогательную функцию, поскольку забой проветривается воздушно-водяной смесью с помощью форсунки или туманообразователя.

Порядок работы во втором цикле аналогичен. Проветривание во втором цикле осуществляется в междусменный перерыв.

При площади восстающего в проходке около 5 м², коэффициенте крепости пород $f=16$ глубина шпуров составляет 1,67 м, а общая длина пробуренных за цикл шпуров составляет около 30 м. Подвигание забоя за взрыв равно около 1,55 м при расхо-

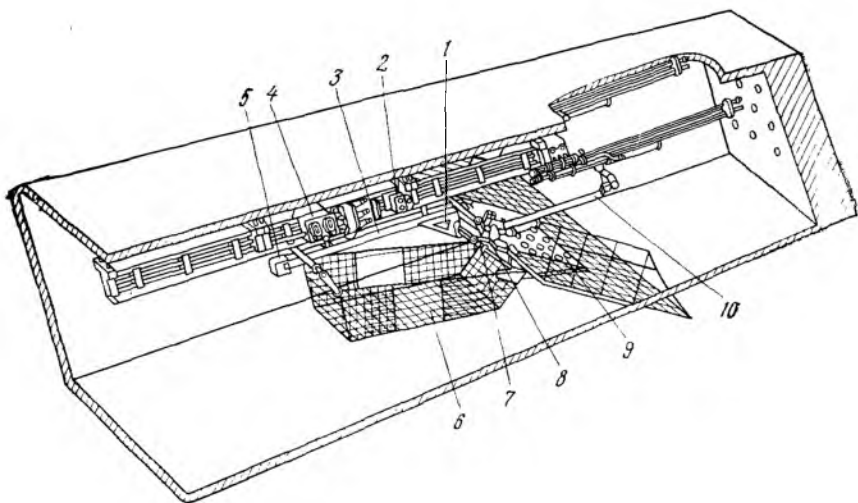


Рис. 21.11. Проходческий комплекс типа КПН с буровым агрегатом АБ-2:
 1 — тележка; 2 — ловитель; 3 — рама; 4 — ходовая часть; 5 — механизм передвижения тележки; 6 — кабина; 7 — траверса; 8 — основание для установки АБ-2; 9 — рабочая платформа; 10 — буровой агрегат АБ-2

де детонита М 22,8 кг. Работая по приведенному графику в данных условиях, бригада проходит каждый из восстающих со скоростью 225 м/мес. Производительность труда одного рабочего — 4,85 м³/смену.

Проходка наклонных восстающих комплексами типа КПН. Данным комплексом проходят восстающие с углом наклона от 30 до 60° и длиной до 120 м (рис. 21.11). Комплекс оснащен двумя бурильными агрегатами АБ-2, которые имеют стреловидные манипуляторы и перфораторы ПР-30К на канатно-поршневых податчиках. С помощью комплекса производится спуск-подъем людей, материалов и оборудования, создается рабочее место в призабойной зоне, снабжение сжатым воздухом и водой через став монорельса. Проветривание забоя после взрывных работ осуществляется в течение часа воздушно-водяной смесью (аналогично комплексу КПВ). Порядок ведения горнопроходческих работ аналогичен типовому при применении комплекса КПВ.

При углах наклона от 30° и более отбитая в забое порода под действием собственного веса и силы взрыва доставляется к горизонтальной выработке, где грузится скреперной установкой или вибропитателем в вагонетки.

Проходка восстающих скважинными зарядами. Взрыванием скважинных зарядов проходят вентиляционные, материалыные, породоперепускные и другие виды восстающих в породах любой крепости и устойчивости (кроме сыпучих). До недавнего времени восстающие с помощью скважинных зарядов проходили только в породах, не требующих крепления. Эксплуатация

восстающих, пройденных в слабых породах и закрепленных анкерной крепью с набрызгбетоном по металлической сетке, показала возможность использования их в качестве ходовых в течение длительного времени. Высота восстающего принимается 40—50 м и ограничивается из-за искривления скважин. Отклонение скважин от заданного направления не должно превышать 0,5 м на длине 50 м. Диаметр скважин колеблется от 50 до 200 мм. Для уменьшения величины отклонения скважин в процессе бурения рекомендуется жесткое раскрепление бурового станка на точке забуривания. Практика показала, что меньшее отклонение наблюдается у станков шарошечного бурения при использовании направляющих труб. Скважины бурят снизу вверх или сверху вниз. На нижнем горизонте проходят небольшую аккумулялирующую камеру. При высоте восстающего 20—30 м отбойку чаще всего ведут сразу на всю длину скважин. При большой высоте применяют секционную отбойку участками (секциями) длиной 5—10 м и более.

На результаты взрыва и качество оформления стенок восстающего существенное влияние оказывает расположение скважин и очередность взрывания зарядов в них. При глубоких скважинах и бессекционном взрывании возможна запрессовка горной массы или простреливание скважин. Операции по ликвидации запрессовки очень трудоемки и сводятся обычно к следующим мероприятиям: промывка водой; простреливание скважин после пробивки их тяжелым грузом; повторное бурение. Прострелы скважин из-за увеличенной линии наименьшего сопротивления и неправильной очередности взрывания ликвидируют повторным взрыванием прострелянных скважин. При проектировании расположения скважин в пределах заданного контура будущего восстающего необходимо, чтобы объем образующейся после взрыва полости превышал взрываемый в 1,25 раза. Это исключает запрессовку. Коэффициент компенсации

$$k = (V_{вз} + V_{п})/V_{вз} \geq 1,25,$$

где $V_{вз}$ — взрываемый объем, m^3 ; $V_{п}$ — объем компенсационной полости, m^3 .

Большое распространение получили схемы расположения скважин по вершинам равнобедренных треугольников (рис. 21.12). Номерами скважин отмечена очередность взрывания зарядов в них (компенсационная скважина большого диаметра номера не имеет). В крепких породах ($f=14\div 16$) при диаметре компенсационной скважины 150 мм и заряжаемых скважин 100 мм расстояния между ними составляют: $m_1=3,8d$; $m_2=5d$; $m_3=6,7d$; $m_4=7,5d$.

При секционном взрывании сквозных скважин сначала устанавливается пробка в нижней части скважины, а ее зарядание ведется сверху — со стороны устья. После установки пробки в скважину насыпается забойка высотой 0,5 м из мелкой породы. Зарядание скважины производится до половины длины заряда,

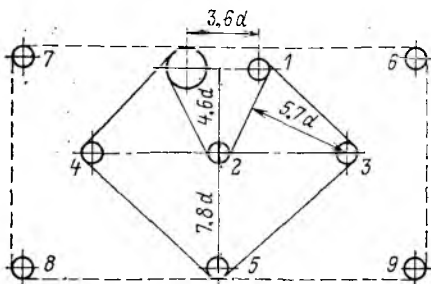


Рис. 21.12. Схема расположения скважин

затем опускается патрон-боевик с двумя электродетонаторами, направленными своими кумулятивными воронками в разные стороны, и производится дозаряжание секции. Над зарядом на высоту 0,5 м насыпается слой породы, который служит забойкой. Монтируются две независимые электро-взрывные сети — основная и дублирующая. При использовании ВВ со скоростью детонации 4000 м/с и высоте секции

20 м врубовые скважины рекомендовано взрывать с интервалами замедления 15, 60, 120 и 225 мс (на рис. 21.12 это скважины 1—4), затем взрывают вспомогательную скважину 5 с интервалом замедления 200—250 мс и оконтуривающие скважины 6—9 с интервалом замедления 500—1000 мс. При использовании ВВ с большей скоростью детонации интервал замедления уменьшают.

Проходка восстающих бурением позволяет значительно повысить безопасность работ, увеличить скорость проходки, с большей точностью выдержать сечение и направление выработки. При разведке угольных пластов восстающие диаметром до 1 м проходят для целей вентиляции агрегатом типа «Стрела-68» при коэффициенте крепости пород $f \leq 10$.

Для проходки восстающих на рудниках в породах с $f \leq 16$ в настоящее время применяют проходческие комбайны 1КВ1 и 2КВ. Комбайны предназначены для бурения на глубину до 80 м с максимальным отклонением от вертикали 30° . С помощью этих комбайнов в производственном объединении «Кривбассруда» пройдено более 5000 м восстающих диаметром 1,5 м. При проходке в породах средней крепости максимальная производительность комбайна 1КВ1 достигала 12,5 м/смену.

Комбайном 1КВ1 восстающие проходят сверху вниз сплошным забоем или в две стадии с первоначальным бурением передовой скважины. Комбайн состоит из бурового станка, става штанг, разбуривателя, консольного крана для подачи штанг и блока питания. Буровой станок, блок питания и платформа для штанг смонтированы на платформах с колесно-рельсовым ходом. Приведение станка в рабочее и транспортное положение осуществляют с помощью манипулятора. Сменная производительность комбайна по породам с $f = 12$ достигает 4 м.

Комбайн 2КВ бурит восстающие в две стадии: первоначально бурят пилот-скважину сверху вниз, которую затем расширяют до проектного размера снизу вверх с расположением комбайна на верхнем горизонте. По комплектующим узлам комбайны 2КВ и 1КВ1 аналогичны.

Подготовка к бурению начинается с выбора места заложения скважины и проходки камеры объемом 60—80 м³ для размещения станка и возведения основания для него у устья скважины. Основанием служит бетонная площадка (фундамент) или железобетонная плита. Пилот-скважину бурят шарошечным долотом с использованием направляющих штанг, препятствующих отклонению скважины от заданного направления. После выхода пилот-скважины на нижний горизонт шарошечное долото снимают и буровой став оснащают расширителем заданного конечного диаметра.

21.7. Армирование ствола и оборудование лестничных отделений в вертикальных выработках

Армировкой называют конструкции и устройства, размещаемые в шахтном стволе для направления движения подъемных сосудов, передвижения людей, подвески трубопроводов и кабелей. Различают временную и постоянную армировки. Временная армировка служит в период проходки ствола, а постоянная — в период его эксплуатации. Работы по установке в стволе расстрелов, навеске на них проводников (направляющих), трубопроводов, прокладке кабелей и оборудованию лестничного отделения называют армированием ствола.

При деревянной крепи применяют деревянную армировку (см. рис. 1.7), при креплении ствола монолитным бетоном или облегченными видами крепи применяют жесткую (см. рис. 1.8) или канатную армировку. Все стволы разведочных шахт неглубокого заложения имеют жесткую армировку. В последнее время область применения канатной армировки при строительстве рудников и угольных шахт расширилась, поскольку позволяет повысить грузоподъемность скипов до 100 т и скорость движения до 25 м/с. Канатной армировкой было оснащено более 50 глубоких шахтных стволов.

При жесткой армировке с продольными (рамными) расстрелами прикрепляют проводники. Главные расстрелы заделывают в крепь обоими концами, вспомогательные — одним. Расстояние между расстрелами по высоте (высота яруса) равно 3,125 (или 4,168 м, если применяют рельсовые проводники). При высоте яруса 4000 мм рекомендованы к применению расстрелы в виде коробчатых балок размером 250×100×10 мм и проводники размером 200×190×16 и 160×160×12 мм. Такие расстрелы имеют малое аэродинамическое сопротивление по сравнению с расстрелами из двутавровых балок или швеллера и более долговечны.

Стыковку проводников обычно выполняют на расстрелах; при коробчатых проводниках стыковка допускается в пролетах между ярусами расстрелов.

Трубопроводы для воды и сжатого воздуха крепят на вспомогательных расстрелах при помощи хомутов через 12—15 м

что высоте и располагают их вблизи лестничного отделения или же в специальном отделении, а также в трубном.

Силовые и осветительные кабели подвешивают и закрепляют на специальных скобах, которые заделывают в крепь ствола.

Деревянные расстрелы изготовляют из брусев размером 200×200 или 200×250 мм. Такие расстрелы применяют на неглубоких стволах, закрепленных деревом. Концы расстрелов крепят на прогонах, а при бетонной крепи заделывают в лунки. В последние годы стали применять анкерное крепление коробчатых расстрелов к стенкам бетонной крепи.

В вертикальных выработках (стволах, восстающих, шурфах) устраивают лестничные отделения для передвижения людей. Лестничное отделение отшивается от остальной части выработки досками или металлической сеткой в целях безопасности передвижения людей по лестницам. На ярусах расстрелов через 4—6 м (кратно высоте яруса) настилают полки с лазами, которые по вертикали располагают в шахматном порядке, исключающем сквозной пролет сорвавшихся предметов. Минимальный размер лаза должен быть 600×700 мм. Лестницы шириной 400 мм со ступеньками через 300 мм устанавливают под углом 80° к горизонтали и прикрепляют к полкам. Для удобства подхода к лестнице ее основание должно отстоять от стенки выработки (или крепи) не менее чем на 600 мм, а для удобства выхода на полку лестница должна выходить над уровнем вышележащего полка на 1000 мм (или на этом расстоянии заделывают или забивают скобы). При расстоянии между полками 4 м минимальные размеры ходового отделения в свету должны быть 1500×1200 мм.

21.8. Проходка шурфов

Шурфы, одни из самых распространенных разведочных работ, проходят на всех стадиях геологических исследований — при съемке, поисках и разведке месторождений.

По глубине шурфы условно делят на мелкие (до 5 м), средней глубины (до 10 м) и глубокие (до 40 м).

Типовыми сечениями (ОСТ 41-02-206—81), разработанными Гипрогеолстроем Мингео СССР, предусматривается (табл. 21.1) проходка шурфов прямоугольной, квадратной и круглой формы с площадью поперечного сечения в свету от 0,8 до 4 м².

Шурфы проходят в различных горно-геологических условиях, в том числе и в различных по крепости породах — крепких, мерзлых, рыхлых, часто с интенсивным поступлением воды в выработки.

Выбор формы поперечного сечения шурфа производится с учетом свойств горных пород, пересекаемых шурфом, способа проходки, конструкции крепи и глубины шурфа.

При проходке шурфов в устойчивых породах поперечному сечению нередко придается круглая форма. Такую же форму имеет поперечное сечение при проходке шурфов по рыхлым,

ТАБЛИЦА 21.1

Тип сечения	Площадь поперечного сечения в свету, м ²	Глубина шурфа, м	Геометрические размеры, мм	
			в свету	в черне
П—0,8	0,8	0—5	950×800	1230×1080
П—0,9	0,9	0—5	1120×800	1400×1080
Кр—0,9	0,9	0—10	Ø1080	Ø1260
Кв—2	2	0—5	1420×1420	1700×1700
Кр—1,5	1,5	0—5	Ø1380	Ø1560
П—1,3	1,3	0—10	1450×900	1730×1180
П—1,5	1,5	0—10	1600×900	1880×1180
Кв—1,4	1,4	0—20	1180×1180	1460×1460
П—3,2	3,2	0—20	2120×1500	2440×1820
		0—30		
П—4	4	0—40	2360×1700	2680×2020

сыпучим и малосвязным породам с использованием соответствующих конструкций крепи.

Глубина шурфов определяется в первую очередь геологическими задачами, которые решаются с помощью этих выработок. Однако в конкретных условиях глубина проводимых на месторождении шурфов связана с наличием эффективных средств механизации. С увеличением глубины шурфов процесс их проходки усложняется, увеличиваются затраты труда и средств. В связи с этим более половины всех шурфов при разведке месторождений относится к шурфам средней глубины (до 10 м).

Можно выделить три вида технологических схем проходки разведочных шурфов в зависимости от способа разрушения породы на забое и уровня механизации:

проходка в слабых породах с использованием ручных инструментов для отделения породы от массива;

проходка с использованием буровзрывного способа;

проходка механизированным способом.

Проходка шурфов в слабых породах с использованием ручных инструментов для отделения породы от массива. Этот способ допустим только при проходке шурфов в условиях, когда применение высокомеханизированных способов не может быть обеспечено и объемы шурфопроходческих работ невелики.

Работы по проходке шурфа начинаются с подготовки площадки, на которой должно быть размещено устье шурфа, а также расположены отвалы и технологическое оборудование. С этой целью производится расчистка площадки от валунов, камней, кустарника и растительного слоя.

После разметки устья над ним устанавливается проходческая рама, размеры которой в свету равны проектным размерам поперечного сечения шурфа.

Проходческий цикл в общем случае включает следующие операции: отбойку породы, погрузку и подъем породы на поверхность, крепление, проветривание, водоотлив и вспомогательные операции.

Отбойка породы осуществляется лопатами, ломami, кайлами или с помощью отбойных молотков. При использовании отбойных молотков разрушение забоя начинают с образования в середине его или у одной из стенок вруба щелеобразной формы. Отбойка породы на остальной площади забоя производится в сторону вруба, чем значительно повышается эффективность процесса. Порода разрушается на глубину до 20 см по всему забою, после чего она грузится в бадью. Типовыми схемами рекомендовано использовать бадью БШ-0,03 (ОСТ-41-02-157—80).

До глубины 2 м порода без погрузки в бадьи выбрасывается непосредственно на поверхность, а при большей глубине применяется ручной вороток, использование которого предусматривается типовыми технологическими схемами при глубине шурфа до 10 м.

Шурфы, проходимые в слабых породах, крепятся сплошной венцовой крепью, венцовой крепью на стойках или инвентарной крепью КШП или КШИ. В мягких и неустойчивых породах крепь устанавливают вплотную к забою. Над устьем шурфа крепь должна выступать не менее чем на 0,3 м.

Проветривание шурфа до глубины 5 м может происходить естественным путем за счет диффузии, а при глубине более 5 м шурфы во время нахождения в них людей должны непрерывно проветриваться с помощью вентиляторов. Рекомендуется использовать портативный вентилятор СВЦ78М и гибкие трубы диаметром 200 мм. Способ проветривания — нагнетательный.

Водоотлив осуществляется с помощью забойных турбонасосов Н-1м, которые могут использоваться не только для перекачки воды в бадью, но и для выдачи ее непосредственно на поверхность.

Проходка шурфов буровзрывным способом. Буровзрывной способ проходки применяется в породах различной крепости, в том числе в мерзлых, и в настоящее время является основным. Этим способом проходят шурфы различной глубины — от самых мелких, с площадью поперечного сечения в свету 0,8—0,9 м², до самых глубоких (до 40 м) с площадью сечения в свету 4 м².

При глубине шурфов до 20 м типовой технологической схемой (рис. 21.13) предусматривается проходка шурфа квадратным сечением с площадью в свету 1,4 м² в одно отделение.

Как и при других способах, работы по проходке шурфа начинают с расчистки площадки и разметки устья. Непосредственно с поверхности после установки проходческой рамы разрушение породы целесообразно производить, если это возможно с учетом крепости пород, отбойными молотками. В породах средней крепости и крепких устьевую часть шурфа (до 2 м) проходят с применением взрывов на рыхление и выдачей породы непосредственно на поверхность лопатой.

В породах слабых ($f \leq 4$) бурение шурфов осуществляется ручными электросверлами (ЭР14Д2М; ЭР18Д2М; СЭР192М). Для бурения шпуров в породах средней крепости и крепких

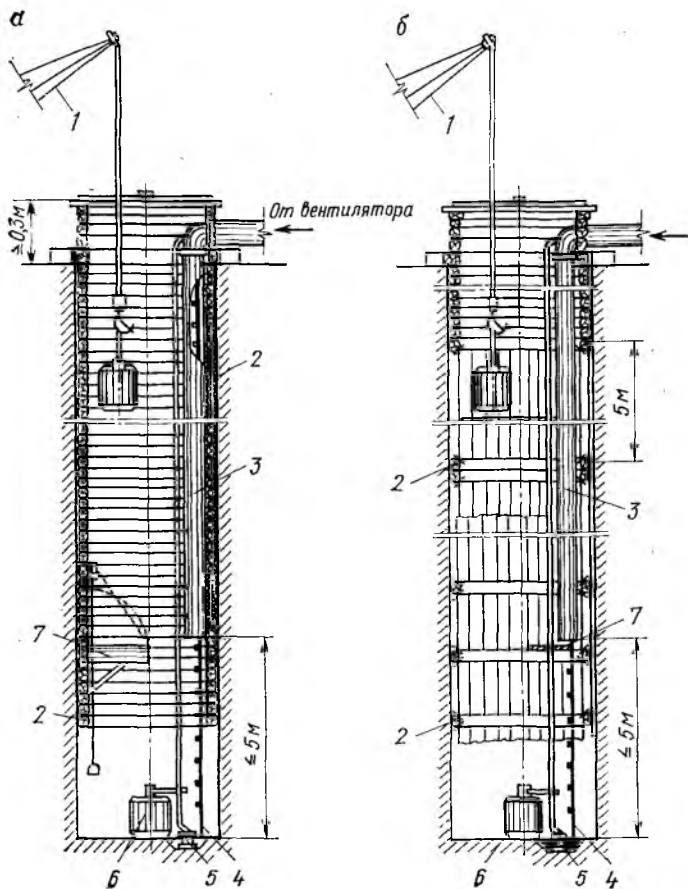


Рис. 21.13. Схема проходки шурфа глубиной до 20 м буровзрывным способом: а — при креплении сплошной венцовой крепью; б — при креплении венцовой крепью на стойках; 1 — шурфопроходческий подъемник; 2 — венцы; 3 — вентиляционный трубопровод; 4 — подвесная лестница; 5 — забойный насос; 6 — бадня; 7 — предохранительный полук

рекомендуется перфоратор ПП63С, предназначенный для бурения шпуров, направленных вниз. В связи с тем, что площадь поперечного сечения выработки во всех случаях невелика, глубина шпуров, как правило, не превышает 1,5 м. Поэтому комплект буров состоит из забурника и одного бура необходимой длины.

Число шпуров зависит от свойств пород, площади сечения и может достигать 10—15. По окончании бурения каждый шпур закрывается деревянной пробкой, чтобы в него не попали мелкие куски породы.

Расположение шпуров аналогично схеме их размещения в горизонтальных выработках. Отличие заключается лишь в том, что в слабых породах и при минимальных сечениях вспомога-

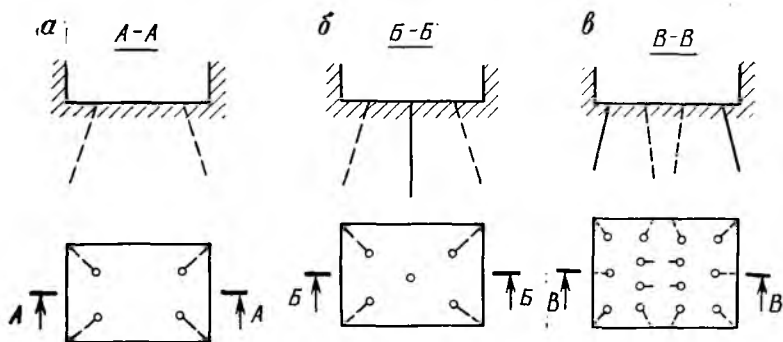


Рис. 21.14. Схемы расположения шпуров при проходке шурфов небольшой (а и б) и большой (в) площади поперечного сечения

тельные и даже врубовые шпуровые заряды могут отсутствовать. Примеры схем расположения шпуров в шурфах разной площади поперечного сечения и в породах различной крепости приведены на рис. 21.14.

Взрывание шпуровых зарядов производится электрическим или электроогневым способом. При применении электрического способа применяются электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия.

Шурфы глубиной до 20 м проветривают с использованием гибких труб диаметром 300 мм и вентилятора СВЦ78М. Для исключения рециркуляции загрязненного продуктами взрыва воздуха вентилятор в соответствии с требованием ПБ должен располагаться на расстоянии не менее 10 м от устья шурфа. Расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя должно быть не более 5 м.

К сожалению, эффективных средств механизации погрузки породы в глубоких шурфах до сих пор не создано и эта трудоемкая работа выполняется вручную. Основная причина отсутствия механических грузчиков связана с небольшими размерами поперечного сечения шурфов. Попытки создать малогабаритные конструкции не увенчались в конечном итоге успехом из-за их неудовлетворительной производительности.

Подъем породы рекомендуется производить в бадьях БШ-0,12 (ОСТ 41-02-157—80) с использованием шурфопроходческого механизированного подъемника ПМШ2М.

Техническая характеристика шурфопроходческого подъемника ПМШ2М

Натяжение каната на барабане лебедки, даН	196
Скорость подъема, м/с:	
груза	0,8
людей	0,3
Глубина шурфов, м	До 20
Высота разгрузки, м	2,2
Мощность электродвигателя, кВт	3
Масса, кг	1000

В зависимости от физико-механических свойств пород крепление шурфов осуществляется сплошной венцовой крепью (см. рис. 21.13, а), венцовой крепью на стойках (см. рис. 21.13, б) или инвентарной крепью типа КШП и КШИ. Конструкции инвентарной крепи рекомендованы типовыми технологическими схемами и входят в комплект необходимого оборудования для проходки шурфов глубиной до 20 м.

Инвентарная крепь состоит из устьевой секции, несущих венцов и элементов подвески. После проходки шурфа на глубину 2 м производят установку устьевой секции. Затем при помощи элементов подвески монтируют несущие венцы. Расстояние между венцами составляет 1 м. Стенки шурфа перекрывают затяжкой из досок.

Доставку элементов крепи в шурф производят в бадье.

Для защиты работающего в забое во время подъема бадьи от случайного падения кусков породы на одной из стенок шурфа над забоем монтируют предохранительный полок, под которым должен находиться рабочий во время движения бадьи.

Спуск людей в забой и их подъем на поверхность производятся в бадье и с помощью подвесной лестницы.

Водоотлив из шурфа осуществляется с помощью подвесного насоса ПВН-11м или забойного насоса Н-1М.

Для проходки шурфов глубиной до 30 и 40 м рекомендованы типовые сечения прямоугольной формы с площадью в свету 3,2 и 4 м² (табл. 21.1). В соответствии с требованиями Правил безопасности шурфы такой глубины проходят с разбивкой их сечения на два отделения, одно из которых является лестничным, а другое — подъемным (рис. 21.15).

Проведение глубокого шурфа включает следующие основные стадии: проходку устья шурфа с возведением крепи; устрой-

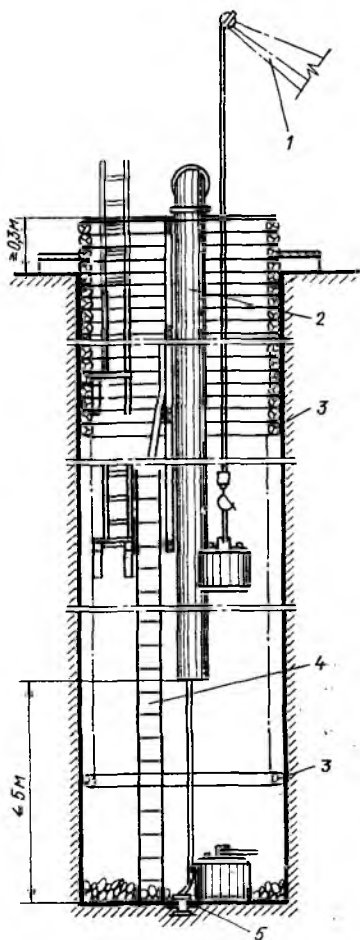


Рис. 21.15. Схема проходки глубоких шурфов буровзрывным способом:

- 1 — шурфопроходческий подъемник;
- 2 — вентиляционный трубопровод;
- 3 — венцы;
- 4 — подвесная лестница;
- 5 — погружной забойный насос

ство перекрытия устья и проходку и армирование шурфа.

Устьевую часть шурфа на глубину до 2 м проходят с применением отбойных молотков или буровзрывных работ. Крепление осуществляют сплошной венцовой крепью. Первоначально возводят опорный венец, а затем на нем устанавливают рядовые венцы до устья. Над проходческой рамой возводят еще несколько (два-три) рядовых венца, чтобы крепь была выше уровня поверхности не менее чем на 0,3 м. Устье обязательно перекрывают лядами, которые предотвращают падение в шурф случайных предметов, и открывают только для пропуска бадьи.

Технология буровзрывных работ при проходке глубоких шурфов практически не отличается от таковой при проходке шурфов меньшей глубины.

Проветривание производят с использованием центробежного вентилятора и вентиляционных труб диаметром 400 мм. Вентиляционный трубопровод располагают в подъемном отделении.

Погрузку породы выполняют вручную в бадьи БШ-0,18 вместимостью 0,18 м³. Подъем и спуск грузов осуществляются с помощью шурфопроходческого крана КШ2М.

Техническая характеристика шурфопроходческого крана КШ2М

Натяжение каната на барабане лебедки, даН	246
Скорость подъема, м/с:	
груза	0,93
людей	0,3
Глубина шурфов, м	До 40
Площадь поперечного сечения шурфа, м ²	2—4
Высота разгрузки, м	2
Мощность привода, кВт	2,6
Масса, кг	1200

Крепление шурфов в породах до XIII категории (по ЕНВ-77) производится сплошной венцовой крепью, а в породах XIV—XX категорий — венцовой крепью на стойках. И в том, и в другом случае крепь возводится участками в направлении снизу вверх. Процесс крепления начинается с установки опорного венца. При использовании венцовой крепи на стойках стенки шурфа перекрывают досками или горбылем.

В процессе армирования шурфа производят установку лестничных полков и лестниц, а также отшивку лестничного отделения от подъемного сплошной перегородкой.

Отставание лестничного отделения от забоя при буровзрывном способе проходки допускается не более 10 м, а при проходке без буровзрывных работ — не более 3 м. От нижнего полка лестничного отделения до забоя устанавливают подвесную лестницу.

При проходке по обводненным породам для водоотлива применяют подвесные ПВН-15Н или забойные Н-1М насосы.

Проходка шурфов механизированным способом без использования ВВ. К механизированным способам проходки шурфов

относят такие, при которых основные проходческие операции — выемка породы, ее погрузка и доставка на поверхность выполняются без присутствия людей в забое. Механизированные способы можно условно разделить на две группы: способы, при которых используют машины с исполнительными органами, работающими по принципу черпания породы; способы, при которых используют машины с исполнительными органами бурового типа (буровые способы).

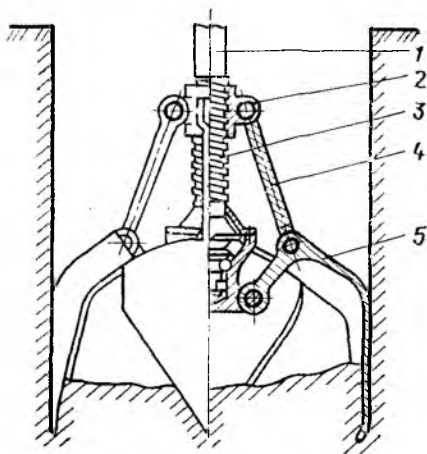


Рис. 21.16. Схема напорного грейфера

Исполнительный орган машин первого типа выполнен в виде ковшового элеватора или грейфера. Ковшовыми элеваторами оснащают установки, предназначенные для рытья котлованов под опоры линий электропередачи и для других целей. Недостатками установок подобного типа являются значительная масса (около 20 т), ограниченная глубина проходки (около 5 м), низкая эффективность в породах с гравийно-галечными включениями размером более 100 мм. По указанным причинам машины рассмотренного вида могут быть использованы для проходки разведочных шурфов лишь в отдельных случаях.

Значительно более широкую область применения имеют машины с исполнительными органами грейферного типа.

На рис. 21.16 приведена схема напорного грейфера. Принцип его работы заключается в следующем. Грейфер в раскрытом виде опускается на трубах в шурф. Ходовая муфта 2 находится в верхнем положении. Под действием осевого усилия, передаваемого через трубу 1, челюсти 5 внедряются в породу. При вращении труб и ходового винта 3 муфта перемещается вниз и, воздействуя через рычаги 4 на челюсти, закрывает грейфер.

Встречающиеся на пути грейфера гравийно-галечные включения и валуны частично разрушаются и отжимаются за пределы шурфа или внутрь грейфера.

Типовыми технологическими схемами предусматривается проведение разведочных шурфов глубиной до 10 и 15 м установками с грейферными рабочими органами.

Грейферная установка ЭО-4321 позволяет проходить шурфы глубиной до 10 м.

Техническая характеристика грейферной шурфопроходческой установки ЭО-4321

Вместимость грейфера, м ³	0,2
Глубина шурфа, м	До 10
Площадь поперечного сечения шурфа в проходке, м ² :	
круглого	1,5
прямоугольного	2
Высота разгрузки, м	3,5
Радиус черпания, м	6,4
Грузоподъемность вспомогательного подъемного устройства, т	0,2

Установка комплектуется сменными грейферами, что обеспечивает возможность проходки шурфов квадратной ($S=2 \text{ м}^2$), круглой ($S=1,5 \text{ м}^2$) или прямоугольной ($S=1,3 \text{ м}^2$) формы в породах I—IV категорий. Возможности установки ЭО-4321 позволяют использовать ее для механизированной проходки шурфов в скальных породах после предварительного их рыхления буровзрывным способом.

Шурфы, проходимые установкой ЭО-4321, крепят инвентарной крепью (рис. 21.17). После проходки шурфа на глубину 2 м устанавливают устьевую секцию инвентарной крепи, а затем при помощи элементов подвески монтируют несущие венцы. Стенки шурфа затягивают досками.

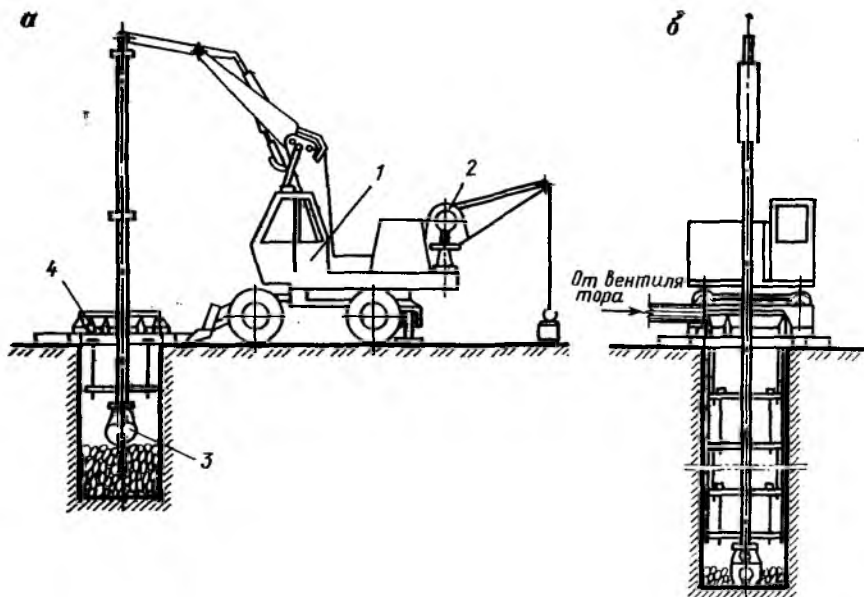


Рис. 21.17. Схемы проходки устьевой части шурфа (а) и шурфа с креплением его инвентарной подвесной крепью (б):

1 — шурфопроходческая установка; 2 — лебедка вспомогательного подъемного устройства; 3 — грейфер; 4 — устьевая секция инвентарной крепи

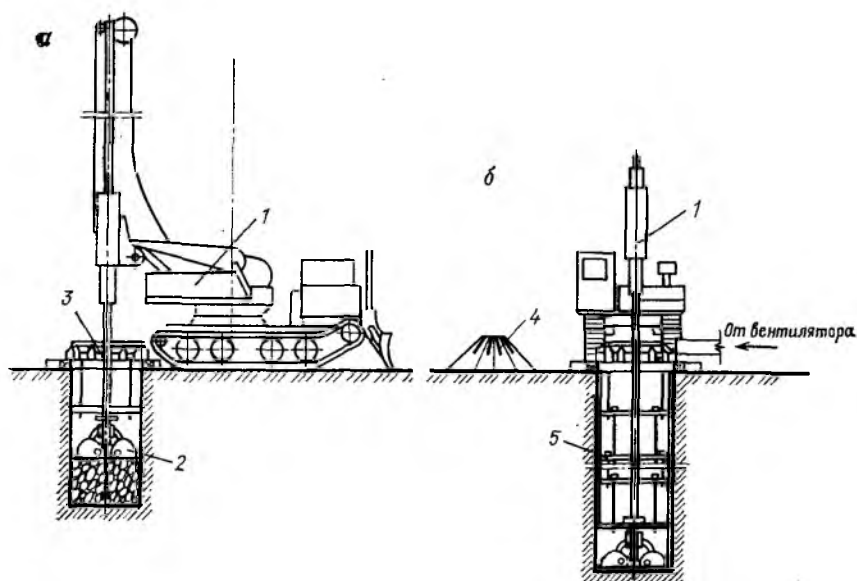


Рис. 21.18. Схемы проходки устьевой части шурфа (а) и шурфа с использованием инвентарной подвесной крепи (б):

1 — шурфопроходческая установка; 2 — грейфер; 3 — устьевая секция крепи; 4 — отвал; 5 — инвентарная подвесная крепь

На глубину более 2 м спуск и подъем людей и элементов крепи осуществляют вспомогательным подъемным устройством, которым оснащена установка.

Радиус поворота и высота разгрузки грейфера позволяют формировать отвал с размерами, достаточными для размещения всей породы при проходке шурфа на проектную глубину.

При выполнении работ в шурфе проветривание его обеспечивается с помощью вентилятора СВЦ78М, а водоотлив — с помощью насоса Н-1М.

Для проходки шурфов по скальным породам с предварительным рыхлением их взрывом, в комплекте установки предусмотрено оборудование для бурения шпуров (перфоратор ПП63С), бадя БШ-0,12, предохранительный полук и подвесная лестница.

Для проведения разведочных шурфов глубиной до 15 м предназначена грейферная установка УГШН-15 (рис. 21.18). Рабочий орган установки позволяет вести непосредственную выемку пород I—IV категорий, а более крепких — после предварительного рыхления буровзрывным способом. Установка позволяет проходить шурфы квадратной (площадь сечения в свету 2 м²) или круглой (площадь сечения в свету 1,5 м²) формы.

Технология выемки породы, возведения инвентарной крепи, проветривания и водоотлива при проходке шурфа установкой УГШН-15 аналогична рассмотренной для установки ЭО-4321.

Техническая характеристика грейферной шурфопроходческой установки УГШН-15

Глубина шурфа, м	15
Площадь поперечного сечения шурфа в проходке, м ² :	
квадратного	2,5
круглого	2
Высота разгрузки, м	1
Радиус разгрузки, м	2,7
Грузоподъемность вспомогательного подъемного устройства, т	0,1
Масса установки, кг	13,000

При глубине шурфа до 3 м ($S \leq 2 \text{ м}^2$) установка позволяет формировать временный отвал вместимостью 8 м³, породу из которого при дальнейшей углубке шурфа необходимо перемещать в основной отвал (рис. 21.19).

Для механизации выемки при проходке по предварительно разрыхленной взрывом породе установку УГШН-15, так же как и ЭО-4321, комплектуют необходимым дополнительным оборудованием.

Проходка шурфов способом бурения все шире применяется в практике геологоразведочных работ. Разрушение породы при буровом способе осуществляется вращающимися, ударными или

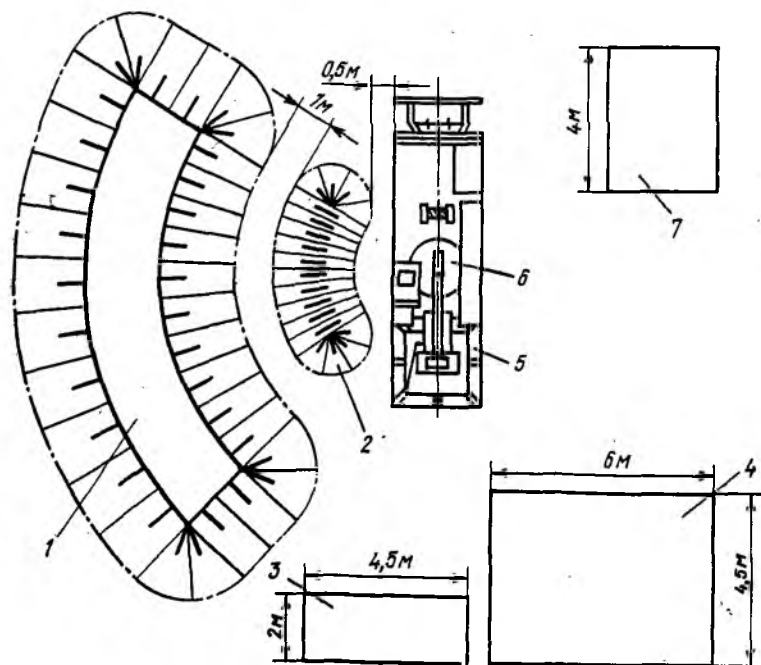


Рис. 21.19. Схема планировки рабочей площадки при проходке шурфа установкой УГШН-15:

1 — основной отвал; 2 — временный отвал; 3 — площадка для горючесмазочных материалов; 4 — площадка для раскладки проб; 5 — устьевая секция инвентарной крепи; 6 — шурфопроходческая установка; 7 — площадка для креплений

комбинированными бурами с использованием универсальных и специализированных бурильных установок или оборудованных для этой цели кранов, экскаваторов и других машин.

При бурении шурфов полностью механизмируются операции разрушения породы в забое, ее погрузки и транспортирования на поверхность, обеспечивается высокая скорость проходки, повышается безопасность работ и улучшаются условия труда.

В процессе проходки шурфа на поверхность поднимается большой объем породы, что дает возможность решить практически все вопросы геологической документации и опробования на поверхности. Таким образом, часто отпадает необходимость крепления шурфа после его проходки. В тех же случаях, когда крепление необходимо, круглое сечение позволяет применять эффективные конструкции крепи многоرازового использования из современных конструкционных материалов.

Процесс бурения шурфа имеет циклический характер. Технологический цикл включает следующие операции: спуск породоразрушающего органа (бура) на забой; углубку шурфа (заполнение бура породой), выполняемую при оптимальной частоте вращения бура и осевой нагрузке на забой; подъем бура, заполненного породой, на поверхность и разгрузку бура от породы.

Забуривание шурфа производится при пониженных значениях частоты вращения и осевой нагрузки на породоразрушающий орган.

Оборудование для бурения шурфов. Наиболее удобными для бурения разведочных шурфов являются самоходные буровые установки, выполненные на базе автомобилей высокой проходимости и гусеничных тракторов. Одни из этих установок предназначены для бурения скважин различного диаметра, в том числе и для проходки шурфов, другие разработаны и применяются только для бурения шурфов. Примером буровых установок первого типа является наиболее широко распространенная ЛБУ-50 (рис. 21.20). Установка состоит из бурового станка, смонтированного на шасси автомобиля высокой проходимости, лебедки планетарного типа, работающей от двигателя базового автомобиля, гидравлического механизма подачи и кривошипно-шатунного ударного механизма. Транспортирование бурового инструмента и вспомогательного оборудования осуществляется в принципе 2ПН-2.

Установка укомплектована инструментом для бурения скважин шнековым и ударно-канатным способами, а также оборудованием для проходки шурфов.

Мощная гидросистема установки обеспечивает подъем и опускание мачты, перемещение вращателя, создание осевой нагрузки на забой и разгрузку бура.

Примером специализированных буровых установок (рис. 21.21) является УБСР-25. Она смонтирована на трелевочном тракторе и поэтому может быть использована в труднодо-

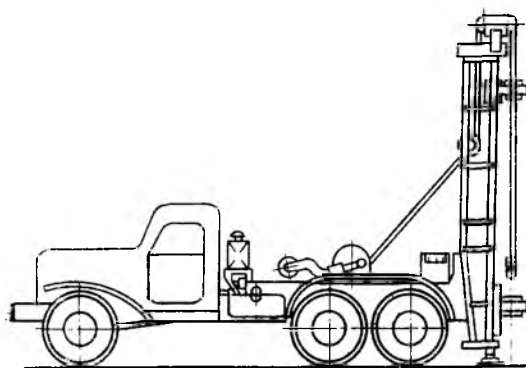


Рис. 21.20.
Буровая установка
ЛБУ-50

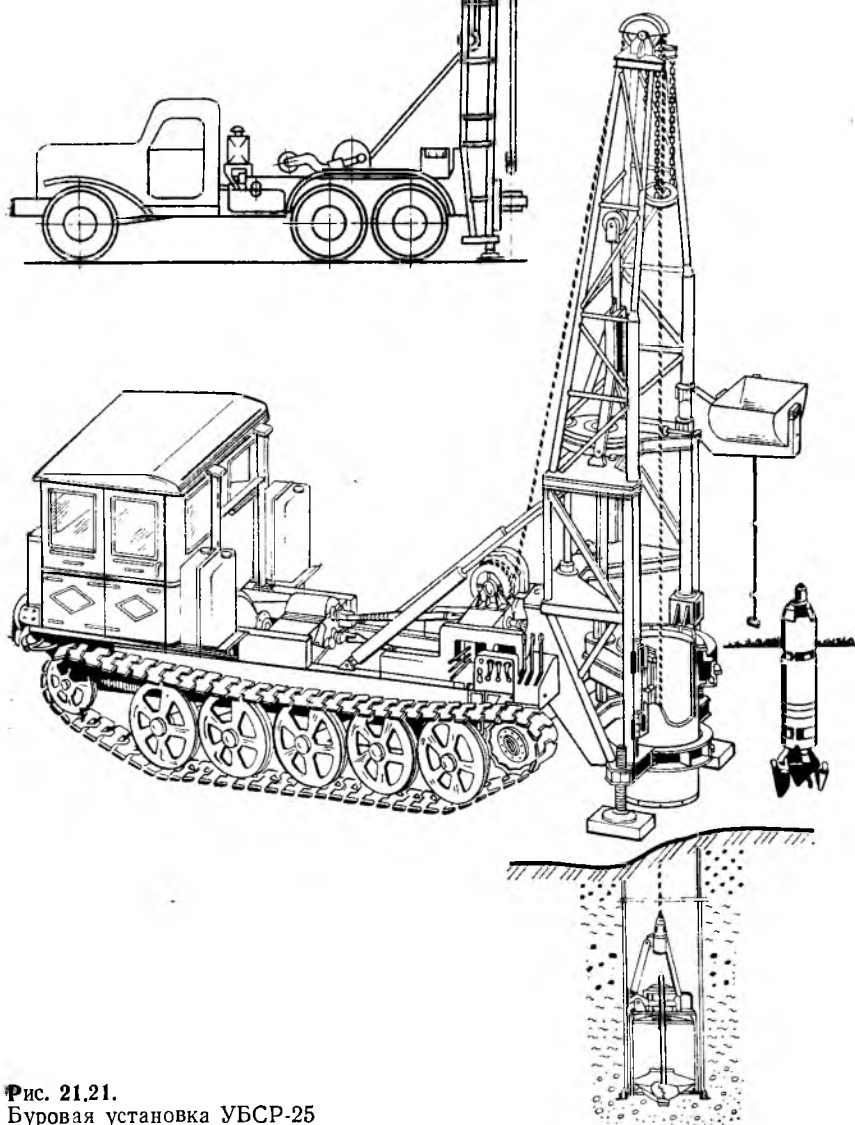


Рис. 21.21.
Буровая установка УБСР-25

тупных районах. Привод бурового станка осуществляется непосредственно от двигателя трактора. Буровая установка предназначена для проходки шурфов при разведке россыпных месторождений в талых породах, содержащих галечно-гравийные включения и валуны (размером до 200 мм — ковшовыми бурами — и до 500 мм — грейфером).

Установка состоит из мачты, подвижного ротора, лебедки, гидравлического механизма подачи и пульта управления.

Процесс бурения шурфа совмещается с креплением его металлическими обсадными трубами. Обсадка производится при вращательно-поступательном перемещении труб ротором и системой гидравлической подачи.

Техническая характеристика буровых установок

Буровая установка	ЛБУ-50	УБСР-25
Максимальный диаметр шурфа, мм	1050	715
Номинальная глубина бурения, м	15	25
Максимальное усилие подачи инструмента на забой, даН	5650	6500
Максимальное усилие подъема вверх, даН	15 700	15 000
Ход подачи, м	3,25	1,4
Грузоподъемность лебедки, т	2,5	2,5
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	14; 38; 63; 101	5; 10
Высота мачты в рабочем положении, м	5,06	6,6
Габариты в транспортном положении, мм:		
длина	8380	6900
ширина	2315	2370
высота	2546	3240
Масса установки, кг	8440	12 500

Буровой инструмент для бурения шурфов. При вращательном бурении шурфов наибольшее распространение получил шнековый бур. Он представляет собой вал, к которому по винтовой линии приварены одна или две лопасти, служащие для размещения разрушенной породы (рис. 21.22). К нижней кромке лопастей крепятся сменные ножи, разрушающие при вращении бура основной объем породы. На верхнем конце вала расположен переходник для соединения с буровой штангой, а на нижней — центрирующее долото. Наиболее эффективно порода разрушается в том случае, когда породоразрушающие элементы бура выполнены в виде зубчатых (с прерывистой кромкой) ножей, армированных твердым сплавом. Им армируется также и центрирующее долото, разрушающее центральную часть забоя.

На практике применяют двух- и однозаходные шнековые шурфобуры с шагом навивки лопастей 500—800 мм. Использование двухзаходных шурфобуров целесообразнее, поскольку они являются по сравнению с однозаходными более уравновешенной системой, вследствие чего обеспечивается более точно заданное направление бурения и уменьшаются затраты энергии на преодоление сил трения бура о стенку шурфа. Во избежание запрессовки породы между лопастями число витков их должно быть наименьшим.

Самой трудоемкой операцией при бурении шурфа шнековым шурфобуром является его разгрузка. При проходке неглубоких шурфов в рыхлых породах шнековый бур можно освобождать от породы, используя действие центробежных сил при быстром

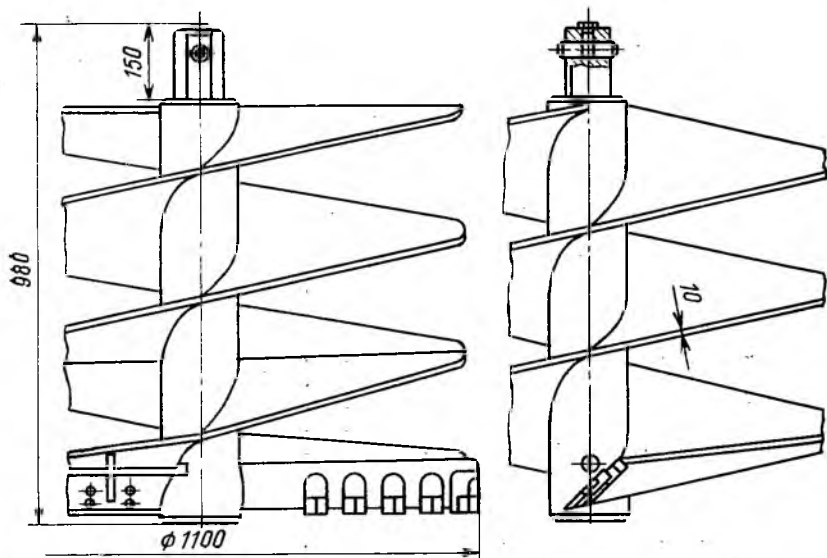


Рис. 21.22. Шнековый бур

вращении бура ведущей штангой буровой установки. При бурении глубоких шурфов этот способ неприемлем, так как устье шурфа быстро загромождается породой. Малоэффективен он и при проходке по липким глинистым породам. Ручная разгрузка, к которой прибегают в последнем случае, характеризуется высокой трудоемкостью.

С увеличением глубины шурфа и появлением операции соединения и разъединения штанг скорость бурения шурфа резко падает. Необходимость разборки буровой колонны после каждого рейса устраняется при использовании «скользящих» буров, которые опускаются в шурф на канатах, перемещаясь по гладкой колонке штанг. Центрирующее долото при этом размещается непосредственно на нижней буровой штанге. В конструкции бура предусмотрено устройство, предотвращающее накручивание канатов на бурильные трубы.

Наряду со шнековыми в практике бурения шурфов широко применяются буры цилиндрические. Их преимущество перед другими конструкциями состоит, прежде всего, в том, что при оборудовании приемных окон в днище резиновыми клапанами они успешно применяются при проходке по рыхлым породам, насыщенным водой.

Цилиндрические буры имеют плоское или конусное днище. Оптимальный угол конусности днища составляет 120° . Обычно в днище бура имеется два окна, одна из радиальных кромок которых оборудована съемными ножами, такими же, как и у шнековых буров.

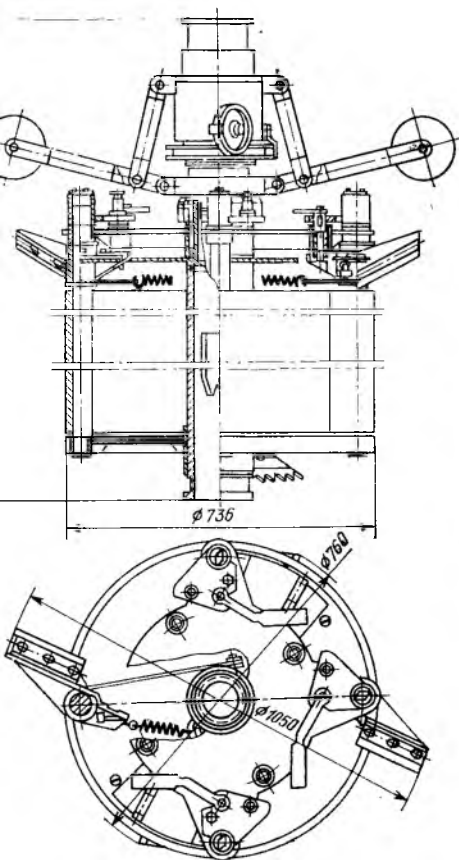


Рис. 21.23. Схема бура установки ЛБУ-50

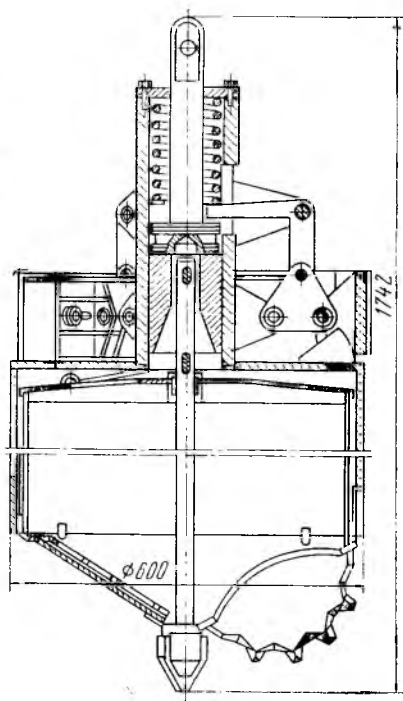


Рис. 21.24. Схема бура установки УБСП-25

Разгрузка цилиндрического бура от породы является сложной операцией. В практике применялись конструкции буров с различными способами разгрузки, но наиболее приемлемым оказался способ, использованный в конструкции бура установки ЛБУ-50 (рис. 21.23).

Шурфобур ЛБУ-50 состоит из сборного цилиндрического корпуса, днища и центральной трубы. Наличие центральной трубы и специального устройства в верхней части бура обеспечило возможность подъема бура, заполненного породой, без разборки колонны бурильных труб.

В днище имеется два проходных окна, через которые бур заполняется породой. Разрушение породы осуществляется двумя съемными, размещенными наклонно у проходных окон ножами с прерывистой режущей кромкой.

Цилиндрический корпус состоит из четырех одинаковых секций, каждая из которых посажена на вертикальную ось, закреп-

ленную в верхней части бура и в днище. При бурении все секции зафиксированы таким образом, что образуют цилиндрический корпус. При разгрузке бура на поверхности каждая секция цилиндра с помощью специального гидроключа поворачивается на 90°. При этом порода частично выталкивается из бура, а оставшаяся часть ее выгружается вручную. Объем работы по разгрузке бура вручную значительно возрастает при проходке по тяжелым глинистым породам.

Дальнейшим развитием конструкции бура с гидрофицированной разгрузкой является кассетный бур. Из двух проходных окон в днище бура порода поступает в две кассеты, каждая из которых представляет собой контейнер, ограниченный по бокам с одной стороны цилиндрической поверхностью, а с другой — диаметральной плоскостью.

Для разгрузки кассет после подъема бура на поверхность их поочередно снимают с него с помощью кран-балки установки, отводят в сторону к месту разгрузки, раскрывают и освобождают от породы. При наличии сменного комплекта кассет операцию разгрузки бура можно совместить с бурением.

В комплект бурового инструмента установки УБСР-25, наряду с грейфером и однолезвийным долотом, предназначенным для проходки по породам с включением валунов, входит цилиндрический бур, по конструкции являющийся кассетным. Кассета цилиндрической формы (рис. 21.24), имеющая центральную трубу, передовое долото и оснащенная основными ножами, вставляется в бур снизу и фиксируется. Проходка шурфа ведется с использованием двух основных технологических схем. По первой схеме бур опускается в шурф на буровых штангах, а по второй — на канате, причем на забое бур специальными стопорными устройствами фиксируется в обсадных трубах. Вращающий момент передается буру через обсадные трубы. Непосредственно под торцевой частью трубы забой разрушается с помощью фрезерного башмака.

Стремление облегчить операцию разгрузки бура и упростить его конструкцию привело к созданию в МГРИ дискового бура. Дисковый бур является модификацией скользящего бура. Он не имеет боковой цилиндрической поверхности, а порода в процессе углубки шурфа аккумулируется непосредственно на плоском днище, имеющем два проходных окна и ножи, располагаемые у окон под углом 45—75° в зависимости от свойств пересекаемых пород. Дисковый бур может эффективно применяться при проходке по ненасыщенным водой породам.

Представляет интерес конструкция колонкового бура для мягких пород, разработанная в МГРИ. Бур состоит из двух частей, расположенных одна над другой таким образом, что возможен поворот на некоторый угол одной части относительно другой. Вращающий момент передается через бурильные трубы верхней части бура. Разрушение породы при вращении бура производится двумя наклонными ножами, образующими кольце-

вой забой. Большая часть породы поступает в бур в виде керна, а разрушенная ножами аккумулируется в кольцевом пространстве между стенкой бура и керном и частично размещается на керне сверху.

После прекращения углубки включается обратное вращение бура, вследствие чего верхняя его часть поворачивается относительно нижней. При этом с помощью специального устройства включаются расположенные в нижней части бура подрезные ножи. В рыхлых породах подрезка керна осуществляется в процессе поворота верхнего цилиндра относительно нижнего, а в крепких — постепенно при продолжающемся обратном вращении. После подрезки керн поднимается на поверхность в буре.

Для бурения шурфов в породах средней крепости в МГРИ был разработан и испытан колонковый бур, в конструкции которого для отрыва керна предусмотрена система гидроцилиндров. Штоки гидроцилиндров, оснащенные рабочими наконечниками, внедряются в керн и производят его откол. На поверхность керн поднимается на выдвинутых штоках.

Ударное бурение шурфов может осуществляться по одной из трех схем: свободно падающим буром с подъемом породы в нем после каждого удара; забивкой бура тяжелой штангой с подъемом породы в нем; разрушением породы на забое серией последовательных ударов долота и подъемом разрушенной породы желонкой.

По первой схеме бурение ведется путем подъема и сбрасывания бура на забой с помощью лебедки бурового станка. Для работы по второй схеме используют буровые установки, оборудованные механизмами, способными наносить удары по забую с определенной частотой. Третья схема используется при бурении установками типа УКС.

Для бурения по первой схеме в ПНИИС разработан ячеистый бур. Для удержания породы от выпадения при подъеме внутренняя полость бура снабжена перемычками, образующими ряд ячеек. Освобождение бура от породы происходит после одного-двух ударов по его корпусу.

Технологические параметры и технико-экономические показатели бурения шурфов. Технология бурения шурфов определяется как физико-механическими свойствами пород, так и техническими возможностями применяемого оборудования. Применительно к наиболее распространенному вращательному способу бурения в породах до IV—V категорий основными технологическими параметрами являются частота вращения бура и осевая нагрузка на забой. Частота вращения бура при данной величине установленной мощности привода связана, как известно, с величиной вращающего момента, который ограничивается прочностью элементов трансмиссии.

Вращательное бурение шурфов производится в основном бурами, осуществляющими разрушение породы и аккумулирующими ее. При этом сопротивление заполнению бура постепенно

возрастает, механическая скорость бурения падает, и углубка прекращается.

Осевая нагрузка оказывает существенное влияние на производительность бурения.

При бурении шурфов цилиндрическим буром установки ЛБУ-50 скорость бурения возрастает при увеличении осевой нагрузки до 2500—3000 даН. Дальнейшее увеличение ее приводит лишь к росту вращающего момента, поскольку бур прижимается днищем к забою (ножи полностью заглублены в породу). Одновременно с осевой нагрузкой увеличивается и вращающий момент. Его максимальное значение у ЛБУ-50 соответствует частоте вращения на первой передаче (14 мин^{-1}). При более высокой частоте вращения (38, 63, 101 мин^{-1}) вращающий момент уменьшается и его величина становится недостаточной для реализации больших значений осевой нагрузки. Углубка за один рейс при проходке по плотным сухим глинам составляет 0,15—0,25 м.

При бурении шнековым буром на первой передаче углубка за один рейс максимальна и достигает 0,5—0,6 м при осевой нагрузке до 4000 даН.

Производительность при буровом способе проходки шурфов намного превосходит этот показатель при других способах. Например, по сравнению с проходкой вручную при глубине шурфов до 15 м она выше в 5—7 раз.

Стоимость проходки шурфов способом бурения (на примере установки ЛБУ-50) в 4—6 раз ниже, чем при ручном способе. Однако при буровом способе следует учитывать объем шурфопроходческих работ, так как амортизационные отчисления производятся независимо от объема работ, а стоимость буровых установок довольно высокая (рис. 21.25). Из графика следует, что в общем случае существенный экономический эффект от применения буровой установки ЛБУ-50 можно получить при годовом объеме работ на одну установку (при глубине шурфов до 10 м) не менее 2,5—5 тыс. м.

Широкому внедрению бурового способа проходки шурфов при разведке месторождений препятствуют небольшие объемы шурфопроходческих работ, большая разбросанность участков работ, а также сложные географические, топографические и геологические условия проведения выработок. Эффективность бурового способа проходки шурфов увеличивается в том случае, если при недостаточно больших объеме и концентрации шурфопроходческих работ используются универсальные установки, предназначенные и для бурения разведочных скважин, и для бурения шурфов.

Область проходки шурфов способом бурения может быть существенно расширена путем создания эффективного породоразрушающего инструмента и совершенной технологии для плывунов, несвязных сыпучих, мерзлых, средней крепости и крепких горных пород.

Ликвидация шурфов. Как и другие разведочные выработки (канавы, траншеи, стволы шахт и штольни), шурфы по окончании работ должны быть ликвидированы (погашены). Погашение шурфов производится путем их засыпки. Наиболее целесообразно эту операцию выполнять с помощью бульдозеров или экскаваторов.

При глубине шурфов более 10 м ликвидацию шурфов можно производить путем надежного перекрытия двумя прочными полками (деревянными, железобетонными или из металлических балок). Один полк устанавливается на глубине расположения коренных пород, но не менее 10 м от поверхности, а другой — на уровне поверхности. Пространство между полками засыпается.

Вокруг устья ликвидированного шурфа устанавливается ограждение высотой не менее 2,5 м.

Если шурфы пройдены по слабым или обводненным породам, то их ликвидация может производиться только путем засыпки породой с последующей досыпкой после осадки.

При погашении шурфов допускается извлечение инвентарной крепи, если это предусматривается ее конструкцией, указывается в документации по эксплуатации и если в процессе раскрепления шурфа не будет происходить проседание поверхности.

До начала извлечения крепи выработка должна быть тщательно осмотрена. При наличии больших перекосов и сдвигов крепи извлекать ее из шурфа не разрешается.

Извлечение крепи производится только с поверхности отдельными секциями при помощи подъемных устройств. До извлечения очередной секции (кольца) крепи выработка должна быть предварительно засыпана до уровня извлекаемой секции, причем засыпка выработки путем частичного обрушения стенок шурфа не допускается.

Нахождение людей в забое шурфа при извлечении инвентарной крепи допускается только в том случае, если это предусмотрено конструкцией крепи и указано в ее эксплуатационной документации.

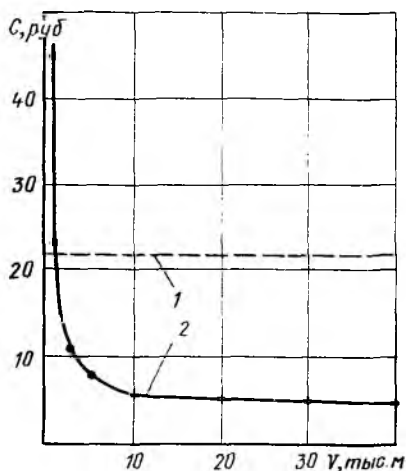


Рис. 21.25. График зависимости стоимости бурения 1 м шурфа глубиной до 10 м установкой ЛБУ-50 С от годового объема работ V:

1 — проходка шурфа вручную; 2 — проходка шурфа установкой ЛБУ-50

22. ПРОВЕДЕНИЕ ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ СПЕЦИАЛЬНЫМИ СПОСОБАМИ

22.1. Общая характеристика специальных способов

Степень сложности горно-геологических условий при проведении выработок определяется в основном водообильностью горных пород и их устойчивостью при обнажении. В скальных сильнотрещиноватых породах (в зонах дробления) водоприток в выработку может достигать значений, превышающих производительность имеющихся средств водоотлива. При отсутствии сил сцепления между кусками породы становится также невозможным применение обычных видов крепи. В этих условиях в забое нельзя поставить даже одну крепежную раму: до проведения выработки требуется искусственное укрепление массива горных пород. Укрепление пород приводит и к уменьшению водопритоков.

Наиболее сложные условия возникают при проведении выработок в рыхлых, слабоустойчивых водоносных породах с напорными подземными водами, а также в песчано-глинистых породах, не допускающих обнажений. В этих условиях до проведения выработки ведутся работы по укреплению пород и гидроизоляции трассы.

Все специальные способы проведения выработок делят на четыре группы, которые предусматривают:

- применение специальных крепей (забивных, опускных, щитовых) без предварительного укрепления массива;

- временное укрепление массива на период проведения выработки (замораживание, водопонижение и др.);

- укрепление пород на весь период эксплуатации выработки (тампонирование массива различными материалами);

- использование физических процессов и специального оборудования при сооружении камерных выработок (размыв каменной соли, использование взрыва).

Опускную или забивную крепи применяют при небольшой мощности водоносных и рыхлых отложений. Крепь предохраняет выработку от проникновения сыпучих и плавучих пород в период ее проходки.

Щитовой способ нашел применение в основном при строительстве тоннелей в слабых и неустойчивых породах. Под защитой щита — металлической оболочки, вдавливаемой в породный массив, производится выемка породы в забое и возведение постоянной крепи.

Водопонижение уровня грунтовых вод в подземных условиях применяют в основном при проведении выработки в обводненных и слабоустойчивых породах с целью их уплотнения (при коэффициентах фильтрации от 0,01 до 3 м/сут).

Укрепление (тампонаж) применяют для связывания как скальных трещиноватых, так и рыхлых отложений с целью придания им устойчивости и снижения водопритока в выработку. Для тампонажа используют цементные, глинистые или химические растворы. При химическом укреплении горных пород в качестве основного связующего компонента в тампонажном растворе применяют химические (полимерные) растворы на основе карбамидных смол.

Замораживание пород применяют для водоносных неустойчивых пород в том случае, если осушение и тампонаж неэффективны: сильные водопритоки со значительным напором, высокие коэффициенты фильтрации пород. Способ замораживания является универсальным, так как может применяться при любой горно-геологической обстановке, но требует больших материальных затрат.

В настоящей главе излагаются специальные способы проведения горизонтальных горноразведочных выработок и разведочных шурфов. Проходка вертикальных стволов разведочных шахт осуществляется специализированными шахтопроходческими организациями.

22.2. Проведение выработок с забивной крепью и водопонижением уровня грунтовых вод

Проведение выработок с помощью забивной крепи применяют в основном на талых россыпях при небольших водопритоках в забой выработки. Выработку проходят короткими заходками длиной 0,5—1,5 м в зависимости от устойчивости пород. Если в почве выработки залегают относительно устойчивые породы плотика, а кровля неустойчива, то забивную крепь, выполненную в виде деревянных шпунтов, забивают только со стороны кровли выработки, а неустойчивый забой затягивают досками или устанавливают деревянные щиты, чтобы порода не осыпалась.

Порядок возведения забивной крепи заключается в следующем (рис. 22.1). Шпунты длиной 1,4—2 м и толщиной 40—80 мм из досок укладывают так, чтобы они плотно прилегали один к другому и опирались на последнюю деревянную крепежную раму. Шпунты забивают вручную кувалдой на длину заходки. После забивки шпунтов забой раскрывают (убирают затяжку из досок) в верхней части и начинают выемку породы лопатой на толщину одной крепежной рамы. При неблагоприятных условиях подвигание забоя равно толщине одной рамы, а при благоприятных — выемку породы ведут на 2—3 крепежные рамы. Первоначально верхняки рам укладывают на две металлические подхватки (стержни), которые крепятся строительными скобами к стойкам крепи. В средней части забоя на образовавшемся уступе устанавливают крестовину-подхват для поддержания верхняков крепи. Затем начинают отбойку и уборку породы в

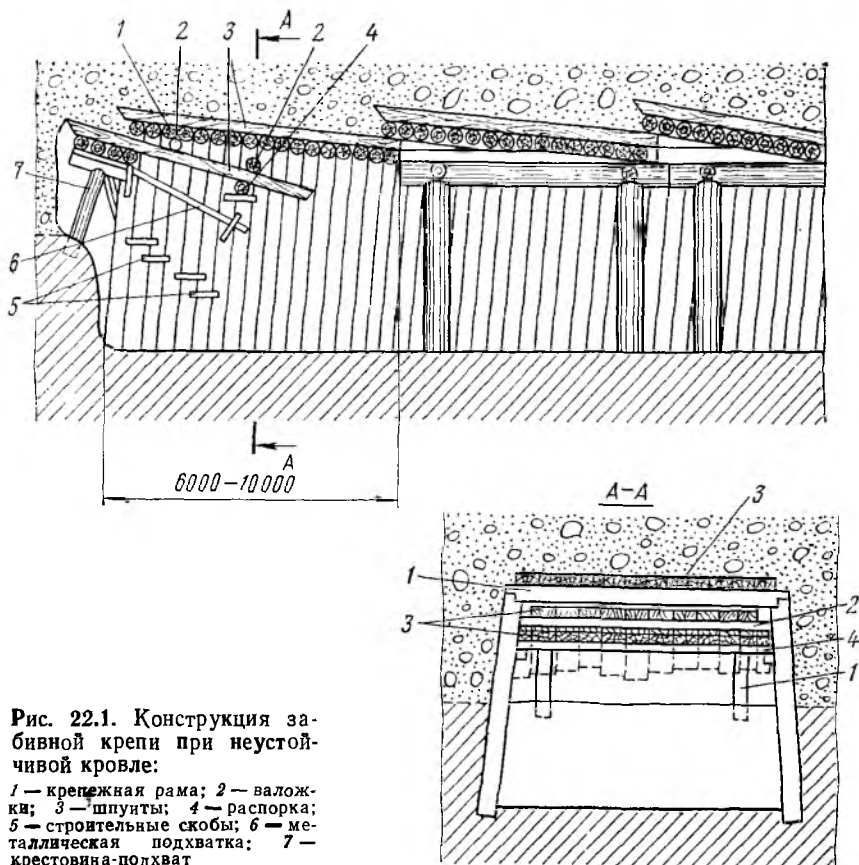


Рис. 22.1. Конструкция забивной крепи при неустойчивой кровле:

1 — крепежная рама; 2 — валожки; 3 — шпунты; 4 — распорка; 5 — строительные скобы; 6 — металлическая подхватка; 7 — крестовина-подхват

нижней части забоя. Выемку породы начинают в первую очередь со стороны боков выработки, чтобы установить стойки под верхняки крепежных рам, а потом отбивают и убирают породу из центральной части забоя. Стойки рам устанавливают таким образом, чтобы верхняки плотно прилегали к шпунтам. Рамам придают небольшой уклон в сторону забоя. Установленные рамы усиливают прогонами на стойках (подхватами). Подхваты устанавливают с отставанием от основной крепи не более чем на 2,5 м. Для плотного прилегания верхняков рам к прогонам между ними укладывают клиновидные заложки.

В зависимости от площади поперечного сечения выработки и конструкции крепи расход лесоматериалов на 1 м³ выработки составляет 0,15—0,3 м³. Как показала практика, выработки в слабых сильнообводненных породах лучше проводить с применением забойного водопонижения.

Способ проведения выработок с искусственным водопонижением из забоя применяется в основном в угольных шахтах при проходке горизонтальных дренажных выработок. Сущ-

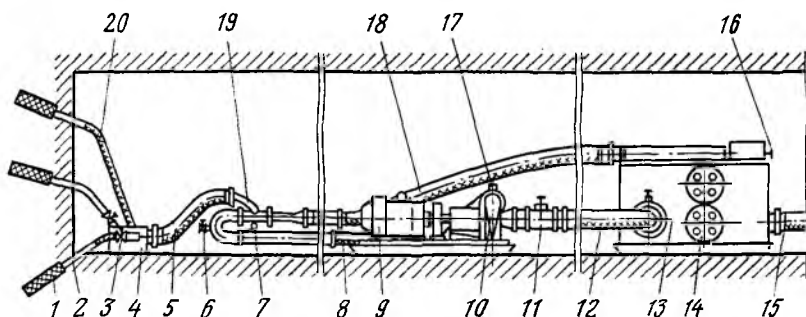


Рис. 22.2. Принципиальная схема установки забойного водопонижения УЗВМ: 1 — иглофильтр; 2 — надфильтровая труба; 3 — вентиль; 4 — водосборный коллектор; 5 — всасывающий рукав; 6 — вентиль; 7 — вакуумметр; 8 — рукав напорный; 9 — электродвигатель; 10 — центробежный насос; 11 — задвижка; 12 — рукав; 13 — циркуляционный бак; 14 — бобина; 15 — сбросной рукав; 16 — маховик дефлектора; 17 — пробка; 18 — рукав; 19 — водоструйный насос; 20 — соединительный шланг

ность способа заключается в следующем. При откачке воды из забоя через иглофильтры с помощью установок забойного водопонижения (УЗВ-2, УЗВМ-2, УЗВМ-3 и др.) уровень грунтовых вод понижается и породы впереди забоя осушаются. Это способствует их уплотнению за счет удаления из них гравитационной и частично капиллярной воды.

Принципиальная схема установки забойного водопонижения в горизонтальной выработке приведена на рис. 22.2.

Работы по осушению забоя установкой забойного водопонижения производятся следующим образом. При встрече в забое слабоустойчивых пород последний затягивают досками и проходку обычным способом временно прекращают (доски на рисунке не показаны). Сквозь дощатую обшивку забоя делают отверстия для внедрения в породу иглофильтров, которые представляют собой колонны труб с фильтрами и наконечниками длиной до 8,5 м. Погружение иглофильтров в породу осуществляется гидравлическим способом (путем вымывания). Иглофильтры после внедрения в нижнюю часть, центр и бока забоя (в кровле не ставят) подсоединяют к водосборному коллектору с помощью гибких шлангов. Коллектор с помощью всасывающего рукава подсоединяется к насосу агрегату, который может находиться от забоя на расстоянии до 250 м в выработке со стороны прохода для людей. Насосный агрегат состоит из водоструйного насоса (эжектора), центробежного насоса и закрытого циркуляционного бака, наполненного водой. Водоструйный насос предназначен для создания вакуума в водосборном коллекторе и в иглофильтрах, а также для откачки воды, поступающей в коллектор. Водоструйный насос работает с помощью центробежного, который берет воду из циркуляционного бака. При истечении воды под большим давлением из насадки водоструйного насоса в его смесительной камере и во всей всасывающей системе создается вакуум, благодаря которому

происходит принудительное отсасывание воды из обводненных пород забоя. После образования депрессионной поверхности впереди забоя начинается подсасывание вместе с водой небольшого количества воздуха. После стабилизации работы установки и уплотнения пород в забое последний раскрывают — снимают доски, начиная от кровли. Выемку породы производят ручным инструментом и устанавливают постоянную или временную крепь. Высвобожденные в процессе выемки породы иглофильтры погружают снова в породу забоя и подключают к коллатору.

При проведении вертикальных выработок (шурфов, устьев ствола) на глубину до 20 м (при коэффициенте фильтрации пород 0,01—10 м/сут) и близком залегании водоупора можно применять водопонижение эжекторными иглофильтровальными установками с поверхности. Подъем воды на поверхность эжекторным иглофильтром производится также с помощью водоструйного насоса (эжектора), который встроен в иглофильтр, а подача воды для его работы осуществляется центробежным насосом, расположенным на поверхности. Наибольшее распространение получила эжекторная иглофильтровальная установка ЭИ-25, имеющая иглофильтры диаметром 63 мм. Перед установкой иглофильтров бурят скважины, которые промывают водой до полного ее осветления. Иглофильтры устанавливают в один или два ряда вокруг контура будущей выработки.

При значительных водопритоках в скважину вместо эжекторного иглофильтра устанавливают погружные насосы типа АТН, имеющие подачу от 30 до 200 м³/ч и напор от 30 до 100 м. Для установки таких насосов необходим внутренний диаметр скважины от 188 до 340 мм.

Понижение уровня грунтовых вод вокруг контура выработки приводит к уплотнению и увеличению прочностных характеристик грунта. В осушенной зоне пород горнопроходческие работы ведутся в относительно благоприятных условиях.

22.3. Проведение выработок с предварительным тампонированием и замораживанием пород

Тампонирование горных пород применяют для изоляции горных выработок от водопритока, закрепления несвязных водонасыщенных или сухих пород, укрепления нарушенных пород и улучшения условий работы крепи в сложных горно-геологических условиях.

В несвязных породах задачей тампонажа является скрепление зерен, слагающих породу, для создания устойчивого массива и проведения по нему выработок обычным способом. Для тампонажа скальных трещиноватых пород применяют цементные и цементно-глинистые растворы, а для несвязных песчаных — химические растворы на основе карбамидных смол.

Цементные растворы затворяют чистой водой. Для ускоре-

ния схватывания применяют хлористый кальций, который добавляют к массе цемента в количестве до 3%. Водоцементное отношение составляет от 0,6 до 1. В раствор также вводят следующие добавки: поверхностно-активные вещества (ПАВ), например сульфитно-спиртовую барду и минеральные стабилизаторы (глину, глинопорозки), которые повышают агрегатную устойчивость цементного раствора.

Химические тампонажные растворы составляют на основе карбамидных смол марок МФ-17, КМ, КМ-3, МФФА и др. Эти смолы хорошо смешиваются с водой и слаботоксичны. Для отвердевания смол применяют водные растворы соляной, щавелевой и фосфорной кислот, хлористый аммоний и др. Рабочее время раствора (до начала нарастания вязкости) можно регулировать от 15 до 45 мин в зависимости от состава раствора, температуры пород и процентного содержания отвердителя.

При тампонировании из забоя выработки создают завесу из укрепленных пород мощностью не менее 2 м. Раствор нагнетают через скважины, которые бурят подземными станками шарошечного или пневмоударного бурения, а также колонковыми перфораторами. В горизонтальных выработках скважины бурят с наклоном 3—4° по отношению к оси выработки, а в вертикальных — до 10°. Длина скважины зависит от проницаемости пород и может составлять от 4—5 до 15—20 м, а диаметр — от 50 до 145 мм. Меньший диаметр применяют при химическом укреплении, а больший — при цементации. Скважины обычно бурят по окружности контура выработки на расстоянии 1,2—2,6 м друг от друга.

При тампонировании пород цементными растворами в горизонтальной выработке применяют комплекс тампонажного обору́дования КТГ-1 (рис. 22.3). Перед нагнетанием раствора в забое сооружают тампонажную пере́мычку из бетона длиной до 5 м. Перед сооружением пере́мычки на деревянных или металлических стойках укрепляют металлические трубы-кондукторы, которые снабжают запорной арматурой. Через кондукторы бурят скважины буровым станком типа НКР-100М на длину проектируемой заходки. Нагнетание раствора производят спустя 3 сут после укладки бетона в пере́мычку цементным насосом НГР-250/50, установленным на платформе. Раствор готовят с помощью растворомешалки вместимостью 1,5 м³ со смесительным устройством производительностью 20 м³/ч. Цемент к растворомешалке доставляют в цистернах-цементовозах вместимостью 2 м³, а воду — в водовозных цистернах такой же вместимости. При наличии в выработке водопровода последняя цистерна не нужна.

При цементации из забоя вертикальной выработки используют буровой станок для бурения скважин и цементационный насос. Готовый цементный раствор подают в забой в бадьях с поверхности. Рабочее давление нагнетания раствора обычно на 2—2,5 МПа выше гидростатического давления подземных вод.

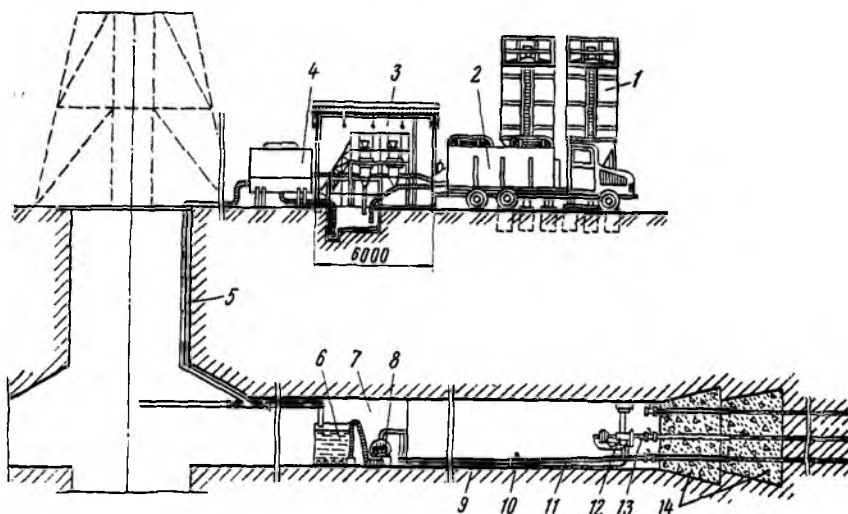


Рис. 22.3. Технологическая схема тампонажа с подачей раствора с поверхности:

1 — автоматизированный склад цемента С-753; 2 — смесительная машина 2СМН-20; 3 — тампонажный узел; 4 — цементировочный агрегат ЦА-320М; 5 — став труб в стволе для подачи раствора; 6 — емкость для раствора; 7 — камера расположения цементационного оборудования; 8 — насос 9Т; 9 — труба насосно-компрессорная для подачи раствора в скважины; 10 — камера манометра; 11 — шланг высокого давления; 12 — буровой станок; 13 — запорная арматура скважины; 14 — тампонажные перегородки

По данным практики на сооружение перегородки уходит 5—7 сут, а на ее разборку — 1—2 сут. Расход времени на собственно тампонирующее пород составляет 0,25—1,2 сут/м.

Для химического укрепления пород из забоя горизонтальной выработки используют комплекс оборудования (рис. 22.4), состоящий из установки 2 для внедрения и извлечения инъекторов 1, оборудования 6, 8 и 9 для приготовления раствора и насосного агрегата 5 и 7 для нагнетания раствора с контрольно-измерительными приборами. Извлечение и внедрение инъекторов производится с помощью гидроцилиндров 3, установленных на платформе 4. На этой же платформе монтируется колонка с автоподатчиком и колонковым перфоратором.

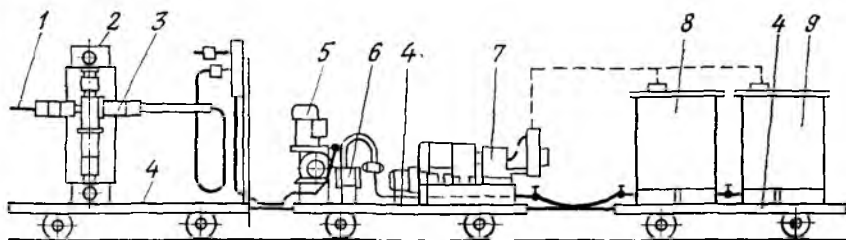


Рис. 22.4. Схема комплекса для химического укрепления пород

Стоимость цементации 1 м выработки составляет 120—300 руб., а при химическом укреплении — от 2 до 60 руб/м³.

Замораживание пород. Замораживание пород производят с помощью холодильных установок. Наибольшее распространение получили аммиачные холодильные установки, у которых хладагентом является аммиак. У передвижных станций типа ПХС-100 хладагентом является фреон. Получение холода на замораживающей станции основано на испарении хладагента, которое осуществляется в испарителе. Вокруг испарителя постоянно циркулирует хладоноситель — водный раствор хлористого кальция, который охлаждается. В свою очередь, хладоноситель, циркулируя в замораживающих колонках (установленных в скважинах), участвует в теплообмене с горными породами.

Работа замораживающей станции в одноступенчатом цикле сжатия позволяет понизить температуру хладоносителя до —30 °С.

Скважины для замораживающих колонн располагают по окружности выработки или по дуге для образования ледогрунтового свода. Бурение скважин производят из расширенной части горизонтальной выработки буровыми станками типов БА-100М или НКР-100м. Иногда замораживающие колонки вдавливают в рыхлую породу с помощью гидравлических домкратов. Длина участка замораживания не превышает 50 м, так как на большей длине при бурении станками подземного бурения не удастся избежать отклонения скважины от заданного направления. Скважины задают параллельно оси выработки (если она наклонная) или под углом 2—3° к ее оси. Общая длина скважины определяется длиной зоны водоносных пород, толщиной бетонной подушки (до 2 м), мощностью оставленного породного целика за бетонной подушкой и величиной заглубления скважины в коренные породы (до 2,5—3 м). Если зона водоносных пород имеет значительную длину, то выработку проходят в несколько заходов (этапов). Если бурение скважин ведется колонковым перфоратором ПК-75, то длину скважины принимают около 15 м при длине заходки 11—12 м.

В случае применения буровых станков, перед началом каждой заходки в выработке сооружают буровую камеру. Обычно она имеет круглую форму сечения, высота ее на 2—2,5 м больше высоты выработки в свету, длина 3—3,5 м. Камера имеет смещение по продольной оси от центральной части выработки вниз на 0,3—0,5 м. Скважины располагают в один ряд, если проектируемая толщина ледогрунтового цилиндра не превышает 2 м, и в два ряда, если эта толщина должна быть больше. Расстояние между точками заложения скважин при одnorядном их расположении принимают 0,6—0,8 м, а при двухрядном — 0,8—1 м (для внутренней окружности). Кроме основных, предусматривают контрольные скважины (до 25% от общего числа) для измерения температуры и гидронаблюдений.

После окончания бурения скважину оснащают замораживающей колонкой и подключают к холодильной установке. Замораживающая колонка представляет собой трубу с герметически закрытым и заостренным нижним концом. В этой трубе располагают трубу меньшего диаметра, которую называют питающей. Нижний конец питающей трубы не доходит до основания замораживающей колонки на 0,3—0,4 м. В верхней части замораживающую колонку снабжают головкой, через которую пропускают две трубы малого диаметра. Через одну трубу подают рассол (хладоноситель) в питающую трубу, а другую подсоединяют к коллектору (общей трубе для всех колонок). Хладоноситель с низкой температурой от замораживающей станции по рассолопроводу подают по питающей трубе в нижнюю часть колонки, из которой он поднимается вверх по трубе большого диаметра и отнимает тепло от пород. Отработанный рассол попадает в коллектор и по рассолопроводу снова направляется на замораживающую станцию.

Замораживание ведут в два периода. После периода активного замораживания приступают к проведению выработки обычным способом. В период проходки выработки работа холодильной установки по поддержанию ледогрунтового ограждения продолжается с прежней мощностью во избежание его оттаивания. Этот период работы установки называют пассивным.

При неглубоком заложении горизонтальной или наклонной выработки (до 30 м) и небольшой мощности участка водоносных пород замораживание производят с поверхности. Скважины в этом случае располагают рядами вдоль трассы выработки. Расстояние между продольными рядами равно 2—3 м, между скважинами во внешних рядах — 1,2—2 м, а между скважинами во внутренних рядах — 1,5—2,5 м. В зависимости от поперечных размеров ледогрунтового ограждения число продольных рядов принимают 2—6. Глубина скважины обычно на 2—2,5 м больше глубины заложения почвы выработки. При большей глубине заложения выработок (до 60 м) замораживание ведут только в необходимой зоне (зональное замораживание). Для уменьшения отбора тепла выше зоны активного замораживания колонка на этой длине выполняется из двух труб с изоляцией между ними из полимерного материала. При глубине заложения более 60 м рекомендуется применять замораживание из боа выработки.

При проведении вертикальных выработок замораживающие скважины располагают по окружности в один ряд, если требуемая толщина ограждения 3—5 м, расстояние между ними 1,1—1,8 м.

В аварийных случаях для замораживания применяют жидкий азот, имеющий температуру $-195,7^{\circ}\text{C}$. Он направляется для испарения сразу в замораживающие колонки.

23. ПРОХОДКА РАЗВЕДОЧНЫХ КАНАВ И ТРАНШЕЙ

23.1. Общие сведения о способах проходки канав и траншей

Все способы проходки открытых геологоразведочных выработок, которые нашли применение на практике, можно разделить на следующие группы:

проходка землеройными машинами без предварительного рыхления пород взрывом (экскаваторами, бульдозерами, канавокопателями, скреперными установками);

проходка с использованием энергии взрыва для рыхления пород и землеройных машин для уборки (комбинированный способ);

проходка с использованием энергии взрыва (взрывание на выброс породы; взрывание на рыхление и ручная уборка);

прочие способы проходки (ручной, селевыми потоками, с применением гидромеханизации).

Выбор способов проходки открытых горноразведочных выработок основывается на учете многих факторов, отражающих специфику разведочных работ. К этим факторам относятся: географические, определяющие местоположение объекта работ, рельеф местности, сезонность работ, доступность (категория дороги, расстояние от базы и др.); горно-геологические — категорию разрабатываемых пород, их свойства, вид полезного ископаемого, глубину наносных отложений и др.; технико-экономические — сроки проведения и объемы проходки, наличие трудовых и материальных ресурсов, наличие и состояние техники и др.

Основными факторами можно считать доступность объекта работ для различных видов транспорта и категорию пород, характеризующую трудность их разработки тем или иным способом. Первоначальный выбор способов проходки по основным факторам можно сделать, исходя из условий горноразведочных работ по следующим основным группам:

I группа — участки с тальми наносами I—IV категорий (по шкале ЕНВ), доступные транспорту, — возможно применение любого из существующих способов проходки канав и траншей; предпочтительнее использование землеройных машин;

II группа — участки с тальми наносами I—IV категорий, недоступные для транспорта, возможно применение ручного и буровзрывного (взрывание на выброс) способов, а также селевого способа при наличии благоприятного рельефа и достаточных ресурсов воды;

III группа — участки с мерзлыми и скальными грунтами V—XX категорий, доступные транспорту, — буровзрывной способ (рыхление пород силой взрыва) с последующей уборкой породы землеройными машинами;

IV группа — участки с мерзлыми и скальными грунтами V—XX категорий, недоступные транспорту, — буровзрывной способ проходки (с ручной уборкой породы или взрывом на выброс).

В настоящее время ручная проходка канав применяется лишь на тех геологических объектах, где по тем или иным причинам невозможно использование других, более прогрессивных способов.

Самым распространенным в настоящее время является буровзрывной способ проходки, на долю которого приходится около 60% общего объема работ. Это объясняется тем, что он пригоден практически в любых горно-геологических условиях и не требует больших затрат.

Проведение канав взрывом на выброс иногда оказывается экономически целесообразнее в сравнении с использованием землеройной техники на участках с небольшими годовыми объемами проходки. Однако необходимость ручной доработки канавы после взрыва с целью удаления слоя пород, деформированного взрывом, а также существенные затруднения, связанные с засыпкой выработки и рекультивацией почвенного слоя, делают этот способ в некоторых случаях нецелесообразным.

Имеющийся опыт комплексного использования существующих средств бурения, взрывания и уборки породы свидетельствует о целесообразности его широкого внедрения в практику проходки канав и траншей. При этом обеспечивается проходка более глубоких выработок, высокая производительность при относительно невысокой стоимости, возможность использования техники при ликвидации выработок и рекультивации плодородного слоя.

23.2. Параметры разведочных канав и траншей

Проходка открытых геологоразведочных выработок осуществляется на всех стадиях разведочных работ. При выполнении предварительной разведки объемы горных работ зависят от мощности наносов и сложности геологического строения района. При геологическом картировании предусматривают проходку канав или траншей из расчета получения одного обнажения ориентировочно на 2,5—4 км² заданного масштаба. Для вскрытия, прослеживания и опробования рудных тел в различных условиях обнаженности обычно принимают дополнительно от 1,5 до 5 тыс. м³ объема канав на 1 км² площади, в которой размещаются рудные тела. На этой стадии разведки рудные тела, получившие положительную оценку, детально разведываются канавами (через 10—20 м) или траншеями (при мощности жил менее 1 м). При детальной разведке планируются такие объемы канав и траншей, которые дают надежные исходные данные для проектирования рудника.

Рудные тела, вскрытые канавами, опробуют секционными бороздами. Если вскрытие рудных тел произведено траншеями

по их простирациям, то борозды для опробования проводят вкрест простираения. Перед опробованием выработку углубляют до обнажения неветрелых пород и хорошо очищают от наносов и сильно разрушенных взрывом пород. Разведку траншеями обычно ведут на россыпных месторождениях при глубине залегания россыпей до 10 м.

Основными геометрическими параметрами открытых горно-разведочных выработок являются: глубина, длина по полотну (дну), ширина по полотну (по дну), ширина поверху, а также угол откоса бортов (стенок). Глубина разведочных канав обычно не превышает 2—3 м и иногда достигает 5—6 м, а разведочных траншей — 10 м. Длина канав изменяется от 5 до 1000 м и более и определяется размерами изучаемых площадей, а также горизонтальной мощностью разведываемых рудных тел. Ширина канав по полотну в большинстве случаев составляет 0,6—1 м, а разведочных траншей — 3,5—4 м. Ширина канав и траншей поверху (на уровне земной поверхности) определяется исходя из глубины выработки и принятым углом откоса бортов. Устойчивый угол откоса бортов у сыпучих пород, лишенных сил сцепления, обычно равен углу естественного откоса, под которым понимают наибольший угол, образуемый откосом свободно насыпанной горной массы в состоянии равновесия с горизонтальной плоскостью. Этот угол зависит от крупности и формы частиц породы, а также водонасыщенности. У связных пород устойчивый угол откоса θ бортов можно принять $\theta = 45^\circ + \varphi/2$, где φ — угол внутреннего трения.

Угол внутреннего трения можно принять: для скальных трещиноватых пород всех типов (нарушенных и ненарушенных взрывом) — $38\text{--}42^\circ$; для несвязных и глинистых пород — $20\text{--}38^\circ$, лёссов — $26\text{--}29^\circ$; для каолиновых глин — 16° . Чаще всего угол откоса бортов у канав и траншей принимают равным $50\text{--}70^\circ$. В зависимости от угла откоса бортов открытые горно-разведочные выработки могут иметь различные формы поперечного сечения (рис. 23.1).

Прямоугольная форма с отвесными бортами (рис. 23.1, а) принимается в устойчивых породах или мерзлых грунтах. В талых наносах такая форма может приниматься только при наличии крепи. Наиболее распространена трапецевидная форма (рис. 23.1, б), которая не требует крепи даже в рыхлых породах, поскольку угол откоса бортов может быть принят равным углу естественного откоса. Глубина трапецевидных канав не превышает 2 м. Ступенчатую форму обычно придают глубоким канавам (более 2,5 м). Ширину подступа принимают равной 0,5 м. Такие канавы не крепят. Ступенчатая канава с вертикальными бортами (рис. 23.1, в) применима только в мерзлых грунтах. При наличии разнопрочных пород в наносах канаве придают переменный угол откоса борта (рис. 23.1, г). Такая форма канавы в основном приемлема в песчано-глинистых породах, склонных к оплыванию под действием атмосферных осадков.

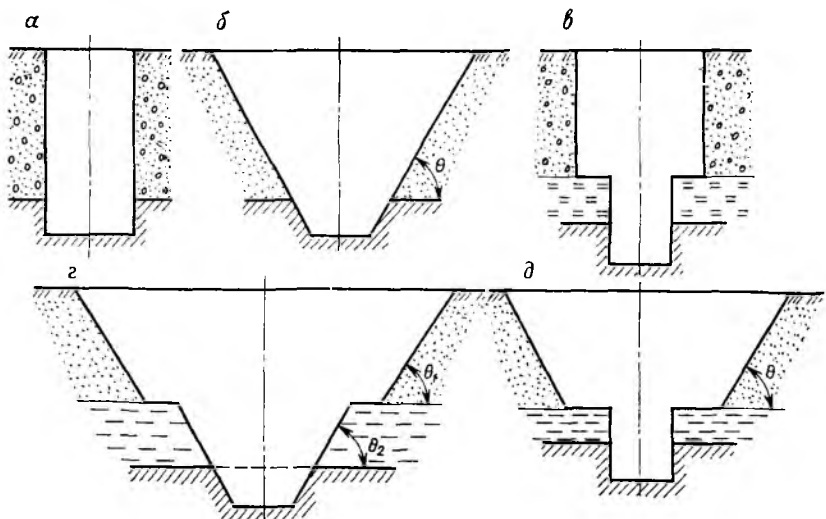


Рис. 23.1. Формы поперечного сечения канав

Если наносные отложения однородного состава, то угол откоса борта соблюдается одинаковым на всей глубине их заложения, а углубка в коренные породы (до 0,5—1 м) делается с вертикальными стенками (рис. 23.1, б).

Траншеи, как правило, имеют трапецевидное сечение. Бортам придается устойчивый угол откоса, поскольку траншею никогда не крепят.

23.3. Проходка канав и траншей землеройными машинами

Землеройные машины обеспечивают проходку открытых горноразведочных выработок без предварительного рыхления в породах I—IV категорий (по ЕНВ) или после предварительного рыхления взрывом в мерзлых грунтах или породах более высоких категорий. Для проходки выработок используются бульдозеры, экскаваторы, скреперные установки и канавокопатели. Технологический процесс проходки открытых выработок включает следующие технологические операции: подготовку трассы выработки, собственно проходку (разработку и транспортирование породы), зачистку полотна выработки (ручную углубку в коренные породы при проходке канав), засыпку выработки после окончания геологического документирования и опробования обнаженных пород.

Проходка бульдозерами. Бульдозеры применяют на гусеничном или колесном ходу в равнинной и горной местности с продольными уклонами до 30°. Лучшие показатели по проведению канав и траншей имеют бульдозеры Д-606, Д-493А, Д-687 АС

и др. Эти бульдозеры гусеничные, с гидравлическим заглублением и управлением отвала, обеспечивают более высокую производительность и качественную зачистку полотна по сравнению с бульдозерами, имеющими канатное управление. Проходка канав бульдозерами широко применяется в ряде геологических объединений в летнее время. При глубине канав менее 3 м выработки проходят шириной, близкой к ширине бульдозерного ножа. При мощности наносов более 3 м ширина выработок поверху принимается равной удвоенной ширине бульдозерного ножа. Доводка полотна канав производится вручную и равняется примерно 2—3% общего объема бульдозерной проходки.

Технологическая схема проходки выбирается в зависимости от рельефа местности, длины, глубины и взаимного расположения выработок. При длине выработки до 50 м и глубине до 3 м порода срезается и перемещается в отвал, который располагается в противоположном торце выработки. При более длинных выработках, расположенных под углом к направлению склона местности, выемка и транспортирование породы осуществляются по схеме с расположением отвала в направлении понижения склона. Если выработку ведут вдоль склона или на горизонтальной местности, то породные отвалы располагают с обоих торцов.

При глубине выработок более 3 м и значительной длине их бульдозерные работы рекомендуется вести в определенной последовательности, которая заключается в следующем. Выработку по длине делят на секции. Вначале проходят секцию, расположенную в конце канавы, с перемещением породы в торцевой отвал. Затем производят углубку в коренные породы и опробование пройденной секции. После этого начинают проходку следующей секции, перемещая породу в ранее пройденную секцию, и т. д.

При проходке канав бульдозерами производительность труда в северо-восточных районах нашей страны составляет 160—220 м³/чел.-смену, а себестоимость 1 м³ — 0,2—0,5 руб.

Проходка экскаваторами. Наибольшее распространение получила проходка открытых выработок одноковшовыми экскаваторами типа обратной лопаты с вместимостью ковша от 0,4 до 1 м³. Они обеспечивают проходку канав и траншей глубиной от 2 до 5—6 м и шириной по полотну от 0,8 до 1,1 м и более. На проходке используются экскаваторы, имеющие гусеничный ход (Э-304Б, Э-652БС, Э-5015А, Э2526, ЭО-4123, ЭО-4121) или пневмоколесный (Э-302БС, ЭО-3322, ЭО-4321). Эти экскаваторы преодолевают уклон 22° при боковом крене 5—7°, имеют глубину копания 4—7 м и продолжительность цикла черпания 15—20 с.

Траншейные экскаваторы (цепной ЭТУ-354 и роторный ЭТР-161) могут найти применение только в равнинной местности для выемки пород I—III категорий с каменистыми включениями до 10—15% по объему и размером не более 200 мм.

Проходка канав и траншей экскаваторами осуществляется двумя типами забоев: лобовым и боковым. Наиболее распространен лобовой забой, при котором ось передвижения экскаватора находится в пределах контура выработки и параллельно ее оси.

Проходка канатными скреперными установками. В настоящее время применяются передвижные и самоходные канатные скреперные установки, специально разработанные для ведения геологоразведочных работ в пересеченной местности с значительной крутизной склонов, удаленных от стационарных источников электроснабжения и недоступных для серийной землеройной техники. Передвижные скреперные установки доставляются к месту работ тракторами или автомашинами. Во время работы они передвигаются силой тяги скреперной лебедки и могут преодолевать уклоны до 35°. Самоходные скреперные установки бывают двух типов: прицепные и навесные. Они передвигаются собственным ходом, преодолевая уклоны до 25°.

К передвижным скреперным установкам относятся МСУ-0,1 и СУ-0,2 (разработка ЦНИГРИ) с производительностью соответственно 20 и 55 м³/смену. Лучшими эксплуатационными данными обладает установка СУ-0,2, зонтообразный скрепер которой имеет диаметр 300 мм и вместимость 0,18 м³. Установка обеспечивает ширину по полотну 0,8 м и глубину канавы до 3,5 м. Длина скреперования без передвижки установки составляет 15—20 м. Лебедка 17ЛС-2С приводится дизельным двигателем Д-37М мощностью 29,4 кВт. Средняя скорость рабочего каната составляет 1,18 м/с, а холостого — 1,64 м/с. Канатоемкость барабана 60 м. Среднее тяговое усилие рабочего каната 15,7 кН.

Самоходные скреперные установки (ССУ) разработаны на базе гусеничных тракторов ДТ-75, трелевочных тракторов ТДТ-40 или ТДТ-75, имеют прицепные (у ДТ-75) или навесные (у ТДТ-40) лебедки 17ЛС-2С и скреперы ящичного, зонтообразного или гребкового типа вместимостью от 0,15 до 0,4 м³. Привод скреперных лебедок осуществляется от вала двигателя трактора. Установки обеспечивают проходку канав глубиной до 3,5 м и производительность от 22 до 50 м³/смену. Стоимость проходки 1 м³ канав скреперными установками в 1,5 раза и более дешевле, чем при ручной проходке выработок.

При проходке разведочных траншей могут применяться прицепные колесные скреперы, которые позволяют производить раздельную выемку и складирование культурного слоя почвы и горных пород.

23.4. Технико-экономический выбор способа проходки канав

При выборе способа проходки канав необходимо иметь следующие исходные данные: срок проведения разведочных работ, общий объем канав, категории разрабатываемых пород и ко-

эфициенты их крепости, доступный вид транспорта, размеры выработок, годовой и суточный режимы работы. Выбор способа проходки канав осуществляют путем сравнения, проводят оценку технической и экономической эффективности каждого из возможных способов (вариантов). Один из способов принимают за базовый. Относительно базового варианта ведется сравнение себестоимости проведения 1 м³ канавы с учетом удельных капитальных вложений и объема работ. Расчет ведется по утвержденной методике. Рациональным способом проходки будет тот, по которому достигается наибольшая экономическая эффективность, подсчитанная по формуле

$$[\Delta = [(C_1 + E_n K_1) - (C_2 + E_n K_2)] A, \quad (23.1)$$

где C_1 и C_2 — соответственно себестоимость единицы продукции при старом (базовом) и новом способах; E_n — нормативный коэффициент капитальных вложений, равный для геологических организаций 0,2; K_1 , K_2 — удельные капитальные вложения на 1 м³ проходки соответственно по старой и новой технологии с учетом объема выполненных работ; A — объем выполненных работ за рассматриваемый период (год, квартал).

В процессе технико-экономического расчета рекомендуется использовать нормативные документы: «Справочник укрупненных проектно-сметных нормативов на геологоразведочные работы (СУСН)» и «Единые нормы времени на проходку и крепление разведочных канав и шурфов» (ЕНВ).

Последовательность расчета примерно следующая. При известных нормах времени на проходку 1 м³ канав различными способами определяют сменную производительность труда одного рабочего по формуле

$$П = 1/H_{вр}, \quad (23.2)$$

где $H_{вр}$ — норма времени на проходку 1 м³ канавы данным способом, чел.-смен/м³.

При известном количестве смен $n_{см}$ в запланированном периоде разведки рассчитывают возможный объем выполненных работ на бригаду

$$A = П_б n_{см}, \quad (23.3)$$

где $П_б$ — производительность труда бригады в смену.

Количество единиц или комплектов оборудования $n_{об} = Q/A$, где Q — запланированный объем проходки канав. Далее определяют необходимую численность рабочих.

Для расчета показателей экономической эффективности при сравниваемых вариантах проходки необходимо иметь дополнительные данные: сменную себестоимость проходки 1 м³ канавы, коэффициенты к заработной плате и материальным затратам, накладные расходы и плановые накопления. Стоимость опробования и засыпки канав можно не учитывать, если затраты на от-

бор проб и засыпку одинаковы при рассматриваемых способах (вариантах).

Себестоимость проходки 1 м³ канавы

$$C = C_{\text{см}} / \Pi_6, \quad (23.4)$$

где $C_{\text{см}}$ — стоимость работ одной бригадо-смены или машино-смены; Π_6 — сменная производительность, м³.

Удельные капитальные вложения на 1 м³:

$$K = (\Pi k + C_{\text{м}} M) / Q, \quad (23.5)$$

где Π — оптовая цена оборудования, руб.; k — коэффициент транспортных и монтажных расходов; $C_{\text{м}}$ — себестоимость затрат по статье «материалы» на одну бригадо-смену, руб.; M — норма запасов материалов (оборотные фонды), смен.

Затраты на непроизводственные фонды часто не принимают в расчет, поскольку они незначительны по сравнению с другими видами капитальных вложений и примерно бывают одинаковыми для сравниваемых вариантов.

Сроки окупаемости T_0 дополнительных капитальных вложений определяют по формуле $T_0 = (C_1 - C_2) / (K_1 - K_2)$.

Приведем пример выбора способа проходки канав, используя исходные данные из работы.

ПРИМЕР. Сравним два способа проходки: экскаваторный и ручным инструментом. Ручной способ проходки примем за базовый, поскольку общий объем канавных работ сравнительно мал и составляет $Q = 1500$ м³. Канавы проходят в породах III—IV категорий (по шкале ЕНВ-76), имеющих коэффициент крепости $f = 1$. Коэффициент транспортных расходов на оборудование — 1,4. Работы ведут летом в одну смену, продолжительность рабочего сезона (летнее время) — 172 смены. Рабочий коэффициент к заработной плате — 1,5. Коэффициент накладных расходов и плановых накоплений — 1,145. Объем выемки на 1 м канавы 2,62 м³ (при средней глубине 1,5 м, ширине по дну 0,8 м, попереху 2,8 м и угле откоса бортов 55°).

Возможно использование экскаватора Э-5015, имеющего оптовую цену $\Pi = 18000$ руб. Коэффициент транспортных и монтажных работ $k = 1,4$. Норма запасов материалов $M = 100$ дней. Себестоимость затрат по статье «материалы» на 1 бригадо-смену для экскаватора составляет $C_{\text{м}} = 2,09$ руб.

Расчет ведем для экскаваторного способа проходки канав.

Расчет. По СУСН на геологоразведочные работы норма времени на проходку 1 м³ канавы экскаватором Э-5015 составляет $H_{\text{в}} = 0,0074$ бригадо-смены (бригада в составе $n = 2$). Тогда сменная производительность труда одного рабочего [по формуле (23.2)]

$$\Pi = 1 / (0,0074 \cdot 2) = 67,6 \text{ м}^3/\text{чел.-смену}$$

или на бригаду

$$\Pi_6 = 67,6 \cdot 2 = 135,2 \text{ м}^3/\text{бригадо-смену}.$$

Возможный сезонный объем проходки канав экскаватором составит [см. формулу (23.3)]

$$A = 135,2 \cdot 172 = 23\,200 \text{ м}^3.$$

Коэффициент использования экскаватора при объеме $Q = 1500 \text{ м}^3$

$$K_n = n_{об} = 1500/23\,200 = 0,065.$$

Если использовать этот же экскаватор на засыпке канав (после опробования), то этот коэффициент увеличится в 2 раза и будет составлять 0,13. Коэффициент использования дорогостоящего оборудования во времени должен составлять не менее 0,8—0,9. При малых объемах работ и больших простоях применение экскаватора может стать убыточным.

Определим себестоимость проходки 1 м^3 канавы, если себестоимость одной машино-смены $C_{см} = 25,13$ руб., а производительность $\Pi_6 = 135,2 \text{ м}^3/\text{бригадо-смену}$:

$$C = C_{см}/\Pi_6 = 25,13/135,2 = 0,185 \text{ руб/м}^3.$$

Удельные капитальные вложения на 1 м^3 при условии, что экскаватор будет использован в течение одного сезона на работах, объем которых $Q = 1500 \text{ м}^3$ [см. формулу (23.5)],

$$K = (18\,000 \cdot 1,4 + 2,09 \cdot 100)/1500 = 16,93 \text{ руб/м}^3.$$

Приведенные затраты при экскаваторном способе

$$З = (C + E_n K) = (0,185 + 0,2 \cdot 16,93) = 3,57 \text{ руб/м}^3.$$

При ручном способе проходки канав (базовый вариант) себестоимость 1 м^3 канавы составляет $C_1 = 1,97$ руб. и капитальные вложения $K_1 = 0$. Очевидно, что при сравнении экскаваторного и ручного способов проходки при объеме канавных работ $Q = 1500 \text{ м}^3$ будет получен отрицательный экономический эффект. Экономическая эффективность по формуле (23.1) будет отрицательной:

$$\begin{aligned} \mathcal{E} &= [(C_1 + E_n K_1) - (C + E_n K)] Q = \\ &= [(1,97 + 0) - (0,185 + 0,2 \cdot 16,93)] 1500 = -2400 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Ущерб будет примерно в 2 раза меньше, если экскаватор будет использован на засыпке канав после опробования. Ущерб получен потому, что экскаватор в течение сезона проработает на проходке канавы всего несколько смен:

$$n_{см} = Q/\Pi_6 = 1500/135,2 = 12.$$

При ручном способе проходки трое рабочих при производительности одного рабочего $3,12 \text{ м}^3/\text{смену}$ выполнят запланированный объем канавных работ только за 172 смены.

Рассчитаем экономический эффект при условии, что экскаватор будет занят в течение 172 смен после выполнения запла-

нированного объема на других участках работы геологоразведочной экспедиции или в экспедициях геологического объединения.

Возможный объем экскаваторной проходки $A = Q_1 = 23\,200 \text{ м}^3$. Определим удельные капитальные затраты на этот объем:

$$K = (18\,000 \cdot 1,4 + 2,09 \cdot 100) / 23,200 = 1,095 \text{ руб/м}^3.$$

Приведенные затраты

$$З = (C + E_{\text{в}}K) = (0,185 \cdot 0,2 \cdot 1,095) = 0,4 \text{ руб/м}^3.$$

Как уже указывалось, капитальные затраты при ручном способе проходки отсутствуют ($K_1 = 0$), а себестоимость $C_1 = 1,97 \text{ руб/м}^3$.

Рассчитаем экономическую эффективность применения экскаватора на новый объем работ:

$$Э_1 = (C_1 - З) A = (1,97 - 0,4) 23\,200 = 36\,424 \text{ руб.}$$

Такой высокий экономический эффект будет в том случае, если весь новый объем работ будет выполнен экскаватором вместо выполнения этого же объема вручную.

Для геологоразведочной экспедиции или геологического объединения может быть получен экономический эффект и при $Q = 1500 \text{ м}^3$, если экскаватор после выполнения этого объема будет использован на других канавных работах в течение всего сезона. Экономический эффект в этом случае по данному участку

$$Э_2 = (C_1 - З) Q = (1,97 - 0,4) 1500 = 2355 \text{ руб.}$$

Рассмотренный пример показывает, что широкое использование высокопроизводительной техники дает значительный экономический эффект, тогда как при малых объемах работ возможен ущерб.

Наиболее прогрессивными способами проходки канав следует считать способы с применением землеройной техники. В крепких породах в этом случае необходимо применять взрывное рыхление. Проходку целесообразно вести специализированными комплексными и хозрасчетными бригадами (отрядами), оснащенными самоходной техникой.

**ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

**24. СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ****24.1. Связь этапов разведки и эксплуатации
месторождений**

Под разработкой месторождений полезных ископаемых понимают совокупность производственных процессов, направленных на эффективное извлечение полезных ископаемых из недр земли. Таким образом, основным объектом разработки являются месторождения полезных ископаемых, которые открываются разведчики недр. Они же изучают геологические и гидрогеологические условия залегания месторождений, определяют количество и качество полезных ископаемых.

Количество полезного ископаемого, заключенное в пределах данного месторождения, составляет его геологические запасы, которые разделяют на две группы, подлежащие отдельному учету: балансовые запасы, полезное ископаемое в которых удовлетворяет требованиям промышленности по своим качественным характеристикам и которые поэтому экономически выгодны для разработки в настоящее время, и забалансовые запасы, в которых содержание полезного компонента ниже установленного промышленного минимума, а малая мощность залежи, сложность условий разработки, отсутствие эффективных методов переработки не позволяют использовать их в настоящее время, хотя и могут быть освоены в будущем.

Из балансовых запасов выделяют промышленные запасы, разработка которых в данное время экономически целесообразна. Однако в силу неизбежных потерь удастся извлечь лишь часть промышленных запасов, которую называют эксплуатационными запасами.

Для разработки месторождения полезного ископаемого создаются горные предприятия, успех работы которых во многом зависит от обеспечения взаимной связи между разведкой и разработкой. Поэтому в процессе эксплуатации месторождения проводят эксплуатационную разведку, состоящую в проведении горных выработок, бурении скважин и взятии проб для анализа. В каждом конкретном случае, однако, следует стремиться к тому, чтобы для эксплуатационной разведки использовать те выработки, которые предусмотрены для подготовки месторождения, а разведочные выработки проходить так, чтобы их можно было повторно использовать и для разработки.

Поэтому горняки-эксплуатационники и геологи-разведчики должны поддерживать постоянный контакт в работе и четко выполнять свои обязанности.

24.2. Общая характеристика способов разработки месторождений

В зависимости от условий залегания месторождений и мощности залежей их разработку осуществляют открытым, подземным и комбинированным способами.

При открытом способе разработки полезное ископаемое добывают из недр при использовании открытых горных выработок, которые примыкают непосредственно к земной поверхности и имеют незамкнутый контур поперечного сечения (в отличие от подземных горных выработок). Добывание полезных ископаемых открытым способом осуществляется карьерами, представляющими собой совокупность горных выработок, предназначенных для разработки месторождений. Под термином «карьер» понимают также и горное предприятие, ведущее добычу полезного ископаемого открытым способом.

Горные предприятия, разрабатывающие открытым способом месторождения угля, называют разрезами, а россыпи — приисками.

При подземном способе разработки полезное ископаемое добывают из недр посредством сооружения специальных подземных выработок. Добыча подземным способом осуществляется шахтой — самостоятельной производственной единицей, входящей в состав горного предприятия, например рудника, имеющего единое административно-техническое управление. Под термином «шахта» иногда понимают горную выработку, но тогда правильное ее называть стволом шахты.

При комбинированном способе разработки верхняя часть месторождения отрабатывается открытым способом, а нижняя — подземным.

Открытый способ разработки отличается, прежде всего, большой возможностью в применении мощной техники для отбойки, погрузки и транспортирования горной массы, что позволяет обеспечить высокую производительность труда и низкую себестоимость добычи полезного ископаемого. Важное значение имеет и более полное извлечение при этом способе полезного ископаемого, а также лучшие по сравнению с подземным способом санитарно-гигиенические условия труда для горнорабочих. Все это способствует во все расширяющихся масштабах использовать открытый способ разработки месторождений. Основным препятствием для его повсеместного применения является большая глубина залегания рудных тел от поверхности или малая их мощность, при которой доступ к полезному ископаемому может быть обеспечен только после удаления большого количества вмещающих пород.

Основные недостатки открытого способа разработки сводятся в основном к необходимости выемки, перемещения и складирования в отвалы больших объемов пустых пород, для размещения которых требуются значительные площади, что приводит в отдельных районах к потерям плодородных земель.

В карьерах большой глубины создаются трудности в удалении газов и пыли после взрывных работ, что ухудшает санитарно-гигиенические условия труда горнорабочих и загрязняет окружающую среду. Существующие инженерные методы газо- и пылеподавления при производстве массовых взрывов на карьере пока отличаются малой эффективностью. Определенное влияние на эффективность открытой разработки оказывают климатические и атмосферные условия.

Следует, однако, указать, что отмеченные достоинства открытого способа разработки во многих случаях преобладают над недостатками, что определяет его перспективность.

Подземным способом разрабатывают месторождения различных полезных ископаемых на разных глубинах: от 15—20 м при разработке россыпей длиной до 3—4 км при разработке золоторудных залежей. Большая толща пород, покрывающих месторождения, сложный рельеф земной поверхности, суровые климатические условия — вот те основные факторы, которые являются решающими при выборе подземного способа разработки.

При этом способе разработки имеются технические возможности для значительного уменьшения выбросов газов и пыли в окружающую среду. Кроме того, объемы перемещаемых пустых пород незначительны по сравнению с открытым способом разработки, что требует небольших площадей для их размещения. Во многих случаях подземная разработка позволяет полностью сохранить поверхность.

К недостаткам подземного способа разработки следует отнести большую, чем при открытом способе, опасность работ, меньшую возможность для применения мощной высокопроизводительной техники, более низкие показатели извлечения.

Комбинированный способ применяют при разработке, как правило, мощных крутых глубоко залегающих месторождений, перекрытых сравнительно небольшой толщей наносов. Так как этот способ включает открытую и подземную разработку, то ему присущи их достоинства и недостатки.

Стремясь использовать основные преимущества открытого способа разработки и устранить его недостатки, связанные прежде всего с транспортированием вскрышных пород, в определенных условиях его сочетают с подземной откаткой.

Выбор способа разработки, как правило, производят методом технико-экономического сравнения производственных расходов по открытому и подземному способам и предпочтение отдают тому, при котором обеспечивается минимальная стоимость добычи (или концентрата).

Иногда выбор способа разработки решается без каких-либо расчетов ввиду явного преимущества одного из этих способов.

24.3. Понятие о рудничном и шахтном полях, порядок их отработки

Часть месторождения, отведенная для разработки рудником или шахтой, называется соответственно **рудничным полем** или **шахтным полем**. В зависимости от условий залегания, конфигурации месторождения и его протяженности в состав рудничного (шахтного) поля может входить одна или несколько залежей. Рудничное или шахтное поле иногда включает в себя все месторождение. Если рудничное поле состоит из одного шахтного поля, то понятие рудник и шахта совпадают. В случае, когда рудничное поле состоит из нескольких шахтных полей, то последние имеют между собой границы, именуемые границами шахтного поля. Размеры шахтных полей в каждом конкретном случае определяются исходя из технико-экономических соображений. При этом сравнивают суммы капитальных и эксплуатационных затрат на 1 т добычи при различных размерах шахтного поля. Каждое шахтное поле характеризуется длиной и шириной в горизонтальных залежах, а в пологих, наклонных и крутых — длиной по простиранию и глубиной.

Намечается тенденция к увеличению размеров шахтных полей. При разработке крупных месторождений длина шахтных полей может достигать 4—5 км и более.

В зависимости от степени разведанности месторождения, потребности в полезном компоненте, размера капитальных затрат и сроков ввода шахт в эксплуатацию разработку шахтных полей, входящих в состав одного рудника, ведут последовательно, одновременно или смешанно.

Последовательная разработка шахтных полей применяется в жильных месторождениях золота, редких и благородных металлов, а также в тех случаях, когда разработка месторождения связана с крупными капиталовложениями и длительным сроком освоения.

Смешанная разработка производится, когда шахтные поля вводятся в эксплуатацию последовательно по мере окончания разведки новых участков, а разрабатываются одновременно либо когда одна группа шахтных полей включается в разработку одновременно, а другая последовательно, после окончания разработки первой.

Одновременная разработка шахтных полей применяется, когда в состав рудничных полей входят мощные залежи с большими запасами полезных ископаемых, разработка которых может осуществляться отдельными шахтными полями в течение десятков лет.

Как видим, порядок разработки шахтных полей в определенной мере условный.

24.4. Разделение шахтных полей на этажи, панели, блоки

При разработке месторождений подземным способом возникает необходимость в делении шахтных полей на этажи и панели.

Разделение на этажи производится в наклонных, крутых, а также горизонтально залегающих залежах очень большой мощности.

На панели разделяют шахтные поля пологих и горизонтальных залежей.

Верхними границами этажа являются этажные или откаточные штреки (рис. 24.1). Их число зависит от мощности месторождения. Таким образом, этаж представляет собой часть шахтного поля, ограниченную по падению откаточными штреками, а по простиранию — границами шахтного поля. Одним из основных параметров этажа является его высота. Различают наклонную (H_n) и вертикальную (H_v) высоту этажа. Последняя равна проекции наклонной высоты на вертикальную плоскость:

$$H_v = H_n \sin \alpha, \quad (24.1)$$

где α — угол падения залежи.

Нередко в пределах этажа проходят так называемые промежуточные подэтажные штреки, которые делят этаж на подэтажи (верхний, нижний, средний). Следовательно, подэтаж — часть этажа, равная его длине, а по падению ограничена промежуточными штреками.

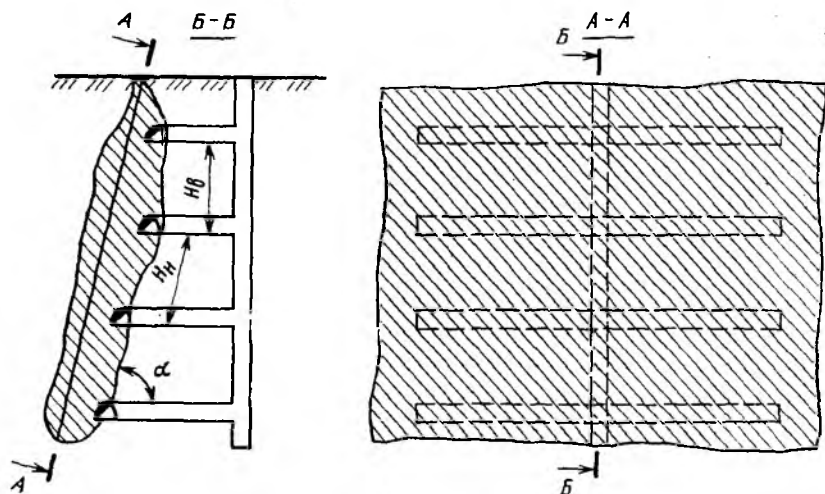


Рис. 24.1. Схема разделения рудного тела на этажи:

H_v — вертикальная высота этажа; H_n — наклонная высота этажа; α — угол падения залежи

Как следует из изложенного, длина этажа является вполне определенной величиной, в то время как его высота может изменяться в широких пределах: от 15 м до 150 м. На выбор высоты этажа влияют многие факторы, главными из которых являются степень разведанности месторождения, физические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород, угол падения залежи, капитальные и эксплуатационные затраты на 1 т запасов руды и др. Высота этажа принимается меньшей в недоразведанных и пологих залежах, представленных слабыми породами.

Этажи делят восстающими выработками на блоки, которые вводят в разработку в определенной последовательности. Таким образом, блок — часть месторождения в пределах этажа, имеющая, как правило, прямоугольную форму и представляющая собой самостоятельный выемочный участок. Основными параметрами блока являются длина, ширина и высота. Длина блоков изменяется в широких пределах: от 30 до 100 м. Ширина блока обычно равна мощности залежи, а высота — высоте этажа. Иногда блок делят промежуточным штреком на две самостоятельные части. В этом случае высота блока будет равна половине высоты этажа.

Как уже отмечалось, при разработке горизонтальных и пологих пластов шахтное поле делят на панели — прямоугольные участки, имеющие самостоятельную транспортную выработ-

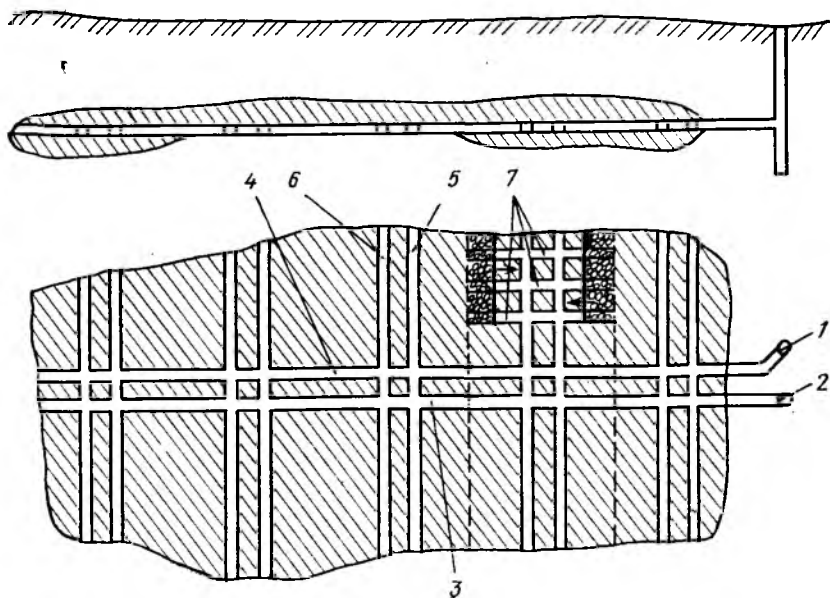


Рис. 24.2. Схема разделения шахтного поля на панели:

1 — вентиляционный ствол; 2 — главный ствол; 3 — главный откаточный штрек; 4 — главный вентиляционный штрек; 5 — панельный откаточный штрек; 6 — панельный вентиляционный штрек; 7 — выемочные штреки

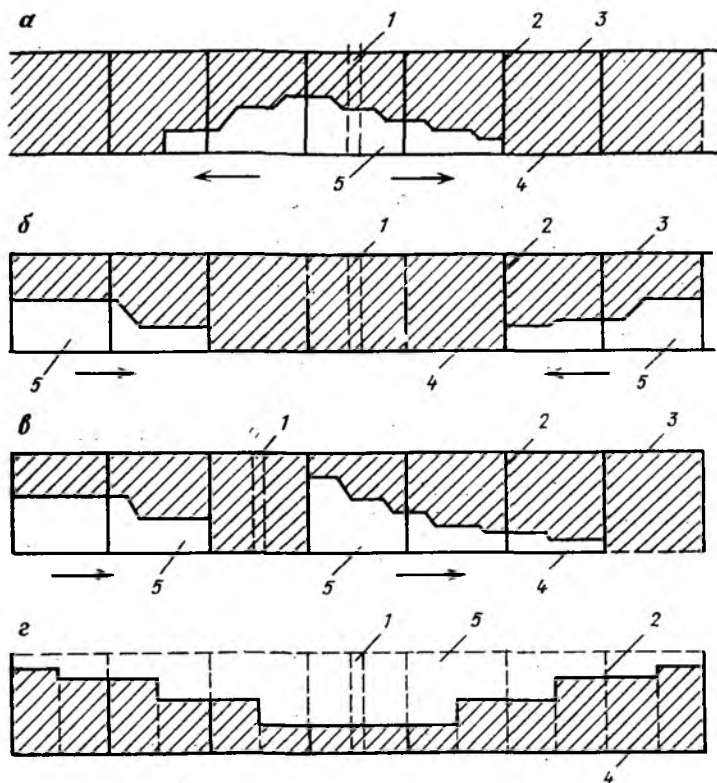


Рис. 24.3. Схема выемки блоков в этаже:

1 — ствол подъемный; 2 — блоковый восстающий; 3 — верхний откаточный штрек; 4 — нижний (главный) откаточный штрек; 5 — выработанное пространство; стрелками показано направление очистной выемки

ку, соединенную с главным откаточным штреком. Границами панели служат с одной стороны откаточный штрек, а с других — смежные панели (рис. 24.2). Панели делят на столбы или ярусы, которые, как и блоки, отрабатывают в определенной последовательности.

24.5. Порядок отработки этажей и схемы выемки блоков

В разработке могут находиться один, два или несколько этажей, а поэтому различают одноэтажную, двухэтажную и многоэтажную разработку. Число одновременно разрабатываемых этажей определяется обычно применяемой системой разработки и заданной годовой производительностью. Вместе с тем не всегда горнотехнологические условия позволяют вести добычные работы на нескольких этажах.

Этажи могут разрабатываться по вертикали как в нисходящем, так и в восходящем порядке. При разработке рудных месторождений, как правило, применяется нисходящий порядок, который позволяет сократить время до начала разработки и вести дополнительную разведку месторождения в глубину в процессе его эксплуатации.

Восходящий порядок отработки этажей встречается крайне редко, в виде исключения, при разработке некоторых жильных и неглубоко залегающих месторождений.

Применяются четыре схемы последовательности выемки блоков в этаже: наступающая, отступающая, комбинированная и выемка одновременно по всему простиранию месторождения.

Наступающая выемка блоков осуществляется от шахтного ствола к границам шахтного поля, т. е. выемка начинается в блоках, расположенных ближе к подъемному стволу (рис. 24.3, а).

Отступающая выемка блоков имеет порядок, обратный вышеизложенному. Очистная выемка начинается у границ шахтного поля после проведения откаточного штрека (рис. 24.3, б).

Комбинированная выемка блоков является сочетанием двух предыдущих. Вначале ведется наступающая выемка блоков, а затем, по окончании проходки откаточного штрека до границ шахтного поля, отступающая (24.3, в).

Выемку этажа одновременно по всему простиранию осуществляют, когда в одно и то же время ведется отработка всех блоков этажа (24.3, г).

Отработка блоков в пределах этажа в направлении падения (восстания) может производиться снизу вверх, сверху вниз и комбинированным способом (снизу и сверху) по простиранию по всей высоте блока.

24.6. Стадии разработки месторождений полезных ископаемых

При разработке месторождений подземным способом выделяют три основные стадии работ: вскрытие, подготовку и очистную выемку, которые в период строительства горного предприятия выполняются последовательно, а затем в процессе эксплуатации совмещаются.

Под **вскрытием** понимают проведение комплекса работ, соединяющих земную поверхность с месторождением и служащих для спуска и подъема людей, доставки материалов и оборудования к рабочим местам, транспортирования и выдачи горной массы и вентиляции. К вскрывающим выработкам относят отвалы шахт, штольни, квершлаг и околоствольные дворы.

Участки месторождения, для которых пройдены все необходимые выработки вскрытия, называются вскрытыми участками, а запасы в пределах этих участков — вскрытыми запасами.

Стадия вскрытия не только открывает доступ к месторождению, но и создает условия для выполнения следующей стадии работ — подготовки.

Стадия подготовки включает проведение комплекса так называемых подготовительных выработок, при помощи которых вскрытые участки месторождения разделяются на этажи, блоки, панели, столбы и ярусы. К подготовительным выработкам относят откаточные штреки, орты и восстающие. Из подготовительных выработок выделяют нарезные выработки, пройденные в массиве полезного ископаемого, для очередной стадии разработки — очистной выемки.

К нарезным выработкам относят выработки горизонта доставки полезного ископаемого, рудоспуски, хозяйственные, вентиляционные и буровые восстающие.

Запасы полезных ископаемых, для разработки которых пройдены все необходимые подготовительные выработки, называются подготовленными, а запасы, в которых дополнительно пройдены и нарезные выработки, — готовыми к выемке.

Очистная выемка включает комплекс производственных операций, выполняемых для непосредственного извлечения полезного ископаемого из подготовленных и нарезанных участков (блоков) месторождения.

В результате выемки полезного ископаемого образуется выработанное пространство.

Очистная выемка состоит из следующих основных технологических процессов: отбойки полезного ископаемого (отделения от массива), выпуска, погрузки и доставки его до откаточного горизонта и поддержания выработанного пространства (управления горным давлением).

Работы, выполняемые при подготовке и очистной выемке, называются соответственно подготовительными и очистными.

Определенный порядок подготовки и очистной выемки, принятый для разработки всего месторождения или его части, называется системой разработки.

При разработке открытым способом выделяют пять основных стадий работ: подготовительные работы, вскрытие месторождения или его части, вскрышные работы, добычные работы, восстановительные работы.

Подготовительные работы включают в основном подготовку земной поверхности к строительству карьера. К ним относят вырубку леса, осушение или, наоборот, обводнение (при некоторых способах разработки россыпных месторождений), снос зданий и сооружений, перенос дорог и пр.

Вскрытие месторождения включает проведение комплекса горных выработок, как подземных, так и траншей, предназначенных для создания транспортного доступа с земной поверхности к полезному ископаемому.

Вскрышные работы заключаются в удалении пустых

пород, вмещающих полезное ископаемое, путем их выемки, перемещения и размещения.

Добычные работы заключаются в извлечении (в определенном порядке), перемещении, складировании и разгрузке полезного ископаемого.

Восстановительные работы состоят в приведении нарушенных горными работами земель в состояние, пригодное для использования их в народном хозяйстве.

25. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ

25.1. Факторы, влияющие на выбор способа вскрытия

Под вскрытием шахтного поля понимают проведение после разведки так называемых вскрывающих выработок, открывающих доступ от поверхности земли к месторождению и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок. К вскрывающим выработкам относят стволы шахт, штольни, квершлагги, капитальные уклоны, бремсберги и др. По вскрывающим выработкам осуществляют спуск и подъем людей, материала и оборудования, выдают из шахты полезное ископаемое, пустую породу, подают в шахту свежий воздух для проветривания и удаляют загрязненный воздух.

Различают главные и вспомогательные вскрывающие выработки. К главным относятся выработки (стволы, штольни), предназначенные для выдачи на поверхность полезного ископаемого, к вспомогательным — выработки (стволы слепых шахт, капитальные уклоны и др.), не имеющие непосредственного выхода на дневную поверхность и служащие для выполнения различных транспортных операций, вентиляции, а также для вскрытия новых участков месторождения.

На выбор способа вскрытия влияет много факторов, главными из которых являются геологические и гидрогеологические условия залегания месторождения и топография (рельеф) местности. Важное значение имеет высота этажа и система разработки. Следует учитывать также безопасность, удобство работ и возможность быстрого ввода месторождения в эксплуатацию.

Выбор способа вскрытия должен производиться в увязке с решением вопроса о месте заложения главных вскрывающих выработок и расположении поверхностных обслуживающих сооружений и подъездных путей.

25.2. Классификация способов вскрытия месторождений

Различают простые и сложные (комбинированные) способы вскрытия. Отличительная особенность простых способов вскрытия заключается в том, что вскрытие шахтного поля про-

изводится главной вскрывающей выработкой на всю глубину разработки месторождения. При комбинированных способах вскрытие осуществляется главной вскрывающей выработкой в сочетании с вспомогательными.

С учетом вышеизложенного классификация способов вскрытия по роду вскрывающих выработок представляется следующим образом:

I. Простые способы вскрытия:

вертикальным шахтным стволом;

наклонным шахтным стволом;

штольной.

II. Комбинированные способы вскрытия:

вертикальным шахтным стволом с поверхности с переходом в вертикальный слепой ствол;

вертикальным шахтным стволом с поверхности с переходом в наклонный шахтный ствол;

наклонным шахтным стволом с поверхности с переходом в наклонные слепые стволы;

штольной с переходом в вертикальные слепые стволы;

штольной с переходом в наклонные слепые стволы.

25.3. Сдвигание и обрушение горных пород в результате разработки месторождений

В результате выемки полезного ископаемого образуется выработанное пространство, которое постепенно, по мере разработки месторождения, увеличивается настолько, что устойчивость его нарушается и оно заполняется обрушающимися породами. Через определенное время обрушение достигает поверхности, что приводит к образованию зон сдвижения и обрушения. В зоне сдвижения происходит оседание участка земной поверхности без нарушения ее сплошности. В зоне обрушения участок земной поверхности подвергается оседанию террасами с образованием трещин и переходом в обрушение (рис. 25.1).

Как следует из рисунка, зоны сдвижения и обрушения можно определять с помощью углов сдвижения и обрушения горных пород. Эти углы получают следующим образом. На разрез

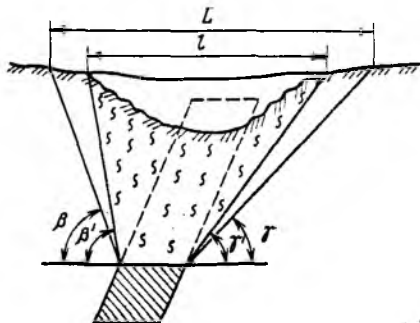


Рис. 25.1. Углы сдвижения (β , γ) и обрушения (β' , γ') горных пород вкрест простирания месторождения:

L и l — соответственно зоны сдвижения и обрушения

вкрест простирания наносят точки, в которых проявилось сдвигание поверхности. Эти точки соединяют с контуром месторождения на горизонте, до которого произведена разработка. Таким образом устанавливают углы сдвижения и обрушения поверхности в лежащем и всياчем боках, а также по простиранию месторождения.

Следует отметить, что горные выработки и поверхностные здания и сооружения, находящиеся в пределах зоны сдвижения, могут выходить из строя даже при незначительных деформациях. Чтобы этого не случилось, поверхностные сооружения и выработки должны находиться за пределами зоны сдвижения или, в крайнем случае, необходимо под ними оставлять о х р а н н ы е целики из полезного ископаемого. Заметим, что последующая разработка таких целиков сопряжена с большими потерями полезного ископаемого и значительными материальными затратами.

25.4. Основные схемы простых способов вскрытия месторождений

Из простых способов вскрытия наиболее распространенным вариантом для крутых и мощных угольных месторождений является вскрытие вертикальным шахтным стволом, расположенным в лежащем боку месторождения за зоной сдвижения горных пород (рис. 25,2, а). При такой схеме вскрытия не требуется оставления охранного целика. Единственным недостатком является увеличение длины квершлагов с понижением уровня горных работ.

Вскрытие вертикальным шахтным стволом, расположенным в всياчем боку месторождения (рис. 25,2, б), осуществляется лишь в тех случаях, когда по условиям рельефа или застроенности поверхности нельзя ствол расположить в лежащем боку или когда породы лежачего бока сильно обводнены или неустойчивы.

Вскрытие вертикальным шахтным стволом, пройденным по месторождению (рис. 25,2, в), встречается крайне редко из-за

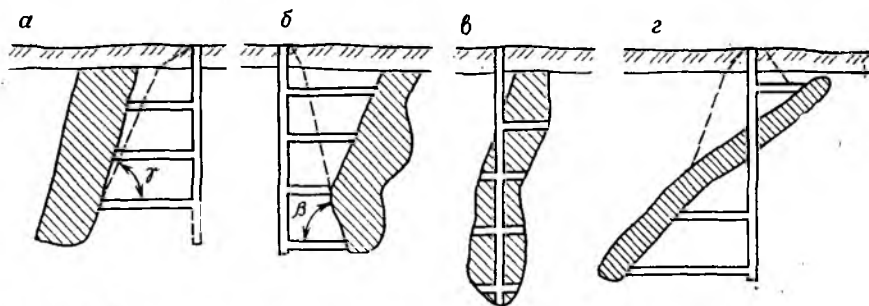


Рис. 25.2. Схемы вскрытия месторождений вертикальными стволами

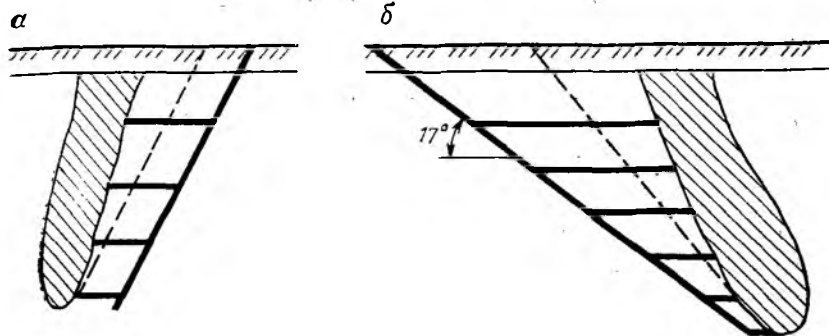


Рис. 25.3. Схемы вскрытия месторождения наклонными стволами

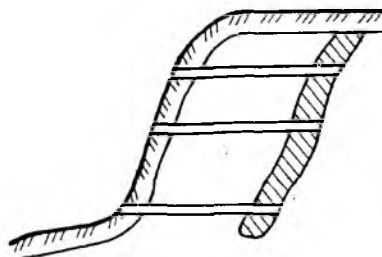


Рис. 25.4. Схема вскрытия месторождения штольной

необходимости оставления значительных запасов полезного ископаемого в целиках.

Вскрытие вертикальным шахтным стволом, пересекающим месторождение (рис. 25,2,г), осуществляют при разработке маломощных большого простирания пологих залежей бедных руд. Необходимость оставления полезного ископаемого в охранном целике для предохранения ствола от разрушения не является препятствием для применения такой схемы вскрытия по двум причинам: во-первых, запасы в охранном целике незначительны по сравнению с общими запасами, а во-вторых, сокращается длина квершлагов.

Вскрытие наклонным шахтным стволом, расположенным в лежащем боку месторождения за зоной сдвижения пород (рис. 25,3,а), применяют для наклонных и пологих рудных залежей и мощных угольных пластов. Достоинством такой схемы вскрытия является незначительная длина квершлагов по сравнению со вскрытием вертикальным стволом.

Следует отметить, что схема вскрытия наклонными шахтными стволами, расположенными в лежащем боку, применяется и при разработке мощных крутых месторождений (рис. 25,3,б). Основное достоинство этой схемы вскрытия заключается в возможности использования высокопроизводительного конвейерного транспорта. Практика работы рудника им. С. М. Кирова (Кривбасс) показала, что через один такой ствол можно выдавать на поверхность до 12—15 млн. т и более руды в год. Основ-

ной недостаток такого варианта вскрытия — большая длина наклонных стволов.

Вскрытие месторождения штольной применяется при гористом рельефе местности (рис. 25.4). Штольни можно располагать как в лежащем, так и в висячем боку залежи. Большое внимание следует уделять месту заложения штольни. Так, устье штольни должно располагаться выше уровня воды в горной долине с учетом возможного разлива рек. Наземные сооружения штольни не должны подвергаться оползням и лавинам. Основными преимуществами вскрытия месторождений штольнями являются отсутствие расходов по подъему и водоотливу, высокие скорости проведения вскрывающей выработки, простота комплекса поверхностных сооружений и др.

25.5. Схемы комбинированных способов вскрытия месторождений

В комбинированном способе вскрытия месторождения сочетается несколько простых способов. Это вызвано тем, что при разработке месторождений на большой глубине или при изменяющихся условиях залегания рудного тела в различных частях месторождения применение какого-либо одного простого способа вскрытия не может обеспечить необходимую производственную мощность предприятия.

Иногда комбинированный способ вскрытия применяется вынужденно, когда были допущены ошибки в первоначальном выборе способа вскрытия, например, из-за недостаточной разведанности месторождения.

Однако комбинированные способы вскрытия имеют ряд недостатков. Прежде всего возникает необходимость в проведении и обслуживании нескольких вскрывающих выработок. Ступенчатый подъем приводит к многократным перегрузкам полезного ископаемого. Спуск и подъем людей, материалов и оборудования при комбинированных способах вскрытия значительно усложняется.

Рассмотрим несколько схем комбинированного вскрытия.

На рис. 25.5, а показана схема вскрытия вертикальным шахтным стволом 1 с поверхности с переходом в вертикальный слепой ствол 2 (ступенчатое вскрытие).

При такой схеме вскрытия уменьшается длина квершлагов, особенно на нижних горизонтах. Ступенчатое вскрытие позволяет повысить производительность подъема из-за уменьшения глубины подъемных стволов. Заметим, что при большой глубине стволов собственная масса подъемных канатов очень велика, что затрудняет работу подъема, а иногда и делает ее экономически невыгодной.

Вскрытие вертикальным шахтным стволом 1 с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол 2 применяется при разработке глубокозалегających месторождений, меняющих с глу-

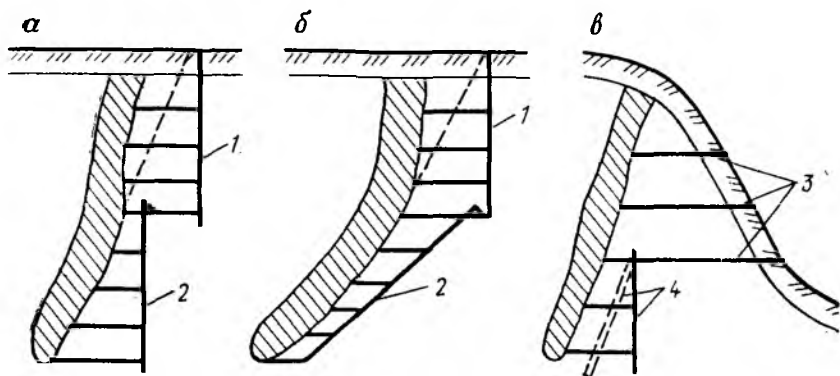


Рис. 25.5. Схемы комбинированного вскрытия

биной угол падения (рис. 25.5, б). Такая схема вскрытия позволяет значительно сократить длину квершлагов на нижних горизонтах.

Вскрытие штольной 3 с переходом на слепые вертикальные или наклонные стволы 4 применяется в том случае, когда возникает необходимость в отработке части залежи, расположенной ниже уровня штольни (рис. 25.5, в). Выбор вертикального или наклонного слепого ствола определяется в основном условиями залегания месторождения.

25.6. Выбор способа вскрытия месторождений

На выбор способа вскрытия оказывают влияние многие факторы.

Условия залегания месторождения и топография местности часто допускают возможность применения трех-четырех и более вариантов вскрытия.

Окончательно схему вскрытия месторождения выбирают путем технико-экономического сравнения всех возможных вариантов. При этом предпочтение отдают тому варианту, который обеспечивает наибольшую безопасность работ при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах, отнесенных на 1 т добываемого полезного ископаемого. Следует отметить, что варианты, отличающиеся на 5—10% по указанным показателям, считаются равноценными.

Поступают при этом следующим образом. Определив возможные варианты вскрытия, вычерчивают схемы и по чертежам определяют длину капитальных выработок. Затем определяют капитальные затраты, включающие стоимость шахтных стволов (штолен), надшахтных зданий и сооружений, квершлагов и т. д.

По каждому варианту определяют эксплуатационные расходы на подземную откатку, подъем, водоотлив, поддержание выработок и др.

Упомянутые затраты и расходы определяют к полному сроку существования шахты. Полученные результаты сводят в таблицу, позволяющую делать сравнения. Некоторые схемы вскрытия предусматривают оставление охранных целиков. В этих случаях затраты и расходы относят на 1 т извлеченных запасов.

Сравнение вариантов по простому сложению капитальных и эксплуатационных расходов не всегда позволяет получить правильное представление об экономичности того или другого варианта, так как капитальные затраты обычно вкладываются до начала добычи руды, а эксплуатационные расходы распределяются равномерно в течение десятков лет до окончания срока существования шахты. А это имеет немалое значение для народного хозяйства.

При окончательном выборе способа вскрытия учитываются также факторы, которые не всегда можно выразить количественно, например надежность работы подъема и транспорта.

26. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

26.1. Понятие о системе разработки.

Классификация систем разработки рудных месторождений

При рассмотрении стадий разработки месторождений полезных ископаемых было отмечено, что система разработки определяет порядок подготовки и очистной выемки, принятый для разработки всего месторождения или его части.

К настоящему времени насчитываются сотни различных вариантов систем разработки только применительно к рудным месторождениям. Отсюда и значительные сложности в создании классификации систем разработки как основы для их изучения, сравнительной оценки и дальнейшего совершенствования. Акад. М. И. Агошков отмечает, что из большого числа известных в литературе классификаций систем разработки одни посвящены только пластовым месторождениям, другие — только рудным. Создать единую классификацию систем разработки для всех месторождений пока не удается. Поэтому существует так называемое отраслевое построение классификаций систем разработки.

Применительно к рудным месторождениям в разное время предлагалось немало различных классификаций систем разработки, однако подавляющее их большинство не получило признания и применения. И только классификацией систем разработки, предложенной акад. М. И. Агошковым, пользуются не только в нашей стране, но и за рубежом. В основу этой

классификации положен единый отчетливо выраженный признак — состояние очистного (выработанного) пространства в период разработки месторождения.

Все системы разработки разделены на восемь классов (табл. 26.1).

К I классу отнесены такие системы, при которых очистное пространство остается во время разработки выемочного участка открытым. Бока и кровля этого пространства поддерживаются только с помощью временных и постоянных рудных целиков. Становится понятным, что системы этого класса могут применяться в крепких и устойчивых рудах и вмещающих породах.

Ко II классу отнесены такие системы разработки, при которых по мере выемки рудного массива очистное пространство заполняется отбитой рудой, служащей для поддержания вмещающих пород между целиками. Последние выполняют ту же роль, что и в системах разработки с открытым выработанным пространством. Следовательно, системы разработки, отнесенные ко II классу, могут применяться при менее устойчивых вмещающих породах.

К III классу отнесены системы разработки, при которых очистное пространство по мере выемки полезного ископаемого заполняется специальным закладочным материалом, служащим для поддержания вмещающих пород. Системы этого класса могут применяться для разработки залежей с малоустойчивыми вмещающими породами и устойчивой рудой. Крепление используется лишь для поддержания призабойного пространства.

К IV классу отнесены системы разработки, при которых выработанное пространство поддерживается специальной крепью, возводимой вслед за выемкой полезного ископаемого. Такие системы разработки применяются в рудах неустойчивых, склонных к вывалам.

К V классу отнесены системы, в которых по мере выемки полезного ископаемого очистное пространство заполняется закладкой и регулярно возводимой крепью. Системы разработки этого класса отличаются высокой трудоемкостью и стоимостью работ, а поэтому могут рекомендоваться для применения лишь при разработке богатых руд, полнота извлечения которых сможет окупить увеличенные расходы на очистную выемку.

К VI классу отнесены системы, в которых заполнение очистного пространства по мере выемки полезного ископаемого осуществляется обрушаемыми покрывающими и боковыми породами. Как видно, системы разработки этого класса существенно отличаются от вышеизложенных. Достаточно сказать, что для систем VI класса наличие склонных к самообрушению вмещающих пород является обязательным условием.

К VII классу отнесены системы, в которых в процессе очистной выемки обрушению подвергаются не только вмещающие породы, как в предыдущем классе, но и массив руды, для которого предварительно создаются условия для обрушения. Таким

ТАБЛИЦА 26.1

Класс	Наименование	Группа	Наименование
I	Системы разработки с открытым очистным пространством	1 2 3 4 5 6	Почвоуступные системы Потолкоуступные системы Системы со сплошной выемкой Камерно-столбовые системы Система с поэтажной выемкой Системы с камерно-этажной выемкой
II	Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве	1 2 3	Системы со шпуровой отбойкой из магазина Система с отбойкой из специальных выработок Системы с отбойкой глубокими скважинами
III	Системы разработки с закладкой очистного пространства	1 2 3 4 5	Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой Системы разработки наклонными слоями с закладкой Потолкоуступные системы с закладкой Сплошные системы с закладкой Системы разработки полосами с закладкой
IV	Системы разработки с креплением очистного пространства	1 2	Системы с усиленной распорной и станковой крепью Системы с каменной и комбинированной крепью
V	Система разработки с креплением и закладкой очистного пространства	1 2 3	Система разработки горизонтальными слоями и уступами с креплением и закладкой Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой Сплошные системы с креплением и закладкой
VI	Системы разработки с обрушением вмещающих пород	1 2	Системы слоевого обрушения Столбовые системы с обрушением кровли
VII	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	1 2 3	Системы поэтажного обрушения Системы этажного самообрушения Системы этажного принудительного обрушения
VIII	Комбинированные системы разработки	1 2 3	Комбинированные системы с выемкой камер с открытым очистным пространством Комбинированные системы с выемкой камер с магазинированием руды Комбинированные системы с выемкой камер с закладкой

образом, в очистном пространстве находится обрушенная (раздробленная) руда, покрытая вмещающими породами. В этом случае следует уделять особое внимание строгому соблюдению правил выпуска руды.

К VIII классу относятся такие системы разработки, при которых в определенных условиях панель разделяется на регулярно чередуемые камеры и междукamerные целики, разрабатываемые последовательно в две стадии различными системами разработки. Следует отметить, что комбинированные системы — это не совместное и одновременное применение нескольких систем разработки. При комбинированных системах, как подчеркивает акад. М. И. Агошков, подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукamerном целике, которые составляют вместе выемочный блок, настолько связаны и конструктивно неотделимы друг от друга, что систему разработки блока следует рассматривать как новую.

Как следует из табл. 26.1, в рассматриваемой классификации имеется также разделение систем разработки внутри каждого из восьми классов. Однако признаки такого разделения для различных классов неодинаковы.

26.2. Системы разработки с открытым очистным пространством

Системы разработки с открытым очистным пространством являются наиболее распространенными, так как могут применяться в разнообразных условиях залегания месторождений с любым углом падения и при любой мощности. Ценность руд и характер распределения в ней полезных компонентов также могут быть различными. Однако неперенным условием успешного применения этих систем является наличие устойчивых руд и вмещающих пород.

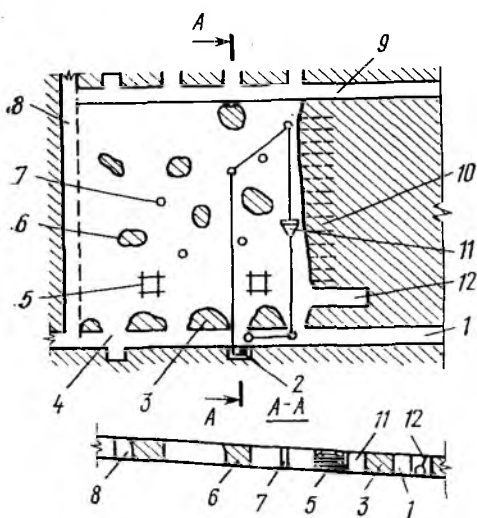
Рассмотрим некоторые системы разработки этого класса.

Система со сплошной выемкой по простиранию применяется при разработке пологих и наклонных рудных залежей мощностью 1—3 м и углом падения 20—25° с устойчивыми рудами и вмещающими породами.

Подготовительные работы начинают с проведения откаточного штрека 1 (рис. 26.1) и отрезного восстающего 8.

Очистные работы начинают с проходки от отрезного восстающего передовой выработки 12, которая сбивается (соединяется) с откаточным штреком рудоспусками 4. Вдоль наклонного отрезного восстающего бурят горизонтальные шпуры, после взрыва которых восстающий расширяется и создается сплошной забой; отбойку руды ведут взрыванием зарядов в шпурах 10. Доставку руды до рудоспусков производят с помощью скреперов 11 с лебедками, установленными в специальных камерах 2, образованных из откаточного штрека.

Поддержание выработанного пространства осуществляют



Фиг. 26.1. Система разработки со сплошной выемкой по простиранью

нерегулярным оставлением опорных целиков 6, а также по мере надобности дополнительно с помощью стоек 7 и костров 5.

Выемка опорных 6 и околоштрековых 3 целиков может производиться после отработки этажа. В процессе разработки месторождения следует постоянно осуществлять наблюдение за состоянием опорных целиков.

Проветривание блока производится следующим образом. Свежая струя воздуха по откаточному штреку через один из рудоспусков поступает в сплошной забой, оmyвает его и выходит на вентиляционный штрек 9 и далее к вентиляционному столу шахты.

Камерно-столбовая система применяется при разработке горизонтальных, пологих и наклонных рудных залежей с устойчивыми рудами и вмещающими породами. Как видим, эта система разработки во многом напоминает (по условиям применения) сплошную систему разработки. Вместе с тем камерно-столбовая система может успешно применяться только при разработке месторождений мощностью от 3—4 до 30—40 м. И еще одно отличие камерно-столбовой системы — систематическое чередование выемочных камер и разделяющих их целиков (столбов) и наличие заранее пройденных панельных штреков.

На практике применяется много различных вариантов камерно-столбовой системы разработки. Отбойку руды производят с помощью шпуров и глубоких скважин. Доставку отбитой руды осуществляют скреперами, конвейерами, автосамосвалами, а в некоторых случаях при наклонном залегании и энергией взрыва. Погрузку руды в автосамосвалы выполняют с использованием экскаваторов и различных погрузчиков. Мощное погрузочно-транспортное оборудование обеспечивает высокую производительность забоев.

Потери руды в целиках при камерно-столбовой системе составляют от 15 до 50%. Поэтому ее целесообразно применять для разработки малоценных полезных ископаемых.

На рис. 26.2 показан вариант камерно-столбовой системы разработки с потолкоуступным забоем и скреперной доставкой руды. Подготовительные работы в данном варианте заключаются в проведении панельного штрека и подсечной выработки ши-

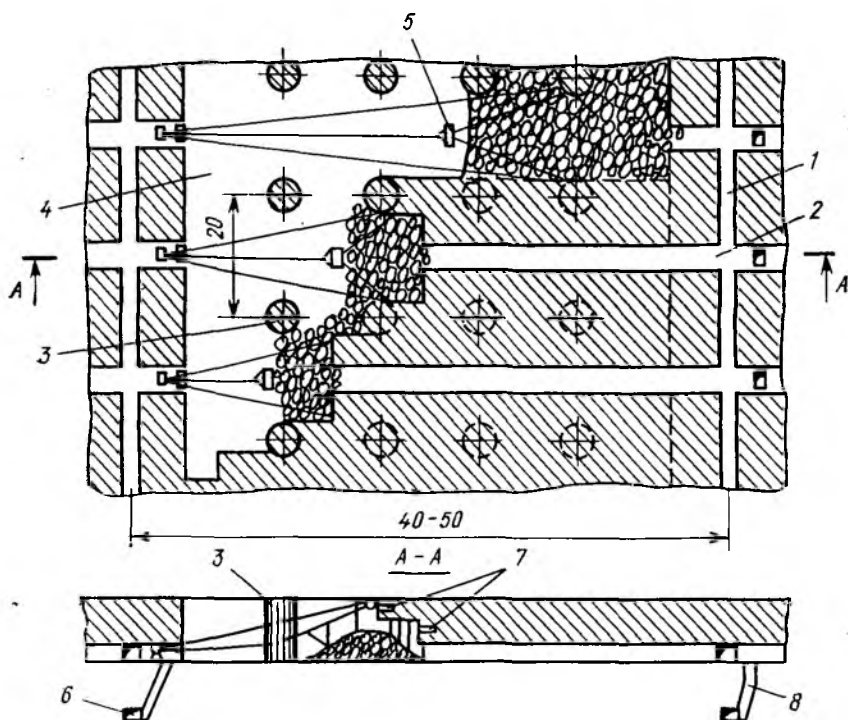


Рис. 26.2. Система разработки с камерно-столбовой выемкой:

1 — панельный штрек; 2 — подсечная выработка; 3 — столбовой целик; 4 — камера; 5 — скрепер; 6 — откаточный штрек; 7 — шпур; 8 — рудоспуск

риной 3—5 м на всю длину камеры. Подсечную выработку с помощью буровзрывных работ расширяют на ширину камеры (15—20 м). Таким образом создается сплошная подсечка, которая служит компенсационным пространством при отбойке руды, так как объем, занимаемый раздробленной рудой, всегда больше объема, занимаемого ею в рудном массиве.

После образования подсечки производят потолкоуступную отбойку руды с помощью шпуровых или скважинных зарядов.

На границах камеры в процессе отработки оформляют столбовые целики.

Камерно-столбовые системы разработки отличаются повышенной опасностью ведения работ в камере под обнаженной кровлей. Поэтому в процессе разработки необходим систематический контроль за кровлей, своевременная ее оборка, а иногда и крепление штанговой крепью с защитной сеткой. Требуют тщательного контроля и столбовые целики. При необходимости их упрочняют с помощью, например, стальных канатов.

На рис. 26.3 показана система разработки с подэтажной выемкой — система подэтажных штреков. Наиболее благоприятными условиями для ее применения

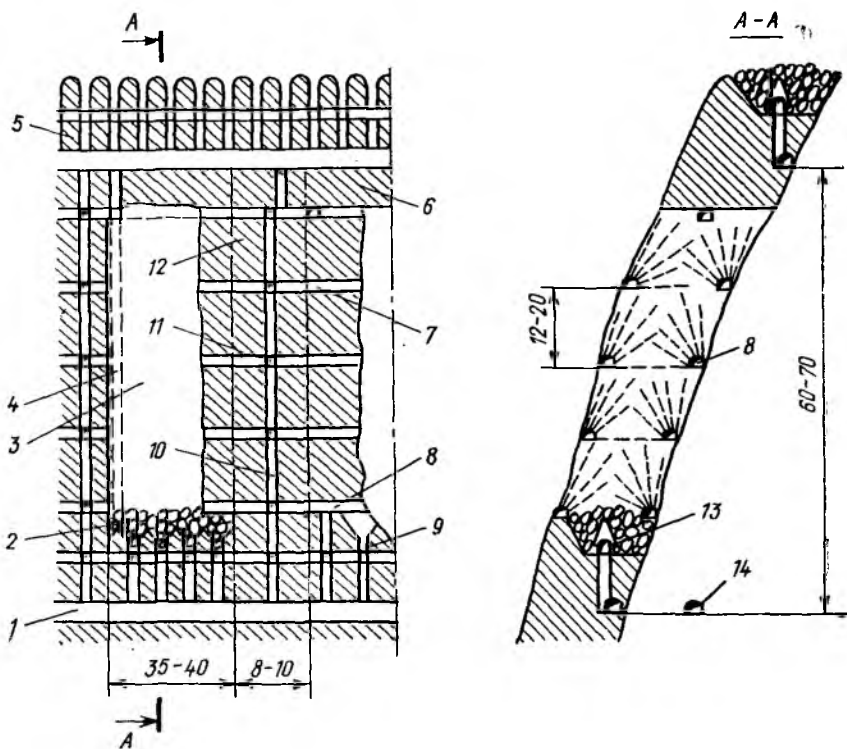


Рис. 26.3. Вариант системы подэтажных штреков

является крутое залегание рудного тела мощностью от 1 до 30 м с устойчивыми вмещающими породами. Как правило, система подэтажных штреков применяется при разработке руд невысокой ценности, хотя в отдельных случаях применима и при разработке ценных руд. При этом месторождения ценных руд разрабатывают с последующей закладкой камер, а отработку междукamerных целиков и потолочин ведут такими системами, которые обеспечивают высокое извлечение руды.

При этой системе разработки этап разделяется на блоки, состоящие из камеры 3, междукamerного целика 12, потолочины 6 и днища 5. Очистные работы ведут в две стадии. Первоначально отрабатывают камеры, а затем междукamerные целики, потолочины и днище. Потолочину и днище вышележащего горизонта рассматривают часто как единое целое — междуетажный целик.

Подготовительные работы заключаются в проведении откаточного штрека по руде 1 или пустым породам 14. Из штрека 1 проходят по центру междукamerного целика восстающие 10, из которых на уровне проектируемых подэтажей проходят орты 11 для более точного оконтуривания залежи в пределах разрабатываемого блока и подэтажные штреки 7. Высота подэтажа

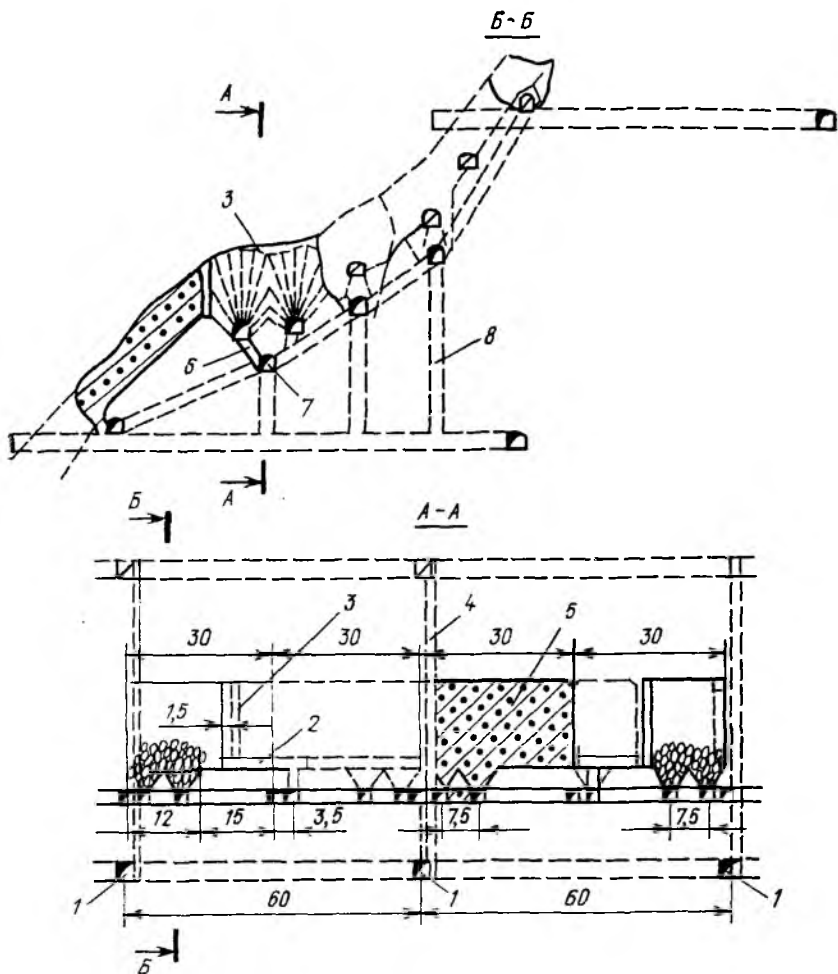


Рис. 26.4. Подэтажно-камерный вариант системы разработки с частичной доставкой руды энергией взрыва

(расстояние по вертикали между подэтажными штреками) зависит от применяемого способа отбойки.

Параллельно с проведением восстающего производятся работы по проведению штрека грохочения 13 и подсечного штрека 8. Затем проходят рудоспуски 9, верхнюю часть которых оформляют в приемные воронки 2.

Отрезной восстающий 4 располагают либо у границы камеры, либо в ее центре.

Конструкция днища блока зависит от принятого способа доставки и погрузки руды на основном откаточном горизонте. На приведенном рисунке показан вариант с доставкой руды под действием собственного веса до горизонта грохочения через

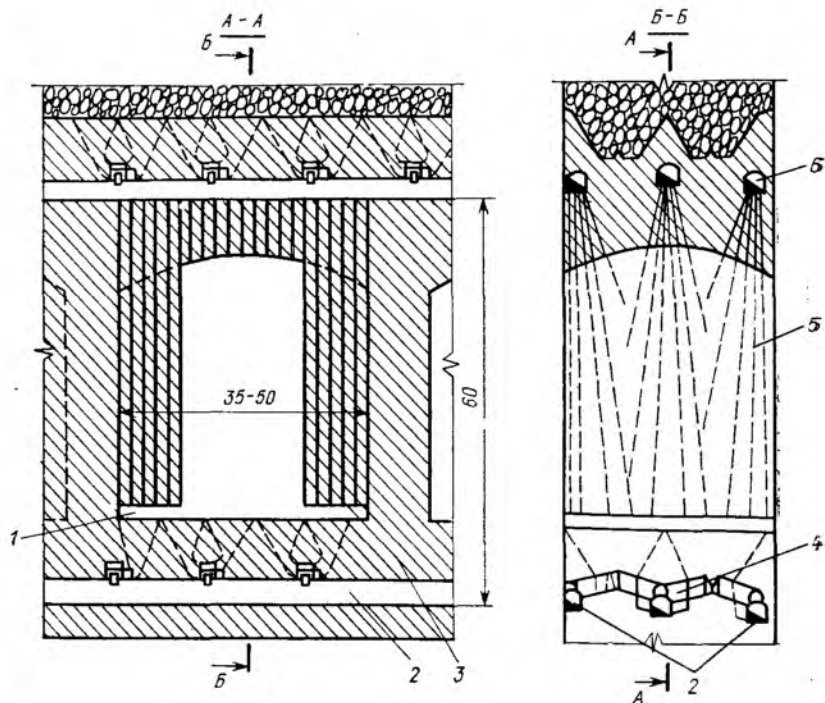


Рис. 26.5. Камерная система разработки с двухъярусной потолочной

улавливающие воронки днища. Возможны и другие варианты, в частности, со скреперной доставкой и доставкой с помощью энергии взрыва.

На рис. 26.4 показан поэтажно-камерный вариант системы разработки с частичной доставкой руды энергией взрыва и последующей закладкой камер 5. Вариант предназначен для отработки пологозалегающих маломощных железорудных залежей. Сущность варианта заключается в полевой подготовке участка залежи откаточными ортами 1, вентиляционно-ходовыми 4 и рудосвалочными 8 восстающими. В породах лежащего бока пройдены штреки скреперования 7 и выпускные дучки 6. Выработки горизонта бурения 2 располагаются на уровне горизонта воронок. Разбуривание массива осуществляется с помощью штанговых шпуров 3.

С помощью энергии взрыва отбиваемая руда перемещается на некоторое расстояние, в результате чего уменьшается длина скреперования, что способствует повышению производительности доставки.

Разработано несколько вариантов этажно-камерной системы разработки. Рассмотрим в качестве примера поэтажно-камерную систему разработки с двухъярусной потолочной и вибровыпуском руды. Эта система разработки применяется, ког-

да мощность рудных тел при угле падения 45—90° не превышает 35 м (рис. 26.5).

Подготовка блока заключается в проведении трех рудных штреков 2, из которых на уровне их кровли проходят наклонные выработки 4 с нишами для монтажа вибрационных погрузочно-доставочных установок. Из наклонных выработок проходят выпускные дучки 3, которые затем оформляются в выпускные воронки. На уровне горизонта воронок проходят подсечной штрек 1. Разбуривание массива осуществляют глубокими скважинами 5, разбуренными из штреков 6 вышележащего горизонта. Руду отбивают таким образом, чтобы потолочине придать форму купола.

Руду выпускают и доставляют с помощью высокопроизводительных погрузочно-доставочных вибрационных установок.

26.3. Системы разработки с магазинированием руды

Системы разработки с магазинированием получили широкое применение при разработке жильных месторождений редких металлов и золота. Следует отметить, что в последние годы область распространения этих систем значительно расширилась за счет создания новых видов крепления.

Отличительной особенностью систем разработки с магазинированием руды является заполнение выработанного пространства отбитой рудой, которая служит для поддержания вмещающих пород или используется в качестве своеобразной платформы для рабочих. Во всех случаях после окончания выемки блока отбитую руду полностью выпускают. При использовании этих систем следует иметь в виду, что отбитая руда занимает больший объем, чем в массиве. Это следует учитывать при определении необходимого объема компенсационного пространства.

Разработка месторождений системами с магазинированием также предусматривает разделение этажей на блоки, которые, в свою очередь, разделяются на камеры и целики. Размеры блоков определяются прежде всего устойчивостью руды и вмещающих пород, а также мощностью залежи.

На рис. 26.6 показан вариант системы разработки с магазинированием и шпуровой отбойкой руды. Такой вариант применяется при разработке залежей мощностью от 0,8 до 5 м.

Подготовительные работы заключаются в проходке откаточного штрека, из которого через 40—60 м проходят восстающие до вентиляционного горизонта. Из откаточного штрека через 3—5 м проходят рудоспуски, верхнюю часть которых оформляют в виде приемных воронок, служащих для выпуска руды.

Очистные работы начинают у отрезного восстающего в нижней части блока. Выемку руды производят слоями в направлении снизу вверх. Высота слоя 1,5—2,5 м. В наклонном забое либо создают уступы (см. рис. 26.6), либо производят бурение

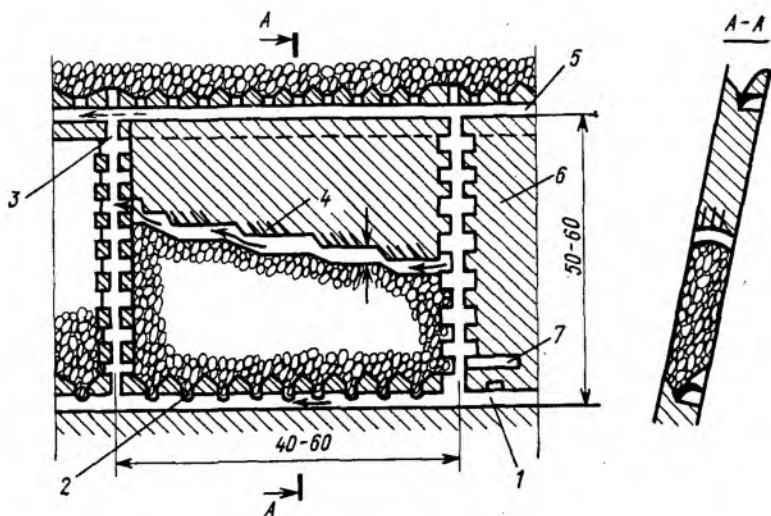


Рис. 26.6. Система разработки с магазинированием руды:

1 — откаточный штрек; 2 — рудопуск; 3 — вентиляционный восстающий; 4 — шпур; 5 — вентиляционный штрек; 6 — заходка; 7 — подсечной штрек

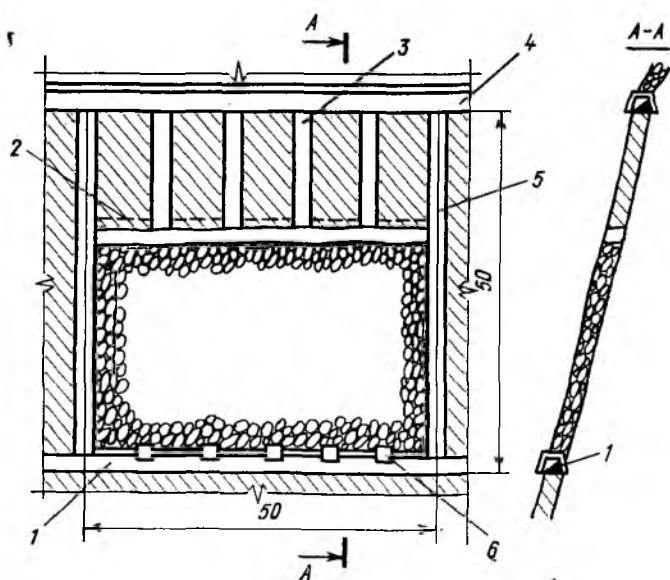


Рис. 26.7. Система разработки с магазинированием и отбойкой руды шпурами из специальных выработок

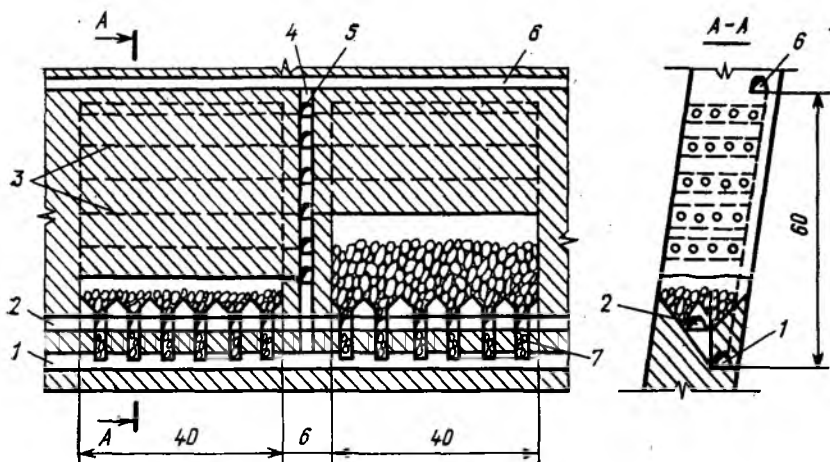


Рис. 26.8. Система разработки с магазинированием и отбойкой руды взрывными скважинами:

1 — откаточный штрек; 2 — штрек горизонта дробления; 3 — взрывные скважины; 4 — восстающий; 5 — буровая жамера; 6 — вентиляционный штрек; 7 — рудоспуск

вдоль всей его наклонной поверхности. Бурение шпуров осуществляют бурильщики, находящиеся на отбитой и замагазинированной руде.

После отбойки очередного слоя производят частичный выпуск отбитой руды с таким расчетом, чтобы расстояние от поверхности отбитой руды до плоскости забоя составляло 2—2,5 м.

Описанный вариант системы отличается простотой, однако нахождение бурильщиков на отбитой руде при обурировании наклонных забоев представляет определенную опасность, что и ограничивает применение этого варианта.

С целью повышения безопасности работ применяется система разработки с магазинированием и отбойкой руды шпурами из специальных выработок (рис. 26.7).

Достоинством этого варианта является то, что бурильщики при бурении шпуров находятся в специальных выработках — восстающих небольшого сечения. Вместе с тем наличие значительного числа таких выработок сдерживает широкое применение этого варианта.

Подготовительные работы включают проходку откаточного штрека 1 и рудных восстающих 5, соединяющих откаточный штрек с вентиляционным 4. В пределах блока проходят несколько буровых восстающих 3, расстояние между которыми определяется применяемым буровым оборудованием.

Очистные работы начинают с выемки первого слоя на уровне кровли откаточного горизонта. Для выпуска руды оборудуют специальные выпускные люки 6. Бурение шпуров 2, как уже

отмечалось, осуществляется из буровых восстающих. Отработка ведется в направлении снизу вверх. По мере продвижения забоя производится частичный выпуск руды.

При разработке мощных рудных тел системами с магазинированием отбойку руды целесообразно выполнять с помощью глубоких скважин, которые бурят из специальных выработок (рис. 26.8), расположенных в междуканальных целиках. При таком способе отбойки несколько ухудшаются показатели извлечения, но существенно возрастает производительность труда.

26.4. Системы разработки с закладкой очистного пространства

Особенность этой группы систем разработки заключается в том, что по мере выполнения очистных работ выработанное (очистное) пространство заполняется специальным закладочным материалом, служащим для поддержания боковых пород от обрушения и площадкой для рабочих очистного забоя. В качестве закладочного материала используют песок, дробленые горные породы, хвосты обогатительных фабрик и т. п. В последние годы широкое применение находят твердеющие закладочные смеси (твердеющая закладка), которые после размещения их в очистном пространстве схватываются, превращаясь в монолитный массив. Приготовление такой закладки осуществляется на специальных закладочных комплексах.

Системы разработки с закладкой применяются при разработке, как правило, крутых месторождений практически любой мощности, хотя предпочтение отдается месторождениям небольшой мощности (до 4—5 м), для которых требуется небольшое количество закладочного материала, в качестве которого можно использовать породы, полученные при проходке горно-капитальных выработок, а также отсортированные в забое из отбитой руды. Эффективность систем разработки с закладкой значительно вырастает, если разрабатываются богатые устойчивые руды, допускающие подработку кровли в блоке. Вмещающие породы должны иметь склонность к обрушению при обнажении на значительных площадях.

Следует отметить, что удельный вес систем разработки с закладкой в общем объеме применяемых систем с каждым годом растет. Вызвано это стремлением снизить потери при разработке богатых руд, а также предохранить поверхность от обрушения. Высокое горное давление, характерное для глубоких горизонтов, также способствует применению систем разработки с закладкой.

Доставку закладочного материала в шахту осуществляют в вагонетках, через закладочные шурфы, а также по трубам.

Существует несколько вариантов систем разработки с закладкой, отличающихся направлением продвижения очистной выемки и формой очистного забоя.

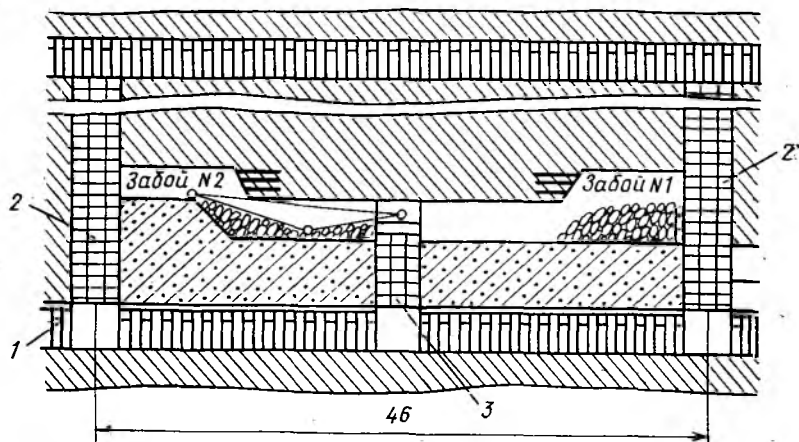


Рис. 26.9. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой показана на рис. 26.9. Она применяется для разработки небольшой мощности крутых рудных тел с богатой устойчивой рудой. Отработка ведется блоками без оставления межблочных целиков.

Подготовительные работы включают проходку откаточного штрека 1 и двух боковых восстающих 2, имеющих три отделения. При этом два отделения служат для транспортирования закладочного материала, а третье является ходовым. В центре блока по мере продвижения работ возводят еще один восстающий 3, который также имеет три отделения, два из которых служат рудоспусками, а третье — центральное — используется в качестве ходового и вентиляционного.

Очистные работы ведут в направлении снизу вверх. Отработка блока двусторонняя. Первый слой отрабатывают на уровне кровли откаточного штрека. В дальнейшем выемку осуществляют горизонтальными слоями высотой от 2 до 5—6 м. Отбойку полезного ископаемого ведут с помощью шпуровых зарядов. Бурение шпуров производят специальными буровыми каретками. После выемки очередного слоя выработанное пространство заполняют закладкой с таким расчетом, чтобы расстояние между забоем и закладкой составляло 2,5—3 м. На поверхности закладки располагают специальный настил, чтобы исключить потерю рудной мелочи и предохранить руду от засорения ее закладкой. В качестве настила (в зависимости от ценности добываемых руд) применяют брезент и стальные листы. В отдельных случаях применяют бетонные настилы, что достигается заливкой цементным раствором верхнего слоя гравийной закладки. Доставку руды производят, как правило, самоходными погрузочно-доставочными машинами или скреперными установками.

Систему разработки наклонными слоями с закладкой применяют в тех случаях, когда наклонное расположение забоя делает кровлю несколько устойчивее. Как правило, это вызвано структурными особенностями рудной залежи. Заметим, что при разработке месторождения наклонными слоями создаются условия для доставки отбитой руды и закладки самотеком под действием силы тяжести. Особенно это эффективно при угле наклона отбиваемого слоя более $45-50^\circ$. Вместе с тем этот вариант имеет существенный недостаток по сравнению с вариантом разработки горизонтальными слоями, заключающийся в повышенной опасности работ на наклонной плоскости.

Для разработки тонких жильных месторождений применяют систему разработки с раздельной выемкой сплошным забоем по восстанию, разработанную в ИГД им. А. А. Скочинского. Отличительная особенность этого варианта заключается в том, что выемку жилы мощностью в несколько десятков сантиметров и вмещающих пород производят сплошным забоем по восстанию раздельно (рис. 26.10). В первую очередь по всей длине полублока разбуривают и отбивают на предварительно уложенный настил жильную массу, а затем, после уборки настила, подрывают вмещающие породы. Доставку жильной массы осуществляют с помощью скреперных установок, а в отдельных случаях, при очень малой мощности жилы (10—15 см), допуска-

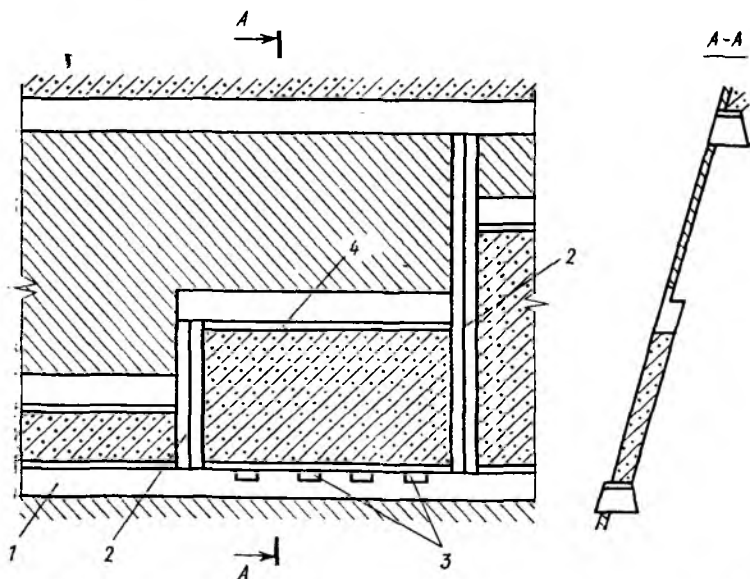


Рис. 26.10. Система разработки с раздельной выемкой сплошным забоем по восстанию и закладкой:

1 — откаточный штрек; 2 — блоковые восстающие; 3 — выпускные люки; 4 — настил

ют перелопачивание. Отбитую породу оставляют в выработанном пространстве в качестве закладки. При этом подработку производят таким образом, чтобы отбитых пород было столько, сколько требуется для заполнения очистного пространства. В противном случае возникает необходимость либо в выдаче на поверхность излишней породы, либо в доставке недостающей породы с поверхности.

В заключение отметим, что системы разработки с закладкой отличаются высокой стоимостью добычи. Это вызвано прежде всего большой трудоемкостью и стоимостью закладки выработанного пространства. В то же время в определенных условиях рассматриваемые системы предпочтительны. Поэтому ведутся изыскания, направленные на полную механизацию закладочных работ, применение дешевых закладочных материалов, совершенствование буровой техники и средств доставки.

26.5. Системы разработки с креплением очистного пространства

При этих системах разработки очистное пространство систематически поддерживается с крепью. Очень часто работа в очистных забоях производится с крепи, которая устанавливается по мере выемки полезного ископаемого. Системы с креплением по этой причине отличаются относительной трудоемкостью и большой стоимостью добычи.

Как правило, системы с креплением применяются для разработки жильных месторождений мощностью до 3—4 м с неустойчивой рудой и слабыми вмещающими породами, т. е. в самых неблагоприятных горнотехнических условиях. Однако наиболее благоприятными условиями для применения систем с креплением являются жильные месторождения мощностью до 4 м. При большей мощности поддержание выработанного пространства только одной крепью становится весьма сложным.

Наиболее распространенным вариантом рассматриваемого класса систем является вариант с усиленной распорной крепью (рис. 26.11).

Подготовительные работы заключаются в проходке по рудному телу откаточного штрека, двух восстающих на флангах и одного в центре блока.

Очистную выемку производят в обе стороны от восстающего. Отбойку руды осуществляют с помощью шпуров. Шпуры бурят с настила, укладываемого на крепь. Отбитая руда падает на специальный наклонный настил, а затем скатывается в рудоспуски. Боковые стенки, а иногда и кровлю забоя поддерживают с помощью усиленной распорной крепи.

Основные недостатки этой системы сводятся к следующему: высокий расход крепежного материала, низкая производительность труда рабочих вследствие значительных затрат времени на возведение крепи, ограниченные возможности в применении

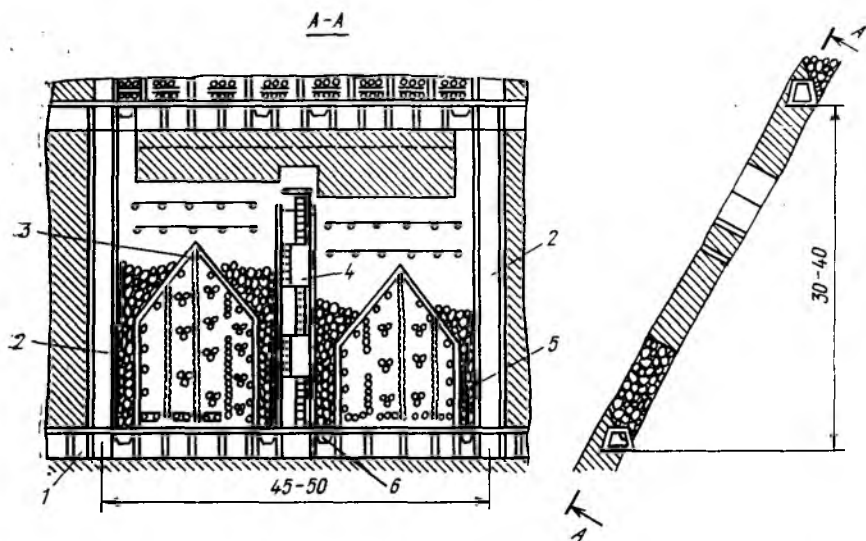


Рис. 26.11. Система разработки с усиленной распорной крепью:
1 — откаточный шпек; 2 — блоковые восстающие; 3 — наклонный настил; 4 — ходовой восстающий; 5 — рудоспуск; 6 — выпускной люк

буровзрывных работ (отбойка значительных объемов руды может привести к разрушению крепи), повышенная пожароопасность и др.

Все это привело к тому, что системы только с креплением очистного пространства имеют ограниченное применение.

26.6. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства

Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства хотя и имеют много общего с рассмотренными системами с закладкой и системами с креплением, все же отличаются от них тем, что в процессе разработки поддержание руды и вмещающих пород производится сначала крепью, а затем — с помощью закладки.

Если в системах с закладкой крепь применяется лишь для временного поддержания призабойного пространства, то в системах с креплением и закладкой крепь возводится регулярно и она навсегда остается в очистном пространстве.

Системы разработки с креплением и закладкой применяются в месторождениях любой мощности с различными углами падения там, где требуется сохранить поверхность от обрушения.

Несмотря на высокую себестоимость добычи, эти системы характеризуются незначительными потерями и разубоживанием руды и позволяют производить сортировку руды непосредственно в забое, что очень важно при разработке ценных руд.

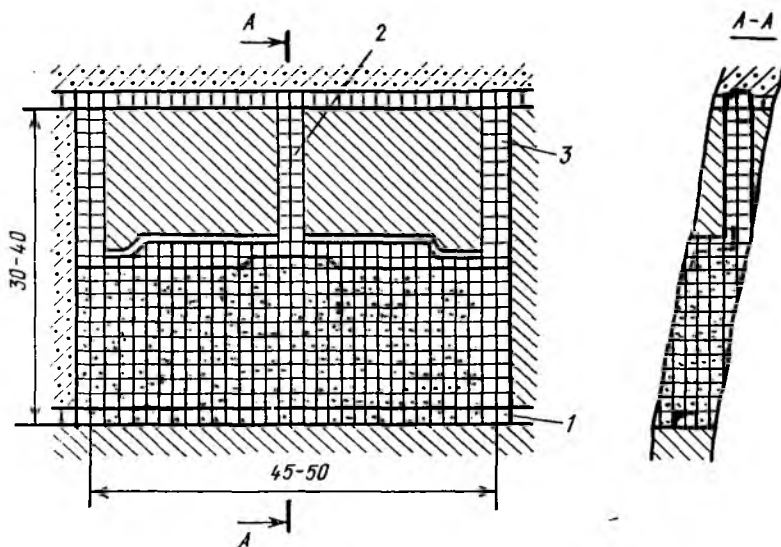


Рис. 26.12. Система разработки горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой

Так как в последние годы системы этого класса применяют сравнительно редко, ограничимся рассмотрением только системы разработки горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой (рис. 26.12).

Как следует из рисунка, подготовительные работы сводятся к проходке откаточного штрека 1, центрального восстающего 2 и боковых восстающих 3.

Очистные работы начинаются у кровли откаточного штрека. Таким образом, выемка полезного ископаемого производится в направлении снизу вверх.

Для крепления выработанного пространства применяют станковую крепь, ее используют и для крепления восстающих.

Отбойку руды осуществляют горизонтальными шпурами. Руду отбивают на настил, уложенный непосредственно на крепь, а затем доставляют к рудоспускам. Закладочный материал подают через центральный восстающий 2.

Из недостатков системы следует назвать большой расход крепежного материала, а также высокую трудоемкость работ.

26.7. Системы разработки с обрушением вмещающих пород

Системы разработки этого класса широко применяются как самостоятельные при выемке отдельных рудных тел и в комбинированных системах для отработки целиков и потолочин.

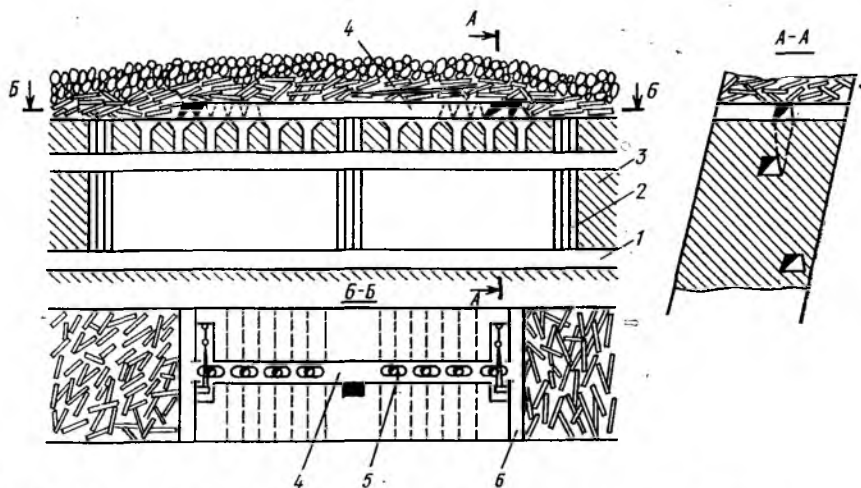


Рис. 26.13. Система слоевого обрушения с аккумуляющим штреком

Необходимыми условиями для применения этих систем являются наличие неустойчивых легкообрушающихся вмещающих пород, возможность обрушения поверхности и высокая ценность разрабатываемых руд.

Благоприятными условиями для разработки системами с обрушением являются крутые рудные тела мощностью от 3—4 м до весьма мощных правильной формы с рудами слабой и средней крепости.

Рассмотрим систему слоевого обрушения с аккумуляющим штреком (рис. 26.13). Система разработки применяется при мощности залежи более 5 м с неустойчивой рудой и вмещающими породами. При меньшей мощности затрудняется самообрушение вмещающих пород. Систему целесообразно применять при разработке ценных руд, так как она обеспечивает высокое извлечение и небольшое разубоживание руды.

Подготовительные работы сводятся к проведению откаточного штрека 1, восстающих 2, аккумуляющего штрека 3, выпускных выработок 5 и слоевого штрека 4.

Выемку блока ведут слоями в направлении сверху вниз. Руду в слое вынимают с помощью заходок 6, которые располагают перпендикулярно к слоевому штреку. Отбойка руды производится с помощью шпуров, а ее доставка осуществляется скреперами до выпускной выработки, верхняя часть которой оформляется в виде воронки. Из выпускной выработки руда поступает на аккумуляющий штрек, по которому скрепером доставляется к рудоспуску.

По мере выемки руды в заходках устанавливается крепь, а после полной отработки на ее почве сооружается специальный

настил, предназначенный для разделения руды нижележащего слоя и обрушаемых в очистное пространство вмещающих пород. Известны различные конструкции настила: из бревен, металлических перекрытий из полосовой стали и металлических сеток, железобетонных пластин и др. Во всех случаях особое внимание уделяют качеству настила, так как от него зависят показатели извлечения.

После отработки нескольких заходов породу обрушают в очистное пространство путем искусственного разрушения крепи небольшими зарядами взрывчатых веществ (накладные заряды).

Отработку нижележащего слоя осуществляют в таком же порядке с определенным отставанием в проведении и обрушении заходов по отношению к вышележащему слою.

При разработке маломощных пологозалегающих месторождений представляется возможность однослойной выемки сразу на всю мощность залежи.

Разработано немало различных вариантов системы слоевого обрушения. Однако почти все они характеризуются высокой стоимостью работ и малой производительностью.

26.8. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород

Сущность систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород заключается в том, что в подготовленных к выемке блоках (панелях, зонах) производят обрушение руды, которую выпускают под налегающими породами, обрушающимися вслед за рудой. Отсюда и условия, в которых эта система может успешно применяться: неустойчивые, легкообрушающиеся (вслед за рудой) вмещающие породы; возможность обрушения поверхности; незначительная ценность руды; отсутствие включений пустых пород и различных сортов руд. Выпуск руды под налегающими породами является чрезвычайно важным технологическим процессом при рассматриваемых системах разработки. От качества выпуска зависят потери и разубоживание руды. Современные способы выпуска руды пока не обеспечивают высоких показателей извлечения. Наблюдаются большие потери руды и высокое ее разубоживание, а поэтому применять системы с обрушением руды и вмещающих пород целесообразно лишь при разработке руд невысокой ценности.

В настоящее время системы с обрушением руды и вмещающих пород нашли широкое применение при разработке рудных месторождений. Они применяются как самостоятельные при выемке отдельных рудных тел или же как вспомогательные при отработке целиков и потолочин в других системах разработки.

Системы разработки этого класса отличаются друг от друга высотой обрушаемого массива. Системы разработки с разделением этажа на подэтажи называются системами подэтаж-

ного обрушения, а системы разработки без разделения этажа на подэтажи — системами этажного обрушения.

Наиболее гибкими в применении оказались системы подэтажного обрушения, с помощью которых успешно ведется разработка рудных месторождений в самых разнообразных условиях, в том числе и на больших глубинах с проявлением горного давления.

Следует отметить, что в определенных условиях достаточно лишь произвести подсечку и отрезку подлежащего к обрушению рудного массива, как он начинает постепенно самообрушаться.

Можно вести как этажное, так и подэтажное самообрушение. В зависимости от этого различают системы подэтажного самообрушения и системы этажного самообрушения.

Усилиями советских специалистов-горняков (М. В. Гуминский, В. Ф. Лавриненко и др.) разработаны методы управления самообрушением руды. Но темпы современной добычи руды иногда недостаточны для осуществления процесса самообрушения. По этой причине системы разработки с самообрушением руды в настоящее время применяются редко.

Рассмотрим наиболее широко применяемые системы разработки этого класса.

Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами применяется при разработке месторождений мощностью от 5—6 м до 150—200 м и более. Нижний предел мощности залежи ограничивается в основном возможностями скважинной отбойки и выпуска руды.

Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами применяется в двух основных вариантах:

- с отбойкой руды на компенсационное пространство (горизонтальное, вертикальное, наклонное);

- с отбойкой руды на ранее обрушенные руды или пустые породы (в зажиме).

Вариант системы подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами на горизонтальное компенсационное пространство применяется при разработке месторождений средней мощности и мощных (рис. 26.14).

Подготовка блоков как при этом, так и при других приведенных выше вариантах этой системы практически одинакова. Она включает проходку полевого откаточного штрека 1 и ортов 3. Из откаточных ортов до отметки первого подэтажа проходят рудоспуски 2, ходовые 8 и материальные 14 восстающие. На каждом подэтаже проходят хозяйственные орты 9 и штреки скреперования 7. На границах блока штреки скреперования соединяют вентиляционными ортами 4, из которых в лежащем боку проходят запасной ходовой восстающий 13.

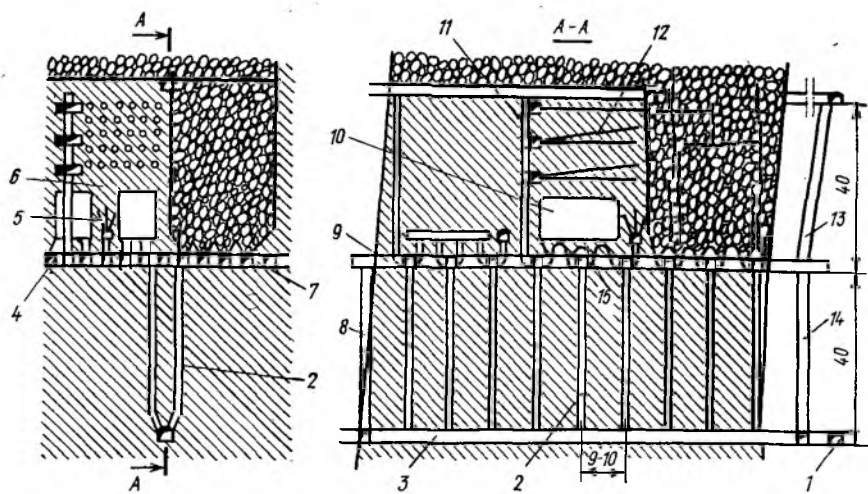


Рис. 26.14. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами на горизонтальное компенсационное пространство

Очистные работы начинают с подсечки, после выпуска руды из которой образуются горизонтальные компенсационные пространства (камеры) 10. Для большой устойчивости этих пространств между ними оставляют целик 6.

Массив руды разбуривают глубокими скважинами 12 из специальных буровых выработок 11. Взрывание скважин осуществляют короткозамедленным способом. При этом в первую очередь взрывают скважины 5, разбуренные в целиках 6.

После взрывания глубоких скважин приступают к массовому выпуску руды через дучки 15. Доставку руды производят с помощью скреперных установок, виброконвейеров или самоходных машин. В зависимости от применяемого способа доставки изменяется конструкция горизонта доставки.

Система разработки отличается высокой производительностью, экономичностью, хорошими условиями проветривания. Вместе с тем эта система имеет ряд недостатков, главными из которых являются: большой объем подготовительных работ и невозможность применения самоходной буровой техники. Горизонтальное направление отбойки снижает устойчивость выработок горизонта выпуска руды.

На рис. 26.15 приведена система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами на вертикальное компенсационное пространство (щель). Подготовка блока при этой системе, как уже отмечалось, аналогична описанной выше. Выемка руды начинается с образования вертикального компенсационного пространства (щели) 3, на которое встречно направленно отбивают мас-

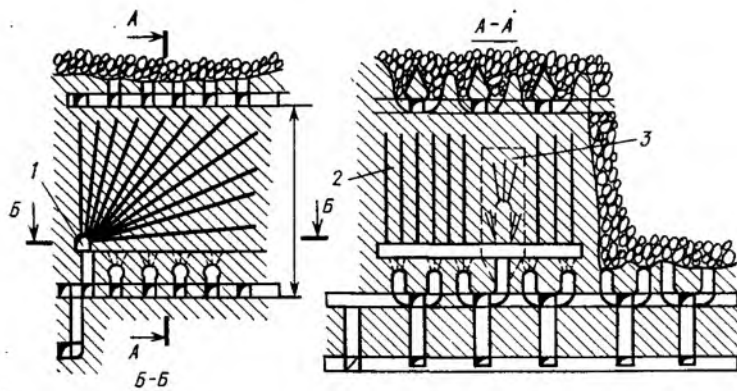


Рис. 26.15. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами на вертикальное компенсационное пространство

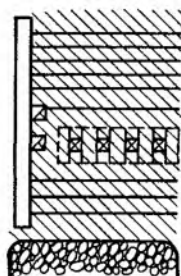
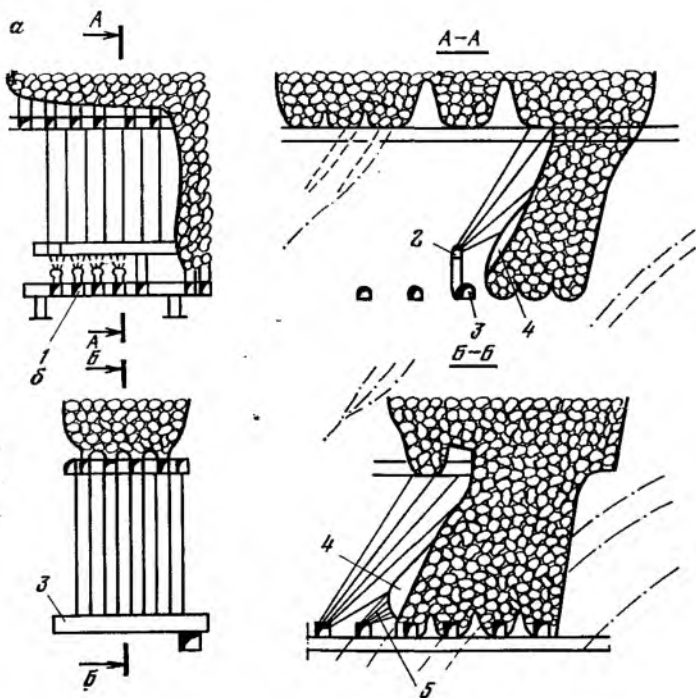


Рис. 26.16. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами, пробуренными из буровых выработок (а) и штреков скреперования (б), на наклонное компенсационное пространство



сив, разрушенный глубокими скважинами 2 из буровой выработки 1.

При этой системе разработки значительно снижается динамическое воздействие взрыва на выработки приемного горизонта. Кроме того, такой способ отбойки позволяет улучшить качество дробления горной массы за счет соударения отдельных кусков.

Варианты системы подэтажного обрушения с отбойкой руды на наклонное компенсационное пространство показаны на рис. 26.16.

Разрушивание массива (см. рис. 26.16, а) глубокими скважинами производится из буровых выработок 2, расположенных на уровне горизонта воронок. Толщина отбиваемого слоя по горизонтали, как правило, равна расстоянию между выработками выпуска руды (скреперования). Наклонные слои отбивают на наклонное компенсационное пространство 4. Выпуск отбитой руды производят через выпускные выработки (дучки или щели) 1. Доставка отбитой руды производится скрепером в рудосвальные восстающие.

При применении системы подэтажного обрушения также с отбойкой наклонных слоев руды на наклонную подсечку (см. рис. 26.16, б) разрушивание массива производится непосредственно из выработок горизонта доставки (скреперования) 3. Это позволяет исключить проходку специального бурового штрека и упростить конструкцию системы. При таком разрушивании массива устья глубоких скважин 5 недозаряжают ВВ на 8—10 м с целью предохранения штреков скреперования от разрушения в момент массового взрыва. Однако после взрывания скважин их недозаряженные части используются при образовании выпускных дучек или щелей.

Доставка отбитой руды производится скрепером с погрузкой непосредственно в вагоны через полки.

Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами на зажатую среду (рис. 26.17) разработана сравнительно недавно. Однако уже накоплен значительный положительный опыт применения этой системы разработки. Так, в условиях Криворожского бассейна, например, при отбойке на зажатую среду достигается лучшее дробление руды, чем при отбойке на компенсационные пространства.

Отличительная особенность этой системы разработки заключается в том, что отбойка слоев руды, разрушенных из буровых выработок глубокими скважинами, производится не на компенсационное пространство, выполненное в виде камеры (пустоты), а на ранее обрушенную руду или даже пустые породы. Таким образом, при отбойке руды на зажатую среду отпадает необходимость в трудоемкой операции по образованию компенсационного пространства.

Необходимое компенсационное пространство для размеще-

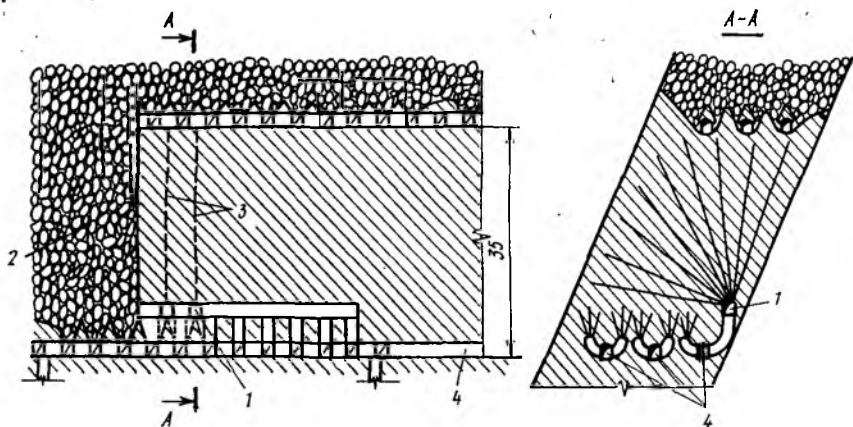


Рис. 26.17. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами в зажатой среде:
1 — буровая выработка; 2 — обрушенная руда или пустая порода; 3 — глубокие скважины; 4 — штреки скреперования

ния обрушаемой руды создается за счет уплотнения под действием энергии взрыва обрушенных ранее пород и их амортизационных свойств.

Вместе с тем необходимо отметить, что выпуск обрушенной руды при таком способе отбойки следует производить с особым вниманием, не допуская преждевременных потерь и разубоживания.

При системе этажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами блок обрушают сразу на всю высоту этажа. В этом заключается основное отличие ее от системы подэтажного обрушения.

Четкой границы между этими системами провести вообще невозможно. На одних рудниках высота этажа составляет 40 м и, естественно, на всю эту высоту (этажа) производят обрушение руды. Следовательно, применяют систему этажного обрушения. На других же рудниках высота этажа составляет 80 м и его делят на два подэтажа, в пределах которых и производят обрушение руды. В этих условиях система именуется уже системой подэтажного обрушения.

В практике наибольшее распространение получили системы этажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами на горизонтальные компенсационные пространства, вертикальные компенсационные пространства и на зажатую среду.

26.9. Системы разработки пластовых (угольных) месторождений

Существует много различных вариантов системы разработки угольных месторождений. Классифицировать их по одному какому-либо признаку, как при разработке рудных месторожде-

ний, практически невозможно. Поэтому большинство классификаций систем разработки угольных месторождений имеют, кроме одного главного, еще несколько дополнительных признаков.

Из существующих классификаций систем разработки угольных месторождений наибольшего внимания заслуживает классификация, предложенная А. С. Бурчаковым. В основу этой классификации положен способ выемки пласта по мощности (выемка ведется на всю мощность или слоями при делении пласта по мощности на отдельные части). Дополнительными признаками являются порядок подготовки и последующей отработки пластов в пределах выемочного блока. По основному признаку системы разработки делят на два класса:

- системы разработки пласта на полную мощность;

- системы разработки пласта с делением на слои.

С учетом дополнительных признаков оба класса систем можно разделить на группы:

- сплошные системы разработки;

- системы разработки длинными столбами;

- комбинированные системы разработки;

- системы разработки короткими очистными забоями;

- системы разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое.

Группы систем разделяют на отдельные виды и разновидности, отличающиеся формой выработки, направлением движения очистного забоя, способом управления кровлей, схемой проветривания и т. д.

Рассмотрим некоторые системы разработки угольных месторождений.

При сплошных системах разработки очистные работы в пределах этажа или выемочного поля ведутся одновременно с проведением подготовительных работ. Эти системы применяются при разработке пологих, наклонных и крутых пластов небольшой и средней мощности. Сущность сплошных систем разработки сводится к выемке угля в пределах этажа или подэтажа сплошным забоем. Форма забоя может быть прямолинейной или уступной (потолкоуступной).

Если в пределах этажа располагается один сплошной прямолинейный забой, то такой вариант сплошной системы разработки называется «лава-этаж».

При разработке пологих и наклонных пластов с устойчивыми породами кровли применяют сплошную систему разработки лава-этаж (рис. 26.18). Откаточный штрек проходят с некоторым опережением лавы. По верхней границе этажа вслед за лавой проходят этажный вентиляционный штрек, который отделяют от выработанного пространства бутовой полосой.

При разработке пластов средней мощности над откаточным и под вентиляционным штреками можно оставлять целики.

Отбойку угля в лаве ведут комбайнами, стругами, врубовыми машинами или с помощью буровзрывных работ. Отбитый

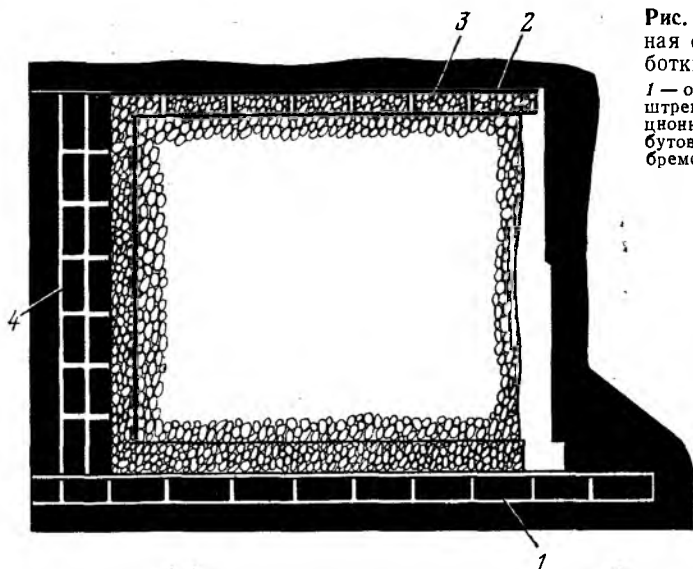


Рис. 26.18. Сплошная система разработки лава-этаж:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — боковая полка; 4 — боковая полка

уголь грузят на конвейер и доставляют до откаточного штрека. При полной конвейеризации уголь от лавы до ствола транспортируют ленточными конвейерами.

Достоинствами рассматриваемого варианта системы разработки являются небольшой объем подготовительных выработок и возможность применения эффективных выемочных и доставочных машин. К недостаткам варианта следует отнести небольшую скорость продвижения забоя, что затрудняет поддержание выработанного пространства, а также возможность прекращения добычи из всего крыла шахты в случае неполадок в лаве.

При разработке крутых пластов с устойчивыми боковыми породами и крепком устойчивом угле применяют сплошную систему разработки (рис. 26.19). Как видно из рисунка, форма очистного забоя прямолинейная. Добыча осуществляется с помощью комбайнов 3, подвешенных на двух канатах — рабочем и предохранительном. Продвигается комбайн с помощью лебедки, установленной в вентиляционном штреке 4. Отбитый уголь скатывается в нижнюю часть этажа, где через улавливающие воронки 2 попадает на откаточный штрек 1.

В случае отбойки угля отбойными молотками забой придают потолкоуступную форму. Для обеспечения безопасности работ соблюдается строгая последовательность ввода уступов в работу.

При значительной высоте этажа его делят на два или три подэтажа. Каждый подэтаж сверху и снизу ограничен подэтажными штреками. Применяемую при этом систему называют сплошной системой разработки с разделением этажа на подэтажи (рис. 26.20). Уголь из очистного

Рис. 26.19. Сплошная система разработки лава-этаж для выемки крутых пластов

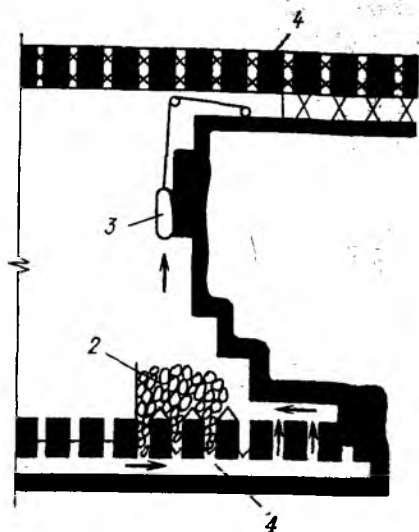
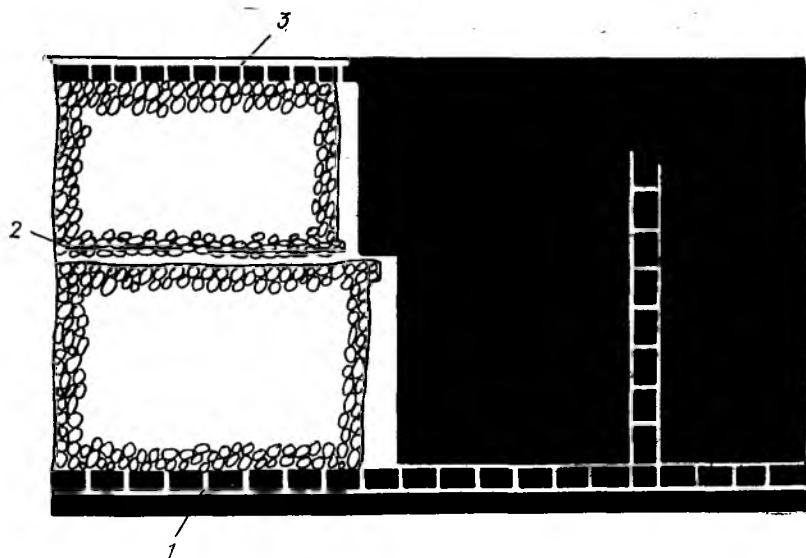


Рис. 26.20. Сплошная система разработки с разделением на два подэтажа:

1 — откаточный штрек; 2 — подэтажный штрек; 3 — вентиляционный штрек



пространства верхнего подэтажа доставляют по подэтажному штреку до бремсберга и на откаточный штрек. С удалением очистных работ длина доставки значительно возрастает. Возникает необходимость в устройстве нового бремсберга. Все это приводит к значительным затратам на доставку угля из верхнего подэтажа, что и является основным недостатком рассмотренного варианта системы.

Столбовые системы разработки применяются при разработке пластов средней мощности с различными углами па-

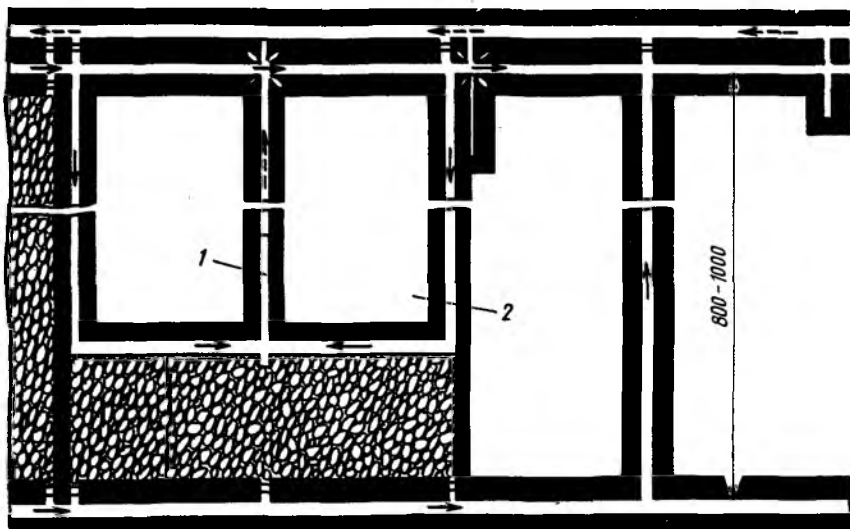


Рис. 26.21. Система разработки длинными столбами по восстанию спаренными лавами:

1 — наклонная выработка; 2 — выемочный столб

дения. При этом особых требований к устойчивости боковых пород не предъявляется.

Отличительной особенностью столбовых систем разработки является проведение подготовительных выработок в полном объеме до начала очистных работ.

При такой схеме подготовки выработки предохраняются чаще всего угольными целиками. Транспортирование угля совпадает с направлением движения очистных забоев.

Применение системы разработки длинными столбами по восстанию спаренными лавами (рис. 26.21) обеспечивает высокую концентрацию горных работ в пределах пласта. Система успешно применяется при разработке пологих пластов. При углах падения пластов более $10-12^\circ$ она имеет ограниченное применение из-за отсутствия эффективных средств комплексной механизации работ в таких условиях. Учитывая то, что в настоящее время ведется разработка таких средств, система найдет широкое применение и при отработке пластов с углами падения более $10-12^\circ$.

Два выемочных столба подготавливаются тремя наклонными выработками. Уголь из лавы может транспортироваться либо по одной общей наклонной выработке, либо индивидуально для каждой лавы по транспортным выработкам. В зависимости от этого применяются различные схемы проветривания.

Разработка мощных угольных пластов на всю их мощность производится либо щитовыми системами, либо системой под-

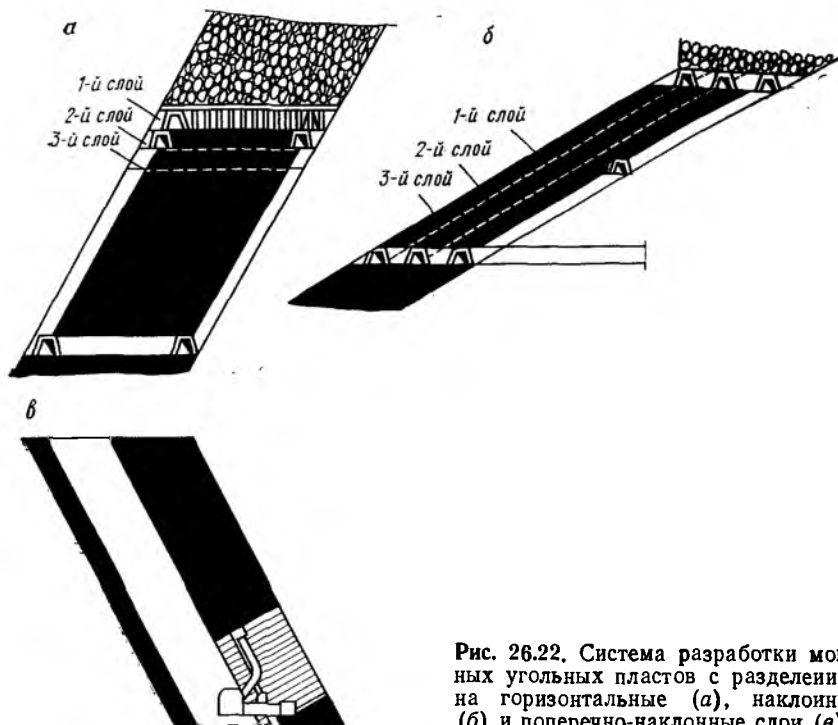


Рис. 26.22. Система разработки мощных угольных пластов с разделением на горизонтальные (а), наклонные (б) и поперечно-наклонные слои (в)

этажных штреков. При щитовых системах выемка угля осуществляется под защитой специальных щитов (секционных щитов). Отбойка угля под щитом производится с помощью буровзрывных работ. Следует отметить, что при увеличении мощности пласта управлять щитом становится сложно, увеличиваются потери угля и растет объем подготовительных работ.

Поэтому для разработки мощных угольных пластов широко применяют так называемые слоевые системы разработки (рис. 26.22), при которых мощные пласты делят на отдельные слои (горизонтальные, наклонные, поперечно-наклонные) таким образом, чтобы мощность слоев соответствовала средней мощности угольных пластов. В этом случае слои разрабатывают одной из систем, применяемых для пластов средней мощности в аналогичных горнотехнических условиях.

Слои разрабатывают поочередно или одновременно с определенным опережением очистных забоев смежных слоев. Порядок выемки слоев может быть как восходящим, так и нисходящим.

При разработке пластов с разделением их на горизонтальные, наклонные и поперечно-наклонные слои могут применяться различные способы управления кровлей (рис. 26.22).

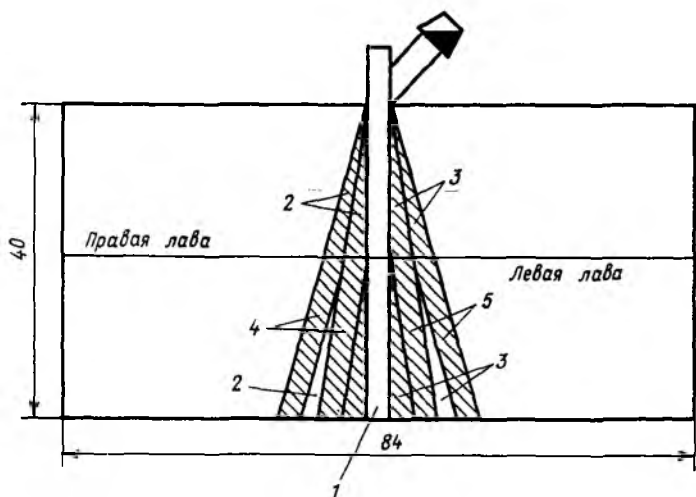


Рис. 26.23. Сплошная система разработки с выемкой радиальными лавами
1 — разрезной штрек; 2, 3, 4, 5 — последовательность отработки

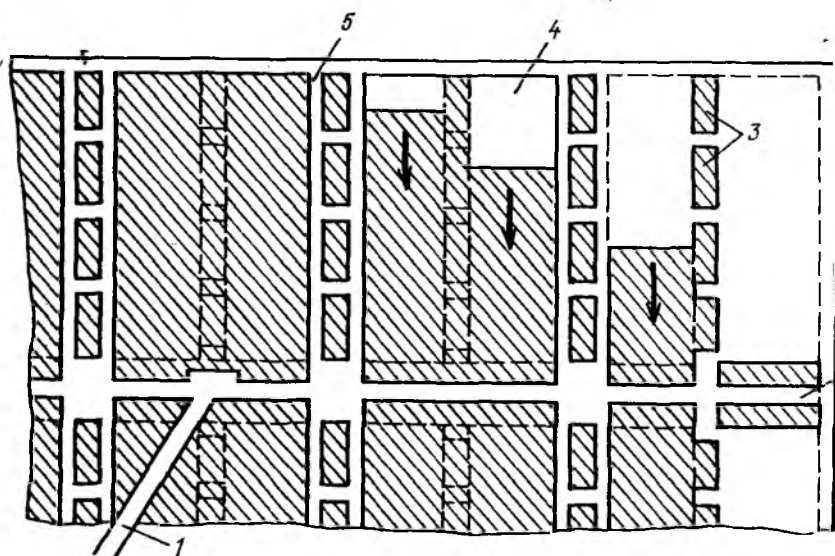


Рис. 26.24. Камерная система разработки россыпей:

1 — наклонный подъемный штвол; 2 — сборный штрек; 3 — ленточные целики; 4 — камера; 5 — парный штрек; стрелками показано направление выемки

26.10. Общие сведения о системах разработки россыпных месторождений

Подземным способом разрабатывают как талые, так и многолетнемерзлые россыпи. Однако разработка талых россыпей подземным способом отличается низкой эффективностью, вследствие использования большого объема ручного труда. Поэтому во всех случаях при малейшей возможности предпочтение отдается открытому способу разработки талых россыпей. Можно предположить, что в перспективе подземным способом будут разрабатываться только многолетнемерзлые россыпи.

Все системы разработки мерзлых россыпей подразделяются на сплошные, камерные и комбинированные. Наибольшее распространение получили сплошные системы разработки. Существует несколько разновидностей этих систем, отличающихся направлением продвижения очистных забоев.

На рис. 26.23 показан вариант сплошной системы разработки с выемкой радиальными лавами. Отличительная особенность варианта заключается в том, что линия забоев лав продвигается радиально по отношению к разрезному штреку. Подготовительные работы сводятся к проходке в центре шахтного поля одного или нескольких разрезных штреков.

Радиальную лаву отрабатывают не по всему фронту очистного забоя одновременно, а уступами.

Отбойка мерзлых грунтов осуществляется с помощью буровзрывных работ. Доставка песков производится вдоль лавы вплоть до ствола скреперными установками.

Разработку пластов песков мощностью более 3 м ведут камерными системами, отличающимися от сплошных систем тем, что площади обнажения (размеры камер) всегда меньше предельно допустимых. Разработка ведется практически лавами уменьшенной длины с оставлением ленточных целиков между камерами (рис. 26.24). Отработку ведут либо сплошным, либо почвоуступным забоем. Система позволяет применять мощное самоходное оборудование. Камеры крепятся лишь в тех случаях, когда существует опасность в отслоениях или вывалах кровли.

Целики отрабатываются лишь частично. Поэтому потери при этой системе достигают 8—10 % и более.

27. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

27.1. Основные элементы карьера

Месторождение (или часть), разрабатываемая карьером, называется карьерным полем. Оно разделяется в процессе разработки на горизонтальные слои. Каждый вышележащий слой отрабатывается с опережением по отношению к нижележащему. В результате этого слои приобретают ступенчатую (уступную) форму. Слой толщи горных пород, разрабатываемый самостоятельными средствами выемки и транспорта, называют уступом. Иногда уступ разделяют по высоте на подуступы, которые разрабатываются самостоятельными средствами выемки, но обслуживаются общим для всего уступа транспортом.

Основными элементами уступа являются: верхняя и нижняя площадки, откос, угол откоса бровки уступа и забой уступа (рис. 27.1). Верхняя горизонтальная часть поверхности уступа называется верхней площадкой, а нижняя — нижней площадкой. Площадки уступа ограничивают уступ по высоте. Откос уступа — наклонная (иногда вертикальная) плоскость, ограничивающая уступ от выработанного пространства. Угол, образуемый откосом уступа и горизонтальной плоскостью, называется углом откоса уступа. Линии пересечения откоса уступа с верхней и нижней площадками называются соответственно верхней и нижней бровками уступа.

Расстояние по вертикали между нижней и верхней площадками называют высотой уступа. Она выбирается с учетом физических свойств разрабатываемых пород и применяемого оборудования. Угол откоса уступа определяется устойчивостью горных пород и изменяется в широких пределах — от 40 до 80°.

Часть уступа по его длине, подготовленная для разработки, называется фронтом работ уступа. Суммарная протяженность фронта работ уступов составляет фронт работ карьера.

Площадки уступа, на которых располагают выемочное оборудование (буровое, добычное, транспортное), называют рабочими площадками (рис. 27.2). В отличие от рабочих не рабочие площадки оставляются с целью повышения устойчивости откосов карьера.

Поверхность уступа, являющаяся объектом горных работ и перемещающаяся в результате этих работ, называется забоем уступа (рис. 27.3). Им, как правило, является его торец. В отдельных случаях забоем уступа может быть его откос или верхняя рабочая площадка.

В результате перемещения забоя производится отработка горных пород в виде полос, называемых заходками.

Часть заходки по ее длине, разрабатываемая самостоятельными средствами отбойки и погрузки, называют блоком.

Рис. 27.1. Основные элементы уступа:

1 — верхняя площадка; 2 — верхняя бровка; 3 — откос; 4 — нижняя площадка; 5 — нижняя бровка; α — угол откоса уступа; H — высота уступа

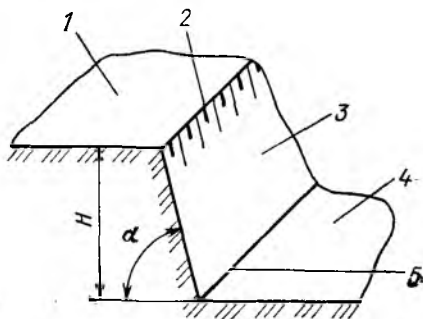
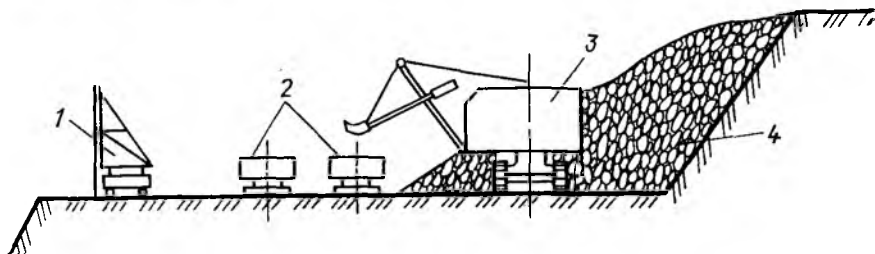


Рис. 27.2. Рабочая площадка уступа:

1 — буровой стаяок; 2 — транспортные средства; 3 — экскаватор; 4 — взорванная порода



Боковые поверхности, ограничивающие карьер, называют бортами карьера. Различают рабочий и нерабочий борта карьера. Рабочим называют борт, на котором ведутся горные работы, а нерабочим — борт, на котором горные работы уже не производятся. Нижнюю, обычно горизонтальную, поверхность карьера называют дном карьера.

При решении вопроса о выборе способа разработки, а также определении целесообразной конечной глубины карьера производят технико-экономические расчеты, при которых используют такой показатель, как коэффициент вскрыши. Последний представляет отношение количества пустых (вскрышных) пород, удаляемых при открытой разработке месторождений, к единице добытого полезного ископаемого. Используя этот показатель, а также учитывая стоимостные показатели добычи полезного ископаемого подземным и открытым способом, можно определить целесообразность применения открытого способа разработки.

К настоящему времени открытым способом добывается большая часть полезных ископаемых. Построены крупные карьеры с годовой производительностью, составляющей десятки миллионов тонн.

27.2. Вскрытие

Как уже отмечалось, вскрытие месторождений при открытом способе разработки производится с целью обеспечения транспортной связи рабочих горизонтов карьера с поверхностью пу-

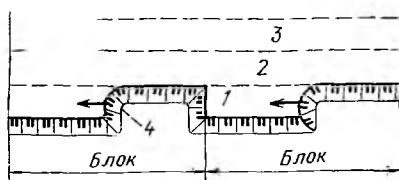


Рис. 27.3. Схема расположения заходок и блоков:

1, 2, 3 — заходки; 4 — забой; стрелками показано общее направление фронта работ и направление продвижения забоя

тем проведения специальных горных выработок. Вскрытие производится в основном траншеями. В отдельных случаях могут применяться стволы и штольни.

На выбор способа вскрытия большое влияние оказывают условия залегания месторождения, вид транспорта, расположение поверхностных сооружений и система открытой разработки.

Принятый способ вскрытия должен обеспечивать безопасность работ, заданную производительность и быть экономичным.

Различают несколько видов вскрытия: бестраншейное, траншейное (наклонные и крутые траншеи), подземными выработками и комбинированное.

В случае применения железнодорожного, автомобильного и конвейерного транспорта наличие вскрывающих выработок обязательно.

Если же горную породу перемещают рабочими органами грузоподъемных, отвальных и других горных машин, то вскрывающие выработки могут отсутствовать. Такое вскрытие называется бестраншейным.

Выемку при бестраншейном вскрытии ведут кабельными кранами при разработке узких, вытянутых в одном направлении крутых месторождений или применяют башенные экскаваторы при разработке пластовых месторождений, залегающих в мягких породах.

Из-за ограниченной области применения этот вид вскрытия широкого распространения не получил.

Основными вскрывающими выработками при открытой разработке месторождений являются въездные траншеи, местоположение и угол наклона которых в основном и характеризует способ вскрытия.

Вскрывающие траншеи могут располагаться за пределами контура карьера или внутри его, отчего они называются соответственно внешними и внутренними.

По назначению траншеи подразделяются на капитальные, разрезные и специальные.

Капитальные въездные и выездные траншеи предназначаются для вскрытия всего месторождения или его части. Разрезные траншеи служат для подготовки вскрытого горизонта к эксплуатации. Специальные траншеи проводятся для водоотлива, дренажа или как вспомогательные для соединения с поверхностью.



Рис. 27.4. Схема вскрытия месторождения внешними отдельными траншеями:
1 — внешняя траншея

Примером вскрытия внешними отдельными траншеями является схема, показанная на рис. 27.4. При вскрытии такими траншеями их проходят с поверхности земли к транспортным площадкам соответствующих уступов, откуда начинаются разрезные траншеи.

Вскрытие внутренними наклонными траншеями проводят на бортах карьера, вплоть до уровня нижней рабочей площадки вскрываемых горизонтов (рис. 27.7). Все уступы при этом способе вскрытия имеют независимую транспортную связь с поверхностью. Вместе с тем при большом количестве уступов значительно возрастает объем работ по проведению траншей.

Однако вскрытие месторождений только внешними или внутренними траншеями производится сравнительно редко. Чаще всего вскрытие осуществляется комбинированными траншеями, когда верхние горизонты вскрывают внешними траншеями, а нижние — внутренними.

Вскрытие месторождений внутренними крутыми траншеями производят в том случае, когда возникает необходимость в создании связи концентрационных горизонтов карьера с поверхностью. Осуществляется это с помощью крутой траншеи, которую оборудуют ленточными конвейерами, канатными подъемниками и другими средствами.

Вскрытие подземными горными выработками обычно применяется при разработке нагорных месторождений, когда вскрытие траншеями становится нецелесообразным (рис. 27.5). В последние годы подземными горными выработками вскрывают также месторождения, залегающие на больших глубинах (см. рис. 27.5, а).

27.3. Классификация систем открытой разработки месторождений

Под системой разработки при открытом способе добычи понимают комплекс подготовительных, вскрышных и добычных работ, осуществляемых в определен-

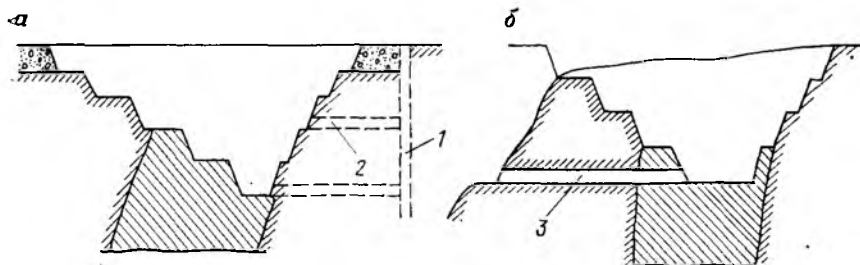


Рис. 27.5. Схема вскрытия месторождения подземными горными выработками: а — вертикальным стволом; б — штольной; 1 — ствол; 2 — квершлаг; 3 — штольня

ном порядке в пространстве и времени с целью безопасного обеспечения выемки запасов полезного ископаемого.

В основу классификаций систем открытой разработки положен способ производства наиболее трудоемких вскрышных работ.

По акад. Н. В. Мельникову системы открытой разработки подразделяются на бестранспортные, транспортно-отвальные, специальные, транспортные и комбинированные.

Бестранспортные системы применяются при разработке горизонтальных и пологих пластов ограниченной мощности с покрывающими породами не выше средней крепости. Эти же системы могут применяться и для отработки наклонных или крутых пластов при мягких вмещающих породах и ограниченной глубине карьера, позволяющей производить двойное и тройное перелопачивание пород экскаватором.

На рис. 27.6 показана схема экскавации при бестранспортной системе разработки. Из рисунка видно, что одноковшовый экскаватор (механическая лопата или драглайн), установленный на кровле пласта полезного ископаемого, разрабатывает всю толщу покрывающих пород одним уступом. Добыча полезного ископаемого осуществляется вслед за продвижением породного уступа с помощью механической лопаты, установленной на нижней рабочей площадке.

Бестранспортные системы разработки обеспечивают высокую производительность экскаваторов и низкую себестоимость добычи. Основной недостаток этих систем — ограниченные условия применения. В этом отношении исключение составляют транспортные системы разработки, которые могут применяться при любой форме месторождения и при любой крепости пород.

В качестве примера приведем вариант этой системы разработки с автомобильным транспортом (рис. 27.7).

Условия, соответствующие применению этой системы: залежи с ограниченными размерами в плане, а также крутые штокообразные месторождения со значительной глубиной залегания.

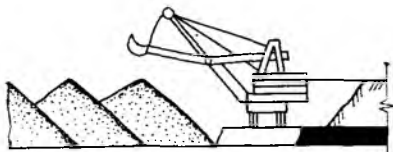


Рис. 27.6. Схема экскавации при бес-транспортной системе разработки

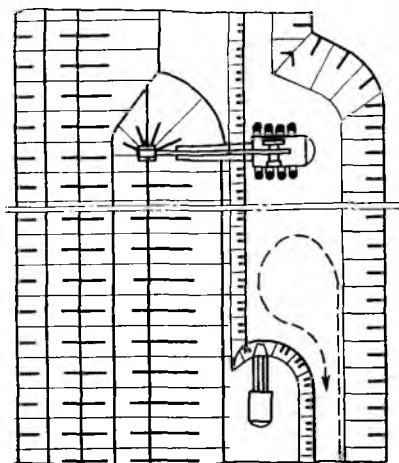
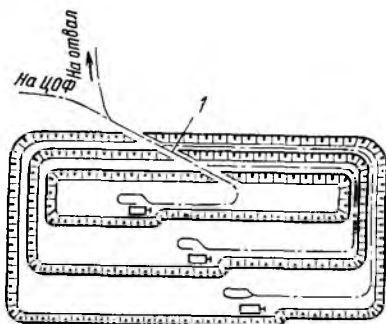


Рис. 27.7. Система разработки месторождения с применением автомобильного транспорта:

1 — внутренняя траншея



Эффективность системы во многом зависит от правильной организации маневров автомобилей при погрузке и разгрузке породы.

27.4. Общие сведения о разработке россыпных месторождений открытым способом

Учитывая особенности залегания россыпных месторождений, их целесообразно разрабатывать открытым способом. Как правило, разработка россыпей производится небольшим числом уступов. Вскрышные работы ведутся одним уступом, а добыча песков осуществляется двумя уступами.

По типу горных машин, используемых для выемки и транспортирования песков, различают дражный, скреперно-бульдозерный, гидравлический и экскаваторный способы открытой разработки.

Сущность дражного способа разработки россыпей заключается в том, что выемка пород, промывка песков и удаление хвостов в отвал производится с помощью драги.

Современные многочерпаковые драги — сложные и дорогостоящие плавающие горные машины. Они оснащены высокоэффективным оборудованием с индивидуальным приводом и автоматизированным управлением, системой контрольно-измерительных и регистрирующих приборов, надежными схемами сигнализации и дистанционного надзора за техническим режимом. Наи-

большее распространение получили электрические многочерпаковые драги с черпаками вместимостью 50—600 л и законченным циклом обогащения.

Дражный способ разработки россыпей отличается простотой и высокой эффективностью. Для его успешного применения бортовое и среднепромышленное содержание ценного компонента в песках может быть минимальным.

Скреперно-бульдозерный способ разработки россыпей включает очистную выемку песков, вспомогательные работы, транспортирование песков, их промывку на промывочных приборах и укладку хвостов промывки в отвалы.

На добычных работах применяют веерную, параллельную, диагональную и угловую системы разработки. При веерной системе разработки, например, пески разрабатывают и транспортируют по вееру к приемному бункеру.

Гидравлический способ разработки заключается в использовании энергии водного потока, создаваемого специальными установками—гидромониторами для производства вскрышных и добычных работ.

Применяемые при этом способы системы разработки различают по направлению действия ударной силы напорной струи гидромонитора при разливе забоя. Если направление действия струи совпадает с направлением транспортирования пород, то струя попутно перемещает их в нужном направлении. В противном случае динамическая сила струи используется только на размыв пород. Перемещение же пород осуществляется свободно стекающим потоком воды. Отсюда и названия систем разработки: с попутным, встречным, встречно-боковым и попутно-встречным забоями.

Экскаваторный способ разработки россыпей заключается в проведении траншей, выемке пород добычным экскаватором с погрузкой их в транспортные средства, а также в выполнении ряда вспомогательных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Алексеев В. В.* Рудничные насосные, вентиляционные и пневматические установки. М., Недра, 1983.
2. *Беркалиев Б. Т.* Вскрытие рудных месторождений при подземной разработке с применением безрельсового транспорта. Алма-Ата. Наука, 1971.
3. *Брылов С. А.* Горное дело. М., Недра, 1975.
4. *Брылов С. А., Багдасаров Ш. Б., Грабчак Л. Г.* Современная технология и механизация горноразведочных работ. М., Недра, 1976.
5. *Горное дело/Ю. П. Астафьев, В. Г. Близиюков, О. Г. Шекун и др.* М., Недра, 1980.
6. *Горное дело. Терминологический словарь/Л. И. Барон, Г. Д. Блугу-рас, Н. П. Бушуев и др.* М., Недра, 1981.
7. *Горное и буровое оборудование/Н. С. Родионов, Г. А. Ганзен, А. Н. Кирсанов, М. И. Теслинов.* Учебник для техникумов. М., Недра, 1983.
8. *Единые нормы времени на геологоразведочные работы. Подземные горнопроходческие работы.* М., ВИЭМС, 1977.
9. *Единые правила безопасности при взрывных работах.* М., Недра, 1976.
10. *Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.* М., Недра, 1977.
11. *Жданкин Н. А., Жданкин А. А., Боев А. В.* Выбор глубины шпуров с учетом напряженно-деформированного состояния массива. — Горный журнал, 1982, № 10. с. 34—35.
12. *Каплунов Р. П., Черемушников И. А.* Подземная разработка рудных и россыпных месторождений. М., Высшая школа, 1966.
13. *Кирич Б. Ф., Ушаков К. З.* Рудничная и промышленная аэрология. М., Недра, 1983.
14. *Клевцов И. В., Федоренко П. И.* Схемы взрывания на карьерах и качество дробления горной массы. Киев, Техника, 1981.
15. *Краткий справочник горного инженера угольной шахты.* Под общей ред. А. С. Бурчакова, Ф. Ф. Кузюкова. М., Недра, 1982.
16. *Кутузов Б. Н.* Взрывное и механическое разрушение горных пород. М., Недра, 1973.
17. *Кучерявый Ф. И., Кожушко Ю. М.* Разрушение горных пород. М., Недра, 1972.
18. *Лабораторные и практические работы по разрушению горных пород взрывом/Б. Н. Кутузов, В. И. Комашенко, В. Ф. Носков и др.* М., Недра, 1981.
19. *Малый П. С., Мицык Г. В., Гуль А. А.* Механизация проведения выработок в крепких породах. М., Недра, 1977.
20. *Мельников Н. И.* Проведение и крепление горных выработок. М., Недра, 1979.
21. *Методические указания по выбору рациональных сечений подземных горноразведочных выработок.* М., Мингео СССР, ЦНИГРИ, 1981.
22. *Методические указания по выбору сечений стволов разведочных шахт.* М., Мингео СССР, ЦНИГРИ, 1981.
23. *Мосинец В. Н., Пашков А. Д., Латышев В. А.* Разрушение горных пород. М., Недра, 1975.
24. *Мурашов В. И., Холопкин Ю. И.* Справочник механика подземных геологоразведочных работ. М., Недра, 1978.
25. *Насонов И. Д., Федюкин В. А., Шуплик М. Н.* Технология строительства подземных сооружений. Ч. I и II. М., Недра, 1983.
26. *Нормативный справочник по взрывным работам/Ф. А. Андреев, В. Л. Барон, И. Л. Клейман и др.* 4-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1975.

27. Носков В. Ф., Комащенко В. И., Жабин Н. И. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках. М., Недра, 1982.
28. Охрана окружающей среды/С. А. Брылов, Л. Г. Грабчак, В. И. Комащенко и др. М., Высшая школа, 1985.
29. Поздняков Э. Г., Росси Б. Д. Справочник по промышленным взрывчатым веществам и средствам взрыва. М., Недра, 1977.
30. Покровский Н. М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. М., Недра, 1982.
31. Правила безопасности при геологоразведочных работах. М., Недра, 1979.
32. Пухов Ю. С. Рудничный транспорт. М., Недра, 1983.
33. Ржевский В. В., Новик В. Я. Основы физики горючих пород. М., Недра, 1984.
34. Ржевский В. В. Открытые горючие работы. Ч. I. Производственные процессы. 4-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1985.
35. Рогинский В. М. Повышение эффективности проходки горизонтальных разведочных выработок. М., Недра, 1978.
36. Симанкин А. Г., Кирчанов А. Т. Проектирование и организация проведения открытых геологоразведочных выработок. М., Недра, 1979.
37. Справочник инженера-шахтостроителя. Т. I и II. Под общей ред. В. В. Бялого. М., Недра, 1983.
38. Справочник по горнорудному делу. Под ред. В. А. Гребенюка, Я. С. Тытьянова, И. Е. Ерофеева. М., Недра, 1983.
39. Технология, механизация и организация проведения горючих выработок/Б. В. Бокий, Е. А. Зимина, В. В. Смирняков, О. В. Тимофеев. 3-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1983.
40. Технология подземной разработки руд/Н. Г. Дубинин, В. А. Коваленко, А. Е. Умнов и др. М., Недра, 1983.
41. Ткачук К. Н., Федоренко П. И. Взрывные работы в горнорудной промышленности. Киев, Высшая школа, 1978.
42. Харев А. А. Рудничная вентиляция и борьба с подземными пожарами. М., Недра, 1986.
43. Черняк И. Л., Ярунин С. А., Бурчаков Ю. И. Технология и механизация подземной добычи угля. М., Недра, 1981.
44. Шехурдин В. К., Холобаев Е. Н., Несмотряев В. И. Проведение подземных горючих выработок. М., Недра, 1980.
45. Шехурдин В. К. Горючие работы, проведение и крепление горючих выработок. М., Недра, 1985.

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Абразивность 38
Акролеин 166
Альдегиды 166
Анкер
— сталеполимерный 276
— железобетонный 275
Армирование ствола 337
Арочная крепь 272
Аэродинамическая характеристика
 вентилятора 174
Аэродинамическое сопротивление 176

Бадьевой подъем 241
Бадьи 216
Бетон 260
Бока выработки 6
Борт карьера 425
Блёскость 189
Бремсберг 10
Бурение шпуров 348
Бурильные машины 290
Бурильные установки 51
Буримость породы 39
Буровая установка 360
Буровзрывной способ проходки 29
Буровой инструмент 52

Вагонетки 232
Вентиляторы 175
Вентиляционные скважины 173, 186
Вентиляционные трубы 175
Верхняк 264
Вес 34
Взрывчатые вещества 76, 77, 126
Взрывы 65
Влажность воздуха 170
Водоотлив 194
Водоотливная канавка 200
Водопонижение 358
Водоприток 194
Водоулавливание 195
Водоцементное отношение 261
Воздухопроницаемость трубопровода
 177
Воронка взрыва 130
Восстающий 10
Врубные шпуров 42
Врубы 42, 222, 342
Вспомогательные процессы 29
— шпуров 42
Газоопределители 169
Гидромеханизация 301
Глубина шпуров 291
Горная выработка 5
Горное давление 245
Горные работы 5

Гравитационное поле напряжений 245
График цикличности 302
Грейферные погрузочные машины 216

Давление пород 245
Депрессия трубопровода 178
Детонация 66
Диспозиция 153, 155
Доставка 229
Драга 429

Единая классификация пород 41

Забивная крепь 359
Забой 29
Забойный перегружатель 219
Забутовка (забучивание) 265
Замораживание пород 265
Запас прочности 247
Заряд
— нормального выброса 130
— рыхления 130
— внутреннего действия 131
Заряжание 94, 108
Затяжка 265

Инвентарная крепь шурфов 343
Индивидуальные светильники 191
Иницирование зарядов 67, 129
Испытание взрывчатых веществ 124
— детонирующих шнуров 125
— капсулей детонаторов 125
— огнепроводных шнуров 125
— электродетонаторов 124

Канавка 6
Капнтальная выработка 6
Капсюль-детонатор 91
Карьер 7
Категория породы 41
Классификация систем разработки
 392, 416, 423
Компенсационный шпур 45, 292
Комплексная проходческая бригада
 282
Концентрация пыли 168
Консервация выработок 311
Коэффициент
— бокового (горизонтального)
 распора 246
— внутреннего трения 38
— длительной прочности 37
— запаса прочности 248
— использования шпура (КИШ)
 42
— поперечных деформаций 37

- Коэффициент
 - пористости 35
 - разрыхления пород 35
 - сближения зарядов 48
- Крепежные материалы 256
- Крепежные рамы 264
- Крепь
 - сплошная 264
 - венцовая 267
- Кровля выработки 6
- Кусковатость 39
- Ламповая 193
- Ледогрунтовый цилиндр 265
- Линия наименьшего сопротивления 130
- Люксметр 188
- Маркшейдерская служба 298
- Машины зарядные 113
- Машинки взрывные 99
- Метан 167
- Модуль упругости 36
- Мощность залежи 8
- Набрызгбетон 262
- Напорный грейфер 345
- Наряд-путевка 162
- Насыпная плотность 35
- Невзорвавшиеся заряды 155, 295
- Несущая способность крепи 273
- Нулевая рама 242
- Паспорт
 - буровзрывных работ 138, 150
 - крепления 280
 - проветривания 188
- Патрон ВВ 94
- Патроны
 - боевики 94, 108
 - зажигательные 93
 - электрозажигательные 109
- Пиротехническое реле 111
- Пластобетон 260
- Плотность
 - насыпная 35
 - породы 34
- Погашение выработок 311
- Погрузка породы 206
- Погрузочно-транспортные машины 210
- Погрузочные машины 206
- Подача воздуха 181
- Подвигание забоя 29
- Подземные воды 194
- Пористость породы 34
- Показатель действия взрыва 130
- Породные отвалы 244
- Портал 285
- Почва выработки 6
- Пределы прочности 36
- Предельное состояние выработки 248
- Предохранительный полок 242
- Проветривание выработок 170
- Производительность погрузки 223
- Производительность труда 310
- Промежуточный детонатор 113
- Простирание 8
- Проходческие насосы 200
- Проходческие операции 283
 - процессы 29
- Проходческий копер 241
- Проходческий цикл 30, 284
- Проходческое звено 282
- Пылеподавление 62
- Работоспособность ВВ 70
- Радон 167
- Разведочная шахта 7
- Раздельная выемка 299
- Разминовки 218
- Разрез 378
- Рассечка 12
- Расстрелы 337
- Расчет водоотлива 203
- Расчет проветривания выработки 181
- Рельсовый путь 233
- Ремонт выработки 311
- Рудник 8
- Рудничная пыль 168
- Рудничный воздух 163
- Рыхление уступов 136
- Светимость 188
- Системы открытой разработки 428
- Системы разработки месторождений
 - пластовых 416
 - россыпных 423, 429
 - рудных 395
- Скорость бурения 54
- Склады ВВ
 - базисные 116
 - расходные 116
- Скреперные лебедки 212
- Скреперы 212
- Сопряжения выработок 285
- Средства транспортирования 229
- Ствол
 - шахтный 9
 - слепой 10
- Стрелочный перевод 235
- Схема
 - проходки 315
 - скреперования 220
- Сцепной вес 230
- Съемные коронки 290
- Тампонирующее горных пород 362
- Техническая производительность 55
- Технологический паспорт проведения выработки 285
- Типовые сечения 18, 20
- Торкретбетон 262
- Траншеи 426
- Трубки
 - зажигательные 93
 - контрольные 93

Трудоемкость цикла 305

Ударное бурение шпуров 335

Угол

— внутреннего трения 38

— откоса борта 7, 368

Удельный расход ВВ

Уклон 10

Укрепление пород 27

Устойчивость пород 247

Уступ 424

Устье выработки 6

Форма

— сечения выработки 12

— организации труда 32

Характеристика насоса 202

Цементация горных пород 362

Цикл проходческий 30

Шахта 7

Шахтный ствол 9

Шнуры

— детонирующие 110

— огнепроводные 91

Шпур 7

Штольня 11

Штрек 11

Шурф 10

Шурфобур 352

Шурфопроходческая установка 346

Шурфопроходческий подъемник 239

Щитовой способ проходки 358

Эксплуатационная производительность 55

Электровозная откатка 236

Электровозы 230

Электровоспламенитель 95

Электрозажигатели 109

Электродетонаторы 96, 97

Элементы горной выработки 6

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Раздел I. ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА	
1. Горные работы и горные выработки	5
1.1. Основные понятия и классификация горных выработок	5
1.2. Открытые горные выработки	6
1.3. Подземные горные выработки	7
1.4. Форма и размеры поперечного сечения горизонтальных выработок	12
1.5. Типовые сечения горизонтальных выработок	18
1.6. Типовые сечения стволов разведочных шахт	20
1.7. Типовые сечения разведочных восстающих и шурфов	25
1.8. Способы проведения подземных горных выработок	27
1.9. Буровзрывной способ проведения горных выработок	29
1.10. Темпы проведения горных выработок и формы организации труда в бригаде	30
2. Физико-технические свойства и классификация горных пород	34
2.1. Плотностные свойства горных пород	34
2.2. Физико-механические и горнотехнологические свойства горных пород	36
Раздел II. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ	
3. Расположение шпуров в забое	42
3.1. Основные понятия и термины	42
3.2. Типы врубов и условия их применения	44
3.3. Расположение шпуров в забоях	46
4. Технология бурения шпуров	50
4.1. Способы бурения шпуров и бурильные машины	50
4.2. Выбор типа бурильной машины и расчет производительности бурильных установок	53
5. Техника бурения шпуров и компрессорное хозяйство	56
5.1. Компрессорное хозяйство	56
5.2. Устройство воздухопроводных сетей и расчет необходимого количества воздуха	58
5.3. Пылеподавление и водоснабжение	62
5.4. Условия безопасной эксплуатации бурильного оборудования	64
6. Элементы теории взрыва и взрывчатых веществ	65
6.1. Понятие о взрыве и взрывчатом веществе	65
6.2. Начальный импульс и чувствительность взрывчатых веществ	67
6.3. Плотность взрывчатых веществ и плотность заряжания	68
6.4. Работоспособность и бризантность ВВ	69
6.5. Передача детонации на расстоянии. Кумулятивное действие взрыва заряда ВВ	71
6.6. Кислородный баланс взрывчатых веществ. Ядовитые газообразные продукты взрыва	72
7. Промышленные взрывчатые вещества	76
7.1. Требования к промышленным взрывчатым веществам	76
7.2. Классификация промышленных взрывчатых веществ	77
7.3. Индивидуальные взрывчатые химические соединения	79
7.4. Промышленные ВВ на основе аммиачной селитры	81
7.5. Нитроглицериновые ВВ	83

7.6. Пороха	84
7.7. Предохранительные ВВ	84
7.8. Иницирующие ВВ	85
7.9. Правила безопасности при обращении с ВВ	88
7.10. Общие положения по выбору типа ВВ при проходке горноразведочных выработок	89
8. Способы и средства взрывания	90
8.1. Сведения о способах и средствах взрывания	90
8.2. Огневой способ взрывания зарядов ВВ	91
8.3. Электрический способ взрывания зарядов ВВ	95
8.4. Основные параметры электродетонаторов	102
8.5. Электровзрывные сети и их расчет	104
8.6. Электроогневой способ взрывания	108
8.7. Взрывание детонирующим шнуром	110
8.8. Взрывание с применением промежуточного детонатора	113
8.9. Механизация заряжения шнуров и скважин	113
8.10. Понятие о комплексной механизации взрывных работ	115
9. Хранение и перевозка взрывчатых материалов	116
9.1. Склады взрывчатых материалов	116
9.2. Прием, отпуск и учет взрывчатых материалов	119
9.3. Общие сведения по транспортированию ВМ	120
9.4. Доставка ВМ к месту работы	122
9.5. Испытание взрывчатых материалов	123
9.6. Уничтожение взрывчатых материалов	126
10. Расчет зарядов взрывчатых веществ при проведении геологоразведочных выработок	128
10.1. Классификация, конструкция и способы инициирования зарядов взрывчатых веществ	128
10.2. Действие взрыва на породный массив и расчет зарядов	130
10.3. Рыхление уступов	136
10.4. Расчет параметров буровзрывных работ при проведении подземных выработок	138
10.5. Безопасные условия ведения взрывных работ	144
11. Общие положения по организации и ведению взрывных работ	147
11.1. Персонал для взрывных работ	147
11.2. Порядок получения разрешений на производство взрывных работ, хранение и перевозку взрывчатых материалов	149
11.3. Общие правила ведения взрывных работ	150
11.4. Организация взрывных работ на карьерах	151
11.5. Организация массового взрыва на подземных работах	155
11.6. Отказы и способы их ликвидации	155
11.7. Дополнительные требования правил безопасности при взрывных работах в шахтах, опасных по газу или пыли	160
11.8. Отчет взрывника о проведенных взрывных работах	162

Раздел III. ВЕНТИЛЯЦИЯ, ОСВЕЩЕНИЕ И ВОДООТЛИВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

12. Вентиляция горных выработок	163
12.1. Состав и свойства рудничного воздуха	163
12.2. Рудничная пыль	168
12.3. Контроль за составом и состоянием атмосферы горных выработок	169
12.4. Способы и схемы проветривания тупиковых выработок	170
12.5. Общие сведения об оборудовании для проветривания горных выработок	174
12.6. Аэродинамические параметры вентиляционных трубопроводов	176
12.7. Расчет вентиляции тупиковой выработки	179

12.8. Паспорт проветривания горной выработки	188
13. Освещение горных выработок	188
13.1. Некоторые сведения о свете. Нормы освещенности	188
13.2. Светильники для горных выработок	189
13.3. Требования правил безопасности при организации освещения в горных выработках	193
14. Водоотлив при проходке горных выработок	194
14.1. Водоприток в подземные горные выработки	194
14.2. Водоотлив при проходке вертикальных выработок	195
14.3. Водоотлив при проходке наклонных и горизонтальных выработок	199
14.4. Краткие сведения о проходческих насосах. Расчет проходческого водоотлива	200
14.5. Основные требования Правил безопасности по водоотливу при проведении горных выработок	205
Раздел IV. ПОГРУЗКА И ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ПОРОДЫ В ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТКАХ	
15. Погрузка породы	206
15.1. Общие сведения о погрузке породы при проведении горизонтальных, вертикальных и наклонных подземных горных выработок	206
15.2. Основные сведения об оборудовании для погрузки горной породы	206
15.3. Организация работ по погрузке породы	217
15.4. Производительность погрузочного оборудования и пути ее повышения	223
15.5. Требования Правил безопасности при погрузке породы	227
16. Транспортирование породы	229
16.1. Основные понятия и термины	229
16.2. Оборудование электровозной откатки	230
16.3. Параметры электровозной откатки	236
16.4. Общие сведения о подъеме при проходке разведочных шурфов и стволов шахт	239
16.5. Транспортирование породы на поверхности	244
Раздел V. КРЕПЛЕНИЕ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК	
17. Горное давление	245
17.1. Понятие о горном давлении	245
17.2. Оценка напряженного состояния пород на контуре и расчет устойчивости горизонтальных выработок	247
17.3. Расчет горного давления в горизонтальных выработках	250
17.4. Расчет горного давления в вертикальных выработках	253
17.5. Расчет горного давления в наклонных выработках	255
18. Материалы горной крепи	256
18.1. Общие сведения о крепи и крепежных материалах	256
18.2. Лесоматериалы	257
18.3. Вяжущие вещества и растворы	259
18.4. Бетон и железобетон	260
18.5. Металл	263
19. Конструкции и расчет крепи горноразведочных выработок	264
19.1. Общие сведения	264
19.2. Деревянная крепь	264
19.3. Расчет деревянной крепи	268
19.4. Металлическая крепь и ее расчет	272
19.5. Набрызгбетонная крепь	273
19.6. Анкерная и комбинированная крепи	275
19.7. Выбор крепи и паспорт крепления	279

Раздел VI. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

20. Проведение подземных горизонтальных выработок	282
20.1. Общие принципы организации работ по проведению горизонтальных выработок	282
20.2. Проходка и крепление устья штольни	285
20.3. Проходка и крепление сопряжений горизонтальных выработок	285
20.4. Проведение выработок в крепких однородных и неоднородных породах сплошным забоем	289
20.5. Особенности проходки выработок в неоднородных породах с раздельной выемкой	299
20.6. Проходка выработок в мягких породах без применения буровзрывных работ	300
20.7. Расчет и построение графиков цикличности. График выходов на работу	302
20.8. Производительность труда, мероприятия по повышению технико-экономических показателей	309
20.9. Ремонт, консервация и погашение горизонтальных выработок	311
21. Проведение вертикальных и наклонных выработок	312
21.1. Подготовительный период при проходке стволов разведочных шахт	312
21.2. Техникологические схемы проходки вертикальных стволов	313
21.3. Сооружение неглубоких шахтных стволов и технологической части	316
21.4. Сооружение стволов средней глубины	319
21.5. Проходка стволов комбайнами	321
21.6. Проходка восстанавливающих	324
21.7. Армирование ствола и оборудование лестничных отделений в вертикальных выработках	337
21.8. Проходка шурфов	338
22. Проведение выработок в сложных горно-геологических условиях специальными способами	358
22.1. Общая характеристика специальных способов	358
22.2. Проведение выработок с забивной крепью и водопонижением уровня грунтовых вод	359
22.3. Проведение выработок с предварительным тампонированием и замораживанием пород	362
23. Проходка разведочных канав и траншей	367
23.1. Общие сведения о способах проходки канав и траншей	367
23.2. Параметры разведочных канав и траншей	368
23.3. Проходка канав и траншей землеройными машинами	370
23.4. Техничко-экономический выбор способа проходки канав	372

Раздел VII. ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

24. Способы разработки месторождений полезных ископаемых	377
24.1. Связь этапов разведки и эксплуатации месторождений	377
24.2. Общая характеристика способов разработки месторождений	378
24.3. Понятие о рудничном и шахтном полях, порядок их отработки	380
24.4. Разделение шахтных полей на этажи, панели, блоки	381
24.5. Порядок отработки этажей и схемы выемки блоков	383
24.6. Стадии разработки месторождений полезных ископаемых	384
25. Вскрытие месторождений при подземной разработке	386
25.1. Факторы, влияющие на выбор способа вскрытия	386
25.2. Классификация способов вскрытия месторождений	386
25.3. Сдвигание и обрушение горных пород в результате разработки месторождений	387
25.4. Основные схемы простых способов вскрытия месторождений	388

25.5. Схемы комбинированных способов вскрытия месторождений . . .	390
25.6. Выбор способа вскрытия месторождений	391
26. Системы разработки месторождений полезных ископаемых . . .	392
26.1. Понятие о системе разработки. Классификация систем разработки рудных месторождений	392
26.2. Системы разработки с открытым очистным пространством . . .	395
26.3. Системы разработки с магазинированием руды	401
26.4. Системы разработки с закладкой очистного пространства . . .	404
26.5. Системы разработки с креплением очистного пространства . . .	407
26.6. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства	408
26.7. Системы разработки с обрушением вмещающих пород	409
26.8. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород . . .	411
26.9. Системы разработки пластовых (угольных) месторождений . . .	416
26.10. Общие сведения о системах разработки россыпных месторождений . . .	423
27. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых . . .	424
27.1. Основные элементы карьера	424
27.2. Вскрытие	425
27.3. Классификация систем открытой разработки месторождений . . .	427
27.4. Общие сведения о разработке россыпных месторождений открытым способом	429
Список литературы	431
Предметный указатель	433

УЧЕБНИК

Валерьян Константинович Шехурдин
Владимир Иванович Несмотряев
Павел Иосифович Федоренко

ТОРНОЕ ДЕЛО

Редактор издательства *О. И. Сорокина*
Технический редактор *Е. С. Сычева*
Корректоры *Л. В. Зайцева, Е. В. Мухина*

ИБ № 6259

Сдано в набор 18.11.86. Подписано в печать 05.02.87. Т-08029. Формат 60×90^{1/16}. Бумага типограф. № 1 имп. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 27,5. Усл. кр.-отт. 27,5. Уч.-изд. л. 29,71. Тираж 17 900 экз. Заказ 660/561—7. Цена 1 р. 20 к.

«Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 125047, Москва, пл. Белорусского вокзала, 3.

Московская типография № 11 Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. 113105, Москва, Нагатинская ул., д. 1.