

МРН ОРАЗВЕ ПОЖЕ РАБОТЫ

111111 *DJ 111111111111

ГОРНОРЩОШ РАМТНІ

Я

*Под редакцией
доктора технических наук,
профессора Л.Г. Грабчака*

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



*Москва
«Высшая школа»
2003*

УДК 622.831.3
ББК 33.11
Г 70

Авторы:

Л.Г. Цбчак, Ш.Б. Багдасаров, С.В. Иляхин, А.П. Карликов, В.И. Комашенко, Б.Н. Кузовлев, В.И. Несмотряев, В.М. Рудаков, В.А. Федорченко, А.Н. Черпов, В.В. Чубаров, В.И. Шецдеров, В.К. Шехурдин, В.П. Яшин

Рецензенты:

д-р техн. наук, проф. *Б.А. Картозия* (зав. кафедрой «Строительство подземных сооружений и шахт» Московского государственного горного университета); зав. отделом ВНИИ экономики минерального сырья и недропользования д-р техн. наук *В.Х. Ахмет*

Цбчак, Л.Г.

Г 70 Горноразведочные работы / Л.Г. Грабчак, Ш.Б. Багдасаров, С.В. Иляхин и др.; Под ред. Л.Г. Грабчака: Учеб. для вузов.— М.: Высш. шк., 2003.— 661 с.: ил.

ISBN 5-06-004075-5

В книге приведена технология горноразведочных работ. Изложены основные горнотехнологические свойства и характеристики горных пород, вопросы разрушения горных пород взрывом и невзрывные методы. Рассмотрены вопросы горного давления и крепи горных выработок, Уделено внимание вопросам транспорта при горноразведочных работах и экологическим требованиям.

Для студентов горногеологических специальностей вузов.

УДК 622.831.3
ББК 33.11

ISBN 5-06-004075-5

© ФГУП «Издательство «Высшая школа», 2003

Оригинал-макет данного издания является собственностью издательства «Высшая школа», и его репродуцирование (воспроизведение) любым способом без согласия издательства запоемается.

ВВЕДЕНИЕ

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

С целью снабжения хозяйственного комплекса сырьем открывают новые месторождения, запасы которых могут на много лет вперед обеспечить потребности быстроразвивающихся отраслей промышленности и сельского хозяйства.

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

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

Сочетание горноразведочных работ с подземным бурением, геофизическими и другими методами изучения месторождений

полезных ископаемых значительно повышает эффективность работ геологов-разведчиков.

Буровые скважины в основном служат для разведки и эксплуатации пресных и минеральных вод. Их применяют также при разведке месторождений цветных металлов. Полиметаллические месторождения и руды редких и благородных металлов обычно разведывают комбинированным способом: буровыми скважинами в сочетании с горноразведочными выработками.

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

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

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

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

При детальной разведке месторождений основными горными выработками являются штольни и стволы шахт с комплексом других подземных выработок, преимущества которых перед бурением особенно видны при разведке месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов, причем преимущества тем яснее, чем больше размеры, сложность и глубина залегания месторождений.

При эксплуатационной разведке на горных предприятиях проводят разнообразные разведочные горные выработки,⁴ выбор которых в значительной степени определяется способом разработки месторождений. Штольни, стволы шахт, квершлагги, штреки, рассечки и восстающие проходят с учетом возможности использования их при эксплуатации.

Внедрение новой техники и технологии горноразведочных работ на базе современных достижений науки и техники позволило создать горноразведочные предприятия нового типа, оснащенные высокопроизводительной горнотранспортной техникой на основе

комплексной механизации и автоматизации производственных процессов.

Большое значение имеют также правильная организация производства и управление геологоразведочными предприятиями с использованием методов математического программирования, сетевого планирования, автоматики и телемеханики и др.

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

Раздел I

ОСНОВЫ ФИЗИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

ГЛАВА 1. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ КАК ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Общие понятия

В недрах Земли и на ее поверхности при различных природных физико-химических процессах образуются однородные по составу и строению химические соединения — минералы, наибольшая часть которых находится в твердом состоянии. Твердые минералы могут быть аморфными или кристаллическими, большинство минералов характеризуется кристаллическим строением (напомним, что в кристаллах молекулы, атомы и ионы располагаются в определенном порядке, при этом особенности внутреннего строения кристаллов обуславливают их основные физические свойства). Известно около 3000 различных минералов, в их состав входят почти все элементы таблицы Менделеева, каждому минералу присущи определенные физические свойства.

Горные породы, слагающие земную кору, состоят из однородных или различных минералов. Минералы, которые являются основной частью горной породы, называются *породообразующими*, другие, содержащиеся в породе минералы — *второстепенными*. Количество породообразующих минералов в горной породе и их свойства являются основными факторами, определяющими ее физические характеристики. В некоторых случаях на физические характеристики породных массивов или их локальных участков оказывают влияние и содержащиеся в них минералы, относящиеся к второстепенным.

Все горные породы, как известно, разделяют по происхождению на три группы: магматические, осадочные и метаморфические. Для каждой группы пород характерны свои породообразующие минералы.

На физические характеристики горных пород помимо их минерального состава влияет целый ряд факторов, основными из

б

которых являются: условия образования породы, структура (особенности строения, обусловленные размерами, формой, однородностью и характером связей минералов), текстура (массивная, пористая и др.), характер и степень трещиноватости. У многих пород осадочной группы значительные изменения физических свойств проявляются при различной глубине залегания, обводненности и температуре.

Влияние одного и тем более нескольких из перечисленных факторов на физические свойства разных пород неодинаково, поэтому изучение взаимосвязей между ними не только характеризовалось бы огромной трудоемкостью, но и не имело бы практической ценности. В связи с этим та или иная физическая характеристика или комплекс характеристик определяются экспериментальным путем непосредственно для конкретной породы или для локального участка породного массива. Обобщение результатов достаточно обширных исследований позволяет классифицировать с некоторым приближением различные характеристики горных пород.

1.2. Сведения о горнотехнологических свойствах

Не все физические свойства пород необходимо учитывать при выборе технологических процессов горных и буровых работ. Подтвердим это следующим примером: к одному из основных физических свойств пород относится их цвет, позволяющий геологу диагностировать многие минералы. Но при проведении горных выработок и бурении скважин он (цвет) теряет свое значение. Поэтому целесообразно ограничиться изучением комплекса физических свойств пород, влияющих на способы, технологию и режим горно-буровых работ. Эти свойства горных пород назовем «горнотехнологическими».

Для успешной производственной деятельности инженер по технике разведки должен обладать необходимыми знаниями по методам определения горнотехнологических свойств пород.

Знание горнотехнологических свойств пород также необходимо и при разработке разведанных месторождений. Таким образом, при разведке месторождений горнотехнологические свойства пород определяются не только для решения проблем, связанных с проведением разведочных выработок и бурения, но и используются при последующей эксплуатации месторождений, например, при проектировании горных предприятий.

В целях систематизации изучения горнотехнологических свойств горных пород классифицируем их по группам, исходя из взаимоувязанности тех или иных характеристик, на основе используемой аппаратуры (табл. 1.1).

Таблица 1.1. Классификация горнотехнологических свойств пород

Группы свойств	Свойства пород
I. Физико-технические	1. Объемная плотность 2. Плотность (истинная) 3. Насыпная плотность 4. Пористость 5. Влажность 6. Угол естественного откоса
II. Деформационные	1. Модуль упругости 2. Модуль сдвига 3. Коэффициент Пуассона 4. Коэффициент пластичности 5. Реологические свойства
III. Прочностные	1. Прочность при сжатии 2. Прочность при растяжении 3. Прочность при сдвиге 4. Прочность при изгибе 5. Паспорт прочности пород 6. Прочность при динамических нагрузках
IV. Теплофизические	1. Теплоемкость 2. Теплопроводность 3. Плавкость 4. Тепловое расширение
V. Электромагнитные	1. Электропроводность 2. Поляризация 3. Пьезоэффект 4. Магнитные свойства
VI. Радиоактивные	1. Естественная радиоактивность 2. Период полураспада
VII. Горнотехнические	1. Крепость 2. Буримость 3. Абразивность 4. Взрываемость 5. Дробимость 6. Твердость 7. Трещиноватость

В первой группе (см. табл. 1.1) представлены в основном «плотностные» характеристики пород. *Объемная плотность* горной породы, иногда называемая «*кажущейся*», характеризует породы в их естественном состоянии. Показатель объемной плотности породы используется при расчетах горного давления, погрузочно-транспортных операций, производительности горного предприятия, определении параметров крепи и т.д.

Показатель плотности породы, называемый часто *«истинной» плотностью*, является, в отличие от предыдущего, характеристикой массы единицы объема минерального скелета породы без пор и влаги. Пользуясь показателями истинной и объемной плотностей при разведочных работах производят расчет пористости породы, а при опытной переработке валовых проб истинная плотность определяет выбор некоторых технологических параметров. Показатель пористости приобретает особое значение при проведении горных выработок и бурении скважин в водо- и газоносных породах. В известной мере пористость пород предопределяет эффективность некоторых способов их разрушения.

Характеристикой породы, отделенной от массива и разрушенной на более или менее значительные по величине куски, является *насыпная плотность*. Этот параметр необходим для расчетов по транспортировке и складированию горных пород при горно-разведочных работах, а при разработке месторождений — и для расчетов по заполнению породами пустот в недрах, образовавшихся вследствие выемки полезных ископаемых.

Так же, как и насыпная плотность, *углы естественного откоса и трения* являются специфическими показателями разрушенных пород, значение их проявляется при определении параметров некоторых видов транспортировки, погрузки и складирования породной массы.

Ко **второй группе** относится деформируемость горных пород, которая выражается через показатели упругих (*модуль упругости, коэффициент Пуассона*) и пластических (*коэффициент пластичности*) свойств пород. Упругие свойства имеют наибольшее значение при исследовании и совершенствовании процессов разрушения пород, пластические — процессов поддержания выработанного пространства. И те, и другие используются при решении ряда теоретических проблем, конструировании инструмента, машин и установок, а также при разработке технологических параметров горных и буровых работ.

Третья группа включает многие прочностные характеристики пород, проявляющиеся при воздействии на них внешних сил, вызывающих элементарные напряжения сжатия, растяжения, сдвига, изгиба, приводящие к разрушению породы.

К **четвертой и пятой группам** отнесены тепловые и электромагнитные свойства горных пород. Исследование соответствующих свойств пород (*теплоемкости, теплопроводности, теплового расширения, электропроводности, намагничивания* и некоторых других) приобретает прикладное значение, определяющее поведение пород в тепловых, электрических и магнитных полях. Эти характеристики используются при выборе технологических особенно-

стей проведения выработок на значительных глубинах и бурении глубоких скважин или, например, в перспективе создания новых, а также совершенствования существующих методов изменения физических свойств или разрушения горных пород.

Шестая группа (радиоактивные свойства пород) приобретает особое значение при проведении горных выработок и преимущественно подземном бурении в процессе разведки месторождений радиоактивных полезных ископаемых. Соответствующие изменения технологии разведочных работ, осуществляемые на основе знаний радиоактивных свойств пород, обеспечивают необходимые безопасные условия труда геологоразведчиков и горняков.

В **седьмой группе** (горнотехнические свойства), объединены *крепость, буримость, абразивность, твердость, взрываемость, дробимость, трещиноватость* горных пород. Большинство из этих свойств устанавливаются или определяются непосредственно в процессе выполнения производственных операций по проведению горных выработок и бурению разведочных скважин. В этих свойствах отражается совокупность многих характеристик пород и породных массивов: петрографических, структурных, генетических, механических, проявляющихся во взаимодействии с техническими средствами, используемыми при горных и буровых работах и определяющими эффективность технологических операций, в основном разрушения и упрочнения пород.

1.3. Отбор проб и подготовка образцов

Методы исследования свойств пород разнообразны. Они осуществляются как непосредственно в горных выработках, так и в лабораторных условиях. Необходимые замеры и наблюдения проводятся обычно в небольшом по мощности слое пород на поверхности выработки.

В некоторых случаях подготовительные работы включают только выбор участка на одной из поверхностей выработки (забой, почва, бок, кровля) с учетом структуры, текстуры, повреждения пород при взрывных работах. В других случаях поверхность выработки специально подготавливают для проведения испытаний: придают ей необходимые форму, размеры, количество свободных поверхностей, делают на ней необходимые углубления, выемки, например, бурят шпур для размещения в них специальных приборов. Таким образом, подготовительные работы характеризуются различной трудоемкостью, их отличает и технология проведения работ.

В большинстве случаев определение физических свойств проводится на образцах горных пород, которые отбирают в виде ю

керна или шлама при бурении скважин, а также кусках породы при проходке выработок (некоторые куски достигают размеров больших блоков).

Отбор керновых проб и определение на них физических свойств позволяет до начала проектирования предприятия и даже до начала горноразведочных работ получить все необходимые сведения о горных породах и обеспечить правильный выбор технологии и режимов работ. Керновый материал должен отбираться из различных скважин, а при осадочных породах — и с различных глубин. Для определения свойств в достаточно полном объеме отбирают не менее 2 м керна диаметром 40 мм и более.

ГЛАВА 2. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ПОРОД

2.1. Плотность пород и методы ее определения

Плотность однородного вещества (тела) ρ , кг/м³ — величина, определяемая отношением массы m вещества к занимаемому объему V , приведенному к нормальным условиям:

$$\rho = m/V. \quad (2.1)$$

Однородными веществами являются жидкости и газы. Для газов предусматриваются следующие условия для определения объема: температура 20° С, давление 101325 Па (760 мм рт. ст.), влажность равна нулю.

Горные породы относятся к средам неоднородным и в той или иной степени пористым. Поэтому у них различают объемную плотность ρ_0 и плотность минерального скелета, или истинную плотность $\rho_{ск}$.

Объемная плотность, кг/м³ — отношение массы породы к ее объему, взятому в естественном состоянии вместе с порами:

$$\rho_0 = m/V = m/(V_{СК} + V_{пор}), \quad (2.2)$$

где m — масса породы, кг; V — объем породы, взятой в естественном состоянии вместе с порами, м³; $V_{ск}$ — объем твердой фазы (скелета) породы, м³; $V_{пор}$ — объем пор, м³.

Объемная плотность горных пород может определяться для породы, высушенной до постоянной массы при $t = 105 - 110^\circ \text{С}$, или для породы с естественной влажностью.

Плотность большинства горных пород находится в пределах от 1,5 до 3,5 т/м³. Если порода сложена минералами примерно оди-

наковой плотности, то ее плотность в основном зависит от пористости. Например, плотность известняков может изменяться от 1,5 до 2,5 т/м³, в то время как плотность кальцита равна 2,7 т/м³.

Плотность малопористых пород в основном зависит от их минерального состава. В частности, у мерзлых пород она в значительной степени определяется содержанием льда, поскольку плотность его составляет всего лишь 0,9168 т/м³. У магматических пород увеличение плотности наблюдается при уменьшении содержания кварца, поскольку его плотность (2,65 т/м³) меньше, чем у железисто-магнезиальных минералов: оливина, пироксена, роговой обманки, слюды.

Большой плотностью обладают рудные полезные ископаемые, так как в их состав входят тяжелые рудные минералы: гематит, магнетит, сидерит, киноварь и др. Сравнительно невысока плотность гидрохимических осадков. Например, у гипса она составляет 2,3 т/м³, а у каменной соли — 2,1 т/м³. Наименьшей плотностью характеризуются торф и угли низкой степени углефикации (0,7-2,0 т/м³).

Плотность минерального скелета — отношение массы твердой фазы породы (ее минерального скелета) к объему этой твердой фазы без пор:

$$\rho_{\text{ск}} = m/V_{\text{ск}}.$$

Плотность твердой фазы складывается из плотностей минералов, входящих в состав данной горной породы. Плотность веществ, в свою очередь, зависит от химического состава и структуры и изменяется от 0,9168 (лед) до 22,5 (иридийский осмий) т/м³.

По плотности все минералы условно можно разделить на три группы: тяжелые — плотность выше 4 т/м³; средние — плотность от 2,5 до 4,0 т/м³; легкие — плотность до 2,5 т/м³.

Из всех минералов 13% — легкие, 53% — средние, 34% — тяжелые. Наибольшую плотность скелета имеют рудные полезные ископаемые — 5 т/м³ и более.

Существует несколько методов определения плотности пород в лабораторных условиях. Поскольку масса образцов во всех случаях определяется путем взвешивания, все методы различаются способом определения (измерения) объема образца.

Метод измерения линейных размеров образцов используют при наличии образцов правильной геометрической формы (параллелепипед, куб, цилиндр). Принцип метода заключается в замере необходимых размеров образца, по которым вычисляют его объем (если требуется получить результат для сухой породы образец высушивают до постоянной массы при $t = 105 - 110^\circ \text{C}$).

Объемную плотность рассчитывают по формуле (2.2).

Данный метод не применяют для крепких пород в связи с высокими затратами на изготовление образцов, и наоборот, его использование целесообразно, например, на месторождениях солей.

Определение объемной плотности с помощью песка или воды и мерного сосуда. Образец может иметь произвольную форму. Он взвешивается на технических весах в сухом состоянии или при естественной влажности. Для определения объема образца используют мелкий кварцевый песок, который просеивают через сито, имеющее 100 отверстий на 1 см²; прокаливают; охлаждают и высыпают в мерный стеклянный сосуд (цилиндр). Сосуд встряхивают, и, после того как установится ровная горизонтальная поверхность песка, снимают отсчет по верхней границе. Затем образец вдавливают (утапливают) в песок, и сосуд вновь встряхивают. Когда поверхность песка станет горизонтальной, снимают второй отсчет. Объемную плотность вычисляют по формуле:

$$\rho_o = rn/(V_2 - V_1), \quad (2.3)$$

где V_2 и V_1 — соответственно второй и первый отсчеты по шкале мерного цилиндра.

Этот метод применяют для любых пород, но предпочтителен для пород растворяющихся, размокающих, набухающих, разрушающихся в воде.

Если породы не пористые и не разрушаются в воде, то в опытах используют дистиллированную воду при температуре 20° С. Воду наливают в сосуд, и по верхнему краю мениска берут первый отсчет. Чтобы на поверхности образца после его погружения в воду не оставалось пузырьков воздуха, образец предварительно смачивают водой. Смоченный образец опускают в сосуд и по верхнему краю мениска берут второй отсчет. В обоих вариантах масса образца должна быть в пределах 0,2—1,0 кг. Точность результата повышается, если образец при минимальных поперечных размерах имеет сравнительно большую длину, поскольку это обеспечивает возможность использования узкого и высокого сосуда.

Определение объемной плотности с помощью объемомера. Объемомер (волуменометр) представляет собой сосуд цилиндрической формы диаметром 150 мм и высотой 350 мм. На высоте 250 мм в цилиндр впаяна сливная трубка диаметром 8—10 мм с загнутым вниз концом. Объемомер заполняют водой комнатной температуры несколько выше уровня сливной трубки и устанавливают на горизонтальное основание. После того как вода прекращает капать из сливной трубки, под нее ставят предварительно взвешенный стакан.

Высушенный до постоянной массы или при естественной влажности образец взвешивают и опускают на 1—2 с в расплавленный парафин, который покрывает тонким слоем поверхность образца. После этого образец укрепляют на тонкой проволочке или капроновой нити и осторожно погружают в объемомер. Вытесненная вода будет стекать по трубке в стакан. Когда прекратится падение капель, стакан с водой снова взвешивают. Масса вытесненной воды соответствует объему образца.

Объемную плотность породы вычисляют по формуле

$$\rho_0 = \frac{m_2 - m_1}{V_{\text{п}}} \quad (2.4)$$

где m_x — масса образца, высушенного до постоянного значения; m_2 — масса образца, покрытого пленкой парафина; m_3 — масса вытесненной воды; $\rho_{\text{п}}$ — плотность парафина (0,93 г/см³).

Определение объемной плотности методом гидростатического взвешивания. Взвешивание образцов при выполнении опытов по этому методу выполняют на гидростатических весах (с одной укороченной чашкой). Для опытов с немерзлыми крепкими породами берут образцы массой 20—30 г при естественной влажности или высушенные до постоянной массы и охлажденные до нормальной температуры. Образцы взвешивают, затем парафинируют и снова взвешивают. После этого проводится взвешивание в воде.

Объемную плотность породы вычисляют по формуле, г/см³

$$\rho_0 = \frac{m_1 - m_2}{V_{\text{п}}} \quad (2.5)$$

где m_1 — масса образца при взвешивании его в воздухе, г; m_2 — масса образца, покрытого пленкой парафина, при взвешивании его в воздухе, г; m_3 — масса образца, покрытого пленкой парафина, при взвешивании его в воде, г; $\rho_{\text{п}}$ — плотность парафина (0,93 г/см³).

Для очень плотных пород, пористость которых практически равна нулю, плотность может определяться без парафинирования и рассчитываться по формуле

$$\rho_0 = m_1 / (V_{\text{п}} - V_{\text{в}}), \quad (2.6)$$

где m_1 и m_2 — масса образца при взвешивании его в воздухе и в воде.

Метод определения объемной плотности путем заполнения выемки в массиве горной породы глиной или песком. В почве выемки устраивается конусообразная выемка объемом 15—20 дм³. В крепких породах для этого применяется отбойный молоток или в шпуре взрывается небольшой заряд ВВ.

Вынимаемую при этом породу тщательно собирают и взвешивают с точностью до 100 г. В выработку доставляют 40—50 кг густозамешанной глины. Эта глина должна быть также взвешена. Образованную выемку заполняют глиной. Остаток глины взвешивают.

Объемную плотность породы вычисляют по формуле

$$\rho_0 = \frac{m_1}{V} \left(\frac{\rho_2}{\rho_1} - 1 \right), \quad (2-7)$$

где m_1 — масса породы; m_2 — масса всей глины, доставленной в выработку; m_3 — масса остатка глины; ρ_1 — плотность густозамешанной глины.

Определение плотности минерального скелета с помощью пикнометра. Пикнометр представляет собой стеклянную колбу шаровидной формы с узким горлышком диаметром 10 мм. В средней части горлышка нанесена метка, служащая для установления уровня жидкости по нижней точке мениска.

Породу измельчают до размеров частиц 0,5 мм. От подготовленной пробы берут навеску массой около 30 г и высыпают ее в чистый, высушенный и взвешенный пикнометр. Пикнометр с навеской взвешивают, затем в него наливают воду примерно до половины объема. Для удаления воздуха из навески пикнометр ставят в песчаную или водяную баню и кипятят содержимое 15—20 мин.

Если отдельные компоненты породы растворяются в воде, химически взаимодействуют с ней или плохо смачиваются, то определение плотности пикнометрическим способом в воде может сопровождаться значительными погрешностями. В этих случаях следует применять такие органические жидкости, как спирт, толуол, керосин, четыреххлористый углерод и др. Однако в этом случае удаление воздуха из навески должно производиться только под вакуумом. Кроме того, необходимо строго следить за температурой, поскольку органические жидкости более летучи и заметно изменяют плотность в зависимости от температуры.

Полное удаление воздуха из навески контролируется по прекращению выделения пузырьков. Далее пикнометр для охлаждения выдерживают в водяной бане при температуре 20° С в течение 30 мин и доливают жидкость до метки. После чего пикнометр тщательно вытирают и взвешивают. Затем пикнометр

освобождают от содержимого, хорошо ополаскивают, наполняют чистой жидкостью до метки и взвешивают.

Плотность минерального скелета рассчитывают по формуле

$$\rho_{\text{ск}} = \left(\frac{m_1}{V_1} - \frac{m_2}{V_2} \right) \cdot \rho_{\text{ж}} \quad (2.8)$$

где m_1 — масса сухого пикнометра; m_2 — масса пикнометра с породой; V_1 — масса пикнометра с породой и жидкостью; V_2 — масса пикнометра с жидкостью; $\rho_{\text{ж}}$ — плотность жидкости.

2.2. Пористость пород и методы ее определения

Пористость как характеристика горной породы является следствием наличия в ней пор. Поры по величине (диаметр пустот, мкм) подразделяют на: субкапиллярные — менее 0,2, капиллярные — 0,2...100, сверхкапиллярные — более 100. Кроме того, отдельно выделяют такие пустоты в породах, как трещины и каверны.

По происхождению поры делятся на первичные, формирующиеся при образовании пород, и вторичные, появившиеся в результате различных процессов метаморфизма, выщелачивания, перекристаллизации.

В зависимости от характера связи друг с другом и окружающей средой все поры разделяют на открытые и закрытые. Открытые (эффektивные) поры — поры, сообщающиеся с окружающей средой (атмосферой), закрытые (изолированные) — не сообщающиеся с атмосферой.

По форме поры могут быть самого различного вида — канало-видные, щелевидные, ветвистые и т.д. Форма и размеры отдельных пор характеризуют форму порового пространства.

Общая пористость пород представляет собой суммарный относительный объем всех пор, выраженный в долях единицы или в процентах:

$$P_{\text{общ}} = 100 \cdot \frac{V_{\text{пор}}}{V_{\text{ск}} + V_{\text{пор}}} = 100 \cdot \frac{V_{\text{пор}}}{V_{\text{ск}} + V_{\text{пор}}} \quad (2.9)$$

где $V_{\text{пор}}$, $V_{\text{ск}}$ и $V_{\text{об}}$ — соответственно объем пор, объем всего образца и объем скелета породы, представленный минеральным веществом.

Пористость пород изменяется в очень широких пределах — от долей процента до 60% и более. Незначительная пористость характерна для магматических пород. Некоторые разновидности изверженных магматических пород (туфолавы, трахит) имеют пори-

стость, равную 50—60%. Высокую пористость имеют осадочные породы. Значительна пористость также у выветрелых магматических пород.

Породы под давлением значительно уплотняются — происходит выжимание из пород газов, взаимное перемещение частиц, разрушение структуры. Поэтому породы, находящиеся на больших глубинах, а также метаморфизованные, имеют низкую пористость. Пористость во многих случаях может служить косвенной характеристикой некоторых других свойств пород, в частности, прочностных, акустических, теплофизических, когда речь идет о породах одной и той же литологической группы. Открытая пористость существенно характеризует влажность, влияние которой в свою очередь на ряд свойств значительно и не однозначно.

Общая пористость является расчетной характеристикой, величина которой без труда определяется, исходя из значений объемной плотности и плотности минерального скелета породы:

$$I^{\circ} \text{об}_{\text{щ}} = 100(p_{\text{ск}} - p_o) / p_{\text{ск}}. \quad (2.10)$$

Открытую (эффективную) пористость можно определить по объему жидкости, вошедшей в поровое пространство. При этом объем образца определяется методом гидростатического взвешивания в той же жидкости. В качестве такой жидкости рекомендуется применять керосин. Он хорошо смачивает породы и легко проникает в мельчайшие поры.

Для определения открытой пористости отбирают образцы размером не менее 100 см³. Их тщательно очищают волосяной жесткой щеткой от выкрошившихся зерен, пыли, мелких осколков и высушивают в сушильном шкафу до постоянной массы при температуре 105—110° С.

К образцам подвязывают тонкую проволочку или капроновую нить и взвешивают, затем в течение 30 мин насыщают керосином. Для пород, не взаимодействующих с водой, насыщение пор можно проводить водой под вакуумом или путем кипячения.

После насыщения подвешенный к проволоке образец взвешивают в жидкости, затем тщательно вытирают фильтровальной бумагой и взвешивают вместе с проволокой в воздухе.

Открытую пористость рассчитывают по формуле

$$D^{\text{TM}} = 100 ((a - m_x) / (m_2 - m_b)), \quad (2.11)$$

где m_1 — масса сухого образца с проволокой; m_2 — масса насыщенного жидкостью образца в воздухе; m_3 — масса насыщенного жидкостью образца в жидкости.

2.3. Характеристики разрыхленных горных пород

Насыпная плотность. Для разрушенных горных пород понятия объемной плотности, плотности минерального скелета применимы только для отдельных кусков породы. Характеристикой же разрыхленной породы в целом является насыпная плотность. Насыпная плотность ρ_n — это масса единицы объема породы в разрыхленном (раздробленном) состоянии. С учетом насыпной плотности породы рассчитываются погрузочно-транспортные операции на горном предприятии. Для определения насыпной плотности необходимо знать массу разрыхленной породы и вместимость V , например вагонетки, в которой порода транспортируется, кг/м^3 :

$$\rho_n = m/V.$$

Насыпная плотность породы зависит от степени ее разрыхления и связана с коэффициентом разрыхления — отношением объема породы в разрыхленном состоянии к ее объему в монолите. Эта величина всегда больше единицы за счет образования дополнительных пустот и трещин:

$$K_p = U_p U_y = \rho_0 / \rho_n. \quad (2.12)$$

Коэффициент разрыхления зависит от степени однородности дробления, формы и взаимного расположения кусков разрушенной породы, в меньшей степени — от других физических свойств пород. Если полагать, что все куски породы имеют форму шара и если выложить их рядами, то их объем в плотном теле составит 52,3%, а объем пустот — 47,7% от вместимости сосуда. Причем это соотношение остается постоянным и не зависит от диаметра шаров. Коэффициент разрыхления при этом составит 1,91. Теоретически для любой фракции породы, если куски имеют форму, близкую к шаровидной, коэффициент разрыхления должен иметь примерно ту же величину. Но в действительности разрыхленная порода состоит из кусков различной крупности, т.е. из нескольких (многих) фракций, причем их форма чаще всего значительно отклоняется от шаровидной. В таком случае свободное пространство между крупными кусками заполняется мелким материалом. Величина K_p становится меньше и зависит от соотношения между размерами наиболее крупных и самых мелких кусков породы и соотношения их объемов.

И насыпная плотность, и коэффициент разрыхления зависят от ряда внешних факторов: от продолжительности пребывания

породы в рыхлом состоянии (от самоуплотнения), давления и влажности породы.

Высокий коэффициент разрыхления в большинстве случаев оказывает отрицательное влияние на технологический процесс: снижается степень заполнения ковшей породопогрузочных машин, транспортных средств и бункеров, увеличивается площадь отвалов, складов.

При отбойке пород и добыче полезного ископаемого руководствуются определенным соответствием между применяемым горным оборудованием и крупностью кусков разрыхленной породы с учетом необходимости измельчения пород на последующих стадиях переработки. Оптимальный размер кусков породы устанавливается путем экономических расчетов.

На практике коэффициент разрыхления определяется с помощью специального металлического ящика размером 1,0 x 1,0 x 1,0 м или транспортного средства, например вагонетки. В ящик или кузов вагонетки загружают породу, а свободное пространство заполняют водой с помощью мерного сосуда. Коэффициент разрыхления определяется по формуле

$$K_v = V / (V - hV), \quad (2.13)$$

где V — вместимость сосуда; hV — объем воды, используемой на заполнение ящика (вагонетки) с породой.

Гранулометрический состав. Практически характер и качество разрушения породы четко определяется ее гранулометрическим составом. Он характеризует разрыхленную горную породу по процентному содержанию в ней частиц различной крупности и может быть изображен кривой (рис. 2.1), если по оси абсцисс отложить диаметр частиц, мм, а по оси ординат — суммарное содержание частиц диаметром, меньшим данного, в процентах.

Для характеристики неоднородности рыхлых пород используется отношение $\frac{d_{60}}{d_{10}}$ называемое коэффициентом неоднородности (d_{60} , d_{10} — максимальные диаметры кусков, составляющих 60 и 10% общего объема рыхлой породы соответственно).

Особенно важное значение гранулометрический состав породы имеет при процессах гидромеханизации. От него зависят удельный расход воды на разработку и транспортирование, наименьший допустимый уклон подошвы забоя и лотков, критическая скорость воды.

Угол естественного откоса φ_0 — максимальный угол, образуемый свободной поверхностью рыхлой раздробленной породы с горизонтальной плоскостью. Частицы породы, находящиеся на

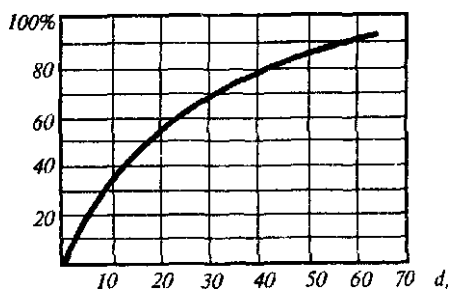


Рис. 2.1. Кривая гранулометрического состава

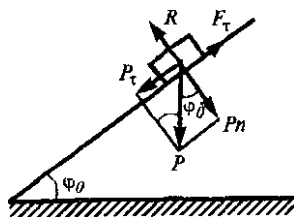


Рис. 2.2. Схема к расчету угла естественного откоса и коэффициента трения

этой поверхности, испытывают состояние предельного равновесия. Если вес частицы P (рис. 2.2), то в состоянии предельного равновесия на свободной поверхности на частицу действуют силы: P_n — сила нормального давления, прижимающая частицу к свободной поверхности; P_x — сила, стремящаяся сдвинуть частицу вниз; F_T — сила трения, зависящая от P , и коэффициента трения μ , R — реакция опоры. Поскольку частица находится в равновесии, имеем

$$P \sin \phi_0 - P \cos \phi_0 \mu = 0, \quad (2.14)$$

т.е.

$$\tan \phi_0 = \mu, \quad (2-15)$$

$$\arctg \mu = \phi_0.$$

Таким образом, угол естественного откоса зависит от коэффициента трения между кусками породы и поверхностью, по которой возможно ее скольжение. Для рыхлой (сыпучей) среды, например песка, он может быть определен с помощью цилиндрической емкости без дна. Емкость устанавливают на горизонтальной площадке и заполняют породой. Затем емкость поднимают и порода формирует свободную поверхность, соответствующую углу естественного откоса.

В общем случае угол естественного откоса зависит от шероховатости зерен, степени их увлажнения, гранулометрического состава и формы, а также от плотности материала. С увеличением влажности до некоторого предела у таких горных пород, как

уголь или песок, угол естественного откоса возрастает. С увеличением крупности и угловатости частиц он также увеличивается. В целом у рыхлых пород он находится в пределах 0—40°.

По углам естественного откоса определяют максимальные допустимые углы откосов уступов и бортов карьеров, насыпей, отвалов и штабелей.

ГЛАВА 3. ДЕФОРМАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА ПОРОД

3.1. Деформационные свойства при статическом нагружении

Модуль упругости горных пород. Для каждого вида напряжений, вызвавших упругую деформацию, существует свой коэффициент пропорциональности между напряжением и деформацией. Этот коэффициент характеризует упругие свойства породы и является ее параметром.

Коэффициент пропорциональности между нормальным напряжением σ и соответствующей ему относительной продольной деформацией ϵ называется *модулем продольной упругости* или *модулем Юнга* E :

$$\sigma = \epsilon E, \quad (3.1)$$

где $\epsilon = \frac{\Delta L}{L_0}$ (ΔL — абсолютная продольная деформация, L_0 — первоначальная длина образца).

Модуль упругости характеризует жесткость пород, т.е. способность сопротивляться деформации под действием внешних сил.

Модулем сдвига называется коэффициент пропорциональности между напряжением и соответствующей ему деформацией сдвига

$$\tau = G \gamma. \quad (3.2)$$

Он характеризует способность материала сопротивляться изменению формы при сохранении его объема.

В отличие от модуля упругости, характеризующего жесткость породы при действии нормальных напряжений, модуль сдвига определяет жесткость породы при действии касательных напряжений. Его численные значения, как правило, меньше значений модуля упругости.

Коэффициент Пуассона устанавливает зависимость между относительными поперечными и продольными деформациями и определяется их отношением:

$$\nu = \frac{\Delta d / d}{\Delta L / L} \quad (3.3)$$

где Δd и ΔL — абсолютные поперечная и поперечная деформации образца; d и L — соответственно диаметр и длина образца.

Коэффициент Пуассона не превышает значения $\nu = 0,5$, характерного для несжимаемой жидкости.

При известных значениях модуля упругости E и модуля сдвига G коэффициент Пуассона может быть определен выражением:

$$\nu = \frac{E - 2G}{2G} \quad (3.4)$$

В случае объемного напряженного состояния характеристикой упругих свойств породы является модуль всестороннего сжатия K — коэффициент пропорциональности между действующим напряжением и изменением объема.

Для изотропных тел достаточно знать лишь два упругих параметра, остальные можно вычислить по соотношениям между этими величинами, установленными в теории упругости. Например, модуль всестороннего сжатия:

$$K = \frac{E}{3(1 - 2\nu)} \quad (3.5)$$

$$\nu = \frac{EG}{3(G - E)} \quad (3.6)$$

$$K = \frac{EG}{3(1 - 2\nu)} \quad (3.7)$$

Экспериментально у горных пород чаще других параметров определяют и используют в расчетах модуль упругости и коэффициент Пуассона.

В зависимости от целей использования упругие параметры пород определяют при статическом или динамическом воздействии на них. Модуль упругости большинства горных пород равен $10^3 \dots 10^5$ МПа. У металлов модуль упругости, как правило, больше, чем у горных пород ($E_{металл} = 2,2 \cdot 10^5$ МПа, $E_{мет} = 1,2 \cdot 10^5$ МПа, $E_{гп} = 7,2 \cdot 10^4$ МПа).

3.2. Факторы, влияющие на деформационные свойства

На модуль упругости и коэффициент Пуассона существенное влияние оказывает ряд факторов: особенности строения (минеральный состав, структура, текстура, пористость), температура, величина и вид прилагаемой нагрузки. Так, например, модуль упругости мелкозернистых пород при прочих равных условиях выше, чем у крупнозернистых.

Значительные изменения величины модуля упругости наблюдаются в зависимости от направления приложения нагрузки по отношению к направлению слоистости. Установлено, что модуль упругости ненарушенных слоистых пород вдоль слоистости Π больше, чем в поперечном направлении ($E_{\perp}$).

Коэффициент упругой анизотропии K_A равен:

$$K_A = \Pi : E_x; K_A = 1,2 — 2 \text{ и более.}$$

На величину модуля упругости заметное влияние может оказать химический состав воды, заполняющей поры.

Насыщение пор водой изменяет упругие свойства пород. Активное воздействие воды на слагающие породу минералы приводит к уменьшению модуля упругости, например при размокании глин. Если вода заполняет поровое пространство, но не воздействует на минералы, то при наличии свободных путей для ее передвижения упругие свойства насыщенных пород фактически не изменяются. В тех же случаях, когда таких путей нет, вода «защемляется» в порах, препятствуя дальнейшей деформации образца, и способствует увеличению модуля упругости.

Упругие свойства зависят от величины и вида прилагаемой нагрузки. При сжатии порода уплотняется, площадь контакта между зернами увеличивается, вследствие чего модуль упругости увеличивается, а при растяжении — уменьшается: $E_{сж}/E_{раст} = 1,5 — 4$.

Значения модуля упругости, определенные при статических нагрузках, обычно меньше, чем при динамических. Это объясняется наличием релаксационных явлений при статических нагрузках, а также особенностями макростроения (пористость, слоистость, трещиноватость), которые способствуют увеличению деформации пород при больших нагрузках.

При нагрузках, не превышающих 30% от предела прочности, разница между статическим и динамическим модулями практически не проявляется.

При повышении температуры модуль упругости большинства кристаллических пород уменьшается, причем особенно резко при температурах до 600° С.

3.3. Методы определения модуля упругости и коэффициента Пуассона

Метод измерения продольных и поперечных деформаций при сжатии индикаторами часового типа. Этот метод определения модуля упругости и коэффициента Пуассона является простейшим. В опыте используются образцы цилиндрической формы с отношением высоты к диаметру примерно равным 4—5. Обычно применяют образцы, изготовленные из керна диаметром 4—5 см. Образец должен отвечать следующим требованиям: ось образца должна быть прямой, торцевые плоскости параллельны друг другу и перпендикулярны оси образца.

Для измерения продольных и поперечных деформаций образца применяется прибор УПМИ, в основе которого — индикаторы часового типа с ценой деления 0,001 мм. Четыре вертикально установленных индикатора предназначены для измерения продольной деформации, четыре горизонтально установленных индикатора — для измерения деформации по диаметру.

Продольные деформации измеряют на участке образца, называемом *базой*. База (средняя часть) образца составляет примерно половину высоты образца. Тем самым исключается влияние трения на торцевых поверхностях, а напряженное состояние образца на длине базы приблизительно можно считать равномерным. Ножки индикаторов для измерения поперечных деформаций должны заканчиваться не остриями, а короткими штифтами, поскольку в случае цилиндрических образцов возможно их смещение по окружности и получение в конечном итоге искаженного результата.

Перед проведением опыта, когда образец уже установлен на прессе, его необходимо несколько раз нагрузить и разгрузить. При этом нагрузки не должны превышать 20—30% от максимальных для данного опыта. Это обеспечит хороший контакт образца с плитами пресса и стабильность дальнейших измерений.

Первые отсчеты по индикаторам берут при нагрузке, составляющей 15—20% от максимальной, а последующие — в конце каждой ступени нагружения.

При разгрузке образца деформации фиксируются при тех же самых нагрузках. Анализ полученных значений деформации при нагружении образца и при его разгрузке позволяет обеспечить высокую точность результатов.

Абсолютные деформации образца рассчитываются как средняя арифметическая величина показаний четырех индикаторов. Поскольку каждый из четырех горизонтально расположенных индикаторов фиксирует лишь деформацию по радиусу образца,

абсолютная поперечная деформация равна удвоенной средней арифметической величине по показаниям горизонтальных индикаторов.

Модуль упругости рассчитывают по формуле, Н/м²

$$SAI' \quad (3.8)$$

где F_K и F_H — конечная и начальная (для одного интервала нагружения) нагрузки, Н; S — площадь поперечного сечения образца, м²; l — база измерения, м; A — среднеарифметическое значение абсолютной деформации, м

и

n —

где n — количество индикаторов.

Коэффициент Пуассона рассчитывают по формуле

$$\nu = \frac{d - Ad'}{Ad} \quad (3.9)$$

где E_d и B_d — относительные поперечная и продольная деформации $\epsilon_d = \frac{d - d'}{d}$; $\nu = \frac{B_d}{E_d}$.

Здесь Ad — среднеарифметическое значение абсолютной поперечной деформации, м

$$A = \frac{2 \pm \Delta L_2}{n}$$

Модуль упругости и коэффициент Пуассона рассчитывают для каждой ступени нагружения. За конечный результат принимают среднеарифметические значения.

Определение модуля упругости и коэффициента Пуассона с помощью тензопреобразователей. В данном случае используют проволочные или полупроводниковые тензопреобразователи. В экспериментах применяют образцы той же формы и размеров, что и при определении с помощью прибора с индикаторами часового типа. При цилиндрической форме по всей высоте образца с двух противоположных сторон готовят площадки (срезают сегменты). Хорды сегментов должны соответствовать базе тензопреобразова-

телей. Тензопреобразователи наклеивают в средней части образца на подготовленные площадки в направлении нагрузки и в поперечном направлении. Применяемый клей должен иметь высокую механическую прочность, упругость, высокое электрическое сопротивление, стабильность физико-механических и электрических свойств во времени (например, клей БФ).

Проволочные тензопреобразователи состоят из наклеенной в виде петель на изоляционную основу проволоки диаметром около 0,03 мм из сплавов высокого сопротивления (например, никрома). Принцип действия такого преобразователя заключается в следующем: наклеенный на образец преобразователь при деформации изменяет свои размеры, а следовательно, и величину сопротивления. Однако изменение сопротивления невелико даже при значительных деформациях и достигает лишь долей процента от его абсолютного значения. Поэтому на практике измеряют не само сопротивление, а изменение этого сопротивления путем включения преобразователя в схему моста Уитстона. Плечи моста образованы четырьмя одинаковыми преобразователями.

Основной характеристикой преобразователя является его тензочувствительность. *Коэффициент тензочувствительности* равен отношению относительного изменения сопротивления проволоки к ее относительной деформации.

Для определения статического модуля упругости горных пород применяется цифровой тензометрический мост, обойма с внешними полумостами тензодатчиков и гидравлический пресс. Цифровой тензометрический мост (ЦТМ-5) предназначен для измерения статических деформаций материалов, деталей машин, строительных конструкций и других элементов с помощью тензодатчиков сопротивления, включенных по полумостовой схеме. Прибор состоит из блока измерения (БИ), блока коммутации (БК) и обоймы с датчиками.

Предварительно, как и при определении упругих характеристик с помощью индикаторов, проводят «тренировку» образца, т.е. нагружение до максимально допустимой рабочей нагрузки (20—30% от разрушающей). В процессе «тренировки» ликвидируются деформации обжаты контактирующих поверхностей, исключается влияние значительных остаточных деформаций за счет необратимого закрытия пор, трещин и других дефектов породы.

Для проведения эксперимента необходимо измерить диаметр образца горной породы в нескольких точках, установить образец в обойму с датчиками и несколько раз нагрузить и разгрузить образец. Затем нагружение осуществляют по той же схеме, как и в опыте с применением индикаторов часового типа (после каждого нагружения проводят измерение). Таким образом, в результате эк-

сперимента получают значения ϵ_{k2} , $\dots$ $\epsilon_{k(n)}$ ЯТМ ($n \sim 1$) и $\sim$ тервалов нафужения.

Модуль упругости образца горной породы находят из выражения:

$$\pi d^2 \left[\frac{10}{k} (\epsilon_{t(n)} - \epsilon_{t(n-1)}) \right], \quad (3.10)$$

где F — нагружающее усилие, Н; d — диаметр образца, м; B — измеряемые значения деформации, ЕОД; ($1 \text{ ЕОД} = 10^{-6} \text{ Б}$, где B — относительная деформация); k — коэффициент тензочувствительности датчиков сопротивления (указан на обойме с датчиками).

Определение коэффициента Пуассона горных пород проводится с использованием той же измерительной аппаратуры и в той же последовательности, что и при определении модуля упругости. Таким образом, в результате эксперимента получают значения продольных деформаций $B^{\wedge}$, ϵ_{k2} , $\dots$, $\epsilon_{k(n)}$ и соответствующие им значения поперечных деформаций $B^{\wedge}$, $\epsilon_{d(3)}$, $\dots$, для $(n - 1)$ интервалов нафужения.

Коэффициент Пуассона образца горной породы определяют в соответствии с формулой

$$(3.11)$$

3.4. Деформационные свойства при динамическом нагружении

При динамическом нафужении образцов равномерно распределенной по торцу нафужкой картина нафужения и деформации изменяется по сравнению со статическим. В этом случае в образце возникает волна сжатия, которая будет распространяться вдоль него с определенной скоростью, т.е. в глубь породы деформация распространяется в форме фронта волны. Каждая элементарная частица среды при прохождении фронта смещается на некоторое расстояние, затем совершает несколько затухающих колебаний и успокаивается.

Различают волны продольные, поперечные и поверхностные. Деформации попеременного сжатия и растяжения обуславливают распространение продольных волн. В этом случае направление колебаний частиц среды совпадает с направлением распростране-

ния фронта. Продольные волны характерны для всех сред: газов, жидкостей и твердых тел.

Поперечные волны вызываются распространением поперечных деформаций сдвига. Они присущи только твердым телам.

Скорости распространения упругих волн являются упругими характеристиками горных пород и связаны с другими упругими константами. Наибольшей скоростью распространения обладают продольные волны (для большинства пород — 1000...7000 м/с). Скорости продольных c_p и поперечных c_s волн связаны с упругими константами пород соотношениями:

$$c_s = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{E}{\rho_0(1+\nu)}} \quad (3.12)$$

$$VP_0(1 + \nu)$$

где E — модуль продольной упругости; ν — коэффициент Пуассона; ρ_0 — объемная плотность породы.

Очевидно, что зная скорости распространения волн, можно определить модуль упругости и коэффициент Пуассона. Так как характер и форма деформаций и напряжений в образце зависят от способа приложения нагрузки, полученные значения будут отличаться от тех, которые определены вышеописанными способами. Они получили название *динамического модуля упругости* и *динамического коэффициента Пуассона*.

В настоящее время скорость волн чаще всего определяется импульсным методом с помощью ультразвуковой аппаратуры. Сущность метода заключается в определении времени t прохождения импульса от излучателя до приемника по образцу известной длины. В этом случае скорость распространения волн находят по формуле, м/с: $c_p = L/t$, а динамические модуль упругости и коэффициент Пуассона — по формулам

$$\nu = \frac{E - 2c_p^2 \rho_0}{2c_p^2 \rho_0} \quad (3.14)$$

$$V_d = \frac{1}{1-R^2} \quad \langle 3.15 \rangle$$

где ρ_0 — объемная плотность, кг/м³; R — отношение скорости поперечных волн к скорости продольных волн.

Еще одной характеристикой упругих свойств пород является *акустическая жесткость* A , численно равная произведению объемной плотности на скорость продольных волн: $A = \rho_0 c_p$. Она характеризует сопротивляемость пород распространению упругих волн, интенсивность затухания волн и определяет характер разрушения пород при взрыве.

ГЛАВА 4. ПРОЧНОСТНЫЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

4.1. Общие сведения

Под **прочностью** понимается способность пород противостоять разрушению от действия внешних нагрузок. При этом породы находятся в напряженном состоянии, которое может быть одно-, двух- и трехосным (или объемным).

Количественно напряженное состояние оценивается напряжением — нагрузкой, приходящейся на единицу площади сечения. Критическим или предельным напряжением считается такое, при котором происходит разрушение образца породы. Оно носит название **предела прочности**. Величина пределов прочности и является характеристикой прочностных свойств пород.

Сопротивление горных пород разрушению зависит от вида и характера действующих механических нагрузок. Так, пределы прочности породы при сжимающем, растягивающем, сдвигающем и изгибающем воздействиях нагрузок будут различны. В табл. 4.1 представлены ориентировочные показатели относительной прочности некоторых горных пород при различных видах нагружения. Приведенные данные свидетельствуют о том, что прочность в зависимости от вида нагрузок меняется в широких пределах. Наибольшее сопротивление горные породы оказывают при сжатии, наименьшее — при растяжении.

Таблица 4.1. Соотношение прочностных показателей горных пород при различных видах нагружения

Горные породы	Предел прочности породы (в долях от σ_j)			
	при сжатии $< \sigma_c$	при растяжении	при сдвиге	при изгибе
Граниты	1	0,02-0,04	0,09	0,08
Песчаники	1	0,02-0,2	0,10-0,20	0,06-0,20
Известняки	1	0,04-0,1	0,15	0,08-0,10

Основное влияние на прочность горных пород оказывает их минеральный состав, структура, текстура, пористость и трещиноватость.

Наиболее простым и доступным способом определения прочностных характеристик горных пород является испытание образцов в лабораторных условиях.

Для определения пределов прочности образцов пород применяют прямые и косвенные (упрощенные) методы испытаний, имеющие различный уровень надежности. При прямых методах в образцах горных пород формируются относительно однородные поля напряжений, в которых происходит их разрушение. Пределы прочности определяются отношением разрушающей нагрузки к начальной площади поперечного сечения образцов. Для прямых методов испытаний используются, как правило, образцы горных пород правильной формы с тщательно обработанными торцевыми гранями, на которые передается нагрузка.

4.2. Прочность пород при сжатии

Показатель сопротивления горных пород разрушению при одноосном сжатии является наиболее общей характеристикой их прочностных свойств.

Основным методом испытаний горных пород на сжатие является **метод строительной механики**, сущность которого заключается в непосредственном определении максимального напряжения, предшествующего разрушению образца правильной геометрической формы при его одноосном нагружении. Одноосное сжатие образцов цилиндрической, кубической или призматической форм осуществляется нагружением вдоль оси равномерно распределяемым по торцам усилием, которое увеличивают до разрушения образцов (рис. 4.1, а).

Международным бюро по механике горных пород разработана методика испытаний, рекомендованная в качестве единого стандарта для определения пределов прочности пород при одноосном сжатии. Нормативы метода предусматривают проведение испыта-

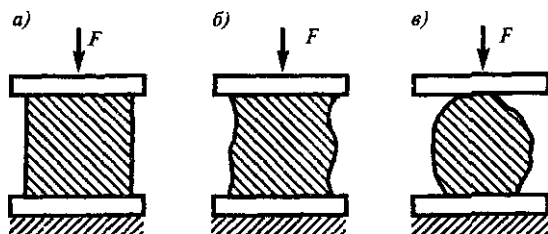


Рис. 4.1. Схема испытаний на сжатие образцов горных пород цилиндрической (а), полуправильной (б) и произвольной (в) форм

ний на цилиндрических образцах пород диаметром 40—50 мм с соотношением высоты к диаметру в пределах 0,9—1,1. Образцы получают при разрезании кернов, при этом торцевые поверхности шлифуют, они должны быть строго параллельны друг другу и перпендикулярны к образующим цилиндра.

Предел прочности породы рассчитывают по формуле, Па

$$\sigma_{сж}^T = \frac{F_{max}}{S_q} \quad (4-1)$$

где F_{max} — разрушающая нагрузка, Н; S_q — площадь поперечного сечения образца, $м^2$.

В том случае, если отношение высоты образца к его диаметру не равно 0,9—1,1, рекомендуется провести пересчет предела прочности по формуле

$$\sigma_{сж}^T \sim \frac{d}{h} \quad (4-2)$$

где $\sigma_{сж}^T$ — прочность образца с нестандартным отношением высоты и диаметра; d — диаметр образца; h — высота образца.

Массовое определение предела прочности на сжатие цилиндрических образцов затрудняется относительно высокой трудоемкостью их подготовки к испытаниям и необходимостью расхода большого количества кернавого материала. В связи с этим разработан ряд упрощенных методов определения прочности породы на сжатие испытанием образцов полуправильной и неправильной форм, не требующих отбора кернавых проб (см. рис. 4.1, f и в).

Наиболее широкое применение получил метод испытаний образцов полуправильной кубической формы. Образцы получают путем раскалывания пластин горной породы толщиной 20—40 мм с двумя параллельными шлифованными гранями.

Исследованиями установлено, что показатели прочности пород, определяемые на образцах полуправильной формы и цилиндрических образцах, практически одинаковы:

$$\sigma_{сж} \approx 0,94 \sigma_{сжп}, \quad (4.3)$$

где $\sigma_{сж}$ — прочность на сжатие образцов цилиндрической формы; $\sigma_{сжп}$ — прочность образцов полуправильной формы.

Для определения прочности на сжатие испытанием образцов неправильной (произвольной) формы используют куски породы объемом около 100 см^3 , размеры которых по трем осям отлича-

ются друг от друга не более чем в 1,5 раза. Раздавливание образца осуществляют нагружением вдоль его максимального размера (см. рис. 4.1, *в*). Сопротивление породы разрушению определяют по формуле

$$cm_{\text{сж}}^I = F_{\text{max}} / p_0 \Gamma^{0,67} \quad (4.4)$$

где F_{max} — максимальное усилие разрушения образца; p_0 — объемная плотность породы; m — масса образца.

Установлено, что среднее соотношение между показателями прочности пород при раздавливании образцов произвольной формы и цилиндрических образцов составляет:

$$0,19 \quad (4.5)$$

В реальных условиях массив горных пород находится в сложном напряженном состоянии, обусловленном объемным действием гравитационных, тектонических и других сил. В связи с этим немалый интерес представляет оценка прочностных свойств пород в условиях всестороннего сжатия.

Объемное сжатие горных пород может характеризоваться тремя схемами нагружения: всесторонним равномерным (рис. 4.2, *а*) и всесторонним неравномерным в двух вариантах (рис. 4.2, *б*, *в*).

При испытании пород на прочность наибольшее распространение получила вторая схема. Боковое нагружение цилиндрического образца создается с помощью рабочей жидкости в толстостенной камере высокого давления. Создание вертикальной осевой нагрузки осуществляется механическим или гидравлическим способом.

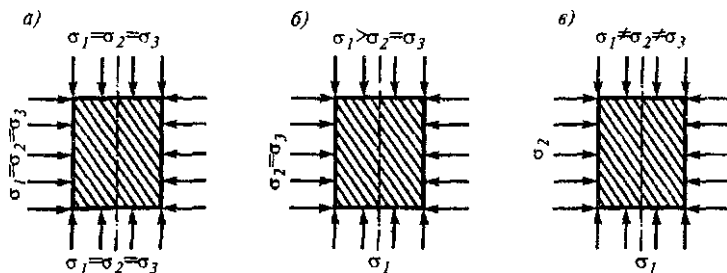


Рис. 4.2. Схемы нагружения образцов при объемном сжатии:
а — всестороннем равномерном; *б*, *в* — всестороннем неравномерном

Испытания предусматривают предварительное сжатие образцов всесторонним равномерным давлением с дальнейшим изменением вертикальной нагрузки вплоть до их разрушения. Изменяя величину нагрузок, предшествующих разрушению образцов, определяют их прочность в различных условиях объемного сжатия.

4.3. Прочность пород при растяжении, сдвиге, изгибе

Наряду со сжатием показатели прочности горных пород при растяжении, сдвиге и изгибе являются важнейшими механическими характеристиками, используемыми для качественной и количественной оценки их поведения в процессе деформирования.

Для определения прочности горных пород на растяжение применяются как прямые, так и косвенные методы испытаний с различными схемами нагружения образцов (рис. 4.3).

В основе прямых методов испытаний лежат принципы исследования свойств металлов, предусматривающие непосредственный разрыв образцов при одноосном растяжении (рис. 4.3, *а*). Растяжение образцов горных пород правильной формы проводится в разрывных машинах с различными захватывающими устройствами.

Предел прочности на растяжение определяется отношением разрушающего образца усилия к площади поперечного сечения:

$$\sigma_{\text{ст}} = \frac{F}{J} \text{ ш.} \quad (4-6)$$

Массовое определение прочности пород на растяжение прямыми методами затрудняется высокими требованиями к техническим условиям испытаний, в связи с чем их используют преимущественно как эталонные.

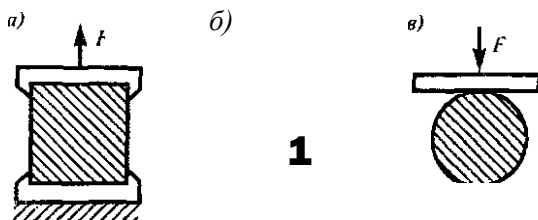


Рис. 4.3. Схемы испытаний образцов горных пород на растяжение:
а — прямое растяжение; *б* — разрыв давлением изнутри; *в* — раскалывание по образующей цилиндра

В качестве основного для испытаний прочности горных пород на растяжение рекомендуется метод раскалывания цилиндрических образцов по образующей (рис. 4.3, в). Для испытаний используют образцы диаметром 40—50 мм. К точности обработки их торцов строгих требований не предъявляется.

В процессе испытаний образец породы устанавливают боковой поверхностью в центре опорной плиты пресса и нагружают до разрушения.

Предел прочности рассчитывают по формуле

$$\sigma_{\text{ст}} \sim \frac{Um}{d \cdot l} \quad (4-7)$$

где Um — разрушающая нагрузка; d и l — соответственно диаметр и длина образца.

Среди косвенных известен также метод испытаний на разрыв полых цилиндрических дисков давлением изнутри, создаваемым воздействием соосно установленных пуансонов на пластическую массу (рис. 4.3, б). Для этого в центре образца высверливают отверстие, равное диаметру пуансонов, и заполняют его пластическим веществом (смесью канифоли и парафина или резиной). При нагружении пластической массы пуансонами давление от нее передается на стенки отверстия и приводит к разрушению образца.

Предел прочности породы на растяжение определяется по формуле

$$\sigma_{\text{т}} = \frac{F_{\text{т}}}{S} \cdot K \quad (4-8)$$

где K_x — коэффициент текучести пластической массы; $F_{\text{т}}$ — разрушающая нагрузка; S — площадь пуансона; D и d — соответственно внешний и внутренний диаметры образца.

Методы определения предела прочности пород при сдвиге основаны на измерении сопротивления смещению одной части образца относительно другой (рис. 4.4, а, б). Прочность при сдвиге определяется отношением разрушающей нагрузки к первоначальной площади сдвига:

$$(4.9)$$

т . -

Определение прочностных характеристик горных пород на изгиб осуществляют обычно испытанием образцов по одной из трех схем, приведенных на рис. 4.5.

Наиболее надежные результаты получаются при испытании по третьей, так называемой четырехточечной схеме, так как в этом случае концентрация напряжений и срезающие силы оказывают минимальное влияние на показатель прочности. При изгибе консольной балки получаются наименее надежные результаты в силу возникновения значительной концентрации напряжений в месте ее закрепления.

Для испытаний на изгиб обычно применяют призматические образцы (балочки) горных пород прямоугольного или квадратного сечения, площадью не менее 5—10 см². Соотношение сторон прямоугольного сечения не должно превышать 1—1,5. Длину образцов принимают обычно в 8—10 раз больше высоты сечения.

Предел прочности породы на изгиб определяется по известным формулам сопротивления материалов:

$$\sigma_{изг} = \frac{M_{max}}{W} \quad (4.10)$$

где M_{max} — максимальный изгибающий момент, соответствующий нагрузке разрушения; W_{mi} — момент сопротивления сечения образца изгибу. Для образцов прямоугольного и круглого сечений момент сопротивления определяется по формулам соответственно

$$W_{изг} = \frac{bh^2}{6} \quad (4.11)$$

$$W_{изг} = \frac{\pi d^3}{32} \quad (4.12)$$

где b , h и d — соответственно ширина, высота и диаметр сечения.

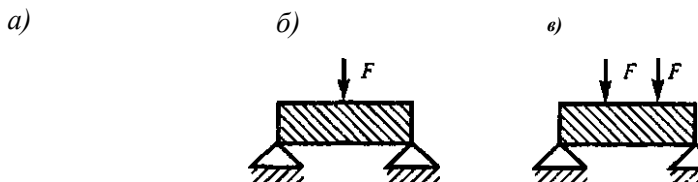


Рис. 4.5. Схемы испытаний образцов горных пород на изгиб:
а — консольной балки; б — трехточечная; в — четырехточечная

4.4. Паспорт прочности горных пород

Для количественной и качественной оценки поведения горных пород при различных видах напряженного состояния используют обобщенную характеристику, называемую **паспортом прочности**.

В настоящее время общепризнано, что для построения паспорта прочности наиболее приемлемой является теория прочности Мора. В теории Мора постулируется, что ответственными за разрушение являются касательные напряжения, а само разрушение носит характер сдвига по площадкам, на которых достигается предельное состояние, причем величина предельного касательного напряжения является функцией нормального напряжения, действующего на площадке скольжения:

Для характеристики напряженного состояния связь между σ_1 и σ_3 может быть представлена графически с помощью так называемых *кругов напряжений*, которые строят следующим образом. По оси абсцисс откладывают максимальное σ_1 и минимальное σ_3 значения главных напряжений, действующих на образец. На разности отрезков, как на диаметре, строится круг (рис. 4.6).

Этот способ изображения напряженного состояния характеризуется не только величиной главных напряжений σ_1 и σ_3 , но и напряжениями σ_a и τ_a , действующими по произвольным площадкам, проходящим через рассматриваемую точку. Графически значения касательного и нормального напряжений в любой точке образца могут быть найдены, если задан угол α плоскости, в которой определяются напряжения. Под этим углом из точки пересечения окружности с абсциссой проводят прямую до ее пересечения с окружностью. Ордината точки пересечения окружности с

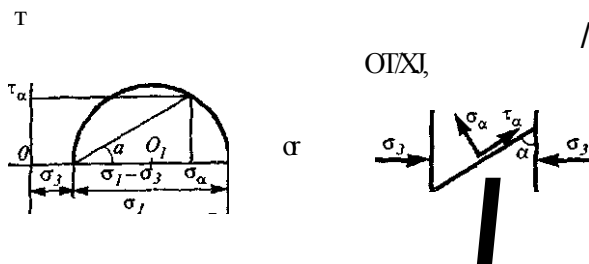


Рис. 4.6. Взаимосвязь между нормальными и касательными напряжениями

прямой численно равна значению касательных напряжений τ_a , абсцисса — значению нормальных напряжений σ_a , действующих в плоскости.

Если напряжения σ_{ij} и σ_3 , на которых построен круг Мора, достигают таких величин, что вызывают предельное напряженное состояние, при котором происходит нарушение сплошности, то соответствующий круг будет называться *предельным*. Все точки, лежащие внутри контура круга, указывают на то, что материал может выдерживать такое напряженное состояние, а за пределами его контура — свидетельствуют о разрушении.

Если для нескольких разных видов напряженного состояния опытным путем получить предельные круги напряжений и нанести их на одну диаграмму, то все это семейство предельных кругов напряжений Мора имеет общую огибающую, которая состоит из двух ветвей, располагающихся симметрично относительно оси абсцисс. Эта симметрия обусловлена тем, что при всяком нормальном напряжении равновероятны два противоположно направленных касательных напряжения.

На рис. 4.7 изображена огибающая, построенная к трем характерным кругам Мора: для одноосного растяжения, для одноосного сжатия и для неравномерного всестороннего сжатия. Предельный круг одноосного растяжения (I), соответствующий напряженному состоянию ($\sigma_1 = \sigma_p$; $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$), разместится слева от начала координат. Он пересечет ось σ в точках σ_p и 0. Предельный круг одноосного сжатия (II) таким же образом пересечет ось σ в точках 0 и $-\sigma_{сж}$ справа от начала координат. Предельный круг объемного сжатия (III) пересечет ось σ в точках $\sigma_a > 0$ и $-\sigma_a > 0$.

Можно построить сколько угодно предельных кругов, соответствующих условиям объемного напряженного состояния. Огибающая к предельным кругам характеризует напряженное состоя-

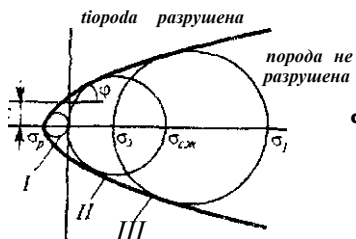


Рис. 4.7. Построение паспорта прочности

ние породы в момент ее разрушения и носит название *паспорта прочности*.

Очевидно, что если круг исследуемого напряженного состояния пересечет огибающую, то такая комбинация напряжений вызовет разрушение, если он располагается под огибающей, то состояние разрушения еще не достигнуто.

ГЛАВА 5. ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА

Горнотехнические свойства характеризуют поведение породы при воздействии на нее различных машин, механизмов и технологических процессов с целью разрушения. Таким образом, технологические показатели являются как функцией породы, так и породоразрушающего инструмента. Горнотехнические свойства оказывают непосредственное влияние на работоспособность, износостойкость машин и инструмента, на затраты труда и расход материалов. Знание этих характеристик необходимо, главным образом, при выборе технологического оборудования, режимов работы, способов разрушения пород, нормирования труда и расхода материалов, при конструировании бурового инструмента и рабочих органов горных машин.

При испытаниях пород с целью определения количественных показателей, схемы проведения экспериментальных измерений выбирают таким образом, чтобы они полнее соответствовали технологическим операциям — бурению шпуров и скважин, взрывной отбойке, дроблению породы и т. д.

5.1. Понятие о крепости горных пород

Понятие «крепость» пород в горное дело ввел в начале XX в. проф. М.М. Протодяконов. Крепость можно рассматривать как сопротивляемость разрушению вообще. Можно сказать, что это усредненный, обобщенный показатель сопротивляемости горных пород разрушению разнообразными способами и механизмами. М.М. Протодяконов считал, что если какая-то порода в несколько раз крепче другой, например при бурении шпуров, то во столько же раз она крепче в других технологических процессах. Позже было установлено, что это не совсем так.

Мерой крепости пород является коэффициент крепости / Протодяконов приводит семь способов определения / 1) по количеству энергии, затрачиваемой на выбуривание 1 см³; 2) по производительности бурильщика в смену; 3) по производительности проходчика в выработке; 4) по производительности землеко-

па на поверхности; 5) по скорости проведения выработки; 6) по удельному расходу ВВ; 7) по величине предела прочности $\sigma_{сж}$ на одноосное сжатие, полученного в результате испытаний по общепринятой методике:

$$/ = 10^{-7} \text{ веж-} \quad (5-0)$$

Для получения достоверного значения коэффициента / целесообразно находить его несколькими способами.

Определив коэффициент крепости / для множества пород, М.М. Протодяконов разделил все породы на категории и предложил известную классификацию — шкалу крепости (табл. 5.1).

Таблица 5.1. Классификация горных пород по крепости проф. М.М. Протодяконов

Категория крепости	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитные породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Менее крепкие, нежели указанные выше кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитные породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор. Доломит. Колчеданы	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцеватые песчаники	5
V	Средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, сцементированная галька, каменистый грунт	2
Via	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень. Крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	1,5

Категория крепости	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости
VII	Мягкие	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкий нанос, глинистый грунт	1
VIII	То же	Легкая песчанистая глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землистые	Растительная земля. Торф. Легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лесс и другие разжиженные грунты	0,3

5.2. Абразивность

Под **абразивностью** горных пород понимается их способность изнашивать при трении металлы, твердые сплавы и другие твердые тела, в частности, породоразрушающий инструмент.

При абразивном износе поверхность инструмента истирается вследствие царапания (микрорезания) ее небольшими твердыми шероховатыми частицами породы.

Абразивные свойства пород зависят от их петрографических характеристик, основными из которых являются: 1) твердость зерен пород, увеличивающая абразивность пород (например, высокоабразивными являются кварц- и корундсодержащие породы); большая разность в твердости зерен и цемента также увеличивает абразивность; 2) форма зерен (остроугольные более абразивны, чем окатанные); 3) размер зерен (влияет на степень шероховатости, крупные зерна вызывают повышенный абразивный износ); 4) пористость (также увеличивает шероховатость и способствует повышению абразивности); 5) влажность (способствует понижению абразивности некоторых осадочных пород).

В результате абразивного износа постепенно меняются размеры и геометрия рабочих органов. В частности, уменьшается диаметр коронок, на резцах образуются площадки притупления, уменьшается толщина стенок бурильных труб при трении о стенки скважин, изнашиваются ковши, кузова, транспортеры. Абразивность является важнейшим технологическим свойством, оказывающим непосредственное влияние на сроки службы инструмента.

Абразивность определяют путем оценки износа материала, контактирующего с перемещаемой по отношению к нему горной породой. Наиболее простой и распространенный способ заключается в определении износа при истирании торцов цилиндриче-

ских стержней из специальной нержавеющей стали-серебрянки. В одном из торцов стержня просверливают углубление диаметром 4 мм. Таким способом имитируется кольцевой забой. Это необходимо для усреднения результатов опытов, так как было установлено, что в малоабразивных породах меньший износ дает сплошной забой, а в абразивных — кольцевой. Испытания проводят на установке, состоящей из настольного сверлильного станка и тисков для крепления исследуемого образца. Стержень из стали зажимают в патроне станка, прижимают к необработанной поверхности породы с заданным усилием и вращают определенное время. Стандартные условия проведения испытаний следующие: осевая нагрузка (сила прижатия) — 150 Н, частота вращения — 400 мин⁻¹, длительность истирания — 10 мин, диаметр стержня — 8 мм, длина стержня — 70 мм. Испытания проводят дважды — со сплошным торцом и кольцевым. Стержень из стали взвешивают до и после испытаний с точностью до 0,1 мг на высокоточных аналитических весах. После этого определяют показатель абразивности (мг) по формуле

(5-2)

$$2n \cdot \Delta m$$

где Δm — уменьшение массы стержня за каждую пару испытаний; n — число пар испытаний.

По величине показателя абразивности все горные породы подразделяют на восемь классов (табл. 5.2).

Таблица 5.2. Классификация горных пород по абразивности (по Л.И. Барону, А.В. Кузнецову)

Класс абразивности	Степень абразивности пород	Показатель абразивности, мг	Характерные горные породы
I	Весьма малоабразивные	До 5	Аргиллиты, мраморы, апатит, соль, глинистые сланцы
II	Малоабразивные	5-10	Аргиллиты, мягкие сланцы, сульфидные руды, барит
III	Ниже средней абразивности	10-18	Джеспилиты, роговики, кварцевые и аркозовые песчаники, железные руды, окремненные известняки
IV	Среднеабразивные	18-30	Кварцевые и аркозовые мелкозернистые песчаники, жильный кварц, окварцованные известняки, диабазы
V	Выше средней абразивности	30-45	Кварцевые и аркозовые крупнозернистые песчаники, плагиограниты, мелкозернистые граниты, диориты, габбро, гнейсы

Класс абразивности	Степень абразивности пород	Показатель абразивности, мг	Характерные горные породы
VI	Повышенной абразивности	45-65	Граниты, диориты, окварцованные сланцы, пироксениты, амфиболиты, порфирита, гнейсы
VII	Высокоабразивные	65-90	Порфириты, диориты, граниты, сиениты
VIII	В высшей степени абразивные	Более 90	Корундсодержащие породы

Абразивность может быть определена и в производственных условиях. Например, известен метод оценки абразивности по удельному износу коронок (применим к инструменту малой массы). Коронки взвешивают до (m_1) и после (m_2) эксперимента. Параметры режима бурения стандартизованы. Показатель абразивности (г/м) определяется по формуле

$$A = \frac{m_1 - m_2}{L},$$

где L — пробуренный интервал, м.

5.3. Буримость

Буримость горных пород — это степень сопротивляемости породы разрушению буровым инструментом. Она неявно включает в себя такие механические свойства пород, как упругость, прочность, пластичность, а также твердость, вязкость, абразивность. Буримость принято оценивать по чистому времени бурения 1 м шпура или скважины в стандартных условиях. Кроме свойств породы, на буримость оказывают влияние также конструктивные особенности бурового инструмента и режим его работы. Поэтому при определении буримости требуется строгое соблюдение стандартных условий — применение определенного инструмента, диаметра и режима работы инструмента (давление в воздушной магистрали, угол наклона шпура и т.д.)

Очевидно, что использование полученных показателей возможно лишь для определенных классов и типов пород и применительно к данному буровому инструменту и способу бурения. Так, например, в геологоразведочных организациях применяются классификация пород ЦБПНТ для горных работ и классификация по буримости для буровых работ. Первая из них включает 20 категорий (табл. 5.3).

**Таблица 5.3. Единая классификация горных пород по буримости
(для горных работ)**

Категория горных пород	Характерные породы
IV	Глина тяжелая жирная. Суглинок с примесью щебня, гравия и гальки. Угли весьма мягкие
V	Алевролиты глинистые. Аргиллиты слабые. Мергель глинистый. Угли мягкие
VI	Доломиты, затронутые выветриванием. Меловые породы мягкие. Сланцы углистые. Угли средней крепости
VII	Алевролиты плотные Доломиты неизменные. Известняки мягкие. Сланцы сильно выветрелые. Угли выше средней крепости
VIII	Антрациты. Железные руды мягкие. Сланцы. Туфы выветрелые
IX	Алевролиты песчано-глинистые. Совершенно выветрелые граниты, гранодиориты. Выветрелые песчаники, известняки
X	Апатитовая руда. Сильно выветрелые граниты, дуниты. Змеевики, перидотиты. Сланцы кристаллические
XI	Алевролиты с включениями кварца. Гнейсы разрушенные. Известняки крупнозернистые, мраморизованные, доломитизированные. Сланцы. Колчеданные и марганцевые руды
XII	Апатито-нефелиновая руда. Ангидриты. Бокситы плотные. Выветрелые: габбро, гнейсы, граниты, диабазы. Доломиты плотные. Медно-колчеданные руды, фосфориты пластовые
XIII	Слабовыветрелые: граниты, диабазы. Кварциты крупнозернистые, выветрелые. Железные руды магнетитовые крупнозернистые. Руды сульфидные
XIV	Андезиты среднезернистые выветрелые. Габбро измененные. Крупнозернистые: гнейсы, граниты, гранодиориты. Известняки тонкозернистые, баритизированные и доломитизированные, очень плотные. Сланцы окварцованные
XV	Среднезернистые граниты, гранодиориты, диабазы. Доломиты окварцованные. Мраморы. Кварц жильный, трещиноватый. Руды полиметаллические мелкозернистые
XVI	Среднезернистые габбро, гнейсы, дуниты, перидотиты, порфириды. Известняки сильно окварцованные
XVII	Базальты среднезернистые. Мелкозернистые: габбро, граниты, гранодиориты, диабазы. Известняки и песчаники кремнистые. Яшмы плотные
XVIII	Андезиты плотные. Мелкозернистые базальты, диориты, скарны. Гнейсы биотитовые, биотит-гранатовые и пироксеновые, окварцованные. Роговики железистые. Титано-магнетитовые руды мелкозернистые. Яшмы весьма плотные
XIX	Весьма плотные: андезиты, базальты, диабазы, диориты. Микрограниты, микрокварциты. Руды плотные гематитовые. Роговики железистые весьма плотные. Скарны окремненные. Титано-магнетитовые руды весьма плотные. Яшмы неизменные
XX	Неизменные сливные: андезиты, джеспилиты, базальты, железные руды неизменные гематитовые сливные. Кварц сливной. Кремень. Микрограниты. Роговики. Скарны, интенсивно окремненные. Яшмы в высшей степени плотные, сливные

В разведочном бурении для проектирования и нормирования затрат труда и материалов используется классификация пород по буримости, включающая 12 категорий. Определение категорий горной породы по буримости производится в основном методом опытного бурения. Бурение осуществляется породоразрушающим инструментом определенного типоразмера, не имеющим предварительного износа при стандартном режиме бурения, с применением контрольно-измерительной аппаратуры и с отбором керна. Чистое время бурения 1 м скважины позволяет отнести породы к той или иной категории.

5.4. Взрываемость

Взрываемость горной породы характеризует сопротивляемость ее разрушению действием взрыва. Это комплексная характеристика, которая изменяется в широких пределах и зависит от крепости, хрупкости, пластичности, трещиноватости, слоистости, степени выветривания и других свойств. Однако попытки напрямую связать взрываемость, например с буримостью, часто приводят к ошибкам, так как во многих случаях легкобуримые и труднобуримые породы по отношению к взрывному разрушению оказываются равнозначными.

Характеристикой взрываемости является «удельный расход ВВ» — заряд эталонного ВВ, необходимый для разрушения 1м³ породы до кусков определенной крупности при стандартных условиях взрывания.

Взрываемость может быть определена также расходом эталонного ВВ на образование воронки нормального выброса зарядом определенной формы. Условия проведения испытаний: заряд помещают в шпур диаметром 40 мм, пробуренный под углом 45° к горизонтальной свободной поверхности при глубине заложения 1 м.

Все горные породы по трудности взрывания подразделяют на 5 классов (табл. 5.4).

Таблица 5.4. Классификация пород по трудности взрывания

Класс	Характеристика пород	кг/м'
I	Легковзрываемые	<0,2
II	Средневзрываемые	0,2-0,4
III	Трудновзрываемые	0,4-0,6
IV	Весьма трудновзрываемые	0,6-0,8
V	Исключительно трудновзрываемые	0,8-1,0

Примечание. Значения удельного расхода q даны для стандартного ВВ. В случае применения других типов ВВ следует пользоваться коэффициентом относительной работоспособности e , при этом расчетный удельный расход определяется по формуле:

$$= V-$$

5.5. Дробимость

Дробимость характеризует относительную сопротивляемость породы измельчению при воздействии ударной нагрузки. Дробимость является энергетической оценкой разрушения породы в условиях сложнапряженного состояния. Операция дробления широко распространена при производстве щебня, а также при обогащении и подготовке к дальнейшей переработке полезных ископаемых, поэтому сведения о дробимости необходимы для расчета параметров дробилок и потребности в энергии.

Опыты по определению дробимости проводят на образцах в виде кусков породы. Эти куски подвергают толчению, истиранию, раздавливанию. Характер воздействия на породы при испытаниях аналогичен технологическим операциям при разрушении пород.

Во всех случаях определения дробимости оценку результатов устанавливают с помощью ситового анализа.

Известны следующие методы определения дробимости: 1) однократное сбрасывание породных образцов с определенной высоты; 2) дробление падающим грузом (однократный удар); 3) толчение при многократных ударах падающим грузом; 4) измельчение в барабанах и мельницах; 5) раздавливание образцов в замкнутых сосудах.

Широко используется **метод дробления однократным ударом падающего груза**, предложенный Л.И. Бароном, В.М. Курбатовым и Р.В. Орловым. По этому методу образец неправильной формы разрушается гирей массой 16 кг, падающей с высоты 0,5 м. Разрушенный материал собирают и просеивают на ситах с размером отверстий 7 и 0,25 мм. Основным показателем дробимости является суммарный объемный выход фракции $V^{\wedge}$, прошедшей через сито 7 мм, на основе которого составлена классификация пород (табл. 5.5).

Таблица 5.5. Классификация пород по суммарному объемному выходу фракции

Класс	Характеристика пород	$K^{\wedge}$, см'
I	В высшей степени трудноразрушаемые	До 1,8
II	Весьма трудноразрушаемые	1,8-2,7
III	Трудноразрушаемые	2,7-4,0
IV	Средней разрушаемое TM	4,0-6,0
V	Легкоразрушаемые	6,0-9,0
VI	Очень легкоразрушаемые	Более 9,0

Метод толчения падающим грузом получил широкое распространение для определения коэффициента крепости пород / Ис-

пользуется прибор ПОК (прибор определения крепости), представляющий собой трубу высотой 680 мм, диаметром 80 мм с опорным массивным стаканом в нижней части. Для дробления породы используется гиря массой 2,4 кг. Высота сбрасывания — 600 мм.

Пробу массой примерно 50 г, состоящую из кусочков размером 20—30 мм, засыпают в стакан и в зависимости от крепости производят от 3 до 15 сбрасываний груза. Полученную мелочь просеивают через сито с размером отверстий 0,5 мм. Частицы размером менее 0,5 мм от пяти проб перемешивают и засыпают в объеммер. Коэффициент крепости определяют по формуле

$$f = \frac{20n}{A'} \quad (5.4)$$

где n — количество ударов по одной навеске; A' — высота столбика мелких частиц в объеммере, мм.

Количество ударов следует выбирать таким образом, чтобы высота столбика мелких частиц была в пределах 20—70 мм.

5.6. Твердость и пластичность

Твердость — это свойство горной породы сопротивляться внедрению или вдавливанию в нее более твердого тела, в частности породоразрушающего инструмента. При внедрении инструмента ограниченного сечения в месте контакта формируется зона материала, находящаяся в сложном напряженном состоянии. Твердостью в значительной степени определяется буримость горной породы; существуют методы определения буримости на основе показателей твердости. Для горных пород, являющихся поликристаллическими телами, выделяется твердость отдельных минералов (зерен) и агрегатная твердость.

В зависимости от характера нафужения образца различают *статическую* и *динамическую твердость*. Для определения относительной твердости используют шкалу Мооса, состоящую из 10 эталонных минералов, расположенных в порядке возрастания твердости: 1 — тальк, 2 — гипс, 3 — кальцит, 4 — флюорит, 5 — апатит, 6 — ортоклаз, 7 — кварц, 8 — топаз, 9 — корунд, 10 — алмаз.

Наиболее широкое распространение получили **методы определения твердости вдавливанием**. Для металлов известны методы Бринелля (вдавливание стального закаленного шарика); Роквелла (вдавливание шарика или алмазного конуса); Виккерса (вдавливание алмазной четырехфанной пирамиды).

Для определения твердости горной породы, которую называют *агрегатной*, пользуются следующими способами.

По **методу Шрейнера** определяется *твердость по штампу*. Сущность метода заключается в определении удельной нагрузки при внедрении штампа с малой площадью контакта в отшлифованную поверхность образца. Площадь контакта настолько мала, что происходит поверхностное разрушение с образованием лунки выкола. Штампы могут быть стальными калеными или твердосплавными, по форме — цилиндрическими или коническими, с площадью торца 1—5 мм² в зависимости от твердости пород. Применяемые образцы имеют либо форму цилиндров $d = 50\text{—}60$ мм, либо пластин толщиной 30—50 мм. При меньших размерах может произойти не поверхностное, а объемное разрушение.

Испытания проводят на специальных установках УМГП-3. Это настольный механический пресс с электроприводом, оснащенный регистрирующей аппаратурой, которая записывает диаграмму $F\text{—}5$ (нагрузка — абсолютная деформация). Твердость по штампу определяется по формуле

$$H_{\text{ш}} = \frac{F}{S_{\text{ш}}}$$

где F — нагрузка в момент разрушения, Н; $S_{\text{ш}}$ — площадь штампа, мм².

С уменьшением твердости пород следует применять штампы с большей площадью. В противном случае под штампом не происходит хрупкого разрушения. При вдавливании в пластичные и сильно пористые породы разрушение происходит не всегда. В этом случае мерой твердости условно считают предел текучести.

Метод Шрейнера позволяет определять не только твердость породы, но и оценивать ее упругость и пластичность. На рис. 5.1 представлены зависимости $5 = J(F)$ для хрупких, упруго-пластичных и пластичных пород. Хрупкие породы характеризуются разрушением без заметных пластических деформаций. Упруго-пластичные породы до разрушения претерпевают как упругие (участок $O\text{—}A$), так и пластические (участок $A\text{—}C$) деформации. Для пластичных пород характерно отсутствие хрупкого разрушения. Упруго-пластичные свойства пород характеризуются коэффициентами хрупкости и пластичности. *Коэффициент хрупкости* представляет собой отношение работы, затраченной на деформирование образца до предела упругости, к общей работе деформации до момента разрушения, которые пропорциональны площадям OAF и $OBCD$ на рис. 5.1.

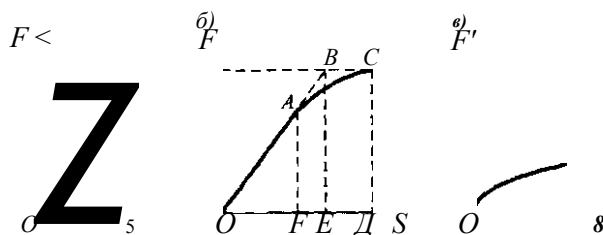


Рис. 5.1. График зависимости нагрузки от деформации для упрочных (а); упруго-пластичных (б) и пластичных (в) пород

Коэффициентом пластичности называется отношение общей работы деформации до момента разрушения к полной работе упругих деформаций породы:

$$K_{пл} = \frac{A_{общ}}{A_{т.уп}} = \frac{S_{овср}}{S_{овф}} \quad (5.6)$$

Л.А. Шрейнер предложил классификацию пород по пластичности, в которой коэффициент пластичности изменяется от 1 до 6. Для высокопластичных пород, которые не дают хрупкого разрушения под штампом, коэффициент пластичности принято считать равным бесконечности.

В Институте горного дела им. А.А. Скочинского предложен **метод определения твердости путем внедрения штампов в необработанную поверхность образцов**. Используются образцы объемом 150—200 см³ с двумя примерно параллельными гранями и цилиндрические штампы диаметром 2—4 мм. Получаемый показатель авторы назвали *контактной прочностью* P_k . Он меньше твердости по штампу и корреляционная связь между ними выражается соотношением:

$$P_k = 0,62 \text{ Я}_{ш}. \quad (5.7)$$

Учитывая изменяющуюся площадь контакта из-за необработанной поверхности образцов, для получения более или менее достоверных результатов по этой методике следует проводить большое количество испытаний.

Минералы и горные породы кроме статической, могут характеризоваться и *динамической твердостью*, самым распространенным методом определения которой является **метод Шора**. По этому методу на испытываемый образец с высоты 25 см свободно сбрасывается боек массой 2,4 г, имеющий на нижнем конце

алмазный наконечник. Мерой твердости является высота первого отскока. Приборы для определения динамической твердости называются *склероскопами* (например, склероскоп Шора, склероскоп Тархова).

5.7. Трещиноватость

Под **трещиноватостью** понимают совокупность трещин (разрывов сплошности в массиве горных пород) любого происхождения, всех размеров и направлений.

Трещиноватость является важнейшей характеристикой породного массива, оказывающей существенное влияние на выбор системы разработки, на параметры буровзрывных работ. Ее необходимо учитывать при определении устойчивости горных пород, расчете горного давления, выборе крепи, расчете сетки шпуров и скважин, удельного расхода ВВ, выборе типа ВВ и при решении других задач. Поэтому трещиноватость отнесена к горнотехническим свойствам.

Трещины разделяют на *закрытые* (с плотно сомкнутыми стенками) и *открытые*. Ширина раскрытия изменяется от долей миллиметра до десятков сантиметров. Трещины с раскрытием более 1 м относятся к разрывам.

Существует несколько классификаций горных пород по трещиноватости, в основу которых положены генетические, морфологические, горнотехнические и другие признаки. В настоящее время при определении горного давления, расчетах крепи, определении удельного расхода взрывчатых веществ в горном деле пользуются классификацией, представленной в табл. 5.6.

Таблица 5.6. Классификация пород по трещиноватости
Межведомственного Совета по взрывному делу

Категории по трещиноватости	Степень трещиноватости ((точности) массива	Среднее расстояние между трещинами, м	Цельная трещиноватость, м
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	Более 10
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1-0,5	10-2
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5-1	2-1
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1-1,5	1-0,65
V	Практически монолитные	Свыше 1,5	До 0,65

ГЛАВА 6. ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Тепловой поток, идущий из недр Земли, оказывает огромное влияние на термодинамическое состояние горных пород и является причиной многих геологических процессов. Изучение закономерностей этих процессов возможно при теоретических и экспериментальных исследованиях теплофизических свойств минералов и горных пород и параметров теплового потока. Определение теплофизических свойств минералов и пород имеет и большое прикладное значение в связи с расширением масштабов воздействия человека на земную кору. Так, с увеличением глубин разрабатываемых месторождений воздух в горных выработках нагревается выше допустимых пределов. А в районах вечной мерзлоты строительные, горные, буровые работы осложняются специфическими особенностями поведения пород при отрицательных температурах, что потребовало их детального изучения и разработки специальных технологий.

К теплофизическим свойствам горных пород относят теплоемкость C , теплопроводность X , температуропроводность a , тепловое расширение, плавкость пород, морозостойкость и термостойкость, полиморфные превращения и разложение минералов под воздействием высоких температур и др.

6.1. Теплоемкость горных пород

При нагревании горные породы поглощают тепло, при этом амплитуда и частота колебаний атомов и молекул увеличиваются, растет их кинетическая энергия, что проявляется изменением температуры.

Тепло, поглощаемое породой, согласно первому закону термодинамики, переходит во внутреннюю энергию dQ_i и затрачивается на внешнюю работу δQ_2 (тепловое расширение, полиморфные превращения):

$$dQ = dQ_i + \delta Q_2.$$

Тепло, переходящее во внутреннюю энергию, связано с температурой тела соотношением $dQ_i = C dT$, где C — теплоемкость тела. Отсюда, **теплоемкость** — величина, равная отношению количества теплоты dQ_i сообщаемого телу, к соответствующему изменению температуры T этого тела:

$$C = dQ_i / dT.$$

Теплоемкость пород зависит от химического состава и условий процесса теплопередачи. Так различают теплоемкость при постоянном объеме C_v и при постоянном давлении C_p . Практически удобнее пользоваться теплоемкостью единицы массы вещества, т.е. удельной теплоемкостью

$$c, \quad (6-1)$$

$$c \quad (6.2)$$

Переходя **теперь** к конечным значениям и пренебрегая величиной c_{l02} , как слишком малой, получим:

$$c = \frac{Ж}{dTm} \quad (6-3)$$

Следовательно, **удельная теплоемкость** — это количество тепла, необходимое для нагревания единицы массы породы (1 кг) на 1 град. Единицей удельной теплоемкости является Дж/(кг К). Таким образом, теплоемкость характеризует способность пород поглощать тепловую энергию. Она имеет существенное значение для разрушения пород при тепловом воздействии (термическом бурении, комбинированных термомеханических способах разрушения горных пород), при решении вопросов, связанных с высокими температурами в горных выработках и на забое глубоких и сверхглубоких скважин, а также при расчетах технологических параметров обогащения и переработки горно-металлургического сырья.

Удельная теплоемкость различных горных пород находится в относительно узком интервале. Для большинства пород этот интервал равен 0,4 ... 2 кДж/(кг·К); для металлов — 0,125 (золото, свинец), ... 0,46 кДж/(кг·К) (железо). Соответственно рудные минералы имеют низкую теплоемкость, а рудосодержащие породы — пониженную по сравнению с безрудными.

Наличие в породах межзернового пространства, заполненного воздухом, водой, растворами солей, нефтью или льдом, оказывает существенное влияние на все теплофизические свойства.

Объемная теплоемкость пористой породы, кДж/(м³ К) может быть определена из выражения:

$$\Phi * c_{op0} (1 - / \tau) \quad (6.4)$$

где c и c_0 — объемные теплоемкости пористой и плотной породы; ρ и ρ_0 — соответствующие плотности; P — пористость породы в долях единицы.

Влияние влажности на теплоемкость горных пород гораздо больше, чем пористости. Это вызвано тем, что удельная теплоемкость воды равна 4,19 кДж/(кг·К) при температуре 15° С, что значительно больше соответствующих показателей основной массы пород. Для влажной породы удельную теплоемкость определяют по формуле

$$c = c_0(1 - W) + 4,19 W, \quad (6.5)$$

где c_0 — удельная теплоемкость сухой породы; W — влажность породы в долях единицы.

Из анализа формулы (6.5) следует, что наибольшее влияние влажность оказывает на теплоемкость сильно пористых насыщенных водой пород. Их теплоемкость может увеличиваться в два и более раз. Влияние текстурных и структурных особенностей строения породы (слоистость, сланцеватость, размер и форма зерен) на теплоемкость ничтожно.

Определение удельной теплоемкости осуществляется чаще всего **калориметрическим методом**.

Калориметр — теплоизолированный прибор, снабженный термометром и заполненный дистиллированной водой. Тщательно взвешенный образец породы нагревают до определенной температуры, а затем опускают в сосуд калориметра. Когда температура воды будет равна температуре образца, фиксируют показания термометра.

Среднюю удельную теплоемкость c , Дж/(кг·К), определяют по формуле:

$$c = \frac{A(T_1 - T_0)}{m(T_1 - T_2)}, \quad (6.6)$$

где A — количество теплоты, необходимое для нагревания калориметра на 1° С в исследуемом интервале температур (A имеет фиксированное значение для каждого калориметра); T_2 — конечная температура прибора; T_0 — начальная температура жидкости; T_1 — температура нагретого образца; m — масса образца, кг.

6.2. Теплопроводность и температуропроводность пород

При нагревании любых тел тепло от участков с более высокой температурой передается участкам с более низкой температурой. Происходит теплообмен — самопроизвольный необратимый про-

цесс переноса тепла в пространстве с неоднородным полем температуры. В общем случае теплоперенос может осуществляться в трех формах: конвекции, теплопроводности и излучения. Процесс теплообмена, при котором перенос тепла в неравномерно нагретой среде имеет атомно-молекулярный характер (не связан с макроскопическим движением среды) называется **теплопроводностью**. Для горных пород в практически наблюдаемом интервале температур характерна именно эта форма теплопереноса.

Для образца породы, противоположные торцы которого имеют температуру T_1 и T_2 (рис. 6.1), количество теплоты, передаваемой по образцу от более нагретого торца будет пропорционально разности температур ΔT , площади образца AS , времени At и обратно пропорционально расстоянию между торцами:

$$AQ = k \frac{AS \Delta T t}{\Delta X},$$

где X — коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств пород и называемый **теплопроводностью**:

$$\frac{AQ \Delta X}{AT AS t} \quad (6.7)$$

Если обозначить величину $\Delta T / \Delta X = \text{grad} J$ (градиент температур), а величину $\frac{AQ}{AS t} = q$ (q — удельный тепловой поток), то формула для определения теплопроводности примет вид

$$X = q / \text{grad} T.$$

Отсюда вытекает определение **теплопроводности** — это удельный тепловой поток при градиенте температуры, равном единице. Таким образом, X характеризует теплопроводящие свойства вещества, т.е. показывает, насколько легко и быстро материал проводит тепло. Единицей X в СИ является Вт/(м К).

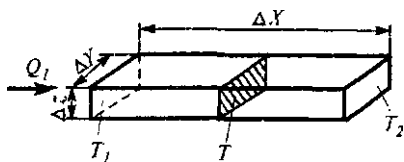


Рис. 6.1. Схема к расчету теплопроводности

Наибольшей теплопроводностью обладают самородные элементы (за исключением серы), Вт/(м·К): для серебра — 418, меди — 396, золота — 310. Повышенной теплопроводностью (до 10...40 Вт/Дм К)) обладают также рудные минералы: пирит, сфалерит, гематит, рутил.

Теплопроводность горных пород, являющихся многофазовыми полиминеральными системами, зависит от минерального состава, текстурных особенностей (сланцеватость, слоистость, трещиноватость, пористость), от влажности и других факторов. Горные породы являются плохими проводниками тепла. Их теплопроводность изменяется в пределах от 0,1 до 7,5 Вт/(м·К).

В слоистых осадочных и метаморфических породах наблюдается анизотропия в отношении теплопроводности — по нормали к напластованию она ниже, чем вдоль слоев. Отношение составляет 1,1—1,5 для большинства пород; для графита оно достигает 2, а для слюды доходит до 6.

На теплопроводность пород значительное влияние оказывает пористость. Поры могут быть заполнены воздухом, водой, льдом, нефтью или газом. Перенос тепла в таких породах осуществляется как за счет теплопроводности зерен и межзерновой среды, так и за счет конвективной теплопередачи в газообразной или жидкой среде. Из всех заполнителей пор лишь лед имеет теплопроводность того же порядка, что и горные породы, а остальные обладают еще более низкой теплопроводностью (табл. 6.1), поэтому теплопроводность пористых пород меньше, чем плотных.

Таблица 6.1. Теплофизические свойства заполнителей пор

Заполнитель	Теплопроводность λ , Вт/(м·К)	Удельная теплоемкость c , Дж/Дкг·К)
Воздух	0,023	1,00
Вода	0,556	4,19
Лед	2,330	2,09
Нефть	0,140	2,10

Влажность оказывает существенное влияние на теплопроводность пористых пород. Так как λ воды больше λ воздуха, то при насыщении пористых пород водой или растворами солей их теплопроводность повышается.

Температуропроводность горных пород характеризует скорость выравнивания температуры в породе при нестационарном процессе теплопередачи, т.е. скорость нагрева самой породы. Эта скорость зависит не только от теплопроводности, которая характеризует интенсивность передачи тепла от нагретых частей к

холодным, но и от удельной теплоемкости и плотности, т.е. от объемной теплоемкости. Температуропроводность a ($\text{м}^2/\text{с}$) определяется по формуле: $a = \lambda / (\rho c_p)$ и для горных пород она изменяется в пределах $10^{-6} - 10^{-7} \text{ м}^2/\text{с}$.

Тепло- и температуропроводность характеризуют теплоизоляционные свойства пород — они тем лучше, чем ниже значения λ и a . Теплопроводность определяет также тепловой режим в глубоких выработках, где за счет высокой температуры окружающих пород температура рудничной атмосферы может превысить допустимые пределы. В зоне вечной мерзлоты теплоемкость и теплопроводность оказывают существенное влияние на устойчивость выработок, так как, поглощая теплоту из рудничного воздуха, породы могут оттаивать и терять прочность и устойчивость.

6.3. Тепловое расширение, плавкость, полиморфные превращения минералов

Тепловое расширение — изменение размеров тела в процессе его нагревания. Характеризуется коэффициентами теплового линейного α и объемного β расширения. Средние значения коэффициентов α и β в заданном интервале температур определяются по формулам (K^{-1}):

$$\alpha = \frac{L_T - L_0}{L_0 \Delta T}; \quad (6.8)$$

$$\beta = \frac{V_T - V_0}{V_0 \Delta T}, \quad (6.9)$$

где L_0 и V_0 — линейный размер и объем тела при начальной температуре T_0 ; L_T и V_T — то же, при температуре T .

Все горные породы и минералы при нагревании расширяются, для них коэффициент α находится в пределах $(1...5) \cdot 10^{-5} \text{ K}^{-1}$. Интересным является поведение воды при температуре $0...4^\circ \text{C}$, когда $\rho < 0$. Для изотропных тел $\beta = 3\alpha$.

Плавкость породы характеризуется температурой плавления и теплотой плавления. Теплота плавления — количество теплоты, которую необходимо затратить для расплавления единицы массы породы.

Экспериментальное определение температуры плавления, испарения, разложения, полиморфных превращений и теплоты плавления необходимо при разработке технологических схем обогащения и переработки, использовании геотехнологических мето-

дов добычи полезных ископаемых (в частности расплавлением), при термическом и термомеханическом способах разрушения горных пород, а также в строительстве, где используется такое свойство пород, как теплоизоляционная способность.

Полиморфные превращения заключаются в перестройке кристаллической решетки под воздействием высоких или низких температур, что приводит к возникновению новой разновидности минерала, часто с сильно отличающимися свойствами. Известны температуры модификационных превращений кварца (табл. 6.2).

Таблица 62 Модификационные превращения кварца

Превращение	Температура, °С	Изменение объема, %
а-кварц -> р-кварц	573	0,8
р-кварц а-тридимит	870	12,7
а-тридимит а-кристобалит	1470	4,7
а-кристобалит плавится	1713	0,1

При всех превращениях кварца происходит скачкообразное изменение объема, что вызывает рост термонапряжений и способствует терморазрушаемости горных пород. Особенно важен тот факт, что температура первых двух превращений довольно низка и может быть достигнута с использованием различных тепловых источников.

Изучение теплофизических свойств минералов и пород позволило выделить термобуриемые породы и с успехом применять для их разрушения термические способы. К термобуримым относятся породы, которые разрушаются при воздействии тепловых источников за счет развития в поверхностном слое термических напряжений, без плавления. Это в основном породы с высоким содержанием кварца.

ГЛАВА 7. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ И МАГНИТНЫЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Электромагнитное поле — одно из физических полей, посредством которого осуществляется взаимодействие электрически заряженных частиц или частиц, обладающих магнитным моментом. Это поле характеризуется напряженностью электрического поля E и напряженностью магнитного поля Y . Частные случаи — чисто электрическое поле, создаваемое неподвижными электрическими зарядами и чисто магнитное поле, создаваемое постоянными магнитами или неподвижными проводниками с постоянными токами.

Переменные же электрические и магнитные поля неразрывно взаимосвязаны, образуя единое электромагнитное поле. Известно, что Земля обладает собственным магнитным полем и различного рода электрическими полями.

Свойства горных пород, проявляющиеся при воздействии на них электрических полей, объединяются в группу электрических свойств. К ним относятся электрическая проводимость (удельное электрическое сопротивление), поляризуемость, диэлектрическая проницаемость, пьезоэлектрический эффект и другие.

7.1. Удельное электрическое сопротивление

Удельное электрическое сопротивление относится к важнейшим электрическим свойствам горных пород и минералов. На различии электрического сопротивления основаны методы электроразведки и поиска рудных минералов. Удельное электрическое сопротивление характеризует сопротивление пород прохождению электрического тока, т.е. направленному движению заряженных частиц, Ом-м:

$$\rho = (RS)/l, \quad (7.1)$$

где R — сопротивление образца, Ом; S — поперечное сечение, м^2 ; l — длина образца, м.

Таким образом, удельное электрическое сопротивление — это сопротивление образца сечением 1 м^2 и длиной 1 м .

Величина, обратная ρ , называется **удельной электрической проводимостью**. Различают *электронную и ионную проводимости*, а по величине удельного электрического сопротивления все вещества разделяют на проводники ($\rho < 10 \text{ Ом-м}$), полупроводники ($\rho = 10^2 - 10^7 \text{ Ом-м}$) и диэлектрики ($\rho > 10^8 \text{ Ом-м}$). Высокой электрической проводимостью обладают металлы ($\rho = 10^{-4} - 10^{-8} \text{ Ом-м}$) и рудные минералы — галенит, магнетит, пирит, халькопирит, пирротин, а также графит. Повышение температуры сопровождается увеличением сопротивления у проводников с электронной проводимостью за счет возрастающего хаотического движения электронов. Наличие химических примесей также вызывает увеличение ρ . В связи с этим удельное сопротивление минералов меняется на два — три порядка.

Сопротивление горных пород зависит от свойств минералов, их процентного содержания, пористости, влажности. Так как удельное электрическое сопротивление минерализованных растворов на несколько порядков ниже, чем для воды, они оказывают наиболь-

шее влияние на величину ρ для сильнопористых пород. С увеличением температуры удельное сопротивление воды, а следовательно, и водонасыщенных пород падает.

Нефть, обладая большим удельным сопротивлением ($\rho = 10^{16}$ Ом-м), повышает сопротивление пород. Высоким сопротивлением обладают также породы, содержащие водонефтяные эмульсии, так как в них диспергированная вода изолирована нефтью и практически не принимает участия в электрической проводимости.

Проводящие минералы — магнетит, графит и сульфиды влияют на удельное сопротивление пород только в том случае, когда их зерна контактируют друг с другом. Тогда при незначительном их содержании (несколько процентов) сопротивление породы снижается на несколько порядков. Наиболее характерно это проявляется в графитизированных сланцах и гнейсах, а также в породах с тончайшими прожилками магнетита.

Что касается генетических типов пород, то наибольшим сопротивлением обладают ненарушенные, малопористые магматические и метаморфические породы ($\rho = 10^3 - 10^7$ Ом-м). Для слоистых пород — осадочных и метаморфических (глинистые сланцы, кристаллические сланцы, гнейсы и др.) — наблюдается анизотропия электрического сопротивления. При этом сопротивление $\rho_{\perp}$ пород перпендикулярно напластованию всегда больше сопротивления $\rho_{\parallel}$ по напластованию. Коэффициент анизотропии

электрического сопротивления $\gamma_p = \sqrt{\rho_{\perp} / \rho_{\parallel}}$ и изменяется в пределах 1,05—1,2.

7.2. Поляризуемость горных пород

Помещенные в электрическое поле породы начинают взаимодействовать с ним в зависимости от свойств пород и интенсивности поля. При наличии свободных зарядов (электронов в твердых телах или ионов в жидкостях и расплавах) они начинают перемещаться, т.е. появляется электрический ток. В породах, не обладающих свободными зарядами, происходит либо смещение внутренних связанных зарядов и неполярные электрически нейтральные молекулы становятся полярными, либо происходит ориентирование молекул, обладающих дипольным моментом. В результате на поверхности образцов породы появляются заряды, ослабляющие внешнее поле. Это явление называется поляризацией породы.

В зависимости от типа частиц, вызывающих поляризацию, и механизма этого процесса выделяют несколько ее видов.

Электронная поляризация возникает вследствие упругого смещения и деформаций электронных оболочек атомов и ионов относительно ядер. *Ионная* поляризация — результат смещения ионов от положения равновесия в твердых диэлектриках с ионной кристаллической решеткой и в аморфных диэлектриках при наличии в них ионов. *Дипольная*, или *ориентационная*, поляризация вызывается поворотом ионов с полярной связью при помещении породы во внешнее поле. При отсутствии поля дипольные молекулы расположены хаотично и суммарный дипольный момент какого-либо объема равен нулю, т.е. поляризация отсутствует. В случае приложения внешнего поля молекулы начинают поворачиваться, но этому препятствуют внутренние связи между ними. Поэтому поляризация зависит от напряженности поля.

7.3. Пьезоэлектрический эффект минералов

К специфическим свойствам некоторых минералов и горных пород относится пьезоэффект. Это явление возникновения разноименных зарядов на противоположных гранях кристаллов под действием механических напряжений. Существует пропорциональная зависимость между плотностью зарядов или разностью потенциалов и механическими напряжениями.

Наиболее распространенными в природе минералами — пьезоэлектриками являются кварц, турмалин, сфалерит, нефелин (наиболее сильно эффект проявляется в жильном кварце и турмалине). Они используются в технике для изготовления пьезопреобразователей. Кроме того, применяются преобразователи из сегнетовой соли, титаната бария, цирконата-титаната свинца.

Для всех пьезоактивных веществ характерен обратный эффект: в случае приложения к граням пластины электрического поля происходит ее деформация, переменного напряжения — колебания. Каждая такая пластина обладает своей собственной частотой колебаний. При совпадении частоты поля с собственной частотой наступает *резонанс*. Это свойство пьезокристаллов широко используется в радиотехнике для усиления сигналов определенной частоты.

7.4. Магнитные свойства

К магнитным относятся такие свойства минералов и горных пород, которые проявляются в магнитном поле. Магнитное поле — одна из форм проявления единого электромагнитного поля. Оно создается проводниками с током, движущимися электриче-

ски заряженными частицами и телами, частицами и телами с отличными от нуля магнитными моментами.

Количественной характеристикой магнитного поля является **напряженность**. Напряженность представляет собой силу, с которой данное магнитное поле действует на магнитные тела и проводники с током.

Известно, что Земля обладает магнитным полем, которое складывается из постоянного и переменного полей. *Постоянное поле* обусловлено внутренним строением и подобно полю шара, однородно намагниченному по оси, расположенной под углом $11,5^\circ$ к оси вращения Земли. Южный магнитный полюс Земли находится в точке с координатами 73° с.ш. и 100° з.д., а северный — в точке с координатами 68° ю.ш. и 143° в.д. При этом полюсы постоянно перемещаются. Находятся они не на поверхности Земли, а под ней. Расстояние между полюсами примерно равно 2300 км. Таким образом, магнитные полюсы Земли не совпадают с географическими.

Единица напряженности магнитного поля в СИ — ампер на метр (А/м). Напряженность постоянного магнитного поля Земли изменяется от 33 (у экватора) до 55 А/м (у магнитных полюсов).

Элементы земного магнетизма в каждой точке непостоянны; существуют вековые, годовые, суточные колебания или вариации. Все периодические колебания происходят довольно плавно. Однако случается время от времени, что магнитное поле Земли сразу в течение нескольких часов изменяется очень сильно. Это явление носит название *магнитной бури* или *магнитного возмущения*. Магнитная буря длится от нескольких часов до 1 суток и более, затем элементы земного магнетизма возвращаются к нормальным значениям. Магнитные бури вызываются потоками заряженных частиц, выбрасываемых Солнцем.

Переменное магнитное поле Земли вызвано электрическими токами в верхних слоях атмосферы или за ее пределами. Его напряженность не превышает 1% от напряженности постоянного поля.

К чисто магнитным свойствам относятся магнитная проницаемость, магнитная восприимчивость, намагниченность, коэрцитивная сила. Породы сильно различаются по своим магнитным свойствам. В частности имеются значительные рудные поля, которые настолько сильно намагничены, что они сами создают локальные магнитные поля. Иногда напряженность таких полей значительно превышает геомагнитное поле.

Отклонение значений элементов земного магнетизма от нормальных средних для данной местности называется *магнитными аномалиями*. Различают *региональные* и *локальные аномалии*. Такие

аномалии выявляются методами магнитной разведки и при этом решаются следующие геологические задачи: поиск и разведка сильно магнитных железных, титано-магнетитовых, сульфидных медно-никелевых, полиметаллических и других руд, содержащих магнитоактивные минералы (магнетит, пирротин), поиски немагнитных полезных ископаемых, залегающих среди магнитных вмещающих пород.

По магнитным свойствам, поведению во внешнем магнитном поле, оказываемому влиянию на внешнее поле все вещества, в том числе и горные породы, подразделяют на диа-, пара- и ферромагнетики. Большинство минералов и пород относится к диа- и парамагнетикам, а ферромагнетики составляют особую группу, включающую минералы железа, кобальта, никеля.

Ферромагнетики обладают особыми магнитными свойствами: самопроизвольной или спонтанной намагниченностью, остаточной намагниченностью и магнитострикцией.

Намагниченность — векторная величина, характеризующая состояние вещества при намагничивании. Единица измерения в СИ — А/м. Намагничивание — возрастание намагниченности магнетика при увеличении напряженности внешнего поля. Заканчивается намагничивание процессом выстраивания вдоль поля всех элементарных магнитных моментов, наступает насыщение, и дальнейшее увеличение напряженности внешнего поля не вызывает изменения намагниченности.

Ферромагнитные материалы, которые намагничиваются до насыщения и перемагничиваются в сравнительно слабых магнитных полях напряженностью до сотен А/м, характеризуются высокой магнитной восприимчивостью, малыми потерями на перемагничивание и называются *магнитно-мягкими*. Такие материалы широко применяются в производстве электрических машин, трансформаторов.

Ферромагнитные материалы, которые намагничиваются до насыщения и перемагничиваются в сравнительно сильных магнитных полях напряженностью до десятков кА/м, характеризуются высокой остаточной намагниченностью и называются *магнитно-твердыми* или *магнитно-жесткими*. Их используют для производства постоянных магнитов во всех приборах и микродвигателях.

Еще две важные характеристики ферромагнитных материалов — точка Кюри и магнитострикция.

Точка Кюри (T_c) — температура, при которой ферромагнетики теряют свои особые свойства и ведут себя как парамагнетики. Это объясняется тем, что тепловое движение атомов разрушает параллельную ориентацию магнитных моментов и исчезает есте-

ственная намагниченность. Для железа $T_c = 1042$ К, для кобальта $T_c = 1393$ К, для никеля $T_c = 631$ К.

Магнитострикция — изменение формы и размеров магнетика при намагничивании. Она возникает в результате упругой деформации кристаллической решетки, обусловленной изменением магнитного взаимодействия между атомами, и наибольших значений достигает у ферромагнитных материалов. Количественно магнитострикция характеризуется относительным удлинением в направлении действия поля (продольная магнитострикция) и в перпендикулярном направлении (поперечная).

Материалы с достаточно большим эффектом магнитострикции называются *магнитострикционными*. К ним относятся никель, пермаллой (сплав железа с 40—80% никеля) и др. Все они магнитно-мягкие материалы и используются в технике для изготовления магнитострикционных и магнитоупругих преобразователей.

ГЛАВА 8. РАДИОАКТИВНЫЕ СВОЙСТВА МИНЕРАЛОВ И ГОРНЫХ ПОРОД

8.1. Общие сведения

К основным радиационным (ядерно-физическим, радиоактивным) свойствам минералов и горных пород относятся: естественная радиоактивность, поглощение и рассеяние внешних излучений (γ -лучей, нейтронов и других частиц).

Естественная радиоактивность представляет собой самопроизвольное превращение нестабильных ядер в другие ядра, более устойчивые. Эти превращения не зависят от внешних условий, происходят с постоянной скоростью и сопровождаются испусканием элементарных частиц или ядер, а также жестким электромагнитным излучением. Радиоактивный распад атомов приводит к изменению строения, состава и энергии ядер. Основными характеристиками излучения являются вид излучения, способность к ионизации среды, период полураспада.

Как известно, при радиоактивном распаде происходит излучение α -, β -частиц и γ -лучей. Альфа-частицы представляют собой положительно заряженные ядра атомов гелия, состоящие из двух протонов и двух нейтронов. Бета-частицы — это поток электронов или позитронов, вылетающих из ядра с различной скоростью. Гамма-лучи (γ -излучение) — это очень короткие электромагнитные волны, длина которых для естественных радиоактивных элементов изменяется в пределах $1,2 \cdot 10^{-10}$ — $4,7 \cdot 10^{-13}$ м.

Имея большую скорость и начальную энергию, лишенные заряда у-кванты обладают большой проникающей способностью. Пучок у-лучей от ядерного взрыва ослабляется в 2 раза при толщине стали 3 см, бетона 10 см, грунта 14 см, дерева 30 см.

Для оценки интенсивности радиоактивного излучения пользуются единицей радиоактивности — беккерелем (Бк). Беккерель соответствует активности источника, в котором за 1 с происходит 1 акт распада и имеет размерность с⁻¹. Единицей массовой или удельной радиоактивности является в СИ — беккерель на килограмм (Бк/кг).

Все естественные и искусственные радиоактивные элементы и изотопы распадаются с различной скоростью. Закон радиоактивного распада ядер устанавливает зависимость между количеством распадающихся и имеющихся атомов. В дифференциальной форме эта зависимость выражается формулой:

$$dN = -XNdt, \quad (8.1)$$

где dN — число распадающихся атомов за время dt , X — постоянная радиоактивного распада.

Кроме постоянной распада X , важнейшей характеристикой радиоактивных веществ является период полураспада $T_{1/2}$ — время, за которое количество радиоактивных атомов убывает наполовину. Его значения для разных элементов лежат в широких пределах — от долей секунды до миллиардов лет.

Среди всех встречающихся в природе радиоактивных изотопов наибольший интерес представляют радиоактивные изотопы тяжелых элементов урана $^{238}\text{U}_{92}$, актиноурана $^{235}\text{U}_{92}$ и тория $^{232}\text{Th}_{90}$, которые испытывают многократные последовательные превращения в результате излучения α - и β -частиц и образуют так называемые радиоактивные ряды или семейства. По наименованию начального элемента различают ряды урана, тория и актиноурана. Каждый ряд включает 15—18 радиоактивных изотопов и заканчивается образованием устойчивых изотопов свинца.

8.2. Содержание радиоактивных элементов в земной коре

В природе известны более 50 радиоактивных изотопов урана, тория, радия, калия, кальция, рубидия, циркония, теллура, вольфрама. Из числа природных радиоактивных элементов лишь уран U и торий Th являются первичными, т.е. сохранившимися на Земле с начала ее существования. Все остальные природные радиоак-

тивные элементы называются вторичными и существуют в настоящее время лишь потому, что запас их непрерывно пополняется за счет распада других долгоживущих радиоактивных изотопов.

Кроме природных, к настоящему времени путем ядерных превращений получено около 1500 искусственных радиоактивных изотопов практически для всех элементов. Различия в радиоактивности горных пород позволяют использовать радиометрические методы на всех этапах геологоразведочных работ для выделения аномалий, проведения границ между толщами пород, выделения контактов рудных тел, проведения геофизического каротажа в скважинах и т.д.

По условиям возникновения и нахождения в земной коре естественные радиоактивные элементы и изотопы могут быть разделены на четыре основные группы.

Первая группа — долгоживущие радиоактивные элементы (тяжелые), образовавшиеся на начальном этапе развития планеты и являющиеся родоначальниками трех естественных радиоактивных семейств: урана $^{238}\text{U}_{92}$, актиноурана $^{235}\text{U}_{92}$ и тория $^{232}\text{Th}_{90}$. Их периоды полураспада измеряются миллиардами лет, поэтому в земной коре еще имеются нераспавшиеся атомы первичных элементов, хотя их содержание постепенно уменьшается.

Вторая группа радиоактивных изотопов — короткоживущие изотопы, дочерние продукты распада элементов первой группы. Присутствие в земной коре многочисленной группы этих изотопов полностью зависит от содержания родоначальников семейств.

Третья группа — долгоживущие одиночные радиоактивные изотопы калия $^{40}\text{K}_{19}$, рубидия $^{87}\text{Rb}_{37}$, самария $^{147}\text{Sm}_{62}$ и других элементов, не образующие семейств и возникшие в начальную эпоху развития Земли. Их содержание в земной коре постепенно уменьшается со скоростью, определяемой периодом полураспада.

Радиоактивный изотоп ^{40}K содержится в природном калии в очень небольшом количестве. Но из-за высокого содержания калия в земной коре и значительной интенсивности излучения его вклад в общую естественную радиоактивность пород соизмерим с вкладом урана и тория.

Четвертая группа — радиоактивные изотопы (преимущественно легкие и короткоживущие изотопы ^{14}C), возникающие в атмосфере, гидросфере и литосфере в результате взаимодействия космических частиц с атомными ядрами вещества Земли.

Из всех естественных радиоактивных элементов и изотопов наибольший интерес представляют уран и торий, образующие промышленные скопления и являющиеся сырьем для ядерной энергетики. Содержание их в земной коре очень низкое и для

континентальной части оценивается приблизительно в $2,1 \cdot 10^{-4}\%$ для урана и $7 \cdot 10^{-4}\%$ для тория. Общее содержание урана — 10^{16} т.

Основным минералом урана и радия является уранинит — оксид урана и его разновидности: урановая чернь (порошковатые и сажистые агрегаты) и урановая смолка или настуран (почковидные агрегаты со смолистым блеском в изломе). К этой же группе относятся урановые слюдки — производные уранила H_2O_2 , щелочноземельных и щелочных металлов.

Главным источником тория является минерал монацит — фосфат редкоземельных элементов цериевой подгруппы (Ce, La) PO_4 , содержащий до 5—10% диоксида тория (ThO_2). Основной промышленный источник этого минерала — морские россыпи.

8.3. Радиоактивные газы

Специфическую особенность представляют газообразные радиоактивные вещества — радон и его изотопы (торон и актион).

Если научный и практический интерес к радиоактивным элементам урану и торию связан с потребностью в них для ядерной энергетики, то изучение радона и его изотопов необходимо в связи с присутствием их в рудничной атмосфере и чрезвычайно вредном воздействии на организм человека.

Радон в незначительном количестве присутствует в атмосферном воздухе. Но при наличии рудных скоплений U, Ra, Th концентрация радона в воздухе может превышать средние значения на несколько порядков. Особенно высока концентрация изотопов в урановых рудниках, хотя многочисленными исследованиями установлено, что опасные для здоровья концентрации радона могут иметь место и в выработках на месторождениях нерадиоактивных руд. Эти концентрации в некоторых непрветриваемых выработках могут в десятки раз превышать допустимые концентрации для урановых рудников.

Основными источниками поступления радона в горные выработки являются массивы руд и вмещающих пород, разрыхленная горная масса, шахтные воды, водосборники. Радон сравнительно легко проникает сквозь горные породы, накапливается под непроницаемыми породами. Радон образует ореолы над урановыми рудными телами и является поисковым признаком уранового оруденения.

Важно отметить, что изотоп радона и дочерние продукты распада, наряду с другими видами радиоактивного излучения, оказывают чрезвычайно вредное биологическое воздействие на организм человека. Оно зависит от дозы облучения, типа излучения,

времени воздействия, размеров облученной поверхности, индивидуальной чувствительности. Облучение вызывает биологические и генетические последствия.

В связи с опасностью, которую представляют все виды излучения для организма человека, на урановых рудниках проводится комплекс защитных мероприятий, который включает: постоянный дозиметрический контроль в выработках, интенсивную вентиляцию, применение средств пылеподавления на всех стадиях горных работ, использование защитных покрытий, изоляцию разрыхленной горной массы, возведение защитных перемычек, использование индивидуальных средств защиты и др.

Раздел II

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

ГЛАВА 9. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Разрушение породы в процессе ведения горных работ может осуществляться различными способами. Рыхлые, малосвязные, непрочные породы эффективно разрушаются **механическим способом** — с помощью скреперов, бульдозеров, экскаваторов, канавокопателей, проходческих комбайнов и других механизмов. Для разрушения крепких скальных пород в подавляющем большинстве случаев применяется **буровзрывной способ** (буровзрывные работы — БВР), суть которого заключается в том, что в массиве выбуриваются полости и в них помещаются заряды, при взрыве которых часть массива разрушается. Этот способ является преобладающим при отработке рудных месторождений, добыче строительных материалов, горно-химического сырья и других полезных ископаемых. Ежегодно в народном хозяйстве страны на горных работах расходуется более 1 млн. т различных взрывчатых веществ (ВВ). Так, в 1998 г. только на горнодобывающих предприятиях было израсходовано 600 тыс. т взрывчатых веществ. Удельный вес влияния БВР на себестоимость и трудоемкость добычи 1 т руды в общем технологическом цикле процессов превышает 60%. При добыче полезных ископаемых и проведении горных выработок раздробленная взрывом горнорудная масса с помощью различного погрузочно-транспортного оборудования перемещается к местам последующей переработки или складирования. По мере перевооружения горнодобывающих предприятий на базе применения мощных машин и автоматизации производства возрастают и требования к качеству разрушения массива взрывом, так как максимальная производительность погрузочно-доставочного оборудования может быть обеспечена лишь при определенной степени дробления горных пород.

Энергию взрыва широко используют на всех стадиях геолого-разведочных работ. Так, *сейсморазведка* — один из методов геофизического исследования недр, применяющийся для поисков нефтегазоносных структур и месторождений других полезных ископаемых, основана на анализе распространения в земной коре

упругих колебаний, возбуждаемых энергией взрыва. На стадии поисков и предварительной разведки месторождений с помощью ВВ дробят породы при проходке разведочных шурфов, канав и фаншей, еще большие объемы горноразведочных работ выполняются на стадиях детальной и эксплуатационной разведки месторождения. Инженерно-технические работники геологоразведочных подразделений должны хорошо ориентироваться в технологии ведения взрывных работ, четко представлять себе характер воздействия взрыва на разрушаемую среду, знать свойства и особенности взрывчатых материалов, правила безопасности при обращении с ними, владеть методами расчета параметров БВР при проходке горноразведочных выработок, иметь представление об экологическом воздействии взрыва на окружающую среду.

При разрушении крепких скальных пород используют различные взрывчатые материалы (общепринятая аббревиатура — ВМ) и средства возбуждения взрыва (средства взрывания — СВ или средства инициирования — СИ). Определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву, называется зарядом ВВ. Обычно заряд ВВ размещается непосредственно в среде, подлежащей разрушению, для чего в ней предварительно формируются зарядные камеры — шпурь, скважины, щели, а иногда и горные выработки.

9.1. Общие понятия о взрыве и взрывчатых веществах

Под **взрывом** понимается процесс освобождения большого количества энергии в ограниченном объеме за весьма короткий промежуток времени. По своей природе взрыв может быть физическим, химическим и ядерным.

При *физических взрывах* изменяется только физическое состояние вещества (разрушение баллонов со сжатым газом, паровых котлов, метеоритов при ударе о Землю и др.).

При *химических взрывах* происходит быстрое химическое превращение вещества, при котором энергия межмолекулярных связей выделяется в виде теплоты и образуются газообразные продукты. Обычно эти превращения протекают в виде реакций окисления элементов, входящих в состав исходного вещества. К химическим взрывам относятся, в частности, взрывы угольной пыли или метана в шахте, паров бензина, мучной пыли на мельницах и др.

При *ядерных взрывах* происходит превращение атомных ядер исходного вещества в ядра других элементов, сопровождающееся освобождением энергии связи элементарных частиц.

В горной промышленности применяются преимущественно химические взрывы с использованием различных взрывчатых веществ.

Взрывчатыми веществами называются химические соединения или смеси веществ, способные под влиянием внешнего воздействия (удара, нагрева и т.п.) к самораспространяющемуся быстрому превращению в газообразные продукты. Образующиеся газы раскалены и, расширяясь, производят механическую работу, создавая в окружающей среде поля напряжений.

Взрывчатые вещества просты в обращении, являются компактными энергоносителями, и для их использования не требуется сложных механизмов, преобразующих один вид энергии в другой. Ни одна машина при равной массе и размерах не может развить такую мощность, как ВВ. Объясняется это тем, что реакция выделения энергии при взрыве протекает очень быстро. В то же время по запасу потенциальной энергии взрывчатые вещества уступают многим видам топлива. Так, теплота сгорания 1 кг антрацита составляет 29300 кДж, бензина — 41800 кДж, а теплота, выделяемая при взрыве 1 кг наиболее распространенного ВВ — аммонита — около 4200 кДж. Но скорость взрывчатого превращения аммонита составляет 4000 м/с и, таким образом, заряд массой в 1 кг и длиной в 1 м выделит 4200 кДж энергии за время $t = 1/4000 = 0,00025$ с.

Легко подсчитать, что мощность взрыва 1 кг аммонита составит более 16,5 млн. кВт.

Во многих случаях ВВ являются незаменимыми источниками энергии. Их номенклатура включает несколько сотен наименований. Взрывчатые вещества значительно различаются по стоимости. При ведении обычных горных работ рекомендуется использовать недорогие взрывчатые вещества, стоимость которых сопоставима со стоимостью широко используемых в сельском хозяйстве азотистых удобрений. Имеются ВВ, взрывающиеся даже от легкого трения кончиком пера, а также ВВ, которые можно (но не рекомендуется) дробить ломом или молотком. Важным техническим свойством ВВ является их способность давать управляемый, т.е. любой по мощности и направлению, взрыв.

Таким образом, преимуществами ВВ перед другими энергоносителями являются: 1) возможность достижения высоких концентраций энергии в малых объемах; 2) большое разнообразие технических свойств; 3) высокая надежность.

По агрегатному состоянию взрывчатые вещества могут представлять собой газовые смеси (метан, водород с кислородом или воздухом и др.), жидкие вещества (нитроглицерин), смеси жидких веществ (тринитрометан с бензолом), твердые соединения

(гремучая ртуть), смеси твердых соединений (порох), смеси твердых соединений и жидких веществ (аммиачная селитра с соляровым маслом). Способностью к взрыву, как отмечалось выше, обладают также смеси распыленных горючих веществ (твердых или жидких) в среде газового окислителя. В горном деле наибольшее распространение получили взрывчатые смеси из твердых соединений и жидких веществ.

Известны три формы химического превращения ВВ.

1. *Термический распад*, возникающий при нагреве ВВ ниже температуры вспышки и протекающий без выполнения механической работы. Теплота при этом передается по массе ВВ от слоя к слою. Скорость термического распада зависит от температуры нагрева. Если приток теплоты будет больше, чем его отдача, температура ВВ будет постепенно увеличиваться, что приведет к ускорению реакции. Способность ВВ к термическому распаду необходимо принимать во внимание при определении безопасных условий его хранения и переработки.

2. *Взрывное горение* — реакция химического разложения, протекающая по массе ВВ без образования ударной волны при нагреве ВВ выше температуры вспышки. Реакция окисления проходит с большой скоростью и при высокой температуре пламени. Этот процесс характерен для порохов, скорость горения которых 400–1000 м/с.

3. *Детонация* — процесс взрывчатого превращения, вызываемый прохождением по веществу ударной волны и распространяющийся с постоянной для данного физического состояния вещества сверхзвуковой скоростью (1,5—9 км/с).

В определенных условиях все три вида химического превращения ВВ могут переходить один в другой.

Взрывчатые вещества можно классифицировать по различным признакам. Широко известны классификации ВВ по основным формам превращения и химическому составу.

В зависимости от характера превращения в условиях эксплуатации ВВ подразделяют на *метательные* (или пороха) и *бризантные*. Первые используют в режиме горения, например в огнестрельном оружии, ракетных двигателях или при отбойке (с минимальным дроблением) блочного камня — мрамора, гранита и т.п. Бризантные ВВ используются в режиме детонации, например в боеприпасах и на взрывных работах.

По химическому составу ВВ подразделяют на *индивидуальные соединения* и *взрывчатые смеси*. В первых химические превращения при взрыве происходят в форме реакции мономолекулярного распада. Конечные продукты — устойчивые газообразные соеди-

нения, такие, как азот, оксид и диоксид углерода, пары воды. Наиболее распространенные индивидуальные ВВ относятся к азотосодержащим ароматическим, алифатическим и гетероциклическим органическим соединениям (тротил, тетрил, нитрометан), нитроаминам (гексоген, октоген), нитроэфирам (нитроглицерин, нитрогликоли, тэн). Из неорганических соединений слабыми взрывчатыми свойствами обладает, например, аммиачная селитра.

Во взрывчатых смесях процесс превращения состоит из двух стадий: распада или газификации компонентов смеси и взаимодействия продуктов распада между собой или с участием неразлагающихся веществ, например, металлов.

Свойством, в значительной мере определяющим степень концентрации энергии в единице объема ВВ, является его *плотность* (кг/м^3). Различают собственно плотность ВВ (для порошкообразных и гранулированных ВВ — насыпная плотность), плотность ВВ в патронах — отношение массы патрона к его объему, и плотность заряжения — отношение массы ВВ в заряде к полному объему зарядной камеры.

К физическим свойствам россыпных и гранулированных ВВ относят *сыпучесть* — способность ВВ перемещаться по трубопроводам, шлангам к месту заряжения, заполнять полости, высыпаться из бункеров. Сыпучесть характеризуется углом естественного откоса при свободном высыпании на горизонтальную поверхность.

Свойство терять сыпучесть в процессе хранения называется *слеживаемостью ВВ*.

Пластичность — способность ВВ легко деформироваться под воздействием небольших нагрузок и сохранять придаваемую им форму. Пластичные ВВ характеризуются высоковязкой структурой, обусловленной наличием в них пластификаторов.

Текучесть — способность ВВ вытекать из емкостей под действием силы тяжести. Этим свойством помимо собственно жидких ВВ обладают низковязкие суспензии — смеси жидкостей и порошкообразных наполнителей. Как и жидкости, такие системы могут перекачиваться по трубам и шлангам с помощью насосов различных конструкций.

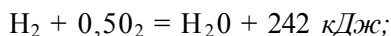
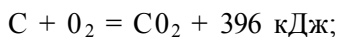
Расслаивание — самопроизвольное или под влиянием внешних сил разделение ВВ на составные части или отдельные компоненты. Расслаивание характерно для смесевых сыпучих ВВ, компоненты которых существенно различаются по плотности, форме и размерам частиц, агрегатному состоянию. Одной из форм расслаивания является экссудация — выделение из ВВ жидкого нитроглицерина на поверхность патрона, повышающее опасность преждевременного взрыва от удара или трения.

Водоустойчивостью называют способность ВВ сохранять свои взрывчатые свойства при погружении в воду. С некоторыми ВВ или их компонентами вода может взаимодействовать, растворяя их или вступая в химическую реакцию, с другими — вода не взаимодействует, но способна проникать между частицами вещества, что приводит к снижению или полной потере детонационной способности.

Гигроскопичность — способность ВВ поглощать влагу из окружающей атмосферы. Из компонентов, входящих в состав смесевых ВВ, к сильно гигроскопичным относятся кальциевая и аммиачная селитры. Увлажнение нарушает физическую стабильность многих ВВ: способствует слеживанию, снижает сыпучесть, водоустойчивость и ухудшает детонационную способность.

9.2. Кислородный баланс взрывчатых веществ

В химическом отношении взрыв — необратимая экзотермическая реакция окисления горючих компонентов, входящих в состав молекулы или смеси молекул исходного вещества:



В соответствии с законами химической термодинамики реакция взрывчатого превращения ВВ должна протекать в направлении образования наиболее устойчивых соединений и выделения максимального количества энергии. Таким образом, кислород, входящий в состав ВВ, должен расходоваться в первую очередь на окисление алюминия, затем водорода до H_2O и, наконец, углерода до CO_2 (при этом соответственно выделяется 557, 242 и 198 кДж энергии в пересчете на один атом кислорода).

Однако в каждом конкретном случае на ход реакции взрывчатого превращения оказывают влияние многие факторы: качество заряжания, плотность ВВ, температура газообразных продуктов взрыва (ПВ), химический состав пород, влажность рудничного воздуха и др. Поэтому истинную реакцию взрыва составить практически невозможно и при расчете термодинамических параметров принимается упрощенный метод, согласно которому все реакции взрывчатого превращения сводятся к одному из трех ви-

дов в зависимости от количества содержащегося в ВВ кислорода: 1) кислорода достаточно (может быть с избытком) для полного окисления горючих компонентов; 2) кислорода достаточно для полного газообразования; 3) кислорода не достаточно для полного газообразования.

Количество кислорода во взрывчатом веществе характеризуется кислородным балансом. Под **кислородным балансом** (КБ) понимается отношение избытка или недостатка кислорода в ВВ (по сравнению с тем его количеством, которое необходимо для полного окисления горючих компонентов) к молекулярной массе ВВ.

Полное окисление — химическая реакция, в результате которой образуется наивысший оксид горючего компонента (Al_2O_3 , H_2O , CO_2) и, следовательно, выделяется максимальное количество энергии.

Если элементарный состав ВВ представить формулой $QH_bN_cO_d$, то

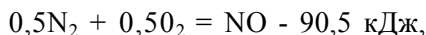
$$КБ = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2} \right) \right] \cdot 16}{M_{ВВ}} \cdot 100\%,$$

где 16 — атомная масса кислорода; $M_{ВВ}$ — молекулярная масса ВВ.

При $d < 2a + b/2$ КБ отрицателен, при $d > 2a + b/2$ — положителен и при $d = 2a + b/2$ равен 0.

При взрыве ВВ, состоящих из одних и тех же компонентов, но имеющих различный кислородный баланс, максимальное количество энергии выделяется при КБ = 0. При недостатке кислорода углерод либо окисляется лишь до СО (при этом выделяется 112 кДж энергии вместо 396 кДж), либо частично остается в продуктах взрыва в чистом виде (сажа), что резко уменьшает объем газообразных продуктов взрыва.

При большом положительном КБ выделение энергии также уменьшается, так как в условиях высоких температур и давлений часть свободного кислорода может реагировать с молекулярным азотом по эндотермической реакции



отбирая теплоту у других ПВ и снижая общий эффект взрыва.

Поэтому состав промышленных ВВ подбирается таким образом, чтобы кислородный баланс их был бы близок к нулевому. Прежде всего это относится к ВВ, применяемым в подземных условиях. Для патронированных ВВ принимают КБ » +(3—5) %: небольшой избыток кислорода расходуется на окисление парафинированной бумаги, из которой изготовляют оболочки патронов.

В связи с этим стандартизуется и масса оболочки патрона: на 100 г ВВ должно приходиться не более 2 г бумаги и 2,5 г гидро-изоляционного покрытия.

Для открытых горных работ, особенно для ВВ, применяемых в обводненных условиях, требования к КБ не столь жестки. В присутствии воды (например, при зарядании обводненных скважин) при взрыве ВВ с $КБ < 0$ могут идти реакции, снижающие количество ядовитого оксида углерода и повышающие энергию взрыва.

Кислородный баланс может быть рассчитан для любого вещества, в состав которого входят горючие компоненты. Зная КБ отдельных компонентов, можно подобрать такое их соотношение, чтобы получить смесь с $КБ = 0$.

9.3. Газообразные продукты взрыва

При взрыве образуются газообразные продукты, количество и состав которых определяются составом исходных веществ и условиями протекания реакции взрывчатого превращения. От объема газообразных продуктов зависят энергетические характеристики взрыва и результаты его воздействия на разрушаемую среду. Объем газообразных ПВ определяется либо опытным путем, либо аналитически по закону Авогадро, в соответствии с которым объем одного моля любого газа при 0°C и атмосферном давлении равен 22,4 л. Следовательно, полный объем газообразных ПВ, м^3

$$K_0 = 22,4 \cdot 10^{-3} N,$$

где N — суммарное количество образовавшихся молей газообразных продуктов взрыва.

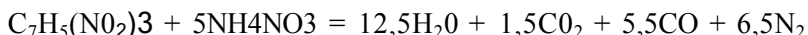
Объем газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, называется *удельным объемом* V_0' и вычисляется по формуле, $\text{м}^3/\text{кг}$

$$V_0' = \frac{1000 K_0}{M} = \frac{22,4 \cdot 10^{-3} (\sum n_i + \% + \dots + n_i)}{O_{\text{Л}} + L_{\text{Л}} + A_{\text{Л}} + \dots + A_{\text{Л}}'} \quad (9.2)$$

где $n_b, \dots, n_k$ — количество молей газов, образовавшихся при взрыве 1 кг ВВ; $m_b, \dots, m_k$ — количество молей составных частей ВВ (для смесевых ВВ); $M_u, \dots, M_k$ — молекулярная масса каждой из составных частей смесевого ВВ.

Для определения V_0 и V_0' необходимо знать химическую реакцию взрывчатого превращения ВВ. В качестве примера рассмот-

рим определение удельного объема газообразных ПВ при взрыве смеси 1 моля тротила $C_7H_5(NO_2)_3$ с пятью молекулами аммиачной селитры NH_4NO_3 :



Удельный объем газов взрыва будет равен:

$$p_o = \frac{22,4 \cdot (12,5 + 15 + 5,5 + 6,5)}{1 \cdot 227 + 5 \cdot 80} = q \cdot 927 \frac{m^3}{кг}.$$

По этой же формуле можно подсчитать и удельный объем каждого из газообразных продуктов взрыва. Например, удельный объем оксида углерода при взрыве 1 кг рассматриваемой смеси составит

При взрыве промышленных ВВ наряду с водяным паром, диоксидом углерода и молекулярным азотом газообразные ПВ могут включать и некоторое количество ядовитых газов — CO , NO , SO_2 , H_2S и ряд других. Все они обладают различной токсичностью. Если токсичность (или коэффициент токсичности) оксида углерода принять за единицу, то коэффициент токсичности оксидов азота будет равен 6,5, а серосодержащих газов — 2,5, т.е. по токсичности 1 л (1 дм^3) оксидов азота эквивалентен 6,5 л CO , а серосодержащих газов — 2,5 л CO . С учетом коэффициента токсичности определяют общий удельный объем ядовитых газов в пересчете на «условный оксид углерода».

Основными причинами образования ядовитых газов при взрыве являются следующие.

1. *Отклонение кислородного баланса от нулевого.* При взрыве ВВ с отрицательным КБ в общем объеме образовавшихся ядовитых газов преобладает CO , а при $КБ > 0$ — оксиды азота. Так для двух взрывчатых смесей аммиачной селитры (АС) и тротила (Тр) влияние КБ на состав ядовитых газов в продуктах взрыва может быть проиллюстрировано представленными в табл. 9.1 данными.

Таблица 9.1. Ядовитые газы при взрыве смеси NH_4NO_3 (АС) с тротилом (Тр)

Состав смеси АС/Тр	Кислородный баланс	Удельный объем ядовитых газов, л/кг		
		Оксид углерода	Оксиды азота	Всего (в пересчете на условную CO)
79,5/20,5	+8,7%	15	25,1	178,15
62,5/37,5	-15,3%	125	2,7	142,6

В соответствии с существующими правилами на подземных горных работах применяют лишь ВВ с кислородным балансом, близким к нулевому. Количество ядовитых газов (в пересчете на условный оксид углерода) при взрыве 1 кг таких ВВ не должно быть более 40 л.

2. *Дисперсный состав ВВ.* Чем меньше размер частиц в дисперсной системе смесового ВВ, тем полнее протекают вторичные реакции взаимодействия продуктов распада и доля ядовитых компонентов в общем объеме газов взрыва снижается. Например, при мелкодисперсном составе компонентов аммонита удельный объем условного оксида углерода оказывается в 2,5—3 раза меньше, чем у ВВ того же состава из компонентов более крупного помола.

3. *Взаимодействие ПВ с окружающей средой.* Так, в углесодержащих породах возможно обратное восстановление CO_2 до CO ; при взаимодействии с серосодержащими рудами могут образовываться токсичные оксиды серы и сероводород. Выше отмечалось, что газообразные продукты взрыва взаимодействуют и с материалом оболочки патронов ВВ.

4. *Способы проведения взрывных работ.* При взрыве скважинного заряда количество ядовитых газов меньше, чем при взрыве свободно подвешенного заряда той же массы; перекрытие устья скважины пробкой из инертного материала еще более снижает выделение ядовитых газов.

Основными ядовитыми газами, образующимися при взрыве, являются следующие.

1. *Оксид углерода* — бесцветный газ со слабым запахом, в смеси с воздухом обладает взрывчатыми свойствами. При небольших концентрациях в воздухе вдыхание его вызывает головные боли, при больших — наступает острое отравление. Предельно допустимая концентрация CO в рудничной атмосфере при длительном пребывании людей не должна превышать 0,0017% по объему. Содержание оксида углерода 0,13% опасно при вдыхании его в течение 0,5 ч, а содержание 0,42% смертельно даже при непродолжительном вдыхании.

2. *Оксиды азота* — наиболее ядовитые газы с резким характерным запахом, желто-бурого цвета. Концентрация 0,02% смертельна даже при кратковременном вдыхании. Согласно Правилам безопасности при длительном пребывании людей в забое, содержание оксидов азота не должно превышать 0,00026%

3. *Сернистый ангидрид* — бесцветный газ с острым раздражающим запахом. Он не горит, не поддерживает горения. Содержание в атмосфере 0,03% опасно для жизни. Предельно допустимая концентрация сернистого ангидрита в рудничном воздухе составляет 0,00038% по объему.

4. *Сероводород*. При содержании в атмосфере от 4,3 до 46% образует взрывчатую смесь. Очень ядовит, опасен для жизни при концентрации 0,05%; предельно допустимая концентрация в рудничном воздухе составляет 0,00071% по объему.

5. *Пары ртути* — без цвета, запаха и вкуса. Предельно допустимая концентрация их в рудничном воздухе составляет 0,01 г/м³.

9.4. Детонация взрывчатых веществ

Детонационная способность является важнейшей характеристикой взрывчатого вещества. Согласно гидродинамической теории детонации, взрыв возбуждается и распространяется ударной волной, проходящей по заряду ВВ.

При прохождении ударной волны по инертному веществу происходит быстрое ее затухание, так как удельная энергия на фронте волны уменьшается пропорционально кубу расстояния от очага возбуждения. Если ударная волна проходит по взрывчатому веществу, то (при определенных ее параметрах) на фронте волны в условиях адиабатического сжатия и местного разогрева вещества начинается экзотермическая реакция окисления горючих компонентов ВВ. Выделяющаяся при этом энергия компенсирует потери энергии на фронте ударной волны и процесс распространения волны становится самоподдерживающимся.

Ударная волна, распространяющаяся по взрывчатому веществу со сверхзвуковой скоростью и сопровождающаяся экзотермической химической реакцией превращения ВВ, называется *детонационной волной*. На переднем фронте детонационной волны (зона ударной волны) давление p_1 (рис. 9.1) в два раза выше давления P_2 в конце зоны химических реакций, т.е. на заднем крае фронта детонационной волны. В свою очередь давление p_2 в два раза больше давления, с которым газообразные продукты взрыва воздействуют на стенки зарядной камеры.

Скорость детонационной волны и устойчивость процесса детонации зависят от химического состава ВВ, диаметра заряда, плотности ВВ, условий взрыва и других факторов.

Для каждого состояния любого ВВ существует такой минимальный диаметр заряда, ниже которого ВВ просто сгорает без образования детонационной волны. Этот диаметр (рис. 9.2) называется *критическим диаметром детонации* $d^{\wedge}$. С увеличением диаметра от $d_{кр}$ до определенного значения скорость детонации u_d возрастает от $v,^{\wedge}$ до $v_{\text{т.м.}}$. Диаметр, которому соответствует $u_d = U_{\text{шт}}$, называется *предельным* $d_{пр}$. При дальнейшем увеличении диаметра заряда скорость детонации не меняется. Таким образом, при $d_3 < d_{кр}$ детонация отсутствует, при $d_3 \sim d_{кр}$ детонация неустойчива

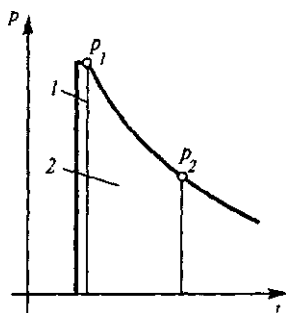


Рис. 9.1. График детонационной волны:

1 — зона ударной волны; 2 — зона *реакций* химического превращения ВВ (p — давление на фронте ударной волны, p_1 — давление в конце зоны химического превращения ВВ)

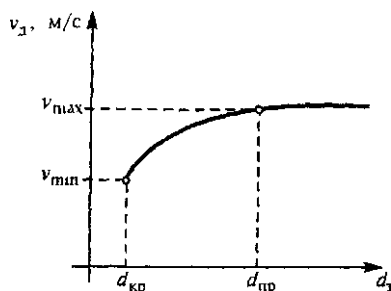


Рис. 9.2. Зависимость скорости детонации v_d от диаметра заряда d ; и — соответственно критический и предельный диаметры детонации)

и скорость распространения детонационной волны минимальна, при $d_{кр} < d_3 < d_{пр}$ детонация неустойчива и $v^{\wedge} < v_d < v^{\wedge}$, а при $d_3 > d_{пр}$ детонация устойчива и процесс протекает с максимальной скоростью. Критические диаметры детонации для различных веществ неодинаковы: например, для азида свинца $d^{\wedge} = 0,5 \cdot 10^3$ мм, для гранулированного тротила $d^{\wedge} \ll 10$ мм, а для простейших смесевых ВВ — несколько десятков миллиметров.

Большое влияние на скорость детонации оказывает плотность ВВ. Для однокомпонентных ВВ (тротил, гексоген и др.) с увеличением плотности ВВ скорость детонации, как правило, монотонно возрастает. Объясняется это тем, что с увеличением плотности уменьшается зона химической реакции и более интенсивным становится приток энергии к фронту детонационной волны.

Для смесевых ВВ существует оптимальное значение плотности, выше которого скорость детонации начинает вновь снижаться. Происходит это из-за того, что с увеличением плотности расстояния между частицами компонентов смеси уменьшаются, что сначала приводит к улучшению условий диффузии газов, а затем — к ухудшению этих условий (рис. 9.3).

На устойчивость детонации и величину критического диаметра оказывает влияние материал оболочки заряда ВВ. Оболочка затрудняет разброс частиц ВВ при прохождении ударной волны и поэтому критический диаметр заряда уменьшается. Например, аммиачная селитра при плотности $0,8 \text{ г/см}^3$ в бумажной гильзе детонирует при диаметре заряда от 80 мм и выше, а в массивной свинцовой оболочке — при $d_3 \sim 1$ мм.

v ;, М/с

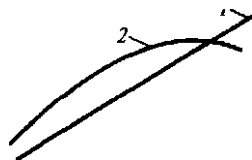


Рис. 9.3. Зависимость скорости детонации v , от плотности ВВ в заряде ρ :

1 — для однокомпонентных ВВ; 2 — для смесевых ВВ

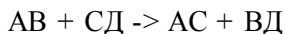
ρ , г/см³

Критический диаметр детонации уменьшается с уменьшением размера частиц ВВ (как однокомпонентных, так и смесевых). Это объясняется повышением скорости химических реакций взрывчатого превращения при уменьшении частиц реагирующих компонентов.

9.5. Чувствительность взрывчатых веществ к внешним воздействиям и начальный импульс взрыва

Под *чувствительностью ВВ* понимается его способность к восприимчивости детонации. Чувствительность ВВ определяется прежде всего устойчивостью их молекул. Для начала химической реакции в молекулах исходных веществ должны быть ослаблены межмолекулярные связи, для чего необходимо сообщить им дополнительно определенное количество энергии. Минимальное количество энергии, достаточное для перевода молекул в реакционноспособное состояние, называется *энергией активации*.

Рассмотрим пример химического превращения системы



Для перевода системы (AB + CD) в активное состояние надо затратить определенную энергию активации E (рис. 9.4, а). Если конечное состояние системы M (продукты реакции) будет характеризоваться выделением лишь части энергии ($E - E'$), недостаточной для активации следующей молекулы, то эта реакция будет эндотермической, а система — невзрывчатой.

Если выделение энергии составит ($E + E'$), то часть этой энергии (E_i) переходит к соседним непрореагировавшим молекулам, делая некоторые из них реакционноспособными (рис. 9.4, б). Энергия активации многих ВВ составляет 120—200 кДж/моль, а энергия взрывчатого превращения — 2500—4500 кДж/моль. Следо-

Если реакция экзотермическая (рис. 9.4, в), но энергии выделяется недостаточно для активации новых молекул, то она несамоподдерживающаяся. Такие системы невзрывчаты.

Итак, чтобы возбудить детонацию ВВ, необходим определенный начальный импульс. Чем меньше чувствительность ВВ, тем этот импульс должен быть более мощным.

	a)	b)	v)
κ	I	Щ Л	$k I \dot{M}_0$ I \
	Энергетический	уровень	M ₃
	W		
	mX		

80

Передача детонации от заряда к заряду может осуществляться через воздух, породу, воду и другие среды. Для стандартных ВВ расстояние передачи детонации между патронами массой 200—250 г, уложенными на открытый грунт, составляет от 5 до 25 см.

9.6. Термодинамические параметры взрыва

Наиболее важными термодинамическими характеристиками взрыва являются его энергия, объем, температура и давление газообразных продуктов взрыва, скорость взрывчатого превращения.

При взрыве потенциальная химическая энергия ВВ преобразуется в тепловую, а затем — в механическую работу, которую совершают в окружающей среде нагретые и сжатые продукты взрыва в процессе своего расширения. При аналитических расчетах теплового эффекта пользуются *законом Гесса*, который в применении к поставленной задаче может быть сформулирован следующим образом: количество теплоты, выделяющейся при взрыве, равно суммарной теплоте образования продуктов взрыва $l_{\text{ПВ}}$ за вычетом теплоты образования q_m самого ВВ, кДж/моль, т.е.

$$Q_{\text{взр}} = \sum q_{\text{ПВ}} - q_{\text{ВВ}} \quad (9.3)$$

В настоящее время для всех химических соединений значения теплоты образования установлены и приводятся в соответствующей справочной литературе.

Удельную теплоту взрыва определяют по формуле, кДж/кг

$$Q_{\text{взр}} = \frac{Q_{\text{взр}}}{M_{\text{ВВ}}} \quad (9.4)$$

где $M_{\text{ВВ}}$ — молекулярная масса ВВ.

Под *температурой взрыва* понимается та максимальная температура, до которой нагреваются продукты взрыва за счет теплоты, выделяющейся при реакции химического превращения исходного ВВ. Температура взрыва оказывает существенное влияние на давление, с которым газообразные ПВ воздействуют на стенки зарядной камеры, и является одним из основных параметров, определяющих возможность применения ВВ в шахтах, опасных по газу и пыли.

Один из методов определения температуры взрыва, часто используемый в практических расчетах, основан на предположении о том, что теплоемкость ПВ в момент их образования зависит только от температуры и

$$Q_{\text{взр}} \sim C_y t, \quad (9.5)$$

где $C_{\text{взр}}$ — теплота взрывчатого превращения, кДж/моль; t — истинная температура, °С; C_y — средняя теплоемкость продуктов взрыва (при постоянном объеме) в интервале температур 0—(° С.

Температура взрыва большинства промышленных веществ составляет 3000...4000° С.

Давление газообразных ПВ на стенки зарядной камеры чаще всего определяется по уравнению Абеля—Нобля, Па:

$$p_{\text{взр}} = \frac{A \Gamma p_3}{273(1 - \alpha p_3)}, \quad (9.6)$$

где p_0 — атмосферное давление, равное 10^5 Па; K_0' — удельный объем газов взрыва, м³/кг; T — абсолютная температура взрыва, К; p_3 — плотность заряжения, кг/м³; a — коволюм газообразных продуктов взрыва — величина, характеризующая несжимаемую часть объема газов. Для промышленных ВВ при плотности заряжения 1000—1500 кг/м³ с достаточной для инженерных расчетов точностью можно принимать $a = 0,0006 \text{ У}_{(г)}$

Давление газов взрыва на стенки зарядной камеры может достигать $(3 — 3,5) \cdot 10^9$ Па.

Работа, совершаемая газообразными ПВ при их расширении до атмосферного давления, называется *полной идеальной работой взрыва* $fV_{\text{ив}}$, кДж/кг

$$(9.7)$$

$$W_{\text{взр}} = 1 - \frac{h}{A p_y}$$

где $\kappa = C_p / C_y$ — отношение теплоемкостей газов взрыва при изобарном и изохорном процессах.

Величина $\eta_{\text{и}}$, равная

$$\eta_{\text{и}} = \frac{K - P_0}{K} \quad (9.8)$$

«взр

называется *идеальным коэффициентом использования энергии ВВ*. Обычно $\eta_{\text{и}} = 0,7—0,85$ (не путать с КПД взрыва η , который на практике находится в пределах от 1...2 до 15...20%).

Скорость распространения детонационной волны по заряду ВВ аналитически может быть определена в соответствии с гидродинамической теорией детонации, м/с

$$K_d = 3 \cdot \sqrt{p} - 0,03 p, \quad (9-9)$$

где n — показатель политропы $p(F_0)^n = \text{const}$. Для высокоплотных однородных ВВ Л.Д. Ландау и К.П. Станюкович рекомендуют принимать $n = 3$, для прессованных взрывчатых смесей $n = 2-2,5$, для порошкообразных смесевых ВВ $n = 1,2-1,4$.

Работоспособность (фугасность) ВВ характеризует величину работы, совершаемой газообразными продуктами взрыва при их расширении. Расчеты показывают, что при двукратном расширении ПВ совершается 60—70% полной работы расширения газов. Эта величина может быть принята в качестве критерия работоспособности ВВ и определена из выражения

$$\gamma - 1 \int [1 - (P_1 - P_2) r^{\gamma} h] \quad (9.10)$$

где γ — показатель политропы; ρ_1 — плотность ПВ в детонационной волне; ρ_2 — плотность ПВ к концу расширения.

Опытным путем работоспособность ВВ определяют по способу Трауця (рис. 9.5, а). Для этого берут цилиндр 1 из рафинированного свинца с несквозным осевым каналом 2. На дно канала помещают навеску 3 испытуемого ВВ массой 10 г в бумажной гильзе. Свободную часть канала заполняют сухим кварцевым песком. Заряд инициируется электродетонатором. Увеличение

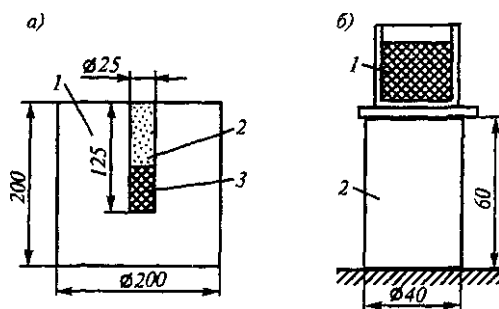


Рис. 9.5. Схема испытаний ВВ:
в — на работоспособность; б — на определение бризантности

объема канала в кубических сантиметрах за вычетом расширения, производимого электродетонатором (30 см^3), является *мерой относительной работоспособности ВВ*.

Бризантность ВВ — способность производить дробящее действие — определяется плотностью энергии на фронте детонационной волны и проявляется в непосредственной близости от заряда. В лабораторных условиях бризантность определяют по *способу Тесса* (рис. 9.5. б). При взрыве навески ВВ 1 массой 25 г или 50 г происходит обжатие свинцового столбика 2 и его высота уменьшается. Уменьшение высоты столбика (мм) и является характеристикой бризантности.

9.7. Классификация промышленных взрывчатых веществ

Для производства взрывных работ могут использоваться только такие ВВ, которые прошли определенный комплекс лабораторных, полигонных и промышленных испытаний, на которые имеются ГОСТы или утвержденные технические условия и разрешение Госгортехнадзора РФ на допуск их к применению. Такие взрывчатые вещества называются *промышленными*.

Все промышленные ВВ должны удовлетворять следующим основным требованиям: не оказывать вредного влияния на организм человека, иметь относительно низкую стоимость и высокую сохраняемость при транспортировании, хранении и использовании. Вместе с тем промышленные ВВ должны безотказно детонировать от стандартных средств инициирования зарядов и обладать достаточной мощностью. Кроме того, стремятся, чтобы промышленные ВВ были пригодны к механизированному заряджанию. Дополнительными требованиями, учитывающими специфику условий ведения взрывных работ, являются: 1) для ВВ, предназначенных к заряджанию обводненных шпуров и скважин, — водоустойчивость; 2) для ВВ, допущенных к применению на подземных работах, — небольшое (до 40 л условной СО) количество ядовитых газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ; 3) для ВВ, допущенных к применению в условиях, опасных по взрыву газа или пыли, — пониженная температура пламени при взрыве.

Многообразие условий применения обуславливает широкий ассортимент промышленных ВВ. По условиям применения все промышленные ВВ разделяют на восемь классов. К I и II классам относятся так называемые *непредохранительные* ВВ, которые могут использоваться лишь в условиях, безопасных по взрыву горючих газов или пыли. При этом ВВ I класса применяются толь-

ко на дневной поверхности, а II могут использоваться и в подземных условиях.

ВВ III—VII классов относятся к *предохранительным* и предназначены для производства работ в определенных специфических условиях, в том числе при наличии метана и (или) взрывчатой пыли.

К VIII классу относят непередохранительные и предохранительные ВВ, предназначенные для ведения специальных взрывных работ: обработка металла, взрывание сульфидных руд, прострелочно-взрывные работы в нефтяных и газовых скважинах и др.

Область применения ВВ каждого класса строго регламентируется Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

Взрывчатые вещества I класса упаковывают в мешки из неокрашенной бумаги, из такой же бумаги изготавливают и гильзы патронированных ВВ, а на ящики с ВМ этого класса наносится белую полосу. У ВВ II класса цвет отличительной полосы или облочков патронов (пачек) красный. Упаковка предохранительных ВВ III класса имеет синий цвет, а IV—VII классов — желтый. У специальных ВВ (VIII класс) в зависимости от их назначения маркировочный цвет может быть белым, красным, черным или зеленым.

По степени опасности при обращении со взрывчатыми веществами (при хранении, транспортировании, использовании и т.п.) все промышленные ВМ подразделяют на пять групп совместимости. Принадлежность каждого ВМ к той или иной группе совместимости указывается в инструкциях по применению. ВМ различных групп совместимости должны храниться и перевозиться раздельно (за исключением специально оговоренных случаев).

9.8. Индивидуальные взрывчатые соединения

Большинство индивидуальных ВВ представляют собой нитросоединения, содержащие богатые кислородом группы (NO_2) или (ONO_2). Некоторые из них применяются в чистом виде, другие — в качестве добавок при изготовлении смесевых ВВ.

Тротил (тринитротолуол, тол, ТНТ) $\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$ — кристаллический порошок светло-желтого цвета, нерастворимый в воде, но хорошо растворяющийся в бензине, ацетоне и эфире. Является взрывчатым веществом средней мощности, мало чувствительным к механическим воздействиям и весьма водоустойчивым. Температура плавления тротила $+80^\circ\text{C}$, температура вспышки $280\text{—}300^\circ\text{C}$, плотность монокристалла $1,66\text{ г/см}^3$. Выпускается в порошкообразной, чешуйчатой, гранулированной и литой формах.

Гранулированный тротил представляет собой гранулы желтого цвета диаметром 5 мм. Используется при приготовлении ряда смесевых ВВ, а также в качестве самостоятельного ВВ (грануло-тол) для заряжания скважин с проточной водой. Прессованный тротил применяют для изготовления шашек-детонаторов, литой — для кумулятивных зарядов.

Гексоген $C_3H_6N_3(NO_2)_3$ — белый мелкокристаллический порошок с насыпной плотностью $0,8\text{--}0,9\text{ г/см}^3$, трудно прессуемый. Гексоген не гигроскопичен, практически нерастворим в воде, химически устойчив, плавится при температуре 204°C . Ядовит: вдыхание его паров или витающей в воздухе пыли вызывает поражение центральной нервной системы, нарушение кровообращения и малокровие. Является мощным взрывчатым веществом и обладает высокой чувствительностью к механическим воздействиям. Применяется для изготовления детонирующих шнуров, кумулятивных зарядов, а в смеси с тротилом — для изготовления шашек-детонаторов.

Тетрил $C_6H_2(14O_2)_3$ — кристаллическое вещество желтого цвета. Насыпная плотность порошкообразного тетрила равна $0,9\text{--}1\text{ г/см}^3$, плотность, достигаемая прессованием — $1,7\text{ г/см}^3$. Тетрил не гигроскопичен, нерастворим в воде, химически стоек. Однако он способен взаимодействовать с аммиачной селитрой, выделяя теплоту. Смеси этих компонентов способны к самовоспламенению и взрыву, поэтому изготовление и применение таких смесей категорически запрещено. Тетрил высокочувствительное и мощное ВВ с работоспособностью 350 см^3 и применяется для снаряжения капсулей-детонаторов.

Нитроглицерин $C_3H_5(ON_2)_3$ — бесцветная маслянистая вязкая жидкость, без запаха, сладковато-жгучая на вкус. Плотность жидкого нитроглицерина $1,6\text{ г/см}^3$, при температуре $+13^\circ\text{C}$ он затвердевает, превращаясь в кристаллы. При попадании на кожу человека он проникает через поры в организм и вызывает головные боли. Нитроглицерин мощное (работоспособность 550 см^3) и очень чувствительное взрывчатое вещество, которое применяется в качестве сенсibiliзирующих добавок в смесевых ВВ. Пластичные и полупластичные ВВ, включающие в свой состав нитроглицерин и коллоидный хлопок, получили общее название *динамиты*.

Тэн $C_5H_8(ON_2)_4$ — белый кристаллический порошок, трудно-прессуемый. Плотность прессованного тэна $1,6\text{ г/см}^3$, температура вспышки $205\text{--}225^\circ\text{C}$. Химически стоек, не гигроскопичен, оказывает вредное влияние на организм человека: вызывает раздражение верхних дыхательных путей, расширение кровеносных сосудов. Мощное (работоспособность 500 см^3) и высокочувстви-

тельное ВВ, применяется в чистом виде (для изготовления детонирующих шнуров) и в смеси с тротилом (пентолит).

Кроме перечисленных индивидуальных взрывчатых соединений в практике производства ВМ находят применение азид свинца, гремучая ртуть, динитронафталин, нитрогликоль и др.

9.9. Смесевые взрывчатые вещества

подавляющее большинство промышленных взрывчатых смесей в качестве основного компонента содержат аммиачную селитру NH_4NO_3 (от 30 до 95% по массе). Аммиачная селитра — белый кристаллический порошок, гигроскопичный и склонный к слеживаемости. Обладает положительным кислородным балансом (+20%) и в смесевых ВВ играет роль окислителя. Для снижения слеживаемости и гигроскопичности ВВ в их состав часто вводят гидрофобные добавки, а аммиачную селитру гранулируют. Некоторые промышленные ВВ можно изготовить непосредственно на месте ведения взрывных работ, приготовление других ВВ допускается только в заводских условиях.

Перечень современных промышленных ВВ весьма широк; наиболее часто используемые из них представлены в табл. 9.2.

Таблица 9.2. Наиболее распространенные промышленные ВВ

Наименование ВВ	Место изготовления	Область применения
Акватор	На месте ведения взрывных работ	Открытые горные работы
Карботол		
Гранул отол	Заводского изготовления	
Алюмотсш		
Игданит	На месте ведения взрывных работ	Открытые горные работы и подземные выработки, не опасные по взрыву газа и пыли
Акванал		
Гранулит	Заводского изготовления	
Граммонит		
Аммонит		
Аммонал		
Детонит		

Акватор — водонаполненная аммиачно-селитренная взрывчатая смесь, состоящая из 60—70% NH_4NO_3 , 20—25% тротила и 6—14% воды. Жидкая фаза смеси представлена перенасыщенным раствором аммиачной селитры, загущенным специальными добавками, а твердая — гранулированной селитрой и гранулированным или чешуйчатым тротилом. В названии акватора (например,

«Акватол Т-20») индекс Т указывает на тип сенсibilизатора (тротил), 20 — температура насыщенного раствора аммиачной селитры, °С.

Акватол представляет собой густую подвижную суспензию, содержащую до 40% жидкой фазы. Суспензия выдавливается в зарядную камеру сжатым воздухом и при охлаждении затвердевает. Критический диаметр акватола 80—150 мм и его рекомендуют применять только в скважинных зарядах. Акватол — мощное водоустойчивое ВВ.

Карботолы (15-Т, ГЛ-15Т, ГЛ-10В) — так называемые «горячелюющие» ВВ, состоящие из низкоплавкой смеси NH_4NO_3 с карбамидами, сенсibilизированной тротилом, и представляющие собой густые, текучие при температуре +50° С, суспензии, затвердевающие при остывании в скважинах. Карботолы обладают большой объемной концентрацией энергии, водоустойчивы и используются для дробления крепких пород на открытых работах.

Г'анулотол — гранулированный тротил с размером сферических гранул 2-4 мм. Заряды гранулотола могут находиться в воде практически в течение любого времени, пригодны для подводного взрывания на больших глубинах, способны к детонации в смерзшемся состоянии, если лед не нарушает контакты между гранулами. ВВ средней мощности, невысокой чувствительности и требует для возбуждения детонации мощного начального импульса.

Алюмотол — гранулированная смесь тротила с 15% алюминиевого порошка. Мощное ВВ с практически неограниченной водоустойчивостью. Заряжание алюмотолом сухих скважин не рекомендуется из-за меньшей эффективности взрыва. Экономически целесообразно применять его в комбинации с другими ВВ для заряжания обводненной донной части скважины.

Игданит — смесь гранулированной селитры (95%) с дизельным топливом (5%), сбалансированная по кислороду. ВВ небольшой мощности, при содержании влаги более 6% может терять детонационную способность и применяется только в сухих забоях. Кроме того, смесь селитры с дизельным топливом недостаточно стабильна: при больших высотах скважинных зарядов жидкая фаза стекает в нижние слои. Критический диаметр детонации для открытого заряда игданита составляет 160—200 мм, а в шпурах он надежно детонирует от промежуточного детонатора и при диаметре заряда 32 мм. В гранулированном состоянии игданит хорошо сыпуч, не пылит, уплотняется при пневмозаряжании (до 1,1—1,15 г/см³), вследствие чего удерживается в восстающих скважинах большого диаметра. Является одним из наиболее дешевых промышленных ВВ.

Акванал раздельного заряжания (АРЗ) — водонаполненное ВВ, которое отличается от акватолы тем, что имеет близкий к нулевому кислородный баланс. Выпускается в виде гранул, но содержит ингредиенты, позволяющие пластифицировать это ВВ добавлением 4% воды при пневмозаряжании. Критический диаметр открытого заряда акванала 80—90 мм. Акванал обладает небольшой водостойкостью, поэтому рекомендуется к применению в сухих шпурах и скважинах.

К взрывчатым веществам заводского изготовления относятся гранулиты, аммониты, аммоналы, пороха и др. Краткая характеристика некоторых из них приводится ниже.

Гранулиты — механические смеси аммиачной селитры с жидкими горючими добавками, опудренные древесной мукой или алюминиевой пудрой. Индекс, стоящий в названии гранулита, указывает на вид добавки (например, М — минеральное масло, С — древесная мука, А — алюминиевая пудра и т. п.). Гранулиты не слеживаются, и процесс их заряжания может быть механизирован.

Гранулит М представляет собой практически сухие на ощупь гранулы аммиачной селитры, пропитанные соляровым маслом. Не водоустойчив, может использоваться в слабых породах, в скважинах и шпурах диаметром не менее 60 мм, а в более крепких породах минимальный диаметр заряда равен 30 мм.

Гранулит АС-4 содержит алюминиевую пудру и при пневмозаряжании пылит, поэтому его необходимо увлажнять (2—4% воды). Применяется для заряжания сухих шпуров и скважин в породах средней крепости ($f < 12$).

Гранулиты АС-4В и АС-8В вместо солярового масла имеют в своем составе легкоплавкие парафины и воски, благодаря чему могут 2—4 часа находиться в шпурах и скважинах с непроточной водой без потери взрывчатых свойств. При заряжании их также рекомендуется несколько увлажнять.

Цаммониты — механические смеси гранулированной селитры с чешуйчатым тротилом в соотношении, указанном в индексе. Предназначены для частично обводненных скважин на открытых горных работах и нисходящих скважин в шахтах, не опасных по взрыву газа и пыли. При содержании воды до 10% они сохраняют высокую чувствительность к детонационному импульсу, а мощность взрыва даже увеличивается в связи с частичным растворением селитры и образованием насыщенного раствора. Сильно обводненные скважины перед заряжанием рекомендуется осушать. В настоящее время на горных работах используется граммонит 79/21.

Аммониты — механические смеси аммиачной селитры с тротилом. Для повышения мощности в некоторые сорта аммонитов вводят добавки гексогена и алюминиевой пудры; такие аммониты называются скальными. В некоторые сорта вводят добавки NaCl и KCl, которые снижают температуру взрыва; эти ВВ являются предохранительными, им присваивается индекс «П». Для повышения водоустойчивости многие аммониты готовятся на основе селитры, обработанной гидрофобными добавками (парафинированная, желатинизированная); таким аммонитам присваивается в маркировке дополнительно индекс «В» или «ЖВ».

Аммонит 6-ЖВ — бинарная смесь аммиачной селитры марки ЖВК (-80%) и тротила — является эталонным ВВ: при расчете массы заряда вначале рассчитывают массу заряда аммонита 6-ЖВ, а затем с учетом отношения работоспособностей определяют необходимую массу заряда применяемого ВВ. Выпускается он в россыпном или патронированном виде.

Аммоналы — большая группа ВВ, представляющих собой смесь негранулированной селитры с тротилом и алюминиевой пудрой. Внешне аммонал представляет собой тонкодисперсный порошок серо-стального цвета. Выпускается только в патронированном виде.

Детониты — не предохранительные ВВ, имеющие в своем составе жидкие нитроэфиры. Они состоят из аммиачной селитры (76—78%), нитроглицерина (-10%) и алюминиевой пудры (-5—10%). В состав детонита 10А вводится также тротил (-8%). Детониты — мощные водоустойчивые ВВ с небольшим критическим диаметром детонации. Выпускаются только в патронированном виде.

Пороха также относятся к смесевым **ВВ** заводского изготовления. Пороха разделяют на дымные и бездымные.

Дымный порох представляет собой смесь 75% калиевой селитры KN_3 , 15% серы и 10% древесного угля. Плотность пороховых зерен 1,6—1,76 г/см³, насыпная плотность пороха 0,9—1 г/см³. Порох гигроскопичен, чрезвычайно чувствителен к действию пламени, поэтому очень опасен в обращении. При вспышке разлагается в форме взрывного горения со скоростью 100—400 м/с, при прессовании скорость его горения снижается. Ценным свойством дымного пороха является то, что взрыв его не оказывает бризантного (дробящего) воздействия на разрушаемую среду, отчего в породе не образуется даже мелких трещин. Это свойство определяет применение пороховых зарядов при добыче штучного камня и крупных блоков для строительства и скульптурных работ. Кроме того, дымный порох применяется для изготовления огнепроводных шнуров.

Бездымные пороха бывают пироксилиновыми (на основе спирто-эфирных смесей) и нитроглицериновыми. Бездымные пороха более безопасны в обращении, чем дымный порох. Они детонируют со скоростью 3,4—8 км/с и оказывают заметное бризантное воздействие на породы. Работоспособность их 370—380 см³, насыпная плотность бездымных порохов 0,6—0,9 г/см³. При заряджании возможна электризация порохов, для предотвращения вспышки пороховой пыли при искровом разряде пороха смачивают. Допущены они к применению только на открытых работах.

Некоторые технические параметры ряда промышленных ВВ приведены в табл. 9.3.

Таблица 9.3. Характеристика промышленных взрывчатых веществ

Наименование ВВ	Работоспособность, см'	Плотность, г/см ³	Материал гильзы патрона	Размеры патрона ВВ		
				Диаметр, мм	Масса, г	Длина патрона, мм
Гранулит АС-4В	400	0,8-0,85				
Гранулит АС-8В	410-430	0,8-0,85				
Гранулит М	300	0,7-0,85				
Аммонал М-10	430	0,95-1,1	Бумага	32	200 250	250 300
Аммонал скальный № 3	450-470	1-1,1	Бумага, полиэтилен	36 45	250 500	250 300
Аммонит 6-ЖВ	360-380	1-1,2	То же	32	200 250	220 280
Аммонит скальный № 1	450-480	1,43-1,58	Бумага	28 36 45	150 250 400	200 250 300
Детонит М	450-500	0,92-1,2	»	28 32 36	150 200 250	230 230 230

Выбор ВВ в каждом конкретном случае осуществляется с учетом решаемых задач и условий ведения взрывных работ. Применяемые ВВ должны обеспечивать безопасность труда и минимальную стоимость не только взрывных работ, но и всех последующих операций горного цикла. При выборе ВВ для конкретных условий можно пользоваться рекомендациями Межведомственного совета по взрывному делу.

Для упрощения выбора ВВ взрываемые массивы разделены по крепости пород на две группы: 1) с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодяконова до 12 включительно и 2) /> 12, и в зависимости от обводненности — также на две группы — 1) сухие и 2) обводненные. Для заряджания скважин на открытых горных

работах, заряды которых будут находиться в скважинах до взрыва от 7 до 30 суток, из упоминавшихся выше ВВ' пригоден только гранулотол или алюмотол. Водостойчивые ВВ с ограниченным сроком нахождения в воде необходимо заряжать по технологии «под столб воды», либо с предварительным осушением скважин или с влагоизоляцией зарядов. В подземных условиях для обводненных шпуров и скважин рекомендуется применять только патронированные ВВ. Рекомендации Межведомственного совета по взрывному делу сведены в табл. 9.4.

Таблица 9.4. Рекомендуемая область применения промышленных взрывчатых веществ

Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости, /	Рекомендуемые ВВ	
		Заводского изготовления	Изготавливаемые на месте работ
Открытые горные работы			
Сухие скважины, турфы, траншеи	До 12	Гранулиты: М, АС-4, АС-4В; Граммонит 79/21	Игданит
	Более 12	Аммонит 6-ЖВ; Граммониты 50/50 и 30/70	Акватол Т-20, Карбатылы, Акванал А-10
Сухие шпуры	До 12	Гранулиты М, АС-4, АС-4В	Игданит
	Более 12	Аммонит 6-ЖВ; Гранулит АС-8; Детонит М; Аммонал скальный № 3	Игданит
Обводненные скважины, шурфы, траншеи	До 12	Гранулотол; Аммонит 6-ЖВ (в полиэтилене)	Акватол Т-20
	Более 12	Гранулотол; Граммониты 30/70 и 50/50; Алюмотол; Аммонал скальный № 3 (в полиэтилене)	Карбатол ГЛ-15Т, Акватол Т-20, Карбатол ГЛ-10В
Обводненные шпуры	До 12	Аммонит 6-ЖВ (в полиэтилене)	
	Более 12	Детонит М; Аммонал скальный № 3 (в полиэтилене)	
Подземные проходческие работы в условиях, не опасных по взрыву газа или пыли			
Сухие шпуры	До 12	Гранулит М; Аммонит 6-ЖВ; Гранулиты АС-4, АС-4В	Игданит
	Более 12	Гранулит АС-8В; Детонит М; Аммонал скальный № 3; Акванал АРЗ-8Н	
Обводненные шпуры	До 12	Аммонит 6-ЖВ (в полиэтилене), Аммонал 200	
	Более 12	Детонит М; Аммонит скальный № 1; Аммонал скальный № 3 (в полиэтилене)	

Кроме рассмотренных ВВ, в России и за рубежом в настоящее время все более широкое применение находят порэммиты. Основой этих ВВ является эмульсия, в которой жидкое горючее покрывает тонкой пленкой капли насыщенного раствора аммиачной и натриевой селитры, образуя обратные эмульсии. Эти эмульсии состоят из частиц размером около 2 мкм, чрезвычайно водостойки и обладают высокой стабильностью. Для инициирования взрыва самой эмульсии необходим очень мощный начальный импульс и для повышения ее детонационной способности стремятся уменьшить ее объемную плотность, доводя ее до 1,2–1,3 г/см³.

Применяются два способа снижения плотности: 1) добавкой какого-либо вещества, при химической реакции которого с аммиачной селитрой происходит выделение газообразных продуктов (так называемые «газогенерирующие добавки» — ГГД); 2) эмульсионную основу сенсibilизируют полыми частицами — микросферами — мелкими (диаметром до 0,5 мм) тонкостенными шариками, внутри которых находится воздух. Материал, из которого сделаны шарики, не имеет значения; важно лишь, чтобы стенки их были тонкими, а сами шарики легкими. В России их делают из стекла, полимеров и перлитового песка размером соответственно до 300, 500 и 160—2500 мкм; некоторые зарубежные фирмы производят микросферы еще меньшего размера — диаметром до 100 мкм и даже до 60 мкм.

Порэммиты, состоящие из эмульсии, сенсibilизированной ГГД или микросферами, могут эффективно применяться на открытых работах для дробления сухих и обводненных пород средней крепости. Эмульсию производят на специальных стационарных установках, а непосредственно порэммиты можно изготавливать в смесительно-зарядных машинах в процессе зарядания скважин. Для крепких и весьма крепких пород предназначены порэммиты, в состав которых вводится алюминий в виде порошка (порэммиты 1А и М), или гранул — алюминиевого концентрата (порэммиты МК и ПГ). В составе порэммита 1А натриевая селитра отсутствует. Техническая характеристика порэммитов в сравнении с гранулотоллом и игданитом представлена в табл. 9.5.

Процесс изготовления порэммитов является экологически чистым и безотходным производством, применение их обеспечивает полную механизацию зарядания скважин.

Порэммиты, состоящие из эмульсии, сенсibilизированной микросферами, выпускаются и в патронированном виде (табл. 9.6).

Более дешевыми взрывчатыми веществами являются смеси порэммитов с аммиачной селитрой или АС-ДТ. За рубежом такие

ВВ получили название эмуланов, а в России — гранэммитов. Изготавливают гранэммиты в смесительно-зарядных машинах смешением игданита с эмульсией порэмита (при температуре последней не ниже 65° С) непосредственно на месте заряжания скважин. Некоторые характеристики гранэммитов приведены в табл. 9.7.

Таблица 9.5. Основные характеристики эмульсионных ВВ

Наименование и марка ВВ	Теплота взрыва, КДж/кг	Концентрация энергии, КДж/дм ³	Плотность заряжания, кг/м ³	Скорость детонации, км/с
Гранулотол	4096	4096	1000	5,0-5,2
Игданит	3846	3461	900	2,2-2,7
Порэммит 1 марок ИМ-Н,	2880	3600	1250	4,9-5,2
ИМ-К,	2897	3621	1250	4,9-5,2
МТ-Н	2964	3705	1250	4,9-5,2
МТ-К	3035	3794	1250	4,9-5,2
Порэммит JA	3090	3612	1200	4,9-5,1
Порэммит М марок 4А	3637	4728	1300	4,8-5,1
5А	4076			
8А	4347	5868	1350	4,9-5,5
Порэммит МК марок 8К	3804	5135	1350	4,8-5,2
8КА	3762	4891	1300	4,8-5,1
Порэммит ПГ марок ПГА	4285	Сведения отсутствуют	1460-1600	5,0-6,0
ПГ-1	3030		1100-1250	3,5-4,2
ПГ-4А	3657		1100-1250	3,6-4,4
ПГ-8А	4075		1100-1250	3,6-4,8

Таблица 9.6. Патронированные эмульсионные ВВ и аммонит

Наименование и марка ВВ	Класс ВВ по условиям применения	Диаметр патрона, мм	Масса патрона, кг
Аммонит 6-ЖВ	II	32; 36; 90	0,2; 0,3; 3,5
Порэммит марок ПГА	I	45; 60; 90	1,0; 1,9; 4,3
5А		90; 120; 180	3,5; 6,5; 15,0
10А		120; 180	6,5; 15,0
ПГ-1	II	32; 36; 45; 60; 90	0,2; 0,3; 0,5; 1,6; 3,6
ПГ-4А		32; 36; 45	0,2; 0,3; 0,5
ПГ-8А		32; 36; 45; 60; 90	0,2; 0,3; 0,5; 1,6; 3,6

Таблица 9.7. Компонентный состав граизмита и его основные характеристики

Характеристики	Норма для граизмита марки		
	и-30	И-50	И-70
Внешний вид	Пластичное вещество светло-желтого цвета с включением гранул белого или светло-желтого цвета		
Доля компонентов, %:			
игданит	30 ± 10	50 ± 10	70 ± 10
эмульсия порэмита	70 ± 10	50 ± 10	30 ± 10
<i>Расчетные параметры</i>			
Теплота взрыва, МДж/кг	3,35	3,49	3,63
Удельный объем газов, л/кг	938	950	962
Кислородный баланс, %	-0,6	-0,4	-0,2
Тротиловый эквивалент по теплоте взрыва	0,8	0,84	0,87
Концентрация энергии при плотности заряжания 1,25—1,4 г/см ³ , МДж/дм ³	4,76	4,36	3,99
<i>Экспериментальные параметры</i>			
Водоустойчивость (масса селитры, перешедшей в раствор с поверхности контакта с водой за 4 ч, кг/м, не более)	0,3	0,8	1,6
Плотность заряжания, г/см ³ , не более	1,4	1,35	1,25
Критический диаметр детонации в стальной гильзе, мм	50	40	40
Температура самовоспламенения, °С	370	340	330
Минимальная энергия зажигания, Дж	1	1	1

В настоящее время в РФ находят применение взрывчатые вещества, изготавливаемые из утилизируемых боеприпасов. Так, в результате переработки устаревших баллиститных артиллерийских порохов, баллиститных топлив и пироксилиновых порохов получают промышленное взрывчатое вещество гранипор марки «БП», рекомендуемое к использованию на открытых горных работах в обводненных скважинах. Гранипор БП-1 представляет собой смесь обмасленных гранул баллиститного (50%) и пироксилинового (50%) порохов и может применяться как в сухом виде, так и в водонаполненном состоянии. Обмасливание снижает чувствительность порохов (особенно пироксилиновых) к трению и делает это ВВ более безопасным в обращении. Важной характеристикой гранипоров является размер гранул его компонентов. В гранипорах «БП» диаметры гранул находятся в пределах от 3 до 20 мм. При таком гранулометрическом составе реакция взрывчатого разложения гранипора устойчиво протекает в режиме взрывного горения, не переходя в детонацию. Если в составе ВВ содержится 10% и бо-

лее гранул размером менее 1 мм, в процессе взрыва возможен переход горения в детонацию. Некоторые технические параметры гранипора БП-1 приведены в табл. 9.8.

При использовании гранипора БП-1 на карьерах Уралвзрывпрома в скважинах диаметром 160 и 190 мм установлено, что для обеспечения надежности срабатывания заряда целесообразно инициировать его двумя промежуточными детонаторами с установкой их в верхней и нижней частях заряда. Каждый промежуточный детонатор при этом должен состоять из двух тротиловых шашек Т-400Г или Т-500Г.

Таблица 9.8. Свойства гранипора БП-1

Показатели	Значения
Кислородный баланс, %	-45
Теплота взрыва, кДж/кг	3345-3765
Плотность, насыпная, г/см ⁵	0,8-0,85
То же, в водонаполненном состоянии	1,2-1,25
Скорость детонации (км/с) открытого заряда в безводном состоянии	3,4-3,6
То же, в водонаполненном состоянии	5,5-6,5
Критический диаметр открытого заряда, мм, в безводном состоянии	100-120
То же, в водонаполненном состоянии	80-100

На Копейском заводе «Пластмасс» с 1992 г. при комплексной утилизации боеприпасов получают утилизированный тротил (ТТротил-У), который в виде кусков и гранул допущен Госгортехнадзором для заряжания обводненных и сухих скважин при производстве взрывных работ на дневной поверхности. Техническая характеристика этого ВВ приведена в табл. 9.9. Тротил-У после соответствующей подготовки используется также для изготовления аммонита 6-ЖВ и шашек-детонаторов.

Таблица 9.9. Основные свойства тротила-У

Показатели	Значения
Насыпная плотность, г/см ³	0,765-0,80
Плотность кусков и гранул, не менее, г/см ³	1,45
Теплота взрыва, кДж/кг	3640-4050
Скорость детонации, км/с: в сухом состоянии в водонаполненном состоянии	4,0-4,6 5,0-5,5
Критический диаметр, мм: в стальной гильзе в бумажной гильзе	10-15 60-80
Газовая вредность в пересчете на условную СО, л/кг	345

Еще одним конверсионным взрывчатым веществом является эластит — пластмассоподобный взрывчатый материал на пороховой основе. Эластит не взрывается даже от мощного удара; горение его не переходит во взрыв, и в то же время он устойчиво срабатывает от стандартного капсюля-детонатора или электродетонатора. Выпускается эластит в виде листов размером 450 x 450 или 900 x 900 мм толщиной от 1 до 10 мм, в виде линейныхкумулятивных зарядов (ЗКЛ) различного размера или детонирующей ленты ДЛ-3-20.

Листовой эластит используется при упрочнении грунтов под фундаментные основания, для дробления пород при проходке канав, траншей, в том числе в стесненных условиях, и для других работ на дневной поверхности (табл. 9.10). ЗКЛ применяются для резки металла, в частности при разделке судов, ракет, самолетов и т.п. Детонирующая лента служит для передачи детонации к зарядам при взрывных работах на дневной поверхности и для использования в качестве линейных зарядов при сейсморазведке. Состоит она из двух дублирующих друг друга слоев эластита с подложками из стеклоткани, пропитанной полимерным связующим. Длина отрезков 50, 20 и менее метров. Изделия из эластита выдерживают пребывание в проточной воде в течение 10 сут без потери взрывчатых свойств.

Таблица 9.10. Основные свойства листового эластита

Показатели	Значения
Критическая толщина детонации, мм	0,7-0,8
Скорость детонации, км/с	6,9-7,0
Теплота взрыва, кДж/кг	4240
Плотность, г/см ³	1,6
Температура вспышки, °С	167
Объем газов при взрыве, л/кг	760

9.10. Способы и средства взрывания

Все смесевые промышленные ВВ обладают относительно невысокой чувствительностью и неспособны взрываться от непродолжительного воздействия теплового луча. Критический диаметр детонации таких ВВ составляет несколько десятков миллиметров, и при меньших диаметрах они просто сгорают без образования детонационной волны.

Для возбуждения детонации заряда промышленного ВВ необходим мощный начальный импульс. Такой импульс создается

взрывом специальных ВВ, способных надежно детонировать от пламени даже в малых (1 г и менее) количествах. Эти ВВ называются *инициирующими*. Они характеризуются высокой скоростью детонации и малым критическим диаметром (0,02—3 мм).

Иницирующие ВВ разделяют на первичные — обладающие наибольшей чувствительностью, но относительно невысокой бризантностью, и вторичные — высокобризантные, которые детонируют от первичных и передают достаточный начальный импульс заряду промышленного ВВ.

К первичным иницирующим веществам относятся гремучая ртуть $\text{Hg}(\text{CNO})_2$, азид свинца $\text{Pb}(\text{N}_3)_2$, и тенерес $\text{C}_6\text{H}(\text{NO}_2)_3\text{O}_2\text{PbH}_2\text{O}$, а к вторичным — рассмотренные выше гексоген, тетрил и тэн.

Иницирующий заряд, помещенный в гильзу и служащий для возбуждения детонации заряда промышленного ВВ, называется *детонатором*. Для взрыва некоторых промышленных ВВ (водосодержащие ВВ, игданит, гранулиты) начального импульса от стандартного детонатора бывает недостаточно, поэтому детонатор соединяют с определенным количеством более чувствительного ВВ, например, с патроном аммонита или детонита. Такое соединение называется *промежуточным детонатором*.

Взрыв группы зарядов может быть одновременным или с некоторыми интервалами между взрывами. Если величина этих интервалов не превышает 500 мс, взрыв называется *короткозамедленным*, при больших интервалах — *замедленным*.

В зависимости от того, с помощью каких технических средств возбуждается детонация заряда промышленного ВВ, различают следующие способы иницирования: огневой, электроогневой, электрический, с помощью детонирующего шнура («бескапсюльное взрывание») и с помощью волноводных трубок. В отдельных случаях при взрывных работах применяют радиовзрыватели и детонаторы с лазерным иницированием.

При огневом способе взрыв осуществляется с помощью капсюля-детонатора и огнепроводного шнура.

Капсюль-детонатор (КД) представляет собой металлическую или бумажную гильзу с наружным диаметром 8 мм и длиной 50 мм (рис. 9.6). В гильзе размещается металлическая чашечка с отверстием диаметром 2—2,5 мм, затянутым тонкой шелковой сеткой. В чашечке запрессовано небольшое количество («0,5 г») первичного иницирующего вещества, взрывающегося от пламени. От него детонирует вторичное иницирующее вещество — тетрил. Масса заряда тетрила («1 г») достаточна для возбуждения детонации патрона промышленного ВВ. Заряд капсюля-детонатора занимает 2/3 длины гильзы. В свободную часть гильзы — дульце — вводится конец огнепроводного шнура до соприкосновения

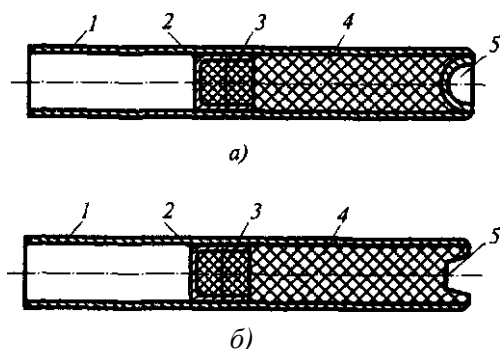


Рис. 9.6. Капсюль-детонатор в металлической (а) и бумажной (б) гильзе:
1 — гильза; 2 — металлическая чашечка; 3 — первичное инициирующее ВВ; 4 — вторичное инициирующее ВВ; 5 — кумулятивная выемка

с чашечкой. На торце металлической гильзы детонатора имеется кумулятивная выемка для фокусировки энергии взрыва.

Огнепроводный шнур состоит из сердцевины диаметром 2 мм, выполненной из дымного пороха, и гибкой оболочки с наружным диаметром 5,3—5,5 мм. Скорость горения огнепроводных шнуров 1 см/с. Наружная оболочка может быть либо джутовой (пеньковой, хлопчатобумажной), пропитанной жидким битумом (шнуры ОША), либо пластиковой (шнуры ОШП). Шнуры ОША применяются в сухих и влажных забоях, а ОШП — во влажных и мокрых средах. Все огнепроводные шнуры выпускаются длиной 10 м; сращивать огнепроводные шнуры друг с другом не разрешается. Отрезок огнепроводного шнура, вставленный в капсюль-детонатор и закрепленный в нем, называется *зажигательной трубкой*. Длина зажигательной трубки должна быть не менее 1 м. Патрон взрывчатого вещества с вставленным в него капсюлем-детонатором зажигательной трубки называется *патроном-боевиком*.

Для контроля за временем поджигания огнепроводных шнуров зажигательных трубок (при их количестве более 5) на открытых работах изготавливают контрольную трубку, состоящую из отрезка ОШ и капсюля-детонатора в бумажной гильзе. Длина контрольной трубки должна быть короче длины зажигательных трубок не менее, чем на 60 см. Контрольная трубка поджигается первой и при ее затухании или срабатывании КД взрывник должен прекратить поджигание шнуров и удалиться в укрытие. Подоженную контрольную трубку помешают на расстоянии не менее 5 м от первого заряда ВВ, но не на пути отхода взрывника в укрытие. На подземных работах применяют контрольный отрезок ОШ без капсю-

ля-детонатора; обычно он используется и в качестве средства воспламенения шнуров зажигательных трубок («затравка»).

Концы шнуров зажигательных трубок поджигают также тлеющим фитилем, состоящим из сердцевины в виде нити, пропитанной калиевой селитрой, и наружной хлопчатобумажной оплетки; скорость тления фитиля 5—10 мм/мин. Затравкой или фитилем разрешается последовательное поджигание одним взрывником не более 16 отрезков ОШ. При большем количестве зажигательных трубок необходимо использовать патроны группового зажигания ЗП-Б.

Зажигательный патрон ЗП-Б — картонный стаканчик, на дне которого находится воспламенительный состав. Патроны выпускаются пяти размеров на 7, 12, 19, 17 и 37 отрезков ОШ.

При последовательном поджигании нескольких огнепроводных шнуров минимально допустимая длина зажигательной трубки может быть определена из выражения, м:

где N — число поджигаемых шнуров; 3 с — время поджигания одного шнура; L — расстояние до безопасной зоны, м; $V_{\text{ж}} = 1 \text{ м/с}$ — скорость движения взрывника при отходе в укрытие; $V_{\text{г}} = 0,01 \text{ м/с}$ — скорость горения ОШ.

Огневой способ взрывания наиболее прост в применении и позволяет взрывать заряды в желаемой последовательности. Недостатками способа являются: 1) невозможность применения его в условиях, опасных по взрыву газа и пыли; 2) повышенная опасность для взрывника, который, зажигая шнуры, находится непосредственно у зарядов. В связи с этим огневое взрывание запрещается в выработках с углом наклона более 30° , а также во всех случаях, когда отход взрывника в укрытие затруднен; 3) невозможность проверки качества подготовки взрыва; 4) образование значительного количества ядовитого оксида углерода при горении ОШ; 5) невозможность строго одновременного (мгновенного) взрыва группы зарядов и организации короткозамедленного взрывания.

Электроогневой способ взрывания может применяться на открытых горных работах, а также при проходке наклонных и вертикальных выработок в условиях, не опасных по взрыву газа или пыли. От огневого этот способ отличается тем, что поджигание шнуров зажигательных трубок осуществляется с помощью электровоспламенителя, при этом взрывник проводит включение тока в сеть воспламенителя, находясь вне опасной зоны взрыва. Также, как и огневое взрывание, этот способ не разрешен к приме-

нению в условиях, опасных по газу и пыли, не обеспечивает мгновенного и короткозамедленного взрыва и характеризуется образованием большого количества оксида углерода от горения огнепроводных шнуров.

Электрозажигатель огнепроводного шнура ЭЗ-ОШ (рис. 9.7) представляет собой бумажную гильзу 1 с вмонтированным в нее электровоспламенителем 2. Электровоспламенитель состоит из нихромового мостика диаметром 30 мкм, покрытого двухслойным воспламеняющимся составом, первый слой которого имеет низкую температуру вспышки, а второй (внешний) — высокую температуру горения. Кроме электрозажигателей огнепроводного шнура выпускаются зажигательные трубки ЭЗТ-2, состоящие из медной гильзы, электровоспламенителя и отрезка ОШ длиной 250—650 мм. В сочетании с зажигательными патронами ЗП-Б электрозажигательная трубка может использоваться для группового поджигания большого числа ОШ.

В настоящее время наиболее распространенным является **электрический способ** взрыва, который обеспечивает возможность: 1) взрывать любое количество зарядов с любого расстояния; 2) взрывать заряды в любой последовательности и с любыми интервалами между взрывами; 3) вести взрывные работы в шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли; 4) осуществлять перед взрывом проверку правильности монтажа взрывной сети.

Кроме того, при этом способе отсутствуют ядовитые газы, выделяющиеся при горении огнепроводных шнуров.

Недостатками электрического способа взрыва являются относительная сложность выполнения работ, связанных с расчетом и подготовкой электровзрывных сетей и с проверкой правильности их монтажа и несколько большая стоимость средств взрыва по сравнению с используемыми при других способах.

К средствам электрического взрыва относятся электродетонаторы, проводники тока, контрольно-измерительные приборы и источники тока.

Электродетонатор (ЭД) представляет собой капсуль-детонатор, в металлическую гильзу которого вмонтирован электровосп-

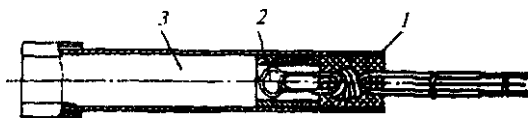


Рис. 9.7. Электрозажигатель огнепроводного шнура:
1 — бумажная гильза; 2 — электровоспламенитель; 3 — «дульце» для подсоединения ОШ

ламенитель (ЭВ). Электродетонаторы, применяемые на горноразведочных работах, различаются по времени срабатывания, назначению и условиям применения. По времени срабатывания ЭД могут быть мгновенного, короткозамедленного (интервалы замедления от 15 до 500 мс) и замедленного (интервалы замедления от 0,5 до 10 с) действия; по назначению и условиям применения — общего назначения (непредохранительные, ЭД-Н), предохранительные — для условий, опасных по газу и пыли (в маркировке присутствует индекс «П»), для сейсморазведки (ЭД-С), защищенные от воздействия блуждающих токов и зарядов статического электричества (ЭД-1-8-Т и ЭД-1-3-Т), с нормальной или повышенной (индекс «М») мощностью и др.

Электродетонаторы короткозамедленного и замедленного действия отличаются от ЭД мгновенного действия тем, что у них между зарядом КД и электровоспламенителем помещен замедляющий состав, горящий в течение определенного времени. Время замедления зависит от длины такого заряда и его состава.

Все электродетонаторы водоустойчивы и могут быть включены в сеть как постоянного, так и переменного тока. Для безотказного срабатывания через каждый ЭД должен проходить ток определенной силы («гарантийный ток»); силу гарантийного тока указывают на упаковке электродетонаторов.

Маркировка и интервалы замедления рекомендуемых к применению ЭД приведены в табл. 9.12.

Таблица 9.12. Электродетонаторы, рекомендуемые к применению на открытых и подземных горных работах

Тип электродетонатора	Количество серий замедления	Интервалы замедления
<i>Непредохранительные (для открытых и подземных работ в условиях, не опасных по взрыву газа и пыли)</i>		
ЭД-8Ж	—	—
ЭД-1-8-Т	—	—
ЗД-1-3-Т	1-10	20—200 (через 20 мс)
	11-14	225—300 (через 25 мс)
	15-18	350-500 (через 50 мс)
	19-23	600-1000 (через 100 мс)
	24	1,5 с
	25-29	2—10 с (через 2,0 с)
ЭД-КЗ	1-6	25, 50, 75, 100, 150, 250 мс
ЭД-ЗД	1-9	0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10,0 с.

Тип электродетонатора	Количество серий замедления	Интервалы замедления
<i>Непредохранительные (для открытых и подземных работ в условиях, не опасных по взрыву газа и пыли)</i>		
ЭД-З-Н	1-10	20—200 (через 20 мс)
	11-14	225-300 (через 25 мс)
	15-18	350-500 (через 50 мс)
	19-23	600—1000 (через 100 мс)
<i>Предохранительные (для шахт и рудников, опасных по взрыву газа и пыли)</i>		
ЭД-КЗ-ОП	—	—
ЭД-КЗ-П	1-5	25; 50; 75; 100; 125 мс
ЭД-КЗ-ПМ	1-7	15; 30; 45; 60; 80; 100; 120 мс

Электродетонаторы, выпускаемые за рубежом, аналогичны по конструкции отечественным и отличаются от них количеством и интервалами ступеней замедления. Так, в США выпускаются короткозамедленные детонаторы MS с 19 ступенями замедления от 25 до 1000 мс и детонаторы «Стрин-Дет» с 10 ступенями замедления с интервалом в 50 мс, а также ЭД замедленного действия «Аусдет-Марк V» с интервалами замедления от 500 до 15200 мс.

Провода, применяемые при электровзрывании (кроме выводных проводов электродетонаторов), подразделяют на соединительные и магистральные. Соединительные провода служат для соединения ЭД или групп ЭД между собой, если длина выводных проводов недостаточна. С этой целью используют либо специальные провода для взрывных работ (марок ЭВ, ВП, ВМ), либо одножильные изолированные установочные провода ПРТО, АПРТО и др. Площадь поперечного сечения жилы медных соединительных проводов должна быть не менее 0,5 мм². Соединительные провода одноразового использования, в процессе взрыва они, как правило, уничтожаются.

Магистральные провода прокладывают от места взрыва до пульта управления взрывом. В качестве магистральных разрешается применять только провода с резиновой или пластиковой изоляцией, с площадью поперечного сечения жилы не менее 0,75 мм². Магистральные провода не уничтожаются в процессе взрыва и могут быть использованы многократно. В качестве магистральных проводов можно применять шахтные гибкие кабели ГРШЭ, ШВБЭ и др.

Сопротивление соединительных и магистральных проводов R , Ом, определяют по формуле

$$R = \frac{l}{S} \rho,$$

где l — длина провода, м; S — площадь поперечного сечения жилы, мм²; ρ — удельное сопротивление материала провода, Ом·мм²/м.

Электровзрывная цепь обязательно должна быть двухпроводной, монтаж сети ведут от забоя в направлении источника тока. Соединение выводных и соединительных проводов между собой и присоединение их к магистральному разрешается только после окончания заряжания и удаления на безопасное расстояние людей, не связанных с монтажом сети. Соединения проводов должны быть тщательно зачищены, плотно сращены и изолированы. Магистральные провода должны быть проверены и замкнуты накоротко. Размыкать их можно только перед присоединением к соединительным проводам и к источнику тока.

Источники тока применяются сетевые и автономные. Сетевые взрывные приборы подключаются к осветительным или силовым коммуникациям, состоят из рубильников, сигнальных ламп и контрольно-измерительных приборов, смонтированных на специальных щитах, в шкафах или ящиках (взрывные станции); разрешено также применять пакетные выключатели и магнитные пускатели. Любые сетевые взрывные приборы применяются только при ведении взрывных работ на дневной поверхности и в шахтах, не опасных по газу и пыли.

Из автономных источников тока в подземных условиях наиболее широко используют конденсаторные взрывные приборы КВП-1/100М, ПИВ-100М, которые допущены к применению и в шахтах, опасных по газу и пыли, и конденсаторные взрывные машинки ВМК-500; машинки КПМ-3 применяются на открытых работах.

Для измерения сопротивления электродетонаторов при их проверке перед выдачей в работу и сопротивления взрывных сетей широко используют светодиодные испытатели взрывной сети ВИС-1 и переносные измерительные мосты постоянного тока Р3043. Эти приборы допущены к применению в шахтах, опасных по взрыву газа и пыли.

Соединение электродетонаторов между собой может быть последовательным, параллельным, последовательно-параллельным и параллельно-последовательным.

Последовательное соединение наиболее простое в монтаже, расчете и контроле. Недостатком его является ограниченность числа одновременно взрываемых ЭД и возможность групповых отказов при выходе из строя хотя бы одного электродетонатора.

Параллельное соединение применяют при взрывании большого числа близко расположенных зарядов. Широкое распространение схема получила при проходке шахтных стволов. Недостатком па-

раздельного соединения является невозможность контроля проводимости каждого ЭД в собранной схеме.

Последовательно-параллельная схема позволяет взрывать наибольшее число ЭД при фиксированных параметрах электросети. При этом соединение ЭД в группах выполняется последовательно, а сами группы подключаются к магистрали параллельно.

Параллельно-последовательная схема применяется, когда компактные группы ЭД располагаются на значительном расстоянии друг от друга.

Перед монтажом взрывных сетей проводится расчет их сопротивления, определяется сила тока в цепи I и тока, проходящего через каждый электродетонатор i (сила тока, проходящего через каждый электродетонатор, должна быть не менее гарантийного, т.е. $i \geq i_T$):

$$I = \frac{U}{rn + R_M} \quad / = / \text{ — для последовательного соединения ЭД;}$$

$$I \quad \text{—}, \quad i = I/n \text{ — для параллельного соединения ЭД;}$$

$$I = \frac{U}{\frac{r}{m} + L}, \quad / = J/m \text{ — для последовательно-параллельного соединения ЭД;}$$

$$/ = \frac{U}{n}, \quad / = I/n \text{ — для параллельно-последовательного соединения ЭД,}$$

где U — напряжение на зажимах источника тока, В; R_M — сопротивление магистральных проводов, Ом; r — сопротивление одного ЭД, Ом; n — количество ЭД в группе, шт; t — количество групп ЭД в схеме.

После монтажа электровзрывной сети измеряют ее фактическое сопротивление, так как взрыв скважинных зарядов разрешается производить только, если фактическое сопротивление сети отличается от расчетного не более, чем на 10%.

По характеру инициирования к электрическому способу близок способ взрывания с применением радиовзрывателей. В этом случае источник тока может монтироваться как в самом заряде, так и в непосредственной близости от него, а импульс во взрывную сеть подается по радиосигналу. В настоящее время Госгортехнадзором допущена к применению на дневной поверхности аппаратура с дистанционным управлением одиночными и массо-

выми взрывами по радиоканалам («Гром», «Гром-М», «Друза» и «Друза-М»).

Сравнительно новой системой является **система взрывания, разработанная шведской фирмой Nitro Nobel**, которая выпускается сейчас многими зарубежными фирмами под различными названиями. Важнейшей частью системы является волноводная инициирующая трубка диаметром 3 мм. Трубку выполняют из нескольких слоев различных пластмасс с напылением на внутреннюю поверхность взрывчатого вещества (около 16 мг на 1 пог. м). Это ВВ инициируется специальной взрывной машинкой с капсюлем типа «жевелю» и детонирует в трубке со скоростью 2 км/с, передавая импульс соединенному с ней детонатору.

Взрывание с помощью детонирующего шнура отличается от рассмотренных выше способов тем, что в патроне-боевике отсутствует детонатор, а инициирование заряда ВВ осуществляется взрывом детонирующего шнура (ДШ). Применение детонирующих шнуров упрощает технологию взрывных работ, обеспечивает возможность короткозамедленного взрывания, полноту детонации зарядов большой протяженности, гарантирует большую безопасность работ, особенно при ликвидации отказов. Способ допущен к применению на открытых работах и в шахтах, не опасных по газу и пыли.

Сердцевина детонирующего шнура выполнена из тэна или гексогена и заключена в трехслойную оплетку. Первые два слоя оплетки — из льняных нитей, а наружный слой — либо из хлопчатобумажных нитей с покрытием водоизолирующей мастикой и лаком (шнур ДША), либо из полихлорвинила (ДШ-В), либо из полиэтилена (ДШЭ). Оболочка шнуров от белого до красноватого цвета с двумя красными нитями по наружной оплетке. Детонирующие шнуры безотказно взрываются от стандартных КД и ЭД. Скорость детонации у ДШ различных марок 6—8 км/с. Масса ВВ в 1 м шнуров, используемых на горных работах, 6—15 т/м, а в специальных детонирующих шнурах (например, для геофизических работ) может достигать 150 г и более. За рубежом широко применяют детонирующие шнуры фирмы Dynamit-Nobel (Швеция) с сердцевинкой из Netropent'a в полиэтиленовой оболочке с последующей нитяной оплеткой и наружным покрытием термопластмассой. Техническая характеристика некоторых отечественных и зарубежных шнуров приведена в табл. 9.13.

Отечественные шнуры выпускаются бухтами длиной 50 и 100 м.

Детонирующие шнуры можно резать острым ножом на доске. Для безопасности работ при резании шнура необходимо размотать бухту и отнести ее на расстояние не менее 10 м от места резания. Шнур, находящийся в заряде, резать запрещается.

Таблица 9.13. Техническая характеристика детонирующих шнуров

Тип детонирующего шнура	Наружный диаметр, мм	Масса ВВ в 1 м, г/м	Скорость детонации, м/с	Термостойкость, °С		Водостойкость, ч
				от	до	
Отечественные детонирующие шнуры						
ДША	5,8	12	6500	-28	+50	12
ДШ-В	6,0	14	6500	-35	+60	24 •
ДШЭ-6	5,5	6	6500	-50	+65	30
ДШЭ-12	5,5	12	6500	-50	+65	30
ДШТТ-250/1500	10,5	100	6500	3 часа при +250° С		—
ДШУ-150	20,0	160	6000		+150° С	—
Шнуры фирмы Dynamit-Nobel						
Dynacord	5,2	12,5	6800	Сведения отсутствуют		
Supercord-20	6,3	20	6800			
Supercord-40	9,0	40	6800			
Supercord-100	14,0	100	6800			

Взрывная сеть ДШ при мгновенном взрывании представляет собой соединение магистрального ДШ, отрезков шнура, идущих к зарядам, и детонатора, присоединенного к магистральному шнуру в точке инициирования. Детонатор устанавливают на расстоянии 10...15 см от конца магистрального ДШ, плотно прижимая его к шнуру и фиксируя шпагатом или изолентой. Соединяются ДШ внакладку или морским узлом. Соединение внакладку выполняют на длине не менее 100 мм, скрепляя шнуры шпагатом или лентой, что обеспечивает передачу детонации только по ходу детонационной волны. Соединение морским узлом гарантирует детонацию шнуров ответвлений вне зависимости от направления хода детонационной волны в магистральном ДШ.

На конце отрезка ДШ, идущего к заряду, завязывают специальный узел, конструкцию которого выбирают в зависимости от чувствительности ВВ. При использовании патронированных или низкочувствительных ВВ изготавливают патроны-боевики (рис. 9.8) непосредственно на месте ведения взрывных работ.

Для надежного инициирования низкочувствительных гранулированных и водонаполненных ВВ применяют промежуточные детонаторы в виде патронов-боевиков из связки патронированных ВВ, обвязанных детонирующим шнуром, а также специальные промежуточные детонаторы из мощных прессованных ВВ в виде шашек различной формы и массы.

Для короткозамедленного взрывания с помощью детонирующего шнура применяют специальные пиротехнические замедли-

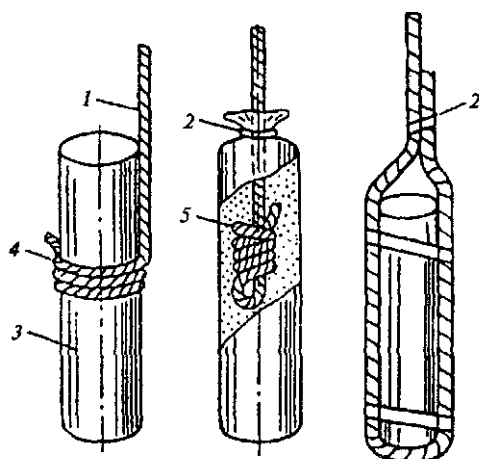
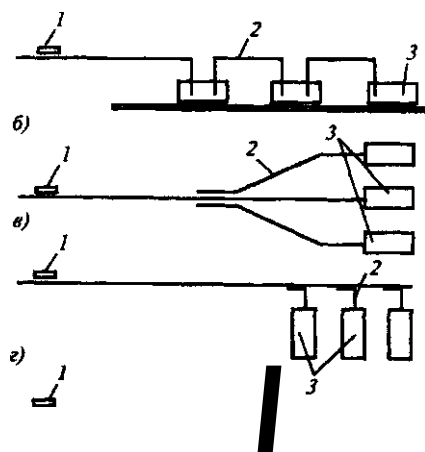


Рис. 9.8. Конструкции боевиков при взрывании детонирующим шнуром:
 7 — отрезок ДШ; 2 — шпатель; 3 — патрон ВВ; 4 — витки ДШ на патроне; 5 — узел ДШ

тели (реле) РП-8 двустороннего действия с различными интервалами замедлений. Реле представляет собой трубку, в концах которой закреплены по одному отрезку ДШ. В трубке отрезки ДШ касаются небольших зарядов инициирующих ВВ, между которыми помещен замедляющий состав. Реле включают в разрыв сети детонирующего шнура. При взрыве отрезка ДШ, передающего детонацию, раскаленные газы воспламеняют замедляющий состав. Затем взрывается второй заряд инициирующего ВВ и отрезок шнура, воспринимающий детонацию. При необходимости замедления больше номинального, допускается включение между зарядами ВВ последовательно двух и более реле.

Взрывные сети монтируются по схемам последовательного, пучкового, параллельно-ступенчатого и кольцевого соединения (рис. 9.9).

Последовательное соединение применяется лишь при взрыве наружных зарядов или небольшого числа мощных зарядов. Здесь нет магистрального шнура, а в каждый заряд вводятся два отрезка ДШ. *Пучковая схема* чаще всего применяется при дроблении негабаритов, когда несколько отрезков ДШ подсоединяют к магистральному шнуру в одном месте. *Параллельно-ступенчатое соединение* широко используется при однорядном взрывании шпуров и скважин. При взрывании обводненных скважин, а также скважин глубиной более 15 м, взрывная сеть полностью дублируется: в каждый заряд вводят не менее двух боевиков и прокладываются два маги-



с.

hpa.

—0

Рис. 9.9. Схемы взрывных сетей с детонирующим шнуром:
 о — последовательная; б — пучковая; в — параллельно-ступенчатая; г — кольцевая; 1 — детона-
 тор; 2 — отрезок ДШ; 3 — заряд ВВ; 4 — взрывные скважины; 5 — пиротехнические реле

стральных шнура. Самой надежной является *кольцевая схема*, так как при обрыве сети в любом месте взрыв вызывается детонационной волной противоположного направления. При этом магистральные отрезки шнуров, идущие вдоль рядов скважин, не дублируются, а дублируются лишь шнуры, идущие к зарядам. Соединение этих шнуров с магистральными выполняется морскими узлами.

9.11. Виды зарядов и воронки взрывов

В зависимости от способа размещения относительно разрушаемой среды заряды ВВ могут быть разделены на наружные (накладные), помещаемые на взрываемом объекте, и внутренние. Для размещения внутренних зарядов в среде, подлежащей разрушению,

создаются полости — зарядные камеры — шпуры, скважины, «котлы» или проходятся специальные подземные выработки. Наружные заряды применяются при дроблении крупных (негабаритных) кусков породы, при штамповке металлов и в ряде других случаев, внутренние — в основном на горных работах и в строительстве.

По форме заряды ВВ разделяют на *сосредоточенные*, когда длина заряда не превышает трех его диаметров, и *удлиненные*. При расчетах параметров взрыва сосредоточенные заряды обычно рассматриваются как точечные. К сосредоточенным зарядам могут быть отнесены котловые заряды, некоторые накладные и камерные заряды. Заряды, размещаемые в шпурах и скважинах, как правило, являются удлиненными.

Удлиненные заряды бывают *сплошными* и *рассредоточенными*, состоящими из нескольких частей, отделенных друг от друга промежутками, заполненными воздухом, водой, реже — инертными заполнителями.

По характеру действия на разрушаемую среду различают заряды *камуфлета*, *откольные*, *рыхления* и *выброса*. Изменение проявления действия взрыва может быть достигнуто как путем изменения массы заряда при одной и той же глубине его заложения, так и изменением глубины заложения зарядов одинаковой массы.

При заряде камуфлета видимого разрушения породы на поверхности массива не наблюдается, а непосредственно вокруг заряда формируется зона интенсивного дробления и трещиноватости пород. Взрыв откольного заряда вызывает откол породы у открытой поверхности и разрушение вокруг заряда. При взрыве заряда рыхления разрушенная порода остается в контуре зоны разрушения, а заряды выброса вызывают дробление и выброс породы за пределы зоны разрушения и образование воронок взрыва различных форм и размеров.

Форма воронки взрыва сосредоточенного заряда в однородном массиве с одной открытой поверхностью близка к прямому конусу с вершиной в центре заряда. Основными геометрическими параметрами воронки являются глубина заложения заряда — линия наименьшего сопротивления (J_{HNC} или W), т.е. кратчайшее расстояние от центра массы заряда до свободной поверхности, и радиус раствора воронки r . Отношение радиуса раствора воронки к J_{HNC} называется *показателем действия взрыва* $\lambda = r/W$.

При $\lambda > 1$ образуется *воронка усиленного выброса*, при $\lambda = 1$ — *воронка нормального выброса*, а при $1 > \lambda > 0,7$ — *уменьшенного выброса*. При расчетах зарядов рыхления показатель действия взрыва принимают в диапазоне $0,7 > \lambda > 0,2$, зарядов камуфлета — $\lambda < 0,2$.

9.12. Действие взрыва одиночного заряда взрывчатого вещества в массиве горных пород

Процесс разрушения горных пород взрывом протекает в короткие промежутки времени, зависит от многих факторов и весьма сложен для изучения. Общеизвестной исчерпывающей теории механизма разрушения порода взрывом до сих пор не существует. Предполагая, что при взрыве разрушение пород в основном определяется энергией волн напряжений, действие взрыва одиночного сосредоточенного заряда в неограниченной однородной среде может быть представлено в следующем виде. При взрыве на стенки зарядной камеры мгновенно воздействует огромное давление продуктов взрыва и возникает ударная волна. Напряжение сжатия на фронте ударной волны возрастает скачком, скорость ее распространения превышает скорость звука в горной породе. Сопротивление раздавливанию даже самых крепких пород на несколько порядков меньше напряжений, возникающих на фронте волны у стенок зарядной камеры. Частицы породы получают радиальные движения и смещаются вслед за фронтом ударной волны. После прохождения ударной волны давление в зарядной камере падает, и порода вблизи заряда начинает расширяться в сторону центра заряда и разгружаться. В результате образуется зона сильно деформированной породы.

По мере удаления от заряда энергия взрыва передается всеувеличивающейся массе среды, в силу чего удельная энергия (Дж на 1 см^3 массива) существенно уменьшается. Напряжения сжатия быстро падают с увеличением расстояния.

Область распространения ударной волны в массиве невелика и не превышает 4—6 диаметров заряда. На большем удалении от заряда волна перерождается в волну напряжений, которая пронизывает массив на расстояние до 100 диаметров заряда. Для этой волны характерно плавное нарастание и спад величины напряжений; скорость распространения этой волны равна скорости звука в горной породе. На расстоянии свыше 100 диаметров заряда со скоростью звука распространяются, постепенно затухая, сейсмические волны с характерным синусоидальным колебанием среды.

Таким образом, при взрыве заряда ВВ в массиве могут быть выделены следующие зоны: 1) *сжатия и измельчения* (зона воздействия ударной волны); 2) *трещинообразования и разрыхления* (на интервале прохождения волны напряжений); 3) *колебаний или сотрясений*. Границы зон определяются соотношением предела прочности породы (например, на сжатие $[\sigma_{\text{сж}}]$) с фактически возникающими при взрыве напряжениями α . Так, для первой зо-

ны $\sigma_t \gg [\sigma_{сж}]$, для второй $\sigma_t \ll [\sigma_{сж}]$ и для третьей $\sigma_t < [\sigma_{сж}]$. Процесс разрушения породы происходит в первых двух зонах.

При изучении действия взрыва заряда вблизи свободной поверхности большинство ученых в настоящее время полагают, что разрушение среды происходит совместным «поршневым» действием продуктов детонации и волновых процессов.

Рассмотрим элементарный объем породы АК на произвольном расстоянии R от сосредоточенного заряда ВВ (рис. 9.10). При взрыве на этот объем будут действовать в радиальном направлении усилия сжатия, вызывающие напряжения σ_r . Под действием сил сжатия разрушение возможно лишь в ограниченной зоне, где напряжения в 10—12 раз превышают предел прочности породы на сжатие. Порода в этой зоне подвергается переизмельчению, причем энергоемкость образования этой зоны очень велика. В результате сжимаемости пород вокруг заряда элементарный объем АВ получает возможность деформироваться в тангенциальном направлении. При этом в среде образуется первая система трещин, радиально расходящихся от заряда (рис. 9.10, а).

Когда волны сжатия достигают свободной поверхности, на границе раздела полупространства напряжения сжатия σ_R обра-

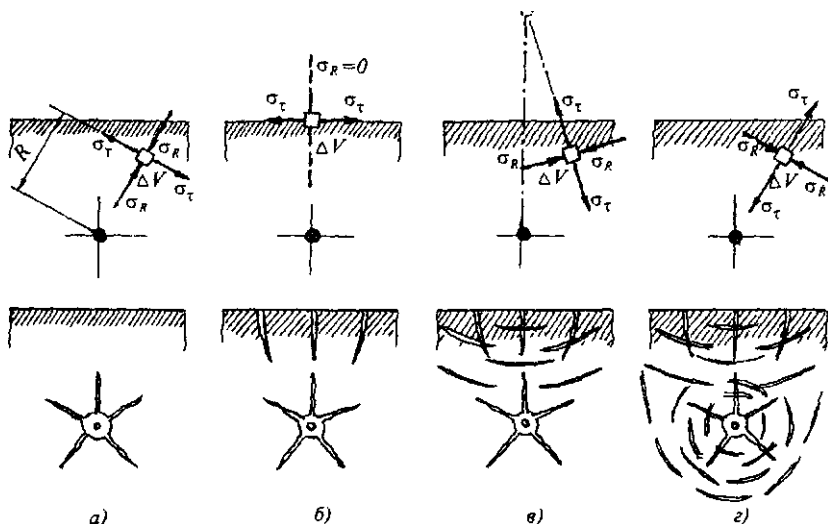


Рис. 9.10. Действие взрыва сосредоточенного заряда вблизи свободной поверхности:

а — образование первой системы трещин (радиальных); б — образование второй системы трещин; в — формирование воронки откола; г — образование системы кольцевых трещин разгрузки

щаются в нуль и проявляется лишь действие a_t , в результате чего в среде возникает вторая система трещин, перпендикулярных свободной поверхности (рис. 9.10, б).

На границе раздела полупространства прямая волна сжатия отражается и преобразуется в отраженную волну растяжения с центром кривизны в зеркально отраженном центре заряда (рис. 9.10, в). Объем AV испытывает растяжение в радиальном и сжатие в тангенциальном направлениях. Образуются кольцевые трещины, формируется воронка откола, а в породе — волна напряжения, вызывающих деформации растяжения. Так как объем Дополняет возможность смещаться в сторону зарядной камеры, в породе образуется система кольцевых трещин — трещин разгрузки, — которыми и завершается процесс волнового разрушения породы. Волна растягивающих деформаций распространяется в породе со скоростью, равной приблизительно половине скорости звука. Развал и отбрасывание горной массы является заключительным этапом разрушения и происходит за счет «поршневого» действия расширяющихся продуктов взрыва.

При взрыве одиночного удлиненного заряда фронт волны растяжения-сжатия имеет цилиндрическую форму и механизм разрушения породы аналогичен рассмотренному.

При дроблении взрывом трещиноватых пород, трещины, которые разбивают массив на блоки (отдельности), оказывают экранирующее влияние на распространение волн сжатия-растяжения. При этом заданная степень дробления пород с уверенностью может быть достигнута лишь в непосредственной близости от заряда, в так называемой «зоне регулируемого дробления». Далее разрушение блоков носит вероятностный характер («зона мало регулируемого дробления»), а еще дальше энергии взрыва оказывается недостаточно для разрушения блоков и происходит только развал породы на блоки («зона нерегулируемого дробления»).

Особенность взрыва заряда в пластичных средах, в частности в грунтах, заключается в их способности к достаточно большим деформациям при сжатии, в результате чего образовавшиеся газы при расширении «раздвигают» стенки зарядной камеры, образуя характерную «зону вытеснения», так называемый «котел».

9.13. Понятие о короткозамедленном взрывании

При одновременном взрыве нескольких зарядов возникает сложная картина интерференции волн и напряженное состояние среды между зарядами существенно отличается от напряженного состояния при взрыве одного заряда.

Рассмотрим элементарный объем AV , расположенный по линии, соединяющей два заряда (рис. 9.11, а). При встрече волновых фронтов соседних зарядов радиальные сжимающие и тангенциальные растягивающие напряжения совпадают по направлению и знаку и суммарные напряжения увеличиваются. Увеличенные растягивающие напряжения вызывают образование магистральной трещины по линии зарядов. С удалением от плоскости расположения зарядов совпадение напряжений нарушается и суммарные напряжения, возникающие в породе, снижаются. В некоторых точках массива возможна полная взаимная компенсация напряжений, генерируемых каждым зарядом (рис. 9.11, б).

Таким образом, при одновременном взрыве двух зарядов наибольшие напряжения возникают в плоскости, проходящей через заряды, а с удалением от нее напряжения уменьшаются, эффективность разрушения породы снижается и в массиве формируются зоны, где суммарные напряжения от взрыва соседних зарядов оказываются равными нулю. При ведении взрывных работ стремятся максимально уменьшить размеры этих зон, переходя на многорядное взрывание, принимая оптимальные схемы расположения и конструкции зарядов и их разновременное взрывание.

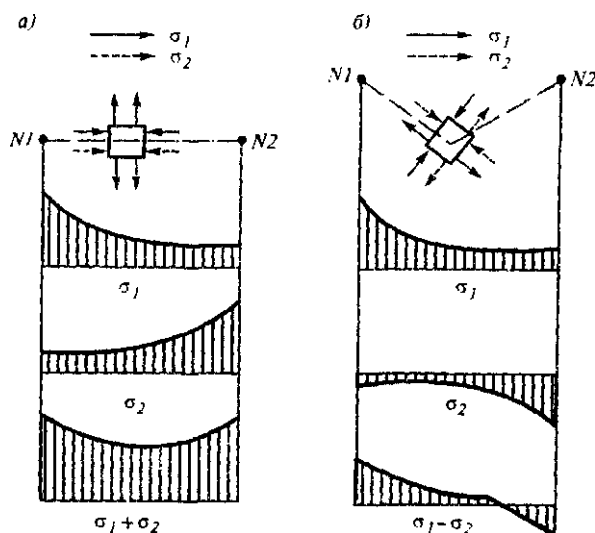


Рис. 9.11. Схема напряженного состояния различных участков массива при одновременном взрыве двух соседних зарядов:

а — на линии, соединяющей заряды; б — в глубине массива между зарядами (о, и а, — напряжения, возникающие в массиве от взрыва соответственно заряда № 1 и № 2)

Процесс последовательного взрывания серий зарядов с интервалом между соседними взрывами от 10 до 500 мс называется *короткозамедленным взрыванием* (КЗВ). Основными достоинствами КЗВ являются: улучшение дробления породы и, следовательно, повышение производительности погрузочно-транспортных машин; снижение сейсмического воздействия взрыва, что обеспечивает возможность увеличения массы зарядов ВВ; уменьшение разброса породы.

При взрыве двух зарядов интервал замедления между ними должен быть таким, чтобы второй заряд взорвался, когда закончится действие упругих волн первого взрыва, в массиве прорежутся трещины и породы вокруг первого заряда только начнут движение в сторону свободной поверхности. В это время вокруг второго заряда массив будет находиться в напряженном состоянии и взрыв этого заряда вызовет более сильное дробление породы. Кроме того, при перемещении пород передний фронт породы, выброшенной вторым взрывом, будет двигаться со скоростью в 5—10 раз большей, чем задний фронт пород, выброшенных первым взрывом, и в результате соударения кусков степень дробления их еще больше увеличится. Для усиления этого эффекта целесообразно взрывать три и более рядов зарядов с расстоянием между рядами, равным $(0,8—1,0) \Sigma$, где Σ — линия наименьшего сопротивления первого ряда зарядов.

Улучшение дробления породы проявляется уже при замедлениях 1—2 мс. Мгновенный взрыв зарядов увеличивает степень зажима породы, и полезное использование энергии взрыва оказывается равным лишь около 6,5%. При оптимальном замедлении полезное использование энергии взрыва достигает 15,5%. Оптимальное время замедления, мс, для каждого заряда или группы зарядов рекомендуется определять по формуле

$$t_{\text{опт}} = \frac{31,6W}{V_u} - 6 \sqrt{7 + 9,6} \quad (9.11)$$

где K_x — поправочный коэффициент, величина которого зависит от принятой схемы расположения зарядов относительно свободной поверхности: для последовательного взрывания двух зарядов, из которых первый взрывается при одной, а второй — уже при двух свободных поверхностях $K^* = 3,3$; для последовательного взрыва двух зарядов, из которых каждый взрывается при двух свободных поверхностях, $K^* = 1,0$; для последовательного взрыва зарядов, расположенных в один ряд вдоль уступа (первый взрывается при двух, а следующий — при трех свободных поверхно-

стях) $K_{сх} = 0,7$; при взрывании зарядов на уступах Г-образной формы (каждый заряд взрывается при трех свободных поверхностях) $A_x^* = 0,5$.

На основании большого числа экспериментов установлено, что пределы отклонения величины замедления от оптимального значения не должны превышать, мс

$$Дт = \pm(2 W + 2).$$

На практике величина замедлений с учетом крепости и упругих свойств породы, массы заряда и линии наименьшего сопротивления W часто определяется по формуле Лангефорса, мс

$$т = Ш, \quad (9-12)$$

где A' —коэффициент, учитывающий свойства породы; по данным практики его можно принимать: для весьма крепких пород $K=3$, для крепких $K=4$, для пород средней крепости $K=5$ и для слабых пород $K=6$.

9.14. Методы управления энергией взрыва

Под *управлением энергией взрыва* понимают комплекс мероприятий, проводимых для регулирования дробления и перемещения горной массы, а также для снижения сейсмического эффекта взрыва.

Под *рациональной* понимается такая степень дробления, при которой суммарные приведенные затраты по всем процессам горного производства минимальны. Выше отмечалось, что при взрыве серии зарядов в породе, расположенной между зарядами, могут образовываться зоны, где происходит взаимная компенсация напряжений от двух соседних взрывов. В этих зонах порода подвергается наименьшему дроблению.

Рассмотрим методы уменьшения объема этих зон и регулирования степени дробления за счет изменения параметров взрыва и конструкции зарядов.

1. С повышением удельного расхода ВВ (q , кг/м³) процентное содержание кусков размерами, превышающими допустимые, в общем объеме горной массы (выход негабарита B , %) снижается до некоторой конечной величины, определяемой физическим состоянием пород, их естественной трещиноватостью (рис. 9.12, а). Дальнейшее увеличение расхода ВВ уже практически не сказывается на степени дробления породы.

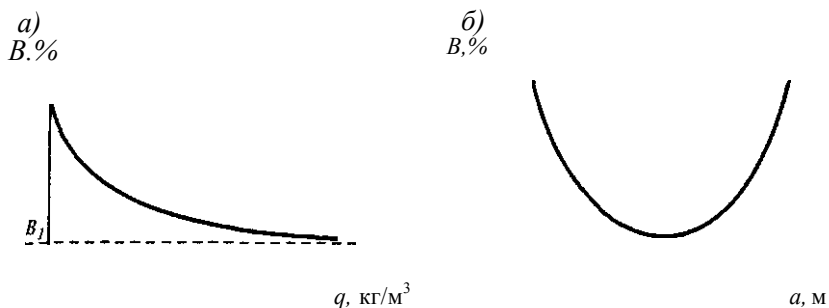


Рис. 9.12. Зависимость качества дробления породы взрывом (выход негабарита, В) от удельного расхода ВВ, q (а) и от расстояния между зарядами, a (б)

2. Если проанализировать зависимость выхода негабарита (B , %) от расстояния между зарядами (a) при неизменных ЛНС и массе заряда, то для каждой породы получим сходные кривые (рис. 9.12, б). Правые ветви этих кривых свидетельствуют о недостатке энергии взрыва для качественного дробления пород, левые — о том, что при повышенном удельном расходе ВВ ($a \rightarrow \min$) взрыв на рыхление переходит во взрыв на выброс.

3. Установлено, что значение ЛНС, преодолеваемой взрывом удлинённого заряда, увеличивается с увеличением его диаметра, т.е. $W=f(d_3)$. При обурировании массива пород, сложенного крупными блоками, скважины большого диаметра могут располагаться на таком расстоянии друг от друга, при котором массив будет только разваливаться на естественные блоки без их дальнейшего дробления. Уменьшая d_3 (и, следовательно, W), можно весь взрываемый массив перевести в зону регулируемого дробления. Технико-экономическими расчетами установлено, что при открытой разработке месторождений полезных ископаемых диаметры зарядов (диаметры взрывных скважин) целесообразно принимать для пород I-II категорий по трещиноватости равными 300—350 мм, для III и IV категорий — 200—250 мм и для пород V категории — 100—150 мм.

4. Достаточно широкие возможности управления энергией взрыва заложены в совершенствовании конструкции заряда. Так, для снижения бризантного воздействия взрыва с целью увеличения среднего размера кусков сортовых углей применяются заряды с водяными и воздушными радиальными зазорами (рис. 9.13). Улучшение дробления вязких и пластичных пород достигается использованием зарядов с осевыми воздушными промежутками (рис. 9.14, а). В неоднородных породах заряд следует располагать

Рис. 9.13. Удлиненный рассредоточенный заряд с радиальным воздушным зазором:

1 — патроны ВВ; 2 — центрирующие шайбы; 3 — забойка

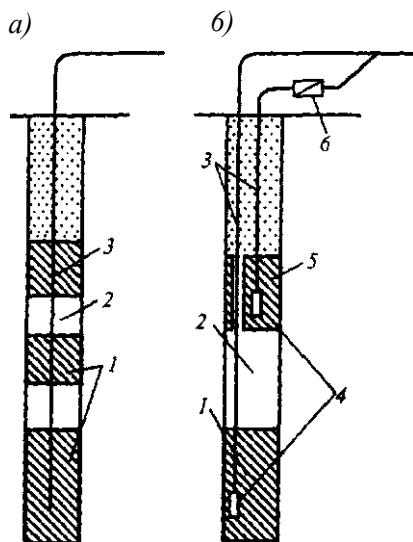


Рис. 9.14. Конструкции скважинных зарядов с осевыми воздушными промежутками:

а — при одновременном взрыве частей заряда; б — при взрыве с внутрискважинным замедлением; 1 — заряд ВВ; 2 — воздушные промежутки; 3 — детонирующий шнур; 4 — патрон-боевик; 5 — трубка; 6 — пиротехническое реле

в крепких прослойках. Суммарная длина воздушных промежутков в крепких породах должна быть не более 0,2 общей длины заряда, в породах средней крепости — не более 0,3 и в слабых — до 0,4 общей длины заряда. В любом случае масса верхней части заряда принимается равной 0,25—0,35 общей массы заряда.

5. В ряде случаев используют «внутрискважинное замедление» (рис. 9.14, б), заключающееся в том, что патроны-боевики

устанавливают в верхней и нижней частях рассредоточенного заряда. Это позволяет увеличить время воздействия на массив продуктов взрыва и полнее использовать энергию ВВ.

6. В связи с тем, что характер развития полей напряжений вокруг заряда зависит от места инициирования, используют различные комбинации точек инициирования. Схема развития полей напряжений представлена на рис. 9.15. Здесь v — скорость смещения центра тяжести разрушаемой части породы. На этом же рисунке показаны возможные комбинации мест инициирования.

7. Существенное влияние на эффективность взрыва оказывает качество забойки скважин и шпуров. Забойка обеспечивает «запирание» продуктов взрыва, увеличивая общее время действия импульса взрыва. Обычная забойка — смесь песка и глины, которую укладывают в скважину (шпур) над зарядом ВВ и утрамбовывают. По определению длины забойки рекомендации разных исследователей очень отличаются друг от друга (1,5—2,0 м, $20d_3$, (0,5—1,25) W и др.). Это свидетельствует о том, что величина забойки зависит от многих факторов, и в каждом конкретном случае должна уточняться на основании опытных взрывов.

Кроме обычной забойки применяют гидравлическую забойку, которая существенно снижает пылеобразование. Длина такой забойки принимается равной $2/3$ длины шпура. Используют и «запирающую» забойку, когда одновременно с основным зарядом в скважине взрывают небольшой дополнительный заряд в забойке на устье. Разновидностью запирающей забойки является взрыв с запрессовкой, когда рядом с основным шпуром и параллельно ему бурят короткий дополнительный шпур, взрыв заряда в котором разрушает породную переемычку между шпурами и запрессовывает устье основного шпура.

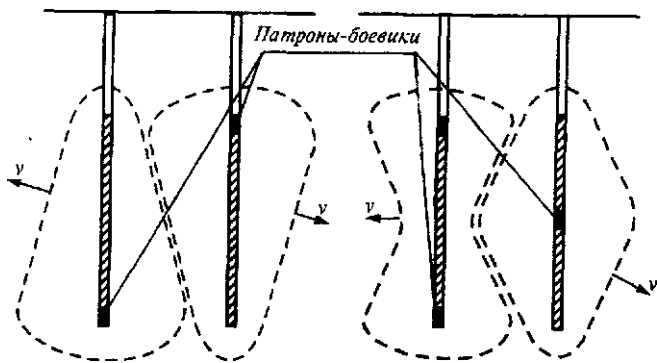


Рис. 9.15. Схема развития полей напряжений при различных точках инициирования зарядов и возможные комбинации мест инициирования

К способам управления энергией взрыва можно также отнести:

- применение водонаполненных ВВ взамен рассыпных; если частицы (или заряд) ВВ окружены жидкостью, то это почти вдвое повышает начальное давление продуктов взрыва и увеличивает силу и длительность импульса;

- использование так называемого «взрыва в зажиме», когда неубранная от предыдущего взрыва порода играет роль подпорной стенки, обеспечивающей более полное использование кинетической энергии взрыва и улучшение дробления породы;

- применение промежуточных боевиков с высокой скоростью детонации, что повышает скорость детонации основного заряда. Так, при инициировании граммонита 79/21 (скорость детонации 3—3,6 км/с) скальным аммонитом № 1 (скорость детонации 4,8—5,3 км/с) скорость детонации ВВ основного заряда достигает 4,8—5,0 км/с и начальное давление в зарядной камере повышается почти вдвое;

- применение короткозамедленного и замедленного взрывания;
- бурение дополнительных промежуточных шпуров и скважин;
- выбор оптимальной очередности взрывания зарядов.

9.15. Общие принципы расчета разрушающего действия зарядов

Принципы расчета разрушающего действия зарядов базируются на законах подобия, одним из которых является обобщенный закон подобия при взрыве. В соответствии с этим законом, напряжения, возникающие на расстоянии R от заряда, зависят от величины полной энергии взрыва и этого расстояния.

Формулу для расчета величины заряда Q наиболее просто можно получить для зарядов нормального выброса (см. 9.11). Объем V воронки взрыва равен объему конуса:

$$V = \frac{Lnr^2W}{3}.$$

При нормальной воронке показатель действия взрыва n равен 1, следовательно $r=W$. Приняв $L \ll 3$, получим, приближенно $V \ll W^3$. Поскольку величина заряда находится в прямой зависимости от массы отбиваемой в объеме конуса породы, получим формулу для расчета величины Q_H :

$$(9.13)$$

где q_H — удельный расход ВВ для нормальной воронки, кг/м^3 , который зависит от свойств горной породы и ВВ.

При увеличении заряда Q показатель действия взрыва n увеличивается, а при уменьшении — уменьшается. Отсюда следует, что величина заряда является функцией n . Обозначив эту функцию $у.ж. A_n$), получаем формулу для расчета величины зарядов в виде

$$Q = A_n q_H W^3. \quad (9.14)$$

Наиболее широко во взрывном деле для определения величины A_n) применяется формула, предложенная в 1871 г. русским военным инженером М.М. Боресковым

$$A_n) = 0,4 + 0,6n^3. \quad (9.15)$$

Эта формула дает удовлетворительные результаты для зарядов усиленного выброса, а для зарядов уменьшенного выброса их величины занижаются. Ею также нельзя пользоваться при расчете зарядов на выброс при $W > 25$ м.

При расчете величины сосредоточенных зарядов рыхления используют эмпирическую формулу

$$Q = 0,33 q_H V^3. \quad (9.16)$$

Расчет величины удлиненных зарядов ведут аналогично рассмотренному принципу, исходя из объема взрывающей породы.

Подробнее этот вопрос рассматривается ниже (см. § 9.16).

9.16. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок

Паспорт буровзрывных работ. По действующим правилам все взрывные работы ведутся по технической документации. К ней относятся проекты и паспорта. Рабочие и технический персонал, осуществляющие буровзрывные работы, должны быть ознакомлены с такими документами под роспись. *Проекты* составляются для взрывания скважинных, камерных и котловых зарядов, а также для различных специальных взрывных работ.

Для проведения подземных или открытых разведочных выработок составляются *паспорта* буровзрывных работ, которыми регламентируется вся технология взрывных работ и работ по бурению шпуров. Они составляются на основании результатов не менее трех опытных взрываний. Паспорта утверждаются руководителем предприятия, которое ведет взрывные работы. В них указываются: характеристика горной выработки и горных пород; способ взрыва-

ния; тип ВВ и способ заряжания; схема расположения шпуров; число, глубина и диаметр шпуров; масса и конструкция зарядов и боевиков; средства инициирования и последовательность взрыва»
ния зарядов; материал забойки и ее длина; длины зажигательных трубок и контрольного отрезка огнепроводного шнура; схема монтажа электровзрывной (взрывной) сети с указанием ее длины (сопротивления); источник электрического тока (при электровзрывании); величина радиуса опасной зоны; места укрытия взрывника и рабочих во время проведения взрывных работ; расстановка постов охраны или расположение предупреждающих и запрещающих знаков на границе опасной зоны; время проветривания (для шурфов без рассечек, кроме того, другие необходимые сведения о параметрах и режимах проветривания; для всех других выработок составляются самостоятельные документы — паспорта проветривания).

Разовые взрывы зарядов в шпурах, например, для доведения контуров выработки до размеров, предусмотренных проектом, выравнивания забоя, расширения выработки, а также в целях ликвидации отказов разрешается проводить по схемам. *Схему* составляет и подписывает представитель технического надзора, осуществляющий непосредственное руководство взрывными работами. В ней указываются расположение шпуров, масса и конструкции зарядов, места расстановки постов и укрытия взрывника, другие необходимые меры безопасности.

Шпуровой комплект. При проведении подземных горных выработок буровзрывным способом выполняется комплекс периодически повторяющихся проходческих операций, составляющих проходческий цикл.

Важнейшей из них являются буровзрывные работы. Взрывание шпуровых зарядов проводят в следующих целях: создания за счет взрыва первых зарядов дополнительной обнаженной поверхности для обеспечения наиболее благоприятных условий для разрушительного воздействия на породу взрывов других зарядов; разрушения породы до определенной степени кусковатости; обеспечения компактности развала породы и условий для эффективной работы погрузочного оборудования; исключения повреждения крепи и оборудования; образования сечения выработки, по форме и размерам близкого к проектному, с минимальными переборами; обеспечения хорошего подвигания забоя в каждом цикле; исключения нарушения массива за контуром сечения выработки.

Для достижения указанных результатов заряды ВВ размещают в шпурах различного назначения, образующих шпуровой комплект. Он состоит из шпуров *врубовых*, *отбойных* и *оконтуривающих*. Именно заряды врубовых шпуров, взрываемые раньше других, формируют врубовую полость, т.е. дополнительную обнаженную

поверхность и создают благоприятные условия работы для зарядов в других шпурах.

При проведении выработок небольшой площади сечения отбойных шпуров может быть немного, и в этом случае их называют *вспомогательными*. В выработках малого сечения вспомогательные шпуры могут отсутствовать вовсе. Задача отбойных шпуров заключается в расширении врубовой полости и создании условий для эффективной работы оконтуривающих шпуров. Заряды оконтуривающих шпуров разрушают породу, оставшуюся после взрыва зарядов отбойных шпуров и формируют проектную форму и размеры поперечного сечения выработки.

Шпуровой комплект характеризуется схемой размещения шпуров, типом вруба, числом шпуров в целом и по группам шпуров, глубиной и длиной шпуров, диаметром, углами наклона шпуров, расстоянием между шпурами.

Под типом вруба понимается характер размещения врубовых шпуров в породном массиве. Применяют наклонные, прямые и комбинированные врубы. Наклонные врубы образуют шпурами, пробуренными под углом 55—70° к плоскости забоя (прямые — под углом 90°).

Из наклонных врубов для горизонтальных и наклонных выработок наиболее широко известны клиновые врубы (вертикально-клиновой, горизонтально-клиновой, двойной и тройной клиновые врубы), пирамидальный вруб, верхний и нижний врубы, боковой (левый и правый) врубы.

Вертикально-клиновой вруб состоит из 4—8 шпуров, попарно расположенных по двум вертикальным линиям (рис. 9.16, *а*) и образующим в пространстве клин. В массиве пород забои шпуров в каждой паре расположены на расстоянии около 0,2 м. Наиболее подходящие условия его применения — породы некрепкие и средней крепости, с крутым падением трещин или напластованием.

Рациональные параметры вертикально-клиновых врубов приведены в табл. 9.14.

Таблица 9.14. Рациональные параметры вертикально-клиновых врубов

Коэффициент крепости пород J	Расстояние между парами сходящихся шпуров, м	Угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя, град
1-6	0,50	70
6-8	0,45	68
8-10	0,40	65
10-13	0,35	63
13-16	0,30	60
16-18	0,25	58
18-20	0,20	55

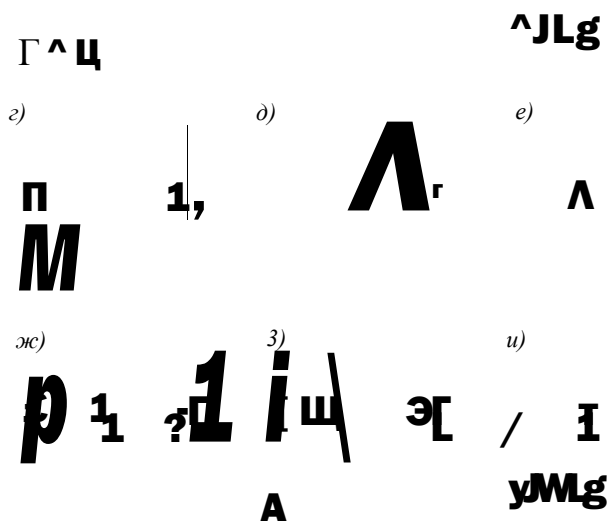


Рис. 9.16. Наклонные врубы:

о — вертикально-клиновой; б — горизонтально-клиновой; в — пирамидальный; г — верхний; д — нижний; е — боковой правый, ж — боковой левый; з — двойной клиновой; и — тройной клиновой

Горизонтально-клиновой вруб (рис. 9.16, б) применяется при горизонтальном или пологом падении пластов или трещин.

Глубина шпуров в клиновых врубах может составлять 1,8—2,6 м.

Существенным недостатком обычных клиновых врубов является то, что они не могут обеспечить необходимую глубину врубовой полости в крепких породах, поскольку угол наклона шпуров в этом случае составляет всего 50—55°. Так, при $\beta = 6 + 9$ и ширине выработки 2 м глубина вруба составит 1,2 м, а при ширине 3 м — 1,8 м. При $\beta > 12$ глубина вруба не может быть более 0,9 и 1,3 м соответственно. Большинство разведочных выработок имеют ширину менее 3 м. Следовательно, при использовании клиновых врубов практически невозможно обеспечить подвижение забоя в крепких породах более 1,5 м.

Второй недостаток вертикально-клинового вруба заключается в том, что при небольшой ширине выработки трудно из-за стесненности условий так расположить бурильную машину, чтобы

можно было осуществить бурение шпуров под нужным углом наклона. Поэтому в выработках небольшой ширины ($< 1,5$ м) клиновые врубы не применяются.

Область применения простых клиновых врубов можно расширить, используя *двойной* (рис. 9.16, з) или иногда *тройной клиновой вруб* (рис. 9.16, и).

Пирамидальный вруб (рис. 9.16, в) состоит из 3—6 шпуров глубиной до 2,5 м, угол наклона к забою составляет $65\text{—}75^\circ$. Применяется по монолитным породам различной крепости и характеризуется большим разбросом породы, поэтому в основном используется при проходке стволов шахт.

Верхний (рис. 9.16, г) и *нижний* (рис. 9.16, д), *боковой правый* (рис. 9.16, е) и *левый* (рис. 9.16, ж) применяют при таком четко выраженном направлении слоистости, чтобы пересечение границ между пластами было возможно под углами, близкими к прямому. Шпуры образуют односторонний клин соответственно у кровли, почвы и одного из боков выработки.

К прямым врубам относятся призматический, щелевой, спиральный, шагающий, со взрывной запрессовкой зарядов, с очищающими врубовую полость зарядами, с компенсационными полостями и др.

Призматический вруб (рис. 9.17, а) применяется в выработках любого сечения по породам средней крепости и крепким. Шпуры вруба длиной 2,5—4 м располагают на расстоянии 0,1—0,2 м друг от друга с учетом крепости пород. Они образуют во взрываемой породе трехгранную или многогранную призму.

В породах, склонных к запрессовке, целесообразно применение призматического вруба с очищающим зарядом небольшой величины (рис. 9.17, б). Его размещают в центральном шпуре, который глубже остальных шпуров на 0,2—0,3 м, а взрывают — с замедлением 20—50 мс.

Щелевой вруб (рис. 9.17, в) образуют шпуры, располагаемые на одной вертикальной линии, на расстоянии 0,1—0,2 м друг от друга. Применяется в тех же породах, что и призматический вруб. Возможны варианты вруба со всеми заряжаемыми шпурами и заряданием через один шпур. В этом случае холостые шпуры играют роль дополнительной поверхности ослабления массива для ближайших взрываемых зарядов. В породах, склонных к запрессовке, в центральном или нижнем шпуре увеличенной глубины, так же, как и в призматических врубах, размещается очищающий заряд. Вруб может применяться в любых сечениях, особенно целесообразен в выработках небольшой ширины.

Известны несколько вариантов *спиральных врубов* (рис. 9.17, г). В одном из них шпуры размещают в плоскости забоя на все уве-

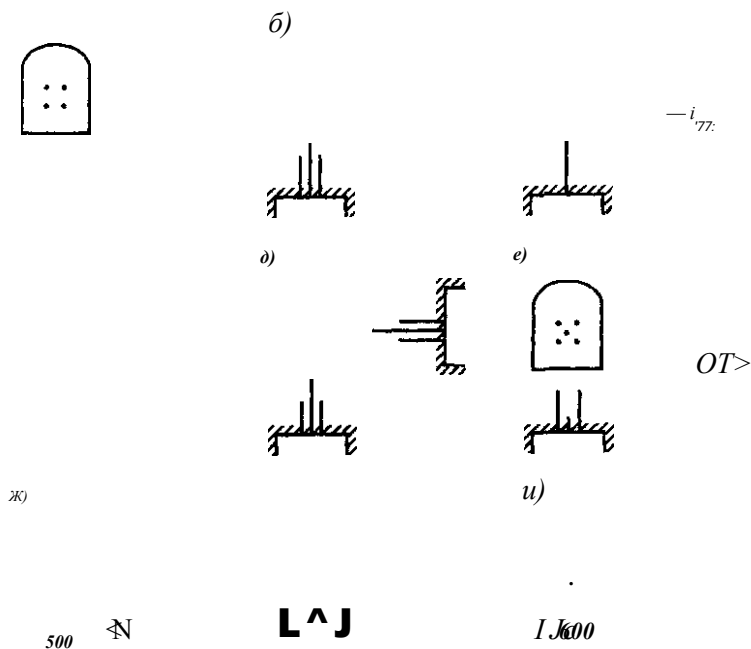


Рис. 9.17. Прямые врубы:

а — призматический; б — призматический с очищающим зарядом; в — щелевой с очищающим зарядом; г — спиральный; д — шагающий; е — с запрессовочным зарядом; ж, з, и — примеры врубов с компенсационными полостями

личивающемся расстоянии друг от друга как бы по спирали. Целесообразно первый шпур оставлять холостым, а первый взрывае-мый заряд располагать на небольшом расстоянии от холостого. Заряды взрываются с замедлением, постепенно увеличивая объем врубовой полости. Вруб применяют в выработках любых сечений по породам средней крепости и крепким независимо от особеннос-тей строения и свойств.

В *шагающем врубе* (рис. 9.17, д) один шпур бурится в два раза глубже остальных. Взрыв заряда этого шпура образует врубовую полость и для следующего цикла проходки.

Во *врубках с запрессовочными зарядами* (рис. 9.17, е), размещае-мыми в коротких шпурах, эти заряды взрываются первыми и за-прессовывают участок забойки, увеличивая эффективность работы основных врубовых зарядов. Применяется в породах, склонных к запрессовке.

Врубы с компенсационными полостями (рис. 9.17, ж, з, и) вклю-чают один или несколько шпуров увеличенного диаметра или

скважин, которые не заряжаются. При определенном диаметре шпура или скважины расстояние между ними и первыми взрывае-мыми зарядами должно быть таким, чтобы в образующейся поло-сти не происходило запрессовки породы, т.е. чтобы наличием по-лости компенсировалось увеличение объема разрушаемой породы. Это расстояние устанавливается опытным путем и составляет, в среднем, около 2,5 диаметров незаряжаемой полости. Врубы с компенсационными полостями применяются в породах средних и крепких и обеспечивают подвигание забоя в цикле до 6 м.

Важное условие успешной работы прямых врубов — высокая точность бурения шпуров, особенно это касается параллельности осей первых заряжаемых шпуров и незаряжаемых полостей.

Комбинированные врубы состоят из шпуров, часть которых бу-рится к плоскости забоя наклонно, а другая — перпендикулярно. Однако эти типы врубов широкого распространения не имеют.

Основные типы врубов для вертикальных выработок приведе-ны в гл. 24.

Тип ВВ, глубина, диаметр, число и схема размещения шпуров. Тип ВВ необходимо выбирать в соответствии с горнотехнически-ми условиями проходки выработки, руководствуясь рекомендац-иями, приведенными в § 9.9.

Глубина и длина для шпуров, пробуренных перпендикулярно плоскости забоя, совпадают. Для наклонных шпуров под глубиной понимают проекцию оси шпура на ось выработки. Для наклонных шпуров (во врубе, для оконтуривающих шпуров или, реже, для вспомогательных шпуров) длину шпура / можно выразить через глубину $l_{\text{шп}}$ и угол α наклона шпура к плоскости забоя:

$$l = l_{\text{шп}} / \sin \alpha. \quad (9.17)$$

Шпуровой комплект характеризуется средней глубиной шпу-ров. Она принимается в зависимости от размеров сечения, свойств пород, необходимых темпов проходки выработки, воз-можностей применяемого бурового оборудования.

Нормальная средняя глубина шпуров лежит в пределах 1,5—2,5 м. Шпуры глубиной менее 1,5 м (небольшие сечения выработок, крепкие горные породы или необходимость опробо-вания короткими интервалами) называются *неглубокими* (мелки-ми), а шпуры глубиной более 2,5 м — *глубокими*.

Глубину шпуров, м, с учетом требуемых темпов проходки вы-работки можно рассчитать по формуле

$$l_m = L / (T n m / a), \quad (9.18)$$

где L — проектная длина выработки, м; n — число рабочих дней в месяце (принимается в соответствии с режимом работы предприятия — с одним или двумя общими выходными днями в неделю или без общих выходных дней, т.е. с непрерывным режимом работы); t — число рабочих смен в сутки (принимается равным 1...4 — при шестичасовом рабочем дне и 1...3 — при семичасовом); k — число проходческих циклов за смену; $t|$ — коэффициент использования шпуров.

Под *коэффициентом использования шпуров* понимают отношение подвигания забоя в каждом цикле $l_{ц}$ к средней глубине шпуров:

$$Л = l_{ц} A_{ш-}$$

Значения $t|$ лежат в пределах от 0,75 для трудновзрываемых до 0,95 для легковзрываемых горных пород.

Глубину врубовых шпуров часто задают на 20—30 см больше глубины остальных шпуров с соответствующим увеличением заряда.

Диаметр шпуров принимают прежде всего с учетом диаметра патронов ВВ. Разность между диаметрами патрона ВВ и шпура должна быть минимальной. Это позволяет достигнуть максимальной плотности заряжания, сократить объем разрушаемой породы при бурении и износ бурового инструмента и оборудования в целом. Зазор между патроном и стенкой шпура должен гарантировать свободный проход патронов по всей длине шпура и возможность размещения в этом зазоре проводов электродетонатора или огнепроводного шнура соответственно при взрывании с применением электродетонаторов или шнура.

Диаметры съёмных коронок и резцов следует принимать в соответствии с данными табл. 9.15.

Таблица 9.15. Соотношение между диаметром патрона ВВ и диаметром коронки или резца

Предел прочности породы при сжатии, МПа	Увеличение по отношению к диаметру патрона ВВ, мм		
	резца штанги		коронки
	витой	круглой	
До 30	6	9	—
От 30 до 90	6	7	7
От 90 до 160	—	—	9
Свыше 160	—	—	11

При бурении шпуров перфораторами с использованием комплекта буров целесообразно диаметры коронок на промежуточном

буре и забурнике, во избежание заклинивания бура в шпуре, брать больше, чем на основном буре.

Число шпуров N следует определять по формуле, рекомендованной Строительными нормами и правилами (СНиПами):

$$N = 1,27qS/d^2 p_{\text{ВВ}} k_3, \quad (9.19)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³ (его значения могут быть определены по формулам [например, по формуле (24.4)] или установлены по таблицам с учетом коэффициента работоспособности ВВ (табл. 9.16); S — проектная площадь поперечного сечения выработки, м²; d — диаметр патрона ВВ или диаметр шпура (при использовании гранулированных ВВ), м; $p_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ в патроне или в заряде гранулированного ВВ, кг/м³; $k^{\wedge}$ — коэффициент заполнения шпуров (для патронированных ВВ принимается по табл. 9.17).

Таблица 9.16. Значения коэффициента работоспособности e для разных ВВ

Наименование ВВ	e	Наименование ВВ	e
Аммонит 6-ЖВ	1,0	Гранитол — 1	1,15
Детонит М	0,83	Гранитол — 7А	0,96
Аммонит ск. №1	0,81	Гранулотол	1,2
Аммонал ск. №3	0,8	Алюмотол	0,83
Гранулит М	1,13	Карботол ГЛ-10В	0,79
Гранулит АС-8В	0,89	Акватол ГЛТ-20	1,15
Граммонит 79/21	1,0	Игданит	1,13

Таблица 9.17. Значения коэффициента заполнения шпуров

Диаметр патрона ВВ, мм	Коэффициенты заполнения шпуров при прочности пород, МПа	
	от 30 до 90	(св. 90 до 200
<i>Вертикальные выработки</i>		
32; 36; 40	0,4-0,5	0,5-0,65
45	0,35-0,45	0,45-0,5
<i>Горизонтальные и наклонные выработки</i>		
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

Рассчитанное число шпуров необходимо распределить на врубовые, вспомогательные, оконтуривающие. Число врубовых шпуров

ров определяется типом вруба, его конструкцией и размерами выработки.

В клиновых врубах общее число шпуров можно разбить по группам, используя соотношение:

$$n_{\text{вр}} : n_{\text{вс}} : n_{\text{ок}} = 1 : 0,5 : 2, \quad (9.20)$$

где $n_{\text{вр}}$, $n_{\text{вс}}$, $n_{\text{ок}}$ — число врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров соответственно.

В прямых врубах число вспомогательных и оконтуривающих шпуров можно определить, исходя из величины линии наименьшего сопротивления зарядов W . Полагая, что каждый шпуровой заряд в среднем разрушает объем породы в форме призмы с размерами: ширина W , высота Wm , длина l , рассчитаем необходимую величину заряда шпура ($Q_{\text{шп}}$):

$$Q_{\text{шп}}^{\text{тм}} = W^3 m l^3 t, \quad (9.21)$$

где t — коэффициент сближения зарядов.

С другой стороны,

$$Q_{\text{шп}} = PLm \quad (9.22)$$

где P — вместимость 1 м шпура, которая может быть найдена по формуле

$$P = \frac{\pi d^3}{4} \rho_{\text{шп}} \gamma_{\text{пв}}$$

Приравняв правые части выражений (9.21) и (9.22), найдем:

$$fV = \frac{1}{\gamma_{\text{пв}}} \quad (9.23)$$

Коэффициент сближения зарядов t для шпуровой отбойки при проведении выработок принимают равным единице, т.е. полагают, что шпуры размещаются как бы по квадратной сетке. Исходя из этого, среднее расстояние между оконтуривающими шпурами принимают равным W . Например, для горизонтальной или наклонной выработки расстояние между оконтуривающими шпурами по бокам равно W , по кровле — $(1,1-1,2) W$ по почве — $(0,8-0,9) W$.

Отсюда также следует, что расстояние от оконтуривающих шпуров до полости, образованной взрыванием врубовых и вспомогательных зарядов, не должно превышать величины W . Таким образом, в зонах, где расстояние от врубовой полости до оконтуривающих шпуров заметно больше W , необходимо разместить вспомогательные шпуров. Конкретное число оконтуривающих и вспомогательных шпуров находят графоаналитическим методом. При этом устья оконтуривающих шпуров располагают на расстоянии 15—30 см от проектного контура в зависимости от крепости горных пород (меньшие значения — для более крепких пород). Забои этих шпуров в легковзрываемых породах должны не доходить на 0,05—0,1 м до проектного контура сечения, на такую же величину выходить за проектный контур — в трудновзрываемых породах и располагаться на проектном контуре — в породах средней трудности взрывания.

Углы наклона оконтуривающих шпуров определяют расчетным путем, исходя из схемы размещения шпуров (рис. 9.18, а). Так, если устье шпура глубиной $l_{\text{шп}}$ располагается от контура на расстоянии b , а забой выходит за проектный контур на величину a , то угол α наклона шпура к плоскости забоя составит:

$$\alpha = \arctg[a/b]. \quad (9.24)$$

Угол наклона шпура под водоотводную канавку рассчитывают с учетом того, что его заряд должен проработать массив на 0,2—0,3 м ниже почвы выработки (рис. 9.18, б). Расчет можно вести по формуле, аналогичной (9.24).

Вспомогательные шпуров в горизонтальных и наклонных выработках, а также в вертикальных выработках небольшого сечения, бурят перпендикулярно к плоскости забоя, а в стволах шахт — перпендикулярно и наклонно.

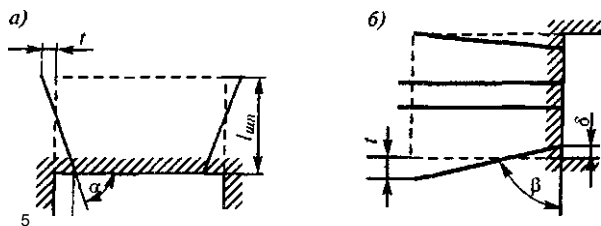


Рис. 9.18. Схемы к расчету угла наклона шпура:
а — оконтуривающего, б — под водоотводную канавку

Расположение вруба predetermined в значительной степени его типом, но в некоторых случаях вруб специально смещают из центральной части забоя к периферии. Например, при проходке восстающих обычным способом вруб целесообразно располагать над породным отделением, предохраняя от разрушения отбойный полук и лестничное отделение (см. гл. 24).

При размещении шпуров в прямых врубах и вспомогательных шпуров, пробуренных перпендикулярно плоскости забоя, следует иметь в виду, что Единые правила безопасности при взрывных работах (ЕПБ) запрещают использовать в следующем цикле остатки («стаканы») от шпуров предыдущего цикла. Следовательно, эти шпуры не могут быть жестко привязаны размерами к проектному контуру поперечного сечения.

Величины шпуровых зарядов. Среднюю величину шпуровых зарядов можно найти, исходя из общего расхода ВВ на цикл $Q_{\text{бщ}}$ и числа заряжаемых шпуров N :

$$Q_{\text{шп}} = Q_{\text{бщ}}/N. \quad (9.25)$$

Если величина заряда врубовых шпуров по сравнению с зарядом вспомогательных и оконтуривающих шпуров увеличивается, например, на 20%, то расчет можно вести по формулам:

$$Q_{\text{ок}} = Q_{\text{асп}} = Q_{\text{общ}} \cdot A_{\text{ок}} + N_{\text{кн}} + 1,2 V_{\text{вр}},$$

$$(V_{\text{вр}} = 1,2 Q_{\text{ок}})$$

где $Q_{\text{бщ}} = Q_{\text{вч}}/n_{\text{шп}}$ — общий расход ВВ на цикл; $S_{\text{вч}}$ — сечение выработки в черне; $Q_{\text{ок}}$, $Q_{\text{кп}}$, $Q_{\text{вр}}$ — соответственно, величина заряда оконтуривающего, вспомогательного и врубового шпуров; $N_{\text{ок}}$, $N_{\text{вч}}$, $N_{\text{вр}}$ — соответственно, число оконтуривающих, вспомогательных и врубовых шпуров.

При использовании патронированных ВВ найденные величины шпуровых зарядов необходимо выразить числом патронов. Например, число патронов в заряде врубового шпура составит:

$$n_{\text{вр}} = Q_{\text{вр}}/Q_{\text{п}}$$

а оконтуривающего и вспомогательного:

$$n_{\text{ок}} = Q_{\text{ок}}/Q_{\text{п}}$$

Число патронов в заряде округляется до целого значения. Разрезать патроны, например пополам, ЕПБ при взрывных рабо-

тах запрещают. В связи с указанным требованием, возможно, необходимо будет уточнить общий расход ВВ ($Q_{\text{общ}}$ и расчетный удельный расход q).

Конструкции шпуровых зарядов. При проведении подземных выработок в основном применяют сплошные удлиненные заряды. Конструкции зарядов изображают на схеме.

На рис. 9.19, а приведена конструкция *сплошного заряда с прямым*, а на рис. 9.19, б — *с обратным инициированием*. При прямом инициировании патрон-боевик вводится в шпур последним, а при обратном — первым.

В соответствии с ЕПБ при взрывных работах при прямом инициировании дно гильзы детонатора должно быть обращено в сторону забоя шпура, а при обратном — в сторону устья шпура.

При размещении в шпурах зарядов с обратным инициированием взрывник должен работать с особой осторожностью. Обратное инициирование по сравнению с прямым обладает определенными преимуществами по воздействию взрыва на разрушаемый массив горных пород. Прежде всего при обратном инициировании увеличивается время воздействия высокого давления газообразных продуктов взрыва на разрушаемую среду. Следовательно, это направление распространения детонации особенно целесообразно при отбойке пород с выраженными пластическими свойствами. Наиболее характерными представителями таких пород являются мерзлые породы. В них, по сравнению с хрупкими, при взрыве медленнее формируется сеть трещин и медленнее в целом идет процесс разрушения. Но обратное инициирование предпоч-

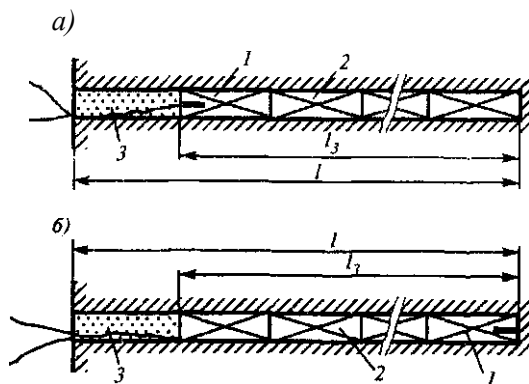


Рис. 9.19. Конструкции сплошных зарядов:

а — с прямым инициированием; б — с обратным инициированием; 1 — патрон-боевик; 2 — патрон ВВ, 3 — забойка; l — длина шпура; l_3 — длина заряда

тительнее и при взрывании плотных, крепких горных пород, характеризующихся высокой акустической жесткостью. Здесь эффект обратного инициирования обусловлен, в первую очередь, тем, что при разрушении таких пород существенную роль может играть ударная волна. В данном случае направление детонации и прямой ударной волны в породе совпадают с направлением перемещения продуктов разрушения.

Возможность обратного инициирования при взрывании с использованием электродетонаторов ЕПБ при взрывных работах допускается без ограничений, а при огневом взрывании устанавливается руководителем предприятия по согласованию с органами Госгортехнадзора.

Наличие забойки в конструкции Шпурового заряда в соответствии с ЕПБ при взрывных работах строго обязательно при взрывании зарядов в шахтах, опасных по взрыву газа или пыли. В обычных условиях забойка (см. § 9.14) особенно целесообразна при взрывании пород некрепких и склонных к проявлению пластических свойств, так как способствует более продолжительному воздействию высокого давления газообразных продуктов взрыва на горную породу.

Крепкие, хрупкие породы взрывают иногда без забойки.

В качестве пластичного забоечного материала применяют смесь глины с песком в соотношении 1:2 или 1:3. Для механизированного изготовления пыжей из песчано-глинистой смеси применяют специальные шнековые или прессовые машины. Процесс забойки с помощью таких пыжей осуществляется вручную.

К сыпучим забоечным материалам относятся песок, щебень, гранулированный доменный шлак и буровая мелочь. Применение сыпучих материалов для забойки обеспечивает более высокое сопротивление газообразным продуктам детонации и, следовательно, более высокие результаты взрыва. Однако в этом случае значительно увеличивается запыленность атмосферы горных выработок.

Хорошие результаты взрыва получают при гидравлической забойке. На практике ее осуществляют преимущественно с помощью одной—трех полиэтиленовых ампул с водой. В восходящих шпурах ампулы удерживаются с помощью пробок из песчано-глинистой забойки, размещаемых в устье шпура.

Другие способы гидрозабойки (например, применение ампул с диаметром, превышающим диаметр шпура, имеющих специальный клапан и заполняемых водой после введения их в шпур; применение ампул с увеличивающимся после введения их в шпур объемом и др.) ввиду их высокой стоимости и усложнения технологии заряжания широкого распространения не получили.

Длина заряда l_3 однозначно определяется величиной заряда $Q_{шп}$ и длиной l одного патрона ВВ — при использовании патронированных ВВ или плотностью ВВ в заряде — для гранулированных ВВ. Рассчитать l_3 можно по формулам:

для патронированных ВВ

$$l_3 = l / n, \quad (9.26)$$

где n — число патронов в заряде;

для гранулированных ВВ

$$l_3 = 4 Q_{шп} / \pi \rho_{ВВ}, \quad (9.27)$$

где d — диаметр шпура; $\rho_{ВВ}$ — плотность ВВ в заряде; при механизированном заряджании можно принимать равной 1200 кг/м^3 .

9.17. Короткозамедленное взрывание при проведении выработок

Короткозамедленным взрыванием (см. § 9.13) называют такое взрывание, при котором смежные заряды или серии зарядов взрываются в заданной последовательности с интервалами времени, измеряемыми в миллисекундах. Взрывание в таком порядке при проведении выработок получило очень широкое распространение.

Короткозамедленное взрывание позволяет существенно улучшить результаты взрывных работ. Это достигается за счет возможной интерференции волн напряжений, образования новых открытых поверхностей, трещинообразования и давления газов взрыва предыдущей серии, а также соударения масс породы, движущихся от взрывов соседних серий зарядов. Эффективность короткозамедленного взрывания определяется правильностью выбора интервалов замедления, которые, в свою очередь, зависят от свойств пород и расстояния до свободной поверхности.

Если бы все шпуровые заряды при проведении выработки взрывались одновременно, то процесс разрушения породы протекал неуправляемо. Наоборот, при больших интервалах времени между взрывами взрывы соседних зарядов разрушают горную породу независимо друг от друга. При правильно выбранном интервале замедления каждый предыдущий взрыв подготавливает оптимальные условия для работы последующего взрыва.

С коротким замедлением взрывать заряды целесообразно во многих случаях уже на стадии формирования врубовой полости. Например, при образовании врубовой полости с использованием компенсационных скважин или шпуров увеличенного диаметра

(см. рис. 9.17) целесообразно первоначально создать предварительную щель, разрушив мгновенным взрыванием зарядов породные перемычки между компенсационными полостями и шпурами с зарядами, а затем по схеме короткого замедления взорвать другие заряды вруба.

После создания врубовой полости короткозамедленно должны взрываться заряды отбойных (вспомогательных), а затем и оконтуривающих шпуров. Внутри группы шпуров (вспомогательных, оконтуривающих) также можно образовать не одну, а несколько серий короткозамедленных взрывов, исходя из конкретной схемы размещения шпуров.

В научной литературе имеются формулы различных авторов для расчета величины оптимального замедления. Однако в большинстве они разработаны для условий взрывания скважинных зарядов. Так, воспользовавшись формулами (9.11) и (9.12) для шпуровых зарядов получим явно заниженные результаты по сравнению с теми значениями замедлений, которые реально применяют на практике при проведении выработок по породам различной крепости. И, тем не менее, общая закономерность во всех рекомендациях по расчету этой величины просматривается четко: в мягких породах по сравнению с крепкими, при прочих равных условиях интервал замедления в 1,5—2 раза больше.

На практике замедление принимают в интервале от 15 до 25 мс — при взрывании на уже сформированную дополнительную свободную поверхность (например, при взрывании отбойных, оконтуривающих зарядов); до 50—75 мс — при взрывании на одну свободную поверхность — поверхность забоя. Последнее имеет место, например, при одновременном взрывании всех шпуров врубовой группы или части шпуров этой группы.

Для конкретных горнотехнических условий оптимальный интервал замедления определяют путем проведения серии опытных взрывов на стадии разработки паспорта буровзрывных работ.

В целом короткозамедленное взрывание обеспечивает уменьшение на 10—20% расхода ВВ и объема бурения, лучшее дробление породы, уменьшение сейсмического воздействия на массив породы, лучшее оконтуривание и более высокий коэффициент использования шпуров.

9.18. Контурное взрывание

При взрывной отбойке горных пород при проведении выработок частично разрушается массив горных пород за проектным контуром поперечного сечения выработки. Вследствие этого поверхности выработок становятся неровными, с заколами и тре-

щинами, а площадь поперечного сечения превышает проектную. Указанные явления приводят к снижению темпов проведения выработок, уменьшению устойчивости массива за контуром сечения, увеличению затрат.

Допустимые отклонения действительной площади сечения выработок от проектной регламентируются СНиПами. Они зависят от прочности пород, площади сечения и составляют от 2 до 10% — для вертикальных стволов шахт и от 3 до 12% — для других выработок и камер (табл. 9.18).

Таблица 9.18. Допустимые отклонения параметров сечения выработок

Поперечное сечение (проектное), м ²	Допустимое отклонение при прочности пород, МПа					
	от 9 до 20		св. 20 до 100		св. 100	
	мм	%	мм	%	мм	%
<i>Вертикальные стволы</i>						
До 20	45	4	75	1	110	10
Св. 20 до 40	45	3	75	5	110	8
Св. 40	40	2	60	3	110	5
<i>Горизонтальные, наклонные и вертикальные выработки, камеры</i>						
До 8	60	5	110	10	130	12
Св. 8 до 15	55	4	110	8	130	10
Св. 15	55	3	90	5	125	7

Способ буровзрывного разрушения пород, при котором практически отсутствуют отклонения от проектных размеров и разрушение массива за контуром выработки, называется *контурным взрыванием*. Его применяют в монолитных породах. Известны два варианта контурного взрывания: с использованием сближенных зарядов и предварительным щелеобразованием. Второй вариант применяют при сооружении открытых выемок и подземных выработок большого сечения. Его суть основана на предварительном образовании по контуру выработки щели путем взрывания зарядов в опережающих шпурах или скважинах. Ударные волны, которые будут образовываться при последующем разрушении основного объема породы, при переходе через оконтуривающую щель потеряют значительную часть своей энергии, вследствие чего нарушение законтурного массива будет сведено к минимуму.

В первом варианте (сближенных зарядов), который применяют при проведении обычных подземных выработок, необходимый эффект достигается путем применения ряда технических решений. При этом существенное значение имеет расстояние между оконтуривающими шпурами, линия наименьшего сопротивления и отно-

шение между ними, т.е. коэффициент сближения зарядов; удельный расход ВВ, диаметр и конструкция зарядов, расположение шпуров относительно проектного контура и другие факторы.

Расстояния между шпурами определяют, исходя из следующих соображений. Под действием прямых ударных волн вокруг зарядов формируются радиальные трещины. По достижении свободной поверхности, в обратном направлении, т.е. в направлении законтурного массива, начнет распространяться обратная волна (волна растяжения) с образованием трещин, параллельных свободной поверхности. Необходимо, чтобы сомкнувшиеся радиальные трещины между шпурами успели преградить путь отраженной волне. Это и защитит от повреждения законтурный массив.

На практике расстояние между оконтуривающими шпурами, которые бурят на минимальном расстоянии от проектного контура, снижают до 0,4—0,5 м.

Для уменьшения нарушений наружного законтурного массива в оконтуривающих шпурах применяют ВВ пониженной мощности, уменьшают диаметры оконтуривающих шпуров, оставляют большой радиальный зазор (15—20 мм) между патронами ВВ и стенкой шпура, формируют вокруг заряда по всей его длине демпфирующие про-

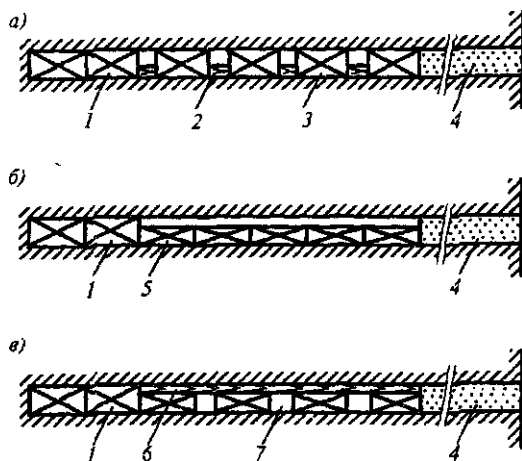


Рис. 9.20. Схемы конструкций зарядов при контурном взрывании:
а — заряды нормального диаметра, рассредоточенные деревянными вкладышами; б — сплошной заряд уменьшенного диаметра с радиальным воздушным зазором между ВВ и стенкой шпура, в — заряд уменьшенного диаметра с деревянным полуцилиндром по длине шпура и с воздушным промежутком между патронами; 1 — донный заряд; 2 — деревянные вкладыши; 3 — патроны нормального диаметра; 4 — забойка; 5 — патроны уменьшенного диаметра; 6 — деревянный полуцилиндр; 7 — воздушный промежуток

кладки, обращенные в сторону законтурного массива. Примеры некоторых конструкций зарядов, применяемых при контурном взрывании, приведены на рис. 9.20.

9.19. Параметры буровзрывных работ при проходке открытых горных выработок

Основными открытыми горными выработками являются каналы и траншеи. В целом технология их проходки будет рассмотрена в гл. 25.

Буровзрывной способ разрушения горных пород при проходке разведочных канав и траншей осуществляется в строгом соответствии с паспортом буровзрывных работ, содержание которого мало отличается от типового при проведении подземных горных выработок (о содержании паспорта буровзрывных работ см. § 9.16).

При проектировании буровзрывных работ выбор ВВ следует производить в соответствии с рекомендациями, приведенными в § 9.9. Предпочтение следует отдавать гранулированным ВВ как имеющим более низкую стоимость.

Способ взрывания по действующим ЕПБ при взрывных работах может быть различным: с применением электродетонаторов, электроогневой или с использованием детонирующего шнура. Конкретный способ выбирают с учетом горнотехнических условий, размеров выработки, числа шпуров, схемы их размещения и предусматриваемой очередностью взрывания зарядов.

В качестве бурильных машин предпочтение следует отдавать тем, которые предназначены для эффективного бурения шпуров, направленных вниз.

При проведении открытых выработок в настоящее время по экологическим соображениям разрешается применение практически только зарядов рыхления. Заряды выброса в связи с нарушением экологической обстановки в районе проведения работ допускаются только в редких случаях.

Параметры буровзрывных работ рассчитываются как с учетом свойств пород, так и размеров выработок. При ширине выработки по низу до 1,5 м шпуры располагают в один ряд, а при большей ширине — в два—три ряда (рис. 9.21). Если в районе проведения работ разрешено применение зарядов выброса, то при глубине выработки до 1,2 м и ширине до 1,8 м шпуры можно располагать в один ряд с одного борта канавы с уклоном к ее оси под углом 45—60° (рис. 9.21, в). Порода в этом случае разрушается и частично выбрасывается.

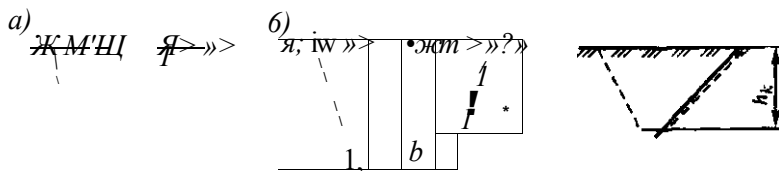


Рис. 9.21. Схемы размещения шпуров при проходке открытых выработок:
-при ширине выработки по дну B до 1,5 м; б — B более 1,5 м; в — для зарядов выброса
при небольшой глубине и ширине выработки

Рассмотрим две схемы расчета параметров буровзрывных работ в зависимости от глубины выработок.

При небольшой глубине ($h_k = 1,5—2$ м) выработки расчет можно вести в следующей последовательности. Массу шпурового заряда $Q_{шп}$ определяют по формуле

$$Q_{шп} = (l_{шп} - l_{зб})P_3, \quad (9.28)$$

где $l_{шп}$ — длина шпура; $l_{зб}$ — длина забойки; p_3 — вместимость 1 м заряда, кг/м; устанавливается расчетом или по табл. 9.19.

Таблица 9.19. Масса сплошного заряда в 1 м шпура при плотности заряжания 900 кг/м³

Диаметр шпура, мм	Масса заряда, кг	Диаметр шпура, мм	Масса заряда, кг
28	0,55	42	1,2
30	0,64	44	1,4
32	0,72	46	1,5
34	0,82	48	1,6
36	0,92	50	1,8
38	1,0	52	1,9
40	1,1	54	2,1

Расчет p_3 , кг/м, выполняется по формуле

$$P_3 = (\pi d^2 / 4) \rho_{вв},$$

где d — диаметр патрона ВВ или диаметр шпура (диаметр заряда); $\rho_{вв}$ — плотность ВВ в заряде.

Длину шпура определяют в зависимости от глубины канавы h_k и величины перебура $l_{пер}$:

$$l_{шп} = h_k + l_{пер}. \quad (9.29)$$

Величину перебура принимают равной 0,1—0,15 от h_k .

По площади взрываемого участка S , глубине канавы и удельному расходу ВВ q_p определяется общий расход ВВ, кг

$$\text{Общ} = Sh_k q_p = bLh_k q_p, \quad (9.30)$$

где b — ширина канавы по дну, в расчетах принимается равной 1 м; L — длина канавы, м; q_p — расчетный удельный расход ВВ для зарядов рыхления, кг/м³ (может приниматься по табл. 9.20).

Таблица 9.20. Расчетный удельный расход аммонита 6-ЖВ

Порода	Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова	Средняя плотность пород, кг/м ³	Расчетный удельный расход для зарядов рыхления, кг/м ³
Песок	–	1500	–
Песок плотный или влажный	–	1650	–
Суглинок тяжелый	–	1750	0,35-0,4
Глина ломовая	–	1950	0,35-0,45
Лесс	–	1700	0,3-0,4
Мел, выщелоченный мергель	0,8-1,0	1850	0,25-0,3
Гипс	1,0-1,5	2250	0,35-0,45
Известняк-ракушечник	1,5-2,0	2100	0,35-0,6
Опока, мергель	1,0-1,5	1900	0,3-0,4
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	1,5-2,0	1100	0,35-0,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	2,3-3,0	2200	0,35-0,45
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдястый, серищпшый мергель	3,0-6,0	2200	0,4-0,5
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	5,0-6,0	2700	0,4-0,5
Известняк, песчаник, мрамор	6,0-8,0	2800	0,45-0,7
Гранит, гранодиорит	6-12	2800	0,5-0,7
Базальт, диабаз, андезит, габбро	6-18	3000	0,6-0,75
Кварцит	12-14	3000	0,5-0,6
Порфирит	16-20	2800	0,7-0,75

Если применяется не аммонит 6-ЖВ, а другое ВВ, то значение q_p из табл. 9.20 следует умножить на коэффициент работоспособности применяемого ВВ (см. табл. 9.16).

Рис. 9.22. Схема к расчету параметров расположения шпуров при ширине выработки по дну более 1,5 м

Число шпуров определяется по формуле

$$N = \frac{L}{a}$$

Среднее расстояние между шпурами (рис. 9.22):

$$a = L/N.$$

Если требуется пройти выработку шириной по низу (по дну) более 1,5 м, то шпуры располагаются в два или более рядов. Расстояние между рядами (см. рис. 9.22): $B = 0,85 h_K$ — при электроогневом способе; $b = h_K$ — при короткозамедленном взрывании с применением электродетонаторов.

При глубине выработок, превышающей 2 м, их проходят, разрушая породу и осуществляя ее выемку послойно. Первоначально, выбрав тип ВВ, определяют глубину взрываемого слоя h_c :

$$h_c = \sqrt[3]{\frac{2p}{q_p(3-q_p)}} \quad (9.31)$$

По величине h_c находят необходимое число слоев (заходов) n_c :

$$n_c = \frac{H}{h_c} \quad (9.32)$$

которое округляется до целого значения и, если требуется, уточняется глубина взрываемого слоя.

Расстояние между рядами зарядов B определяют по формуле

$$B = (0,7 - 1) A_{\text{ср}} \quad (9.33)$$

а расстояние между шпурами в ряду a устанавливают с учетом принимаемого для конкретных условий коэффициента сближения зарядов m :

$$a = mB. \quad (9.34)$$

Величину t принимают равной 0,7 — 1,2. Далее определяют ширину слоев по дну каждого слоя (рис. 9.23):

$$B_j = B_n + 2(p_c - j)A_c \operatorname{ctg} \theta, \quad (9.35)$$

где j — номер слоя; p_c — число слоев; $B_n = 1$ м — ширина по дну последнего слоя; θ — угол наклона борта выработки, может рассчитываться по углу внутреннего трения пород φ

$$\theta = (90^\circ + \varphi)/2. \quad (9.36)$$

На основании найденных значений D определяется число рядов шпуров по слоям:

$$l_j = B_j / b.$$

Значения l_j округляют до целых и с учетом этого корректируют величину B_j .

При определении массы шпуровых зарядов по слоям принимается, что каждым зарядом, в среднем, разрушается одинаковый объем породы:

$$Q_m = q_p a D A_c, \quad (9.37)$$

где $Q_{1(j)}$ — масса шпурового заряда слоя j ; a , A , — соответственно, расстояние между шпурами и между рядами шпуров в слое j .

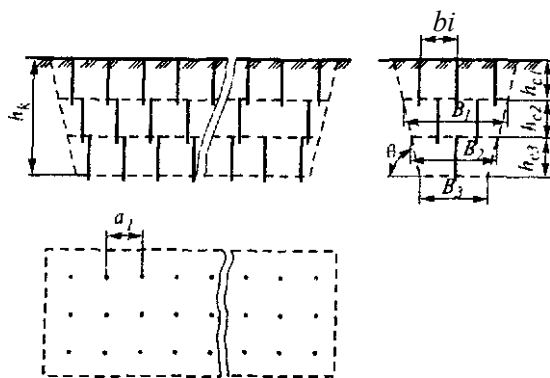


Рис. 9.23. Схема размещения шпуров при проходке открытой выработки в три слоя: B_n , B_j , B_j — ширина по дну слоев; a , — расстояние между шпурами в ряду по первому слою; b , — расстояние между рядами шпуров по первому слою

По известной массе шпуровых зарядов в слоях рассчитывается длина зарядов l_t

$$l_t = Q_i / P_i$$

Глубина шпуров $l_{шп}$ составит

$$l_{шп} = L_c + l_{непр}$$

где $l_{непр}$ — величина перебура, которая может быть найдена по эмпирической формуле

$$l_{непр} = 0,5 \sqrt{P_i}$$

Свободная от заряда часть шпура заполняется забойкой, длина которой $l_{зб}$ составит

$$l_{зб} = l_{шп} - l_t$$

Общее число шпуров N и суммарный расход ВВ Q можно рассчитать по формулам:

$$N = \frac{Q}{q_{зб}}; \quad (9.38)$$

$$L_{зб} = \frac{Q}{q_{зб} N}, \quad (9.39)$$

где $L_{зб}$ — длина выработки (или ее участка) по дну каждого слоя.

9.20. Параметры скважинной отбойки горных пород

Метод скважинных зарядов на горноразведочных работах применяется редко. Это может иметь место на разведочных карьерах или при проходке восстающих (см. § 9.10). В больших же масштабах скважинные заряды применяются при разработке месторождений, особенно открытым способом.

Наиболее часто на карьерах применяют вертикальные скважинные заряды, расположенные в один или несколько рядов параллельно уступу (рис. 9.24). Эффективность их работы зависит от ряда параметров: высоты уступа H , сопротивления по подошве W_p , диаметра зарядов d , длины заряда l_z , длины забойки $l_{зб}$, расстояния между зарядами a , расстояния между рядами зарядов B ,

величины перебура $l_{\text{пр}}$, общей длины скважины L , расстояния C от верхней бровки уступа до первого ряда скважин.

Наиболее важным параметром, определяющим элементы расположения скважинных зарядов на уступе, является диаметр скважины.

Диаметр скважин выбирают с учетом трещиноватости пород, мощности карьера, устойчивости уступа, производительности бурового станка и других факторов.

В породах I—II категорий трещиноватости диаметр заряда выбирают возможно большим (250—320 мм); в породах III—IV категорий — 200—250 мм; в породах V категории, а также неоднородных и часто перемежающихся по фронту уступа породах IV категории, для отбойки рудных тел небольшого размера, при узких рабочих площадках уступов, при ограниченных величинах одновременно взрывааемых зарядов — 150—200 мм.

В целом же стремятся к увеличению диаметра заряда, поскольку выход горной массы с 1 м скважины пропорционален квадрату диаметра.

При известном диаметре скважины находят сопротивление по подошве, например по формуле

$$W_n = kd, \quad (9.40)$$

где A : — коэффициент, зависящий от взрываемости, крепости пород и свойств ВВ (рекомендуемые значения k приведены в табл. 9.21).

Таблица 9.21. Значения коэффициента k

Коэффициент крепости, /	Рекомендуемые параметры ВВ		Коэффициент k
	Скорость детонации, км/с	Теплота взрыва ВВ, кДж/кг-Ю	
14-20	6,3	5,1-5,5	22-25
9-14	5,6	4,7-5,1	25-28
5-9	4,7	4,2-4,7	25-30
3-5	4,0	3,5-4,2	30-35
1-3	3,0	3,0-3,5	35-50
0,5-1	2,0	2,8-3,0	40-48

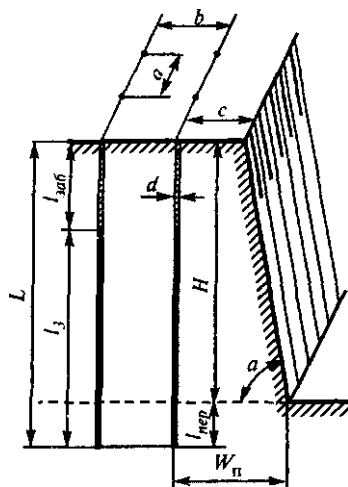


Рис. 9.24. Схема к расчету параметров скважинных зарядов при открытых горных работах

Значения W_n должны составлять не более (0,8—0,9)#. В этом случае действие взрыва будет гарантированно направлено в сторону откоса уступа.

Остальные параметры скважинных зарядов рассчитывают по эмпирическим зависимостям с использованием полученного значения W_n .

Так, для зарядов сплошной конструкции на основании обобщения фактических данных установлено, что величина коэффициента сближения зарядов $m - a/W_n$ лежит в пределах 0,6—1,4. Относительная глубина скважины L/W_n для большинства карьеров находится в интервале от 1,0 до 3,0, в среднем составляя 1,6. Относительная величина перебура $l_{n1}jw_a$ равна 0,2—0,4, а абсолютное значение составляет 1,5—2,5 м, достигая в очень крепких породах 3,0—3,5 м.

Относительная длина забойки $\xi_{заб}/W_n$ составляет 0,5—0,8, увеличиваясь с повышением крепости пород.

Угол откоса уступа α принимается равным 60—65°, а минимальное расстояние от оси скважин в ряду до бровки уступа c принимается равным 3 м.

Масса заряда в скважине $Q_{кв}$ рассчитывается в соответствии с объемным принципом:

$$v \gg = q * a W_n H. \quad (9.41)$$

Удельный расход ВВ для зарядов рыхления d_p целесообразно брать на основании опытных данных (см. табл. 9.20).

Наряду с удлиненными сплошными зарядами применяют рассредоточенные удлиненные заряды, в которых примерно 80% ВВ размещено в нижней части, а 20% — в верхней. Инертный (в частности, воздушный) промежуток между ними имеет длину (0,15—0,2)Н. Взрывание обеих частей заряда производится мгновенно или короткозамедленно.

На крупных карьерах широко распространено многорядное короткозамедленное взрывание, которое выполняется с помощью ДШ и пиротехнических реле. Такая технология взрывания позволяет обеспечить высокую интенсивность дробления, минимальные разрушения в глубь массива и создавать минимальный сейсмический эффект, а также сформировать развал горной массы требуемых геометрических параметров. Интервал замедления между взрывами устанавливается опытным путем и составляет в зависимости от свойств пород 20—50 мс.

Разработано более 40 схем короткозамедленного взрывания. Сущность всех схем заключается в создании взрывом первых зарядов дополнительной открытой поверхности, облегчающей работу последующих взрывов. Короткозамедленным взрыванием может

решаться и другая задача — создание по контуру разрушаемого участка массива экрана (щели) путем опережающего взрывания соответствующих зарядов. Экран уменьшает разрушение породы за пределами оконтуренного участка и сейсмическое воздействие взрыва. Одновременно улучшаются условия работы взрыва по дроблению разрушаемой части массива.

Некоторые примеры схем взрывания приведены на рис. 9.25. *Порядная поперечная* (рис. 9.25, а) и *продольная* (рис. 9.25, б) с врубом схемы применяются в породах средней и ниже средней крепости, мелкотрещиноватых, когда необходима малая ширина развала горной массы. *Волновая* (рис. 9.25, в) и *треугольная* (рис. 9.25, г) схемы применяются в неоднородных сильнотрещиноватых породах. На открытых горных работах взрыв смонтированных в общую взрывную сеть двух и более скважинных зарядов в соответствии с ЕПБ при взрывных работах носит название *массового взрыва*.

Каждое предприятие, ведущее взрывные работы с применением массовых взрывов, разрабатывает типовой проект буровзрывных работ. Он является базовым документом для разработки паспортов и проектов. На его основе составляется и проект массового взрыва в конкретных условиях. Типовой проект утверждается и вводится в действие приказом руководителя предприятия. Проект буровзрывных работ также подлежит утверждению руководителем предприятия. Этот документ содержит все необходимые сведения о параметрах буровзрывных работ и решения по их безопасному выполнению.

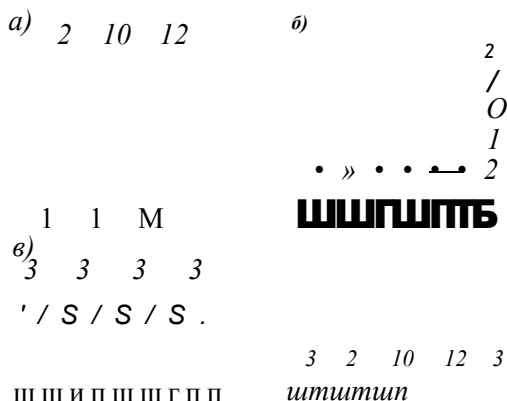


Рис. 9.25. Схемы короткозамедленного взрывания при многорядном расположении скважин:

а — порядная поперечная с врубом; б — порядная продольная с врубом; в — волновая; г — треугольная; 1, 2, 3, 4, 5 — очередность взрывания зарядов

9.21. Механизация взрывных работ

Под *механизацией взрывных работ* понимают механизацию процессов, связанных с проведением работ. К этим процессам относятся доставка взрывчатых материалов (ВМ), их подготовка к использованию и механизированное заряжание шпуров и скважин. На горных предприятиях комплексная механизация взрывных работ позволяет избавить работающих от тяжелого ручного труда, повысить производительность труда и качество взрывных работ.

Для механизированного заряжания разрешается применять только такие ВВ, которые допущены для этой цели в установленном порядке. В числе таких взрывчатых веществ — патронированные, водосодержащие и рассыпные гранулированные ВВ, относящиеся к группе Д по степени опасности при обращении с ними в соответствии с классификацией, приведенной в ЕПБ при взрывных работах. Эти ВВ не должны иметь в своем составе нитроэфиров, гексогена и т.э.н. Порошкообразные ВВ допускаются к механизированному заряжанию только в патронированном виде.

Механизированное заряжание необходимо осуществлять в соответствии с Типовой инструкцией по безопасности работ при механизированном заряжании взрывчатых веществ в подземных выработках, а также инструкциями по эксплуатации зарядного оборудования и руководствами по применению ВВ.

Для уменьшения пыления ВВ перед заряжением или в процессе заряжания используют воду или специальные смачивающие добавки в количествах, установленных требованиями технических условий или руководств по применению ВВ.

Особые требования предъявляются к заряжанию с использованием энергии сжатого воздуха. В подземных выработках зарядные устройства оборудуются узлами, обеспечивающими дозированную подачу воды или смачивающих добавок в заряжаемое ВВ. Транспортирование ВВ осуществляется по специальным электропроводящим трубопроводам (шлангам) с удельным электрическим сопротивлением не более 10^4 Ом·м. В качестве зарядных трубопроводов разрешается применять металлические трубы длиной до 5 м, которые изготовлены из антикоррозионных материалов, не дающих искр при ударе и трении.

При пневмозаряжении вся зарядная система должна быть заземлена в соответствии с установленными требованиями. Работа проводится только с использованием респираторов, очков и рукавиц. Если при электровзрывании применяются электродетонаторы, не защищенные от статического электричества, то введение в заряд боевиков разрешается только после окончания механизированного заряжания и удаления зарядного оборудования. При применении электродетонаторов, защищенных от заря-

дов статического электричества, боевик может устанавливаться первым от забоя шпура или скважины, но должен прикрываться не менее чем одним патроном ВВ от воздействия при механизированном зарядании. Во всех случаях введение патрона-боевика в шпур или скважину разрешается выполнять только вручную.

Для механизированного зарядания разрешается использовать только допущенные в установленном порядке полностью укомплектованные и исправные машины и устройства.

На открытых горных работах на пунктах загрузки и для механизированного зарядания широко применяют специальные зарядно-транспортные машины с производительностью по заряданию от 180 до 400 кг/мин и грузоподъемностью от 3 до 25 т. Для забойки скважин также используют специальные забоечные машины.

По назначению выделяют четыре основные группы средств, механизмирующих процессы зарядания и доставки ВВ в подземных условиях:

I группа — зарядчики для шпуров диаметром 32—46 мм, длиной до 2 м, в выработках высотой до 2 м и расходов ВВ за взрыв до 50 кг и максимальной вместимости шпура 5 кг;

II группа — зарядчики для шпуров диаметром 32—65 мм, длиной до 5 м, расходом ВВ на один взрыв до 800 кг, с максимальной вместимостью шпура не более 40 кг;

III группа — зарядные устройства и машины для скважин диаметром 56—125 мм, длиной до 50 м, со сменной производительностью до 4000 кг при максимальной вместимости скважин до 120—150 кг;

IV группа — зарядные устройства и машины для скважин диаметром до 200 мм, массовых взрывов со сменной производительностью более 4000 кг при максимальной вместимости скважин до 400 кг.

При проведении подземных выработок для зарядания шпуров патронированными ВВ разработаны механические зарядчики толкательного и метательного типа, не нашедшие широкого распространения в практике.

Для зарядания рассыпными гранулированными ВВ применяют

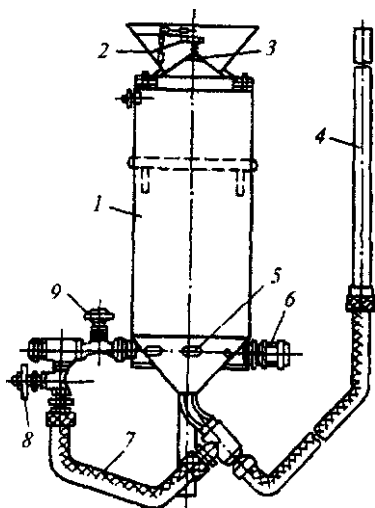


Рис. 9.26. Камерный зарядчик ЗКП-5 («Вахш-5»):

1 — бункер; 2 — загрузочная воронка; 3 — конусный затвор; 4 — зарядная трубка; 5 — воздушные сопла; 6 — регулятор давления; 7 — шланг для дополнительной подачи воздуха в зарядный шланг; 8 — кран; 9 — кран включения

различные пневматические зарядные устройства. Их можно разделить по принципу устройства и работы на нагнетательные (камерные и порционные) и эжекторные.

Камерный зарядчик ЗКП-5 («Вахш-5») (рис. 9.26) предназначен для зарядки шпуров и скважин любого направления. Способен перемещать ВВ по пневмомагистрали в горизонтальном направлении на 60 м и в вертикальном — на 40 м. Зарядчик состоит из герметичного металлического бункера 1, загрузочной воронки 2 с конусным затвором 3, шланга с зарядной трубкой 4, воздушных сопел 5, регулятора давления 6, крана 8 и шланга 7 для дополнительной подачи воздуха в зарядный шланг и крана включения 9.

Техническая характеристика зарядчика ЗКП-5 («Вахш-5»)

Вместимость бункера, кг.....	25
Давление сжатого воздуха, МПа.....	0,35 — 0,4
Производительность, кг/мин.....	40 — 120
Глубина зарядания, м.....	до 50
Диаметр, мм	
шпуров.....	56
скважин.....	56 — 105
Плотность зарядания, г/см ³	1,15
Размеры, мм	
высота.....	1000
диаметр.....	260
Масса, кг.....	20

Порционные нагнетательные зарядчики типа ЗП, образующие типоразмерный ряд, просты по устройству и позволяют контролировать величину заряда по объему дозирующей камеры зарядчика. В зарядчике ЗП-2 (рис. 9.27) при подаче воздуха под поршень 4 перемещается шток 3, а клапан 2 закрывает загрузочное окно. При этом открывается кольцевой зазор вокруг штока, воздух поступает в камеру дозирования 1 и выдавливает размещенную там порцию ВВ в зарядный шланг. Затем под действием пружины 5 шток 3 опускается вниз, и цикл работы повторяется.

Техническая характеристика порционного зарядчика ЗП-2

Диаметр заряжаемых шпуров и скважин, мм.....	56
Производительность, кг/мин.....	20 — 50
Глубина шпуров и скважин, м.....	25
Масса порции ВВ, кг.....	0,5 — 2,0
Дальность транспортирования по горизонтали, м.....	30
Диаметр зарядного шланга, мм.....	25
Размеры, мм	
высота.....	900
ширина.....	570
Масса без шлангов, кг.....	17

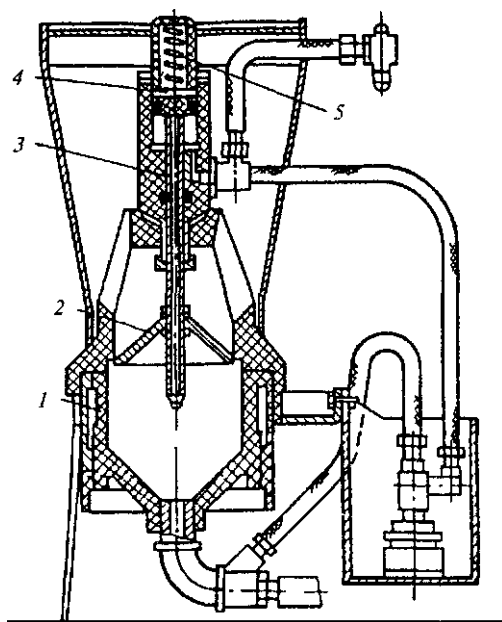


Рис. 9.27. Порционный нагнетательный зарядчик ЗП-2

Порционный зарядчик РПЗ-06 предназначен для зарядки шпуров любого направления диаметром до 60 мм и длиной до 5 м. Для снижения образования пыли и накопления опасных потенциалов статического электричества зарядчик имеет устройство для подачи жидкости в заряжаемое ВВ в количестве 3—5%.

Пневмозарядчик (рис. 9.28) состоит из резервуара для ВВ 1, выполненного из алюминиевых сплавов или нержавеющей стали, зарядного шланга 2, дозатора 3, содержащего запорный клапан 4 и пневмоцилиндр 5, воздушного клапана 9, дистанционного управления 7, шланга подвода сжатого воздуха 10, увлажнителя 6 с резервуаром для воды 8, треноги И.

Принцип работы зарядчика следующий. В нижнем положении клапана 4 ВВ под действием собственного веса поступает в корпус дозатора 3. При подаче сжатого воздуха из воздушного клапана 9 под поршень пневмоцилиндра 5 запорный клапан 4, поднимаясь вверх, герметично закрывает горловину резервуара 1, отсекая порцию ВВ от общей массы ВВ. Воздух через отверстия в стенке пневмоцилиндра 5 поступает в дозатор 3, аэрирует ВВ и выдает смесь по зарядному шлангу и трубке 2 в шпур.

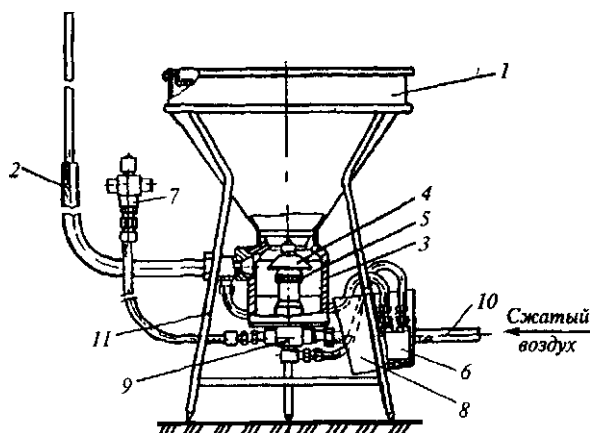


Рис. 9.28. Порционный зарядчик РПЗ-06

После прекращения подачи сжатого воздуха из воздушного клапана поршень и запорный клапан под действием пружины возвращаются в исходное положение, а в дозатор засыпается следующая порция ВВ.

Одновременно с началом работы зарядчика к началу зарядного шланга автоматически начинает подаваться вода из увлажнителя 6, который перед началом подачи очередной порции ВВ в шпур также автоматически заполняется водой из резервуара 8.

Техническая характеристика порционного зарядчика РПЗ-06

Техническая производительность, кг/мин.....	10
Вместимость дозатора, кг.....	1
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа.....	0,4—0,6
Плотность заряжания, г/см ³	до 1,25
Диаметр воздушного шланга, мм.....	25
Диаметр зарядного шланга, мм.....	18—25
Длина шланга дистанционного управления, м.....	8
Масса зарядчика в сборе, кг.....	12

Эжекторные зарядчики характеризуются простотой конструкции, небольшой массой, удобством в эксплуатации, невысокой стоимостью. Их недостатками являются большой расход воздуха, высокие скорости перемещения ВВ, незначительная дальность транспортирования. Примером таких устройств является зарядчик ЗЭП («Курама»),

Зарядчик ЗЭП-Г («Курама-7М») предназначен для заряжания горизонтальных и наклонных шпуров, а ЗЭП-В («Курама-8») — вертикальных.

Техническая характеристика зарядчиков «Курама»

	ЗЭП-Г	ЗЭП-В
Диаметр шпуров, мм.....	34—60	34—50
Глубина шпуров, м.....	3	3
Вместимость бункера, кг.....	7	9
Рабочее давление, МПа.....	0,5—0,6	0,5—0,7
Наружный диаметр зарядной трубки, мм.....	24	24
Производительность, кг/мин.....	< 18	< 12
Размеры, мм		
длина.....	1500	1400
ширина.....	400	300
высота.....	300	300
Масса, кг.....	2,2	2,5

У зарядчиков такого типа (рис. 9.29) эжектор 1 непосредственно связан с резервуаром для ВВ 3 вместимостью до 9 кг и зарядной трубкой 2 длиной 1 м.

Для нормальной укладки гранулированного ВВ в шпуре конец зарядной трубки должен находиться от уже уложенного в шпуре ВВ на расстоянии примерно 0,3—0,4 м. Для этого заряжающий по мере удлинения заряда выдвигает трубку из шпура. Это можно

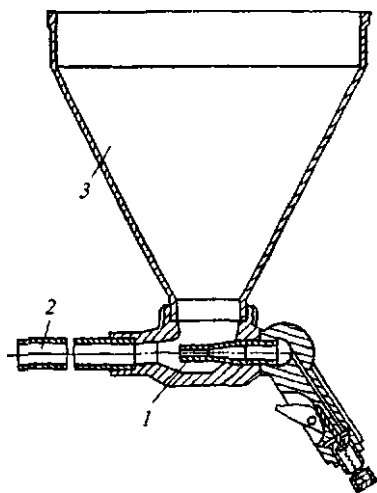


Рис. 9.29. Эжекторный зарядчик ЗЭП («Курама»)

обеспечить при технической производительности не более 0,2 кг/с. При большей производительности, например, при использовании зарядчиков ЗП, ЗКП-5 и других зарядание выполняют при неподвижной зарядной трубке, вследствие чего плотность ВВ в заряде непостоянна и уменьшается от устья шпура к забою.

Забойку шпуров производят, как уже отмечалось, сыпучим или пластичным материалом (песком, глиной, смесью глины с песком), в нисходящих шпурах применяют воду. Из пластичного материала изготавливают пыжи длиной 10—15 см, для чего применяют передвижные шнековые пыжеделательные машины. Доставку готовых пыжей в шпур осуществляют вручную.

Забойку шпуров увлажненным песком проводят с помощью пневмозабойников. В них увлажненный песок из сосуда вместимостью в несколько литров выбрасывается сжатым воздухом в шпур. Предварительно на заряд помещается глиняный пыж.

9.22. Отказы при взрывании зарядов и методы их ликвидации

Если несколько зарядов, один заряд или часть заряда после подачи во взрывную сеть инициирующего импульса не взорвались, то они рассматриваются как отказавшие заряды (отказы). Каждый отказ должен быть записан в «Журнал регистрации отказов при взрывных работах».

При обнаружении отказа или при подозрении на него на земной поверхности взрывник должен выставить у невзорвавшегося заряда отличительный знак, а в подземных условиях — закрыть вход в забой выработки. Во всех случаях об отказе должно быть поставлено в известность лицо технического надзора.

В местах отказов запрещаются любые работы, не связанные с их ликвидацией. Таким образом, наличие отказов существенно осложняет производственный процесс, снижает темпы выполнения работ. Необнаруженные взрывником отказы могут быть причиной аварий и несчастных случаев.

Отказы происходят по техническим, технологическим и организационным причинам.

К *техническим причинам* относится неудовлетворительное качество ВМ или применение их в условиях, не соответствующих в должной степени их назначению.

Технологические причины — это несоответствие принятой технологии буровзрывных работ свойствам разрушаемого породного массива. Примером такого рода причин может быть несоответствие параметров и последовательности инициирования зарядов конкретным условиям.

Различными могут быть и *организационные причины*. Среди них — неудовлетворительное качество бурения шпуров или скважин, заряжания, монтажа взрывной сети, что определяется недостаточной квалификацией или низкой технологической дисциплиной исполнителей.

Работы по ликвидации отказа проводятся под руководством лица технического надзора в соответствии с инструкцией, которая утверждается руководителем предприятия по согласованию с органом Госгортехнадзора.

Ликвидация отказавших шпуровых зарядов проводится путем взрывания зарядов во вспомогательных шпурах. Эти шпуры бурятся параллельно отказавшим на расстоянии не ближе 30 см от них. Количество вспомогательных шпуров, их расположение и направление устанавливается лицом технического надзора. Для определения направления отказавшего шпура правилами разрешается вынимать из шпура забоечный материал на длину 20 см от устья. Если выработка не опасна по газу и пыли, то при обнаружении выходящих из шпура проводов электродетонаторов взрывнику разрешается из безопасного места проверить проводимость мостика накаливания и при ее наличии взорвать отказавший заряд в обычном порядке.

В забоях, где установлены гидромониторы, ликвидировать отказ разрешается путем вымывания заряда с обязательным улавливанием электродетонатора. Такой способ ликвидации осуществляется под наблюдением взрывника и лица технического надзора. Отказавший скважинный заряд можно ликвидировать путем его взрывания, если отказ произошел из-за нарушения целостности внешней взрывной сети. Этот способ допускается при условии, что линия наименьшего сопротивления заряда не уменьшилась и опасного разлета кусков горной массы или опасного воздействия ударной воздушной волны не произойдет. Разрешается ликвидация отказавшего скважинного заряда путем разборки породы в месте нахождения скважины с отказавшим зарядом и извлечения его. Если заряд в этой скважине на основе аммиачной селитры без нитроэфиров, гексогена или порохов, а взрывание осуществлялось с помощью ДШ, то разборку породы допускается проводить экскаватором при исключении непосредственного воздействия ковша на ВМ.

В случаях, когда разборка породы невозможна, скважину разрешается вскрывать обуриванием и взрыванием шпуровых зарядов, располагаемых не ближе 1 м от стенки скважины. Параметры этих буровзрывных работ устанавливаются проектом или руководителем взрывных работ предприятия.

Правилами предусмотрена возможность ликвидации отказа путем взрывания заряда в скважине, пробуренной параллельно на расстоянии не ближе 3 м от скважины с отказавшим зарядом. Можно ликвидировать отказавший скважинный заряд путем его вымывания. Это допускается в случаях, когда производится взрывание с применением ДШ взрывчатых веществ, относящихся к группе совместимости Д (кроме дымного пороха). Наконец, если ни один из перечисленных способов не может быть использован, а также при массовых взрывах ликвидация отказов выполняется по специальному проекту, утверждаемому руководителем предприятия.

Для ликвидации отказавшего наружного заряда на него помещают новый и производят взрывание в обычном порядке.

После взрыва заряда, предназначенного для ликвидации отказа, во всех случаях необходимо тщательно осмотреть взорванную массу и собрать ВМ. Только после этого с соблюдением мер предосторожности, определенных лицом технического надзора, рабочие могут быть допущены к дальнейшей работе. Обнаруженные ВМ должны быть уничтожены в установленном порядке.

9.23. Персонал для взрывных работ

На горных и геологоразведочных предприятиях, выполняющих взрывные работы, руководство такими работами возлагается на руководителя предприятия, а при подрядном способе — на руководителя подрядного предприятия или назначенного им руководителя производственного подразделения этого предприятия.

К руководству взрывными работами и вообще работами с ВМ допускаются лица, имеющие законченное высшее или среднее горнотехническое образование. Такие обязанности могут выполнять также окончившие специальные учебные заведения или курсы, дающие соответствующее право. Все лица, выполняющие функции руководителей работ с ВМ должны иметь Единую книжку взрывника.

Руководить специализированными подразделениями по взрывным работам на шахтах и подземных рудниках могут горные инженеры со стажем работы в подземных условиях не менее одного года и горные техники со стажем подземной работы на угольных и сланцевых шахтах не менее трех лет, на рудниках — не менее двух лет.

Все инженерно-технические работники, являющиеся руководителями взрывных работ, а также другие лица технического надзора, связанные с хранением, транспортированием, изготовлением и использованием ВМ в научных и учебных целях, обязаны

при назначении на должность и далее, не реже одного раза в три года, проходить в установленном порядке аттестацию на знание «Единых правил безопасности при взрывных работах», инструкций и норм по безопасности взрывного дела по вопросам, входящим в их обязанности. Все упомянутые выше лица допускаются к работе на основании соответствующих приказов.

Взрывные работы выполняются взрывниками или мастерами-взрывниками. Это лица мужского пола, имеющие Единую книжку взрывника (мастера взрывника). Помощь взрывнику при выполнении взрывных работ могут оказывать специально назначенные и проинструктированные рабочие. Под руководством и контролем взрывника они могут выполнять работы, не связанные с обращением со средствами инициирования и патронами-боевиками.

К обучению по профессии взрывника допускаются отвечающие установленным требованиям лица, имеющие среднее образование. Они должны иметь следующий возраст и стаж работы: в шахтах, опасных по газу или пыли, — не моложе 22 лет и стаж на подземных работах не менее 2 лет; на всех других взрывных работах — не моложе 20 лет и стаж не менее одного года по специальности, соответствующей характеру работы предприятия.

Квалификация взрывника присваивается прошедшим обучение по специальной программе и сдавшим экзамен квалификационной комиссии под руководством представителя органа Госгортехнадзора. К самостоятельной работе взрывник допускается только после стажировки в течение 1 месяца под руководством опытного взрывника.

Не реже одного раза в два года квалификационные комиссии проверяют знания взрывниками требований по безопасности. Внеочередная проверка знаний взрывника может проводиться в том случае, если он нарушил правила по обращению с ВМ. Если взрывник не сдал экзамен, то к повторной проверке знаний он допускается только после переподготовки.

Заведующими складами ВМ и механизированных пунктов подготовки ВВ могут назначаться лица, имеющие право руководства взрывными работами, а также окончившие вузы или техникумы по технологии изготовления и исследований ВВ. На эту должность могут назначаться также взрывники, прошедшие обучение по специальной программе, сдавшие экзамен и получившие соответствующее удостоверение. Заведующие складами не имеют права выполнять взрывные работы и, наоборот, взрывникам, проводящим взрывные работы, запрещается выполнять обязанности заведующих складов ВМ.

9.24. Транспортирование и доставка взрывчатых материалов

По действующим правилам транспортирование взрывчатых материалов может производиться различными видами транспорта — железнодорожным, воздушным, водным, автомобильным, вычным. К местам производства взрывных работ разрешается также переноска ВМ.

Перевозка ВМ осуществляется в соответствии с инструкциями, разработанными на основе требований правил перевозки взрывчатых материалов конкретными видами транспорта.

Доставку ВМ к местам производства взрывных работ осуществляют по установленным руководителем предприятия или руководителем взрывных работ маршрутам. Доставку могут выполнять проинструктированные рабочие под наблюдением взрывника или сопровождающих лиц (средства инициирования (СИ) или боевики переносят только взрывники).

При совместной доставке взрывчатых веществ и средств инициирования взрывник может переносить не более 12 кг, если переносится только ВВ, то допустимая норма увеличивается до 24 кг. При переноске ВВ в заводской упаковке его количество не должно превышать действующей нормы по переноске тяжестей.

Совместная доставка ВВ и СИ транспортными средствами со склада непосредственно к местам работ допускается по разрешению руководителя предприятия, ведущего взрывные работы. Это возможно только при соблюдении условий, изложенных в правилах безопасности. Перевозка ВМ автомобильными, гужевыми или вычными транспортными средствами должна производиться с обязательным выполнением правил дорожного движения при сопровождении специально назначенного ответственного лица и вооруженной охраны. При перевозке автомобилями необходимо руководствоваться «Правилами безопасности при перевозке взрывчатых материалов автомобильным транспортом».

В подземных условиях доставка ВМ разрешается всеми видами и средствами шахтного транспорта, специально оборудованными для этих целей и отвечающими требованиям безопасности.

Не разрешается транспортирование ВМ по стволу шахты во время спуска и подъема людей. Для этого выделяется специальное время. Спускать или поднимать ВВ необходимо отдельно от средств инициирования.

Скорость движения транспортных средств по подземным выработкам не должна превышать 5 м/с. Транспортные средства, например, составы вагонеток с ВМ, спереди и сзади должны иметь специальные световые опознавательные знаки, со значени-

ем которых необходимо ознакомить всех работающих на предприятии.

Без сопровождения специальными лицами транспортирование ВМ разрешается только в специально оборудованных вагонетках, контейнерах и других средствах, запертых на замок и опломбированных на складе ВМ.

Все погрузочно-разгрузочные работы с ВМ в подземных выработках разрешаются только в установленных местах.

9.25 Хранение и учет взрывчатых материалов

Хранение взрывчатых материалов осуществляют на складах ВМ. *Складом ВМ* называется одно или несколько хранилищ взрывчатых веществ и средств инициирования с подсобными сооружениями. Хранение взрывчатых материалов должно исключать хищение, порчу ВМ и случайные взрывы.

По расположению относительно поверхности земли склады ВМ подразделяют на поверхностные, полууглубленные, углубленные и подземные. К поверхностным относят склады, основания хранилищ которых расположены на уровне поверхности земли; к полууглубленным — склады, здания хранилищ которых углублены не более чем по карниз; у углубленных — толща грунта над хранилищем составляет менее 15 м; у подземных — более 15 м.

На горных предприятиях в дополнение к имеющимся подземным складам, а также при отсутствии таких складов на отдельных горизонтах оборудуются *раздаточные камеры*. При значительном удалении от забоев в целях приближения к ним мест хранения ВМ могут оборудоваться *участковые пункты хранения ВМ*.

С учетом срока эксплуатации склады бывают постоянные — со сроком службы более 3 лет, временные — со сроком службы до 3 лет и кратковременные — со сроком службы до одного года.

Начало эксплуатации склада устанавливается с момента завоза взрывчатых материалов.

По назначению склады ВМ могут быть *базисными* или *расходными*. Базисные склады предназначены для хранения взрывчатых материалов, поступающих от заводов-изготовителей. Эти склады снабжают ВМ расходные склады предприятий. В отдельных случаях на базисном складе допускается выполнять операции по выдаче взрывникам взрывчатых материалов для производства взрывных работ и приемке от них остатков ВМ. Порядок выполнения этой операции устанавливается руководителем предприятия, в ведении которого находится базисный склад.

С расходных складов взрывники получают ВМ для ведения взрывных работ.

Общая вместимость базисных складов ВМ не ограничивается, а вместимость отдельного хранилища не должна превышать 420 т взрывчатых материалов. Для поверхностных и полууглубленных расходных складов общая вместимость всех хранилищ постоянного склада не должна превышать 240 т ВВ, временного — 120 т, кратковременного — по проекту. Предельная вместимость каждого хранилища ВВ постоянного расходного склада не должна превышать 120 т, временного — 60, кратковременного — по проекту.

Аналогичным образом ЕПБ при взрывных работах устанавливают для различных расходных складов нормы хранения для детонаторов и детонирующего шнура. Общая вместимость всех хранилищ огнепроводного шнура и средств его поджигания на расходных складах не ограничивается.

Общая вместимость подземного или углубленного расходного склада и вместимость отдельных камер и ячеек определяется проектом. Вместимость одной камеры в складах камерного типа или отдельной раздаточной камеры в подземных выработках не должна превышать 2 т ВВ, а отдельного участкового пункта хранения — 1 т ВВ.

Хранилища *поверхностных постоянных складов* ВМ должны располагаться таким образом, чтобы обеспечивался свободный подход и подъезд к каждому из них. Расстояния между хранилищами принимаются такими, чтобы они были не менее установленных противопожарных разрывов и не менее безопасных расстояний, исключающих возможность передачи детонации от взрыва одного хранилища другому.

Вокруг склада возводят ограду высотой не менее 2 м, расстояние от которой до ближайшего хранилища должно быть не менее 40 м, и устанавливают запретную зону шириной от ограды не менее 50 м. На границах запретной зоны устанавливают ограждение и предупредительные знаки.

На территории склада располагаются хранилища для ВМ, здание для подготовки ВМ, лаборатория, караульные вышки, будки для сторожевых собак, мачты с прожекторами, помещение для противопожарных средств, противопожарные водоемы, проходные будки и некоторые другие вспомогательные сооружения и помещения, перечень которых приводится в ЕПБ при взрывных работах.¹

В подземных условиях особо оборудованные для хранения ВМ камеры или ячейки располагают таким образом, чтобы взрыв ВМ в одной из них не мог вызвать детонацию ВМ в соседних. К подземному складу относятся также подходные выработки и

вспомогательные камеры. Во вспомогательных камерах производится выдача ВМ, проверка электродетонаторов и их маркировка, изготовление зажигательных трубок; размещены средства механизации погрузочно-разгрузочных операций, противопожарные средства и электрораспределительные устройства; хранятся каскеты и сумки.

К расположению подземных складов предъявляется ряд особых требований. Расстояние от склада до ствола шахты и околоствольных выработок, а также до вентиляционных дверей для камерного склада должно быть не менее 100 м, ячейкового типа — 60 м. Необходимо, чтобы расстояние от ближайшей камеры или ячейки до выработок, служащих для постоянного прохода людей составляло для склада камерного типа не менее 25 м, для склада ячейкового типа — не менее 20 м, а расстояние до поверхности, соответственно, не менее 30 и 15 м.'

При проведении подземных разведочных выработок расстояние от ближайшей ячейки или камеры до ствола шахты, камер и выработок, по которым проложены основные питающие магистрали (водоотводные и вентиляционные трубы, кабели), и от выработок, служащих для прохода людей, должно составлять не менее 15 м.

Каждый склад должен иметь два выхода для людей. При проведении подземных горноразведочных выработок разрешается устраивать временные склады ВМ с одним выходом при вместимости склада, не превышающей 1 т ВВ.

Все выработки крепятся несгораемой крепью и покрываются побелкой. В устойчивых породах крепление подводящих выработок не обязательно.

Склады проветриваются струей свежего воздуха. Подача воздуха должна обеспечивать его четырехкратный часовой обмен во всех выработках.

В начале подводящих выработок к камерам или ячейкам склада устраиваются противопожарные двери, непосредственно склад обеспечивается средствами пожаротушения.

На складах ВМ ведется постоянный строгий учет. Для этого используются следующие формы документов.

Книга учета прихода и расхода взрывчатых материалов (форма 1) ведется заведующими и раздатчиками базисных и расходных складов ВМ. По каждому виду взрывчатых материалов учет ведется раздельно. Остаток ВМ по каждому наименованию подсчитывается и заносится в книгу на конец текущих суток. Записи проводят только по тем ВМ, количество которых за сутки изменилось. Книга должна быть пронумерована, прошнурована и скреплена печатью или пломбой органа Госгортехнадзора.

Книга учета выдачи и возврата взрывчатых материалов (форма 2) предназначена для складов и раздаточных камер, из которых проводится выдача ВМ взрывникам и прием от них остатков ВМ. Эту книгу ведут заведующие складов и раздатчики. В конце каждого суток подсчитывают, сколько и каких ВМ израсходовано (отпущенные ВМ за вычетом возвращенных). Количество израсходованных за сутки ВМ ежедневно записывается в книгу по форме 1. Книга по форме 2 также должна быть пронумерована, прошнурована и скреплена печатью или пломбой органа Госгортехнадзора.

Наряд-накладная (форма 3) используется при отпуске ВМ с одного склада на другой и выписывается в четырех экземплярах бухгалтерией того предприятия, в ведении которого находится склад, отпускающий ВМ. Этот документ подписывается руководителем предприятия и главным бухгалтером и регистрируется в специальной книге бухгалтерии.

Наряд-накладная выдается бухгалтерией получателю ВМ для предъявления на склад вместе с доверенностью на получение взрывчатых материалов. После отпуска ВМ заведующий складом один экземпляр наряд-накладной выдает получателю как сопроводительный документ, другой экземпляр оставляет для хранения на складе, оставшиеся два экземпляра вместе с доверенностью получателя передает в бухгалтерию.

Наряд-путевка на производство взрывных работ (форма 4) служит для отпуска взрывчатых материалов взрывникам. Документ подписывает начальник участка, на котором проводятся взрывные работы, или его заместитель. После выполнения взрывных работ взрывник, на имя которого выписана наряд-путевка, и руководивший работами в смене представитель технического надзора своими подписями в наряд-путевке подтверждают фактический расход ВМ по назначению. Отстатки ВМ и наряд-путевки по окончании рабочей смены взрывники сдают на склад ВМ. Взрывчатые материалы взрывникам не выдаются, если они не отчитались в израсходовании ранее полученных ВМ.

По наряд-путевкам делаются записи о выданных ВМ в книгах по форме 1 и 2 для списания израсходованных ВМ. В приходно-расходных документах не разрешается вести записи карандашом, делать пометки и подчистки записей. Каждое исправление должно быть объяснено и подписано лицом, внесшим его.

Все приходно-расходные документы хранятся на предприятиях не менее трех лет.

На складе ВМ должны быть образцы подписей лиц, имеющих право подписывать документы для отпуска ВМ, и образцы подписей лиц, имеющих право подтверждать их фактический расход. Образцы подписей заверяются руководителем предприятия.

9.26. Контроль качества и уничтожение взрывчатых материалов

Взрывчатые материалы подвергаются испытаниям в целях определения их пригодности для хранения и применения. Испытания проводятся в следующем порядке:

- при поступлении потребителям с заводов-изготовителей или со складов ВМ других предприятий;
- до истечения гарантийного срока при возникновении сомнений в доброкачественности (по внешнему осмотру или при неудовлетворительных результатах взрывных работ — неполные взрывы, отказы);
- по истечении гарантийного срока; применение ВМ с истекшим гарантийным сроком без предварительного испытания запрещено; на угольных и сланцевых шахтах применение нитроэфирсодержащих ВВ с истекшим гарантийным сроком не допускается.

Проверка качества проводится по стандартным методикам в соответствии с инструкциями и руководствами по применению ВМ. Эти работы выполняются взрывниками или лаборантами под руководством заведующего складом ВМ или специально назначаемого лица, имеющего право руководства взрывными работами. Расход ВМ, выданных для испытаний, записывается в «Книгу учета выдачи и возврата взрывчатых материалов». Испытания осуществляются в лаборатории склада ВМ. Результаты контроля качества оформляются актом и заносятся в специальный журнал учета испытаний ВМ. Хранение и использование взрывчатых материалов, не отвечающих установленным требованиям, не допускается. Такие ВМ подлежат уничтожению.

Содержание контроля качества некоторых взрывчатых материалов заключается в следующем. *Для порошкообразных патронированных аммонитов и аммоналов:*

- входной контроль — внешний вид контейнеров, мешков и состояние их маркировки; внешний вид и маркировка пачек и патронов; способность к передаче детонации на расстояние между сухими и выдержанными в воде патронами;
- в пределах гарантийного срока — не требуется, если нет сомнений в доброкачественности;
- по истечении гарантийного срока — ежемесячно для предохранительных аммонитов и не реже одного раза в квартал для остальных ВВ на способность к передаче детонации на расстояние.

Для электродетонаторов:

- входной контроль — внешний вид упаковки и состояние ее маркировки; внешний вид коробок и электродетонаторов; состо-

яние маркировки; соответствие электрического сопротивления установленным пределам;

- в пределах гарантийного срока — не требуется, однако перед выдачей для использования все электродетонаторы проверяются и подбираются по электрическому сопротивлению;

- по истечении гарантийного срока — ежегодно, внешний вид коробок и электродетонаторов.

Для огнепроводного шнура:

- входной контроль — внешний вид упаковки, внешний вид пачек и бухт шнура; скорость, полнота и равномерность горения шнура, в том числе в необходимых случаях — полнота горения после выдержки в воде;

- в пределах гарантийного срока — не требуется, если нет сомнений в доброкачественности;

- по истечении гарантийного срока — один раз в полугодие на скорость, полноту и равномерность горения шнура, в том числе в необходимых случаях — на полноту горения после выдержки в воде.

Уничтожение взрывчатых материалов производится по письменному распоряжению руководителя предприятия. Работы осуществляют взрывники под руководством заведующего складом или лица технического надзора, назначаемого руководителем предприятия. О каждом уничтожении составляется акт с указанием количества и наименований уничтоженных взрывчатых материалов. Место уничтожения оборудуется согласно проекту.

В соответствии с ЕПБ при взрывных работах уничтожение ВМ разрешается производить взрыванием, сжиганием и растворением в воде.

Уничтожение *взрыванием* осуществляют с помощью доброкачественных взрывчатых материалов. Патронированные взрывчатые вещества уничтожаются пачками, а детонаторы, детонирующий шнур и пиротехнические реле — в любой упаковке зарытыми в землю или другими способами, исключаящими разброс невзорвавшихся изделий.

Сжиганием разрешается уничтожать только те ВМ, которые не поддаются взрыванию. Запрещено уничтожение сжиганием детонаторов и изделий, в которых они содержатся. Безопасные расстояния при сжигании ВМ рассчитываются так же, как при взрывании соответствующего количества ВВ. Сжигание ВМ разрешается проводить только в сухую погоду. Взрывчатые вещества, огнепроводный и детонирующий шнуры сжигаются отдельно. На одном костре разрешается сжигать за один прием не более 10 кг.

Пороха для уничтожения сжиганием рассыпаются дорожками шириной не более 30 см с толщиной слоя до 10 см и расстоянием между ними не менее 5 м. Одновременно разрешается сжигать не более трех дорожек. Патроны ВВ раскладываются на костре в один слой таким образом, чтобы они не соприкасались. Сжигание ВМ в таре не разрешается. Для поджигания костра с подветренной стороны прокладывается ОШ или дорожка длиной не менее 5 м из легковоспламеняющегося материала. Поджигание осуществляют после завершения всех подготовительных работ и вывода людей в безопасное место. После поджигания взрывник обязан немедленно удалиться в укрытие или за пределы опасной зоны. В костре должно быть столько горючего материала, чтобы не возникало необходимости его подкладывать дополнительно. Осмотр места сжигания разрешается только после полного **прекращения** горения костра с ВМ.

Растворением уничтожают только неводоустойчивые ВВ на основе аммиачной селитры и дымный порох. Растворение разрешается проводить в бочках или подобных им сосудах. Нерастворяющиеся компоненты ВВ собирают и уничтожают сжиганием.

9.27. Безопасные расстояния при взрывных работах и хранении взрывчатых материалов

Под безопасными при взрыве понимают такие расстояния от места взрыва, которые не приводят к поражающему действию на людей, разрушительному действию на здания и сооружения, а также к передаче детонации соседнему объекту хранения ВМ.

Опасными факторами при взрыве на поверхности являются куски породы, воздушная ударная волна, сейсмическое действие, распространение пылегазового облака. В отличие от подземных работ на открытой местности отсутствует преграда для разлета кусков породы и распространения воздушной волны и продуктов взрыва.

Безопасные расстояния рассчитывают по каждому из опасных факторов по методикам, указанным в Единых правилах безопасности при взрывных работах. В специальной таблице ЕПБ при взрывных работах приведены минимально допустимые радиусы опасных зон для различных видов и методов взрывных работ на открытой местности. Безопасные расстояния для людей устанавливаются проектами или паспортами на уровне, исключающем несчастные случаи. Например, при взрывании шпуровых и скважинных зарядов они составляют не менее 200 м, камерных и котловых скважинных зарядов — не менее 300 м.

Конкретные значения безопасного расстояния, м, по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов рыхления рассчитывают по формуле

$$r_{\text{разл}} \approx 1250 \eta_3 \sqrt{\frac{\Gamma}{a + 0}} d \quad (9.42)$$

где η_3 — коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом; Γ — коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протодьяконова; $t_{\text{мб}}$ — коэффициент, равный отношению длины забойки к длине свободной от заряда верхней части скважины; d — диаметр взрывающей скважины, м; a — расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

Полученное расчетное значение безопасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50. Окончательно принимаемое значение безопасного расстояния должно быть не меньше минимальных значений, приведенных в ЕПБ при взрывных работах.

Расстояние, м, безопасное по действию на человека ударной воздушной волны наружного заряда, находят по формуле

$$K \quad (9.43)$$

где Q — масса взрывающего наружного заряда ВВ, кг.

Если не требуется максимально приблизить персонал, производящий взрыв, к месту взрыва, то рассчитанное по формуле расстояние следует увеличить в 2—3 раза. При наличии блиндажей рассчитанное по формуле значение может быть уменьшено, но не более чем в 1,5 раза.

Безопасное расстояние по передаче детонации от взрыва на земной поверхности одного объекта со взрывчатыми материалами — активного заряда к другому такому объекту — пассивному заряду, определяется по формуле

$$(9.44)$$

где r_d — безопасное расстояние от центра активного заряда до поверхности пассивного заряда, м; Γ_a — коэффициент, зависящий от вида ВМ и условий взрывания (приводится в Единых правилах безопасности); Q — масса ВВ активного заряда, кг; B — меньший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля), м.

По приведенной формуле расчет выполняют дважды, рассматривая поочередно каждый заряд как активный. За безопасное расстояние принимается большее из двух полученных значений.

9.28. Охрана опасной зоны и сигнализация при взрывных работах

Как указывалось выше (см. §§ 9.16, 9.20), в проектах и паспортах буровзрывных работ приводится информация о размерах опасной зоны и безопасных расстояниях. При ведении взрывных работ на поверхности граница опасной зоны обозначается предупредительными надписями, а перед началом заряжания на границах опасной зоны выставляются посты, обеспечивающие ее охрану.

К этой работе привлекаются рабочие после предварительного инструктажа и обучения по технике безопасности. Люди, не занятые заряжанием, выводятся в безопасные места. Постовым нельзя поручать работу, не связанную с выполнением прямых обязанностей. В опасную зону разрешается проход только лицам технического надзора предприятия и контролирующих органов. Охрана опасной зоны организуется таким образом, чтобы все пути (дороги, тропы, подходы, выработки), ведущие к месту работ, находились под постоянным наблюдением. Каждый пост должен быть в поле зрения смежных с ним постов.

На подземных работах на время заряжания допускается замена постов аншлагами с надписями, запрещающими вход в опасную зону.

При производстве взрывных работ обязательна подача звуковых, а в темное время суток — и световых сигналов для оповещения людей. Не разрешается подача сигнала голосом или с применением взрывчатых материалов.

Порядок подачи сигналов и их значения следующие. Первый сигнал — *предупредительный* (один продолжительный). Этот сигнал подается перед заряжанием. По его окончании все лица, связанные с заряжанием, удаляются за пределы опасной зоны, а взрывники приступают к монтажу взрывной сети. Второй сигнал — *боевой* (два продолжительных). По этому сигналу производится взрыв. Третий сигнал — *отбой* (три коротких). Он означает окончание взрывных работ. Сигналы подаются взрывником, выполняющим взрывные работы, а при массовых взрывах — специально назначаемым работником предприятия.

Допуск людей к месту взрыва разрешается лицом технического надзора, осуществляющим непосредственное руководство взрывными работами в данной смене, после того как им или по его поручению бригадиром будет установлено совместно со взрывником, что работа в месте взрыва безопасна.

ГЛАВА 10. СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

В процессе ведения различных стадий геологоразведочных работ осуществляется отбор проб полезного ископаемого. Причем масса проб, в зависимости от стадии разведки, может изменяться от нескольких килограммов до нескольких сотен тонн. Отделяя пробы или образцы полезного ископаемого от массива, геологические службы дополнительно получают информацию о текстурном и структурном строении горных пород, трещиноватости и системах трещин, которые являются значимыми показателями, например, при разведке месторождений гранита, мраморов, камнесамоцветного и кристаллического сырья. Самым распространенным способом отделения проб от массива является буровзрывной, однако ему присущ ряд недостатков. Проведение комплекса буровзрывных работ строго регламентируется службами Госгортехнадзора, связано с рядом ограничений по транспортированию ВВ, условиям хранения, что приводит к дополнительным существенным затратам.

После взрыва в массиве и блоках раскрываются имеющиеся и наводятся дополнительные трещины, которые искажают истинную картину трещиноватости, существовавшую до взрыва. Кроме этого, при отборе проб облицовочного камня, камнесамоцветного и кристаллического сырья применение взрывного способа нецелесообразно, так как ухудшаются качественные характеристики разведываемого полезного ископаемого, уменьшается выход кондиционного сырья. Это приводит к снижению стоимости сырья, а в конечном итоге влияет на весь комплекс технических и экономических мероприятий, определяющих возможную рентабельность и сроки окупаемости при будущей разработке разведываемого сырья. Учитывая относительно малую массу геологоразведочных проб, высокие требования предъявляемые к качеству отдельных видов сырья, экономически целесообразно и обоснованно применение специальных невзрывных методов разрушения горных пород при отборе проб. Существенный прогресс в технологии невзрывных методов был достигнут после разработки ряда специальных устройств.

В литературе отмечается большое разнообразие применяемых для этих целей устройств: гидроклинья, скалоломы, гидрораскалывающие устройства, гидроксы, терморезаки, невзрывные разрушающие смеси, электроимпульсные установки. Преимуществом использования вышеперечисленных устройств для отделения проб горных пород от массива, по сравнению с буровзрывным, является компактность, отсутствие жесткой регламентации со стороны Госгортехнадзора по их использованию.

Применение специальных методов и устройств при разведке полезных ископаемых позволяет улучшить качество и достоверность собираемой геологической информации, особенно при разведке облицовочных и строительный материалов, камнесамоцветного и кристаллического сырья как для технического, так и для ювелирного использования.

Произведем энергетическую оценку возможности применения невзрывных способов и устройств для разрушения горных пород. Из анализа результатов испытаний по разрушению образцов горных пород следует:

$$u_{сж} : t/p : U_r = \sigma_{сж} : \sigma_p : \quad (10.1)$$

где $u_{сж}$, t/p , t/x — удельная энергоемкость разрушения образцов при сжатии, растяжении и точечном нагружении, Дж/м³; $\sigma_{сж}$, σ_p , $\sigma_{оп}$ — предел прочности горных пород при сжатии, растяжении и точечном нагружении, МПа.

В большинстве известных невзрывных устройств разрушение или формирование трещин осуществляется под действием растягивающих напряжений. Энергоемкость образования трещины, МДж/м³, возникающей под действием растягивающих напряжений в соответствии с (10.1), составит:

$$t/p = 0,1 \sigma_{сж} \quad (Ю.2)$$

Для большинства горных пород предел прочности при растяжении составляет (5—30*) МПа. Разрушение в породе под действием σ_p начинается при воздействии от невзрывных устройств усилий, создающих в массиве горных пород плотность энергии поля напряжения (или давления), соизмеримую с вышеуказанной величиной. Из данных практики известно, что формирование трещин под действием клиновых устройств начинается при давлении 20—25 МПа, с использованием невзрывных разрушающих смесей при 35—45 МПа, а аэрдоксов, гидроксов и гидрораскалывающих устройств — при давлении 50—80 МПа. Таким образом, для разрушения большинства горных пород под действием растягивающих напряжений достаточно использовать устройство, обеспечивающее формирование в массиве плотность энергии поля напряжений (или давления), достигающих 20—30 МДж/м³ или 20-30 МПа.

* В природе существуют горные породы с / « 25 - 30 по классификации М.М. Протодьяконова.

10.1. Механические способы разрушения

Из всего разнообразия известных способов разрушения механический является самым распространенным. В практике отделения блоков или проб от массива наиболее широкое распространение получили буроклиновой, гидроклиновой, гидрораскалывающие устройства и аэрдоксы. При отделении проб от массива, с целью значительного снижения величины усилий и трудозатрат, производят дополнительные горно-подготовительные работы, обеспечивающие создание двух, трех и более обнаженных плоскостей.

Из буроклиновых способов наиболее часто применяется раскалывание простыми (рис. 10.1, а) и сложными клиньями со щечками, размещаемыми в шпурах круглого сечения (рис. 10.1, б). При раскалывании блока или откалывании части блока от массива простой клин или клинья размещают в трещине, проходящей по поверхности массива и направленной параллельно плоскости забоя. Затем либо вручную с помощью кувалды массой 4—5 кг, либо с помощью отбойного молотка, клинья постепенно загоняются в трещину. Клинья устанавливают на расстоянии 0,1—0,3 м друг от друга в зависимости от крепости породы, характера трещиноватости массива и степени раскрытия трещин.

Входящий в трещину клин под воздействием ударной нагрузки раздвигает края трещины и при ширине последней 2—3 мм происходит скол и отделение горных пород от массива. Обычно за один удар кувалдой клин внедряется на 2—3 мм.

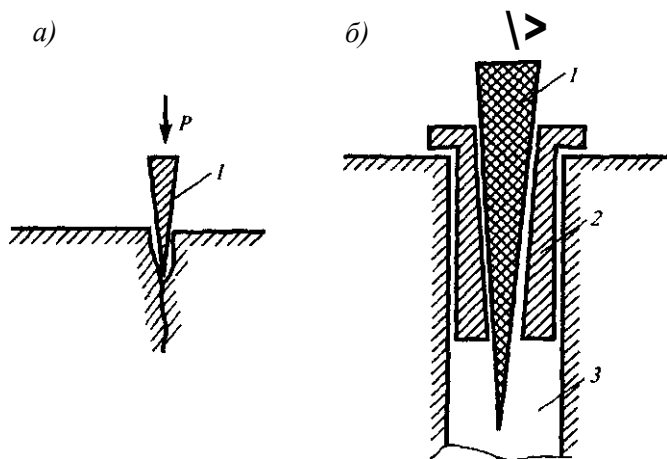


Рис. 10.1. Схема устройства простого (а) и сложного (б) клиньев:
1 — клин; 2 — плашки (щечки); 3 — шпур

При отсутствии ярко выраженных трещин в массиве и при отборе пробы малого размера от ранее отделенного блока используют стальные клинья высотой 8—10 см, которые устанавливают в заранее выполненные в массиве (вручную или с помощью пневмомолотка) овальные гнезда глубиной 3—5 см (рис. 10.2) на расстоянии 15—20 см друг от друга. Чтобы обеспечить отбойку от массива блока заданного размера, выполненные овальные лунки или гнезда при помощи инструмента (скарпель, пазовка) соединяют сплошной бороздой глубиной 1—1,5 см. После чего по установленным в лунках клиньям наносятся удары от центра к периферии до образования трещины в массиве либо до раскола монолита. Глубина откола или высота откалываемого блока определяется в основном глубиной первой подстилающей трещины, а также зависит от глубины трещины скола.

Иногда при разделке монолитных блоков вместо лунок по линии предполагаемого раскола бурят неглубокие шпуры диаметром 40—42 мм и глубиной 15—20 см, в которые в начале устанавливают специальные плашки (см. рис. 10.1, б) и между ними размещают клин. При этом способе передача раскалывающего усилия или давления от клина на стенки шпура осуществляется через плашки.

Вышеописанные способы применимы для отбора проб хорошо скалываемых невязких горных пород (гранит, кварцит). Раскалывающие усилия при ручных клиновых устройствах зависят от внешней силы, приложенной к клину, угла его заострения (чем меньше угол, тем меньше прилагаемые усилия), коэффициента трения стали о породу, площади раскола и числа клиньев. Ручной клиновой способ отделения проб породы от массива характеризуется рядом недостатков:

- высокая трудоемкость и низкая производительность работ;
- трудность раскола блоков из мягких пород (из-за деформаций породы в месте приложения нагрузки);
- приложение нагрузки лишь к поверхностному слою породы вокруг клина.

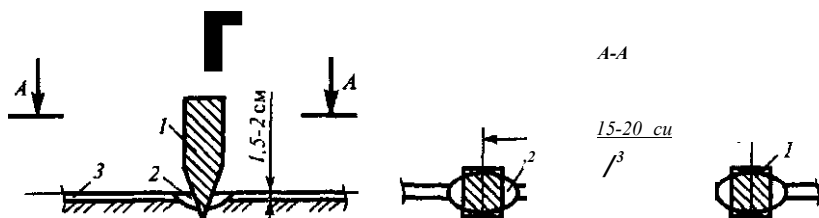


Рис. 10.2. Схема отбора проб от крупных блоков горной породы:

1 — клин; 2 — овальное углубление; 3 — борозда

Для устранения этих недостатков применяются составные клинья, состоящие из собственно клина и двух металлических плашек. Внедрение клина в пространство между пластинами осуществляется кувалдой, либо при изготовлении хвостовика специальной конструкции с использованием отбойного молотка или перфоратора (с удалением устройства поворота штанги).

При отборе проб вязких (яшма, змеевик, порфиритоиды) и мягких (мрамор, сланцы) пород с целью отделения от массива блоков заданных размеров или крупногабаритного блока бурятся шпуры глубиной 0,7—1,0 м на расстоянии 0,15—0,4 м, в которые устанавливают сложный или составной клин (клин с плашками). Причем длина плашек должна составлять 0,4—0,7 длины шпура, а длина клина — 0,5—0,7 м с углом раскрытия 9—12°. В этом случае глубина скола блока почти всегда больше или равна длине плашек и зависит от местонахождения первой подстилающей трещины, проходящей ниже плашек. На практике высота раскалывания блока породы буроклиновым способом, при котором отсутствуют диагональные сколы (рис. 10.3), зависит от размера зерен, из которых выполнена горная порода и составляет 1,4—2,4 м. Меньшее значение характерно для крупнозернистых пород, большее — для мелкозернистых.

Бурошдроклиновой способ является усовершенствованным вариантом буроклинового. В России, Германии, Италии и других странах созданы гидроклинья, обеспечивающие значительное повышение производительности и улучшение условий труда. Гидроклинья позволяют создавать раскалывающие усилия большие, чем при буроклиновом способе и обеспечить раскол в строго заданном направлении.

На рис. 10.4 представлена российская конструкция гидроклиньев, используемых на производстве для откола горных пород. Гидроклин состоит из корпуса 3 с размещенным внутри поршнем 2. Масло из гидросистемы поступает по патрубку 1 в надпоршневую часть корпуса, и по патрубку 4 — в нижнюю часть корпуса. Поршень при помощи штока 5 совмещен с клином 6, устанавливаемым в нижней части корпуса гидроклина с прикрепленными к последнему двумя плашками 7. При перемещении поршня вниз клин входит в пространство между щечками (плашками) 7 на глубину 80—180 мм, которые раздвигаются и передают усилие от клина на стенки шпура. Через патрубок 4 масло выходит в накопительную емкость маслостанции (не показанную на рис. 10.4) из подпоршневой части корпуса. Давление в напорной магистрали маслостанции в зависимости от конструкции изменяется от 12 до 80 МПа.

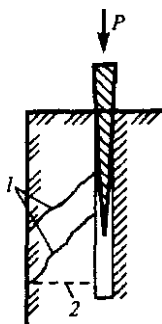


Рис. 10.3. Схема образования диагональных сколов при отколе породы клиновым способом: 1 — линия диагонального скола; 2 — проектируемая линия откола

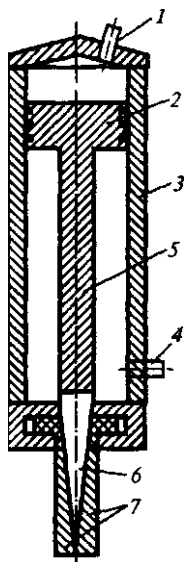


Рис. 10.4. Конструкция гидроклина

Для возврата поршня 2 в исходное верхнее положение масло насосом из маслостанции через патрубок 4 подается в подпоршневую часть корпуса. Для уменьшения трения между поверхностями клина и плашек рекомендуется применять графитовую смазку.

Привод маслостанции, в зависимости от модификации гидроклина, может быть ручной, электрический, дизельный. Клинья с плашками закладывают в шпury диаметром 43—51 мм. При раскалывании монолитов гидроклиньями отношение длины закладного клина к высоте раскалываемого монолита должно составлять 1:3—1:4.

Площадь раскола, м^2 , на один клин определяется по формуле

$$S_0 = \frac{P}{K} \left(1 + \frac{U}{\sigma_p} \right), \quad (\text{W.3})$$

где S_0 — площадь раскола на один клин, м^2 ; P — давление в системе, МПа; U — удельная величина ослабления плоскости раскалывания; $B_{\text{ш}}$ — шаг установки гидроклиньев, м; σ_p — предел прочности горных пород при растяжении, МПа; K — коэффициент, учитывающий анизотропные свойства породы, м^2 (изменяется от 0,2 до 1,0; $K = 1$ по направлению наилучшей делимости, $K = 0,45-0,2$ по направлению $\alpha/2$, $3\alpha/2$).

В свою очередь удельную величину ослабления плоскости раскалывания шпурами перфораторного бурения можно найти по формуле

$$U = z \, dJS, \quad (Ю.4)$$

где g — суммарная длина шпуров, м; d_m — диаметр шпура, м; A — площадь откола, м².

Значение z , м, определяется по следующей формуле

$$Z = M h \kappa J a, \quad (10.5)$$

где M — суммарная длина линии откола, м; h — глубина бурения, м; κn — коэффициент неравномерности обурирования ($\kappa_n = 0,9$); a — шаг бурения ослабляющих шпуров, м.

Площадь откола на один закладной гидроклин российской конструкции для гранитов составляет 0,7—1,0 м², для зарубежных образцов 1,4—1,6 м².

В молекулярной теории прочности процесс разрушения твердых тел рассматривается как разрыв атомных и молекулярных связей, начинающийся в местах локализации микротрещин или других дефектов кристаллических структур. Если известен предел прочности материала при растяжении, то по теории Гриффитса—Ирвина в породе имеется одна или система трещин длиной L , м, рассчитываемой по формуле

$$X = 0,1 \, B(E/a p)^2, \quad (10.6)$$

где B — межатомное расстояние ($\sim 10^{-10}$) м; E — модуль упругости, Па; $\sigma_{\text{стр}}$ — предел прочности при растяжении, Па.

При создаваемых в породе напряжениях, превышающих $\sigma_{\text{стр}}$, увеличивается имеющаяся естественная трещина. Это дало возможность предположить, что создание искусственных дефектов — борозд, глубиной или длиной более L , в направлении заданного раскола позволит разрушать породы при напряжениях ниже естественной прочности. Поэтому на практике для увеличения площади откола в 1,3—1,5 раза на один гидроклин на поверхности шпуров в двух диаметрально противоположных направлениях по предполагаемой линии раскола специальным инструментом делают насечки глубиной 2—3 мм по длине шпура (рис. 10.5), либо между двумя рабочими шпурами бурят дополнительный холостой шпур ослабления.

На практике в производстве применяют гидроклиновые установки, разработанные в России в Институте горного дела

i d l

а)

б)

Рис. 10.5. Схема ослабления массива прорезанием насечек на поверхности шпура (а) и бурением дополнительных холостых шпуров (б):
/ — насечки; 2 — холостой шпур

им. А.А. Скочинского (НKB-1, ГKB-2М); в Куйбышевском филиале Госгортехпрома (KM-26, KM-45); в КазГТУ, в Германии («Дарда») и в Италии («Пеллегрини») (табл. 10.1).

Таблица 10.1. Техническая характеристика гидроклиновых установок

Показатели	Тип установки			
	KM-26	НKB-1	ГKB-2М	«Дарда»
Давление в системе, МПа	25	12	12	50-70
Распорное усилие, МН	2,3	0,6	0,5(0,36)	–
Поперечное перемещение ще- чек, мм	12,5	6	8(8,7)	8-15
Диаметр шпура, мм	43	52	52	21-47
Ход клина, мм	180	95	100	100-350
Количество гидроклиньев, шт.	5	5	5	5-7
Угол раствора клина, град	4	6	6	6-8
Масса гидроклина, га-	27	43	46(26)	15

Буроклиновой способ отделения геологоразведочных проб от массива с использованием простых и сложных клиньев, гидроклиньев может применяться в любых породах при наличии хорошо выделенной постельной трещиноватости.

Геологоразведочные отряды, осуществляющие отбор проб горных пород в процессе поисково-оценочных геологоразведочных работ, должны снабжаться простыми и составными клиньями в комплекте с мотоперфоратором для бурения шпуров. На стадии ведения разведочно-эксплуатационных работ рекомендуется для отбора проб сырья использовать *гидроклиновые установки с пневматическим или электрическим приводом.*

Для создания направленной нагрузки разработан компактный силовой элемент или скалолом. *Скалолом* представляет собой высоконапорное гидравлическое устройство (рис. 10.6) в виде резинового шланга высокого давления 1, соединенного гибким бронированным высоконапорным трубопроводом 2, рассчитанным

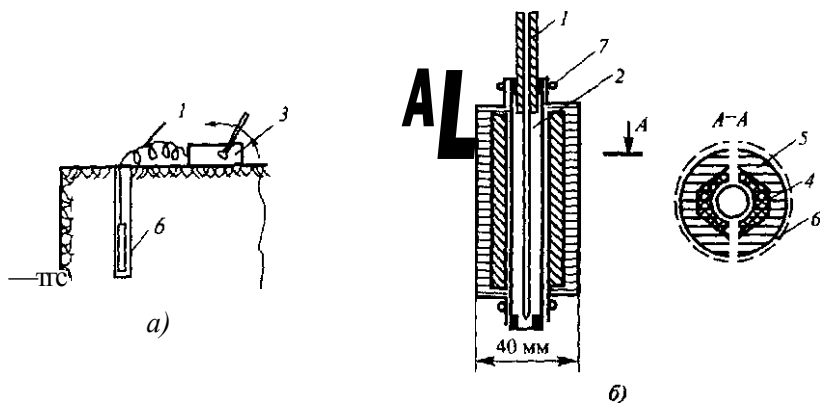


Рис. 10.6. Гидрораскалывающее устройство:
а — монтажная схема оборудования; б — конструкция устройства

на давление 25—50 МПа, с маслостанцией или высоконапорным ручным маслonaсосом 3 конструкции ВНИМИ (типа БН-3 или БН-10). Непосредственно к шлангу прилегают выдвижные пуансоны 4, выполненные из бронзы в виде трапеции в поперечном сечении. В свою очередь пуансоны вводят, с возможностью перемещения в поперечном направлении к оси элемента, в наружные плашки или щечки 5 (по аналогии с гидроклиньями).

При подаче масла насосом 3 в магистраль 2 под давлением 25—30 МПа резиновый шланг расширяется, давит на выдвижные пуансоны 4, последние, смещаясь в поперечном направлении по отношению к продольной оси силового элемента, смещают плашки 5, поджимают их к стенке шпура 6 и по мере роста давления вызывают раскол шпура или формирование трещины в горной породе. Прижимное кольцо 7 служит для удержания подвижных плашек на корпусе устройства. При использовании нескольких силовых элементов последние подсоединяются к магистрали через общий коллектор и одновременно могут работать от 5 до 10 элементов.

С использованием *гидрораскалывающих устройств* решается проблема откола от массива будущей отдельности на всю длину пробуренного шпура в отличие от гидроклинового способа отбойки. Для этого силовые элементы, размещаемые в шпуре, соединяют последовательно между собой. Силовой элемент можно разместить как в устье шпура, так и в призабойной части шпура, что оказывается технически целесообразным при отбойке или отколе разнопрочных пород по высоте шпура или забоя.

Для увеличения производительности труда при отборе проб с помощью гидрораскалывающих устройств ручной привод насоса может быть заменен электрическим или пневматическим. При осуществлении поисково-оценочных работ наиболее приемлемым вариантом при отборе проб является гидрораскалывающее устройство (ГРУ) с ручным приводом. Общая масса всей установки с пятью—семью закладными силовыми элементами не превышает 20 кг. Геологоразведочные отряды могут комплектоваться такого рода переносными установками, причем в обслуживании гидрораскалывающее устройство проще, чем гидроклинья. Но так же, как и при буроклиновом способе, для установки силовых элементов необходимо бурить шпуры диаметром 40—100 мм и глубиной в зависимости от предполагаемой высоты откола отдельности.

В табл. 10.2 представлена общая характеристика выпускаемых в России гидрораскалывающих устройств.

Таблица 10.2. Техническая характеристика гидрораскалывающих устройств

Показатели	Тип силового элемента		
	ГРУ-40	ГРУ-90	ГРУ-100
Рабочее давление в гидросистеме, МПа	0-100	0-100	0-150
Усилие, развиваемое пуансоном, МН	1,5	8	80
Максимальный ход пуансонов, мм	6	20	25
Диаметр шпура, мм	42	90	105
Вместимость гидросистемы, мл	20	40	60
Время достижения максимального давления с использованием ручного привода, с	10	30	50
Масса, кг	2,5	8	15
Длина силового элемента, м	0,4	0,5	0,7

Существенным недостатком гидрораскалывающих элементов является частый выход из строя за счет изгиба подвижных пуансонов. Несмотря на то что пуансоны выполнены из относительно мягкого металла, при достаточно большом ходе (6—10 мм) они изгибаются и постепенно разрушаются. Это связано с неравномерным распределением усилий по длине пуансона. Для уменьшения хода плашек, особенно после формирования трещины, необходимо быстро понизить давление в гидросистеме, чтобы не разорвать резиновый шланг, выполняющий роль силового элемента. Помимо этого для предотвращения излома пуансоны могут быть составными (на рис. 10.6, б показано пунктирной линией), что позволит избежать неравномерного обжатия по длине резинового шланга. Установлено также, что при допущении зазо-

ра между подвижными плашками ГРУ и стенкой шпура более 1—2 мм из-за неровности стенки шпура особенно в приустьевой части разрушаются подвижные плашки. Поэтому при работе с ГРУ силовой элемент необходимо опускать в шпур или скважину на всю его длину, погружая в шпур таким образом, чтобы верхняя точка силового элемента по отношению к устью шпура была на глубине не менее 100—150 мм.

Одним из слабых узлов в гидроскалывающем устройстве являются также и высоконапорные гибкие шланги или патрубки. В результате проведения натурных испытаний установлено, что гибкие высоконапорные патрубки итальянского производства фирмы «Пеллигрини» отвечают требованиям использования последних в полевых условиях в течение всего 4-х—5-месячного полевого сезона.

Гидораскалывающая установка безопасна в работе и может быть рекомендована для оснащения геологоразведочных отрядов и партий с целью качественного отбора проб сырья в процессе ведения геологоразведочных работ.

Гидроклиновые и гидораскалывающие установки могут быть использованы при проходке горных и геологоразведочных выработок для отбойки горных пород в местах сопряжения выработок с целью увеличения устойчивости кровли. После обработки контура выработки силовыми элементами за пределами контура трещин не наблюдается, в то время как при взрывной отбойке трещины в кровле могут формироваться на длину более 1—2 м, что отрицательно сказывается на устойчивости пород в кровле и, как следствие, приводит к увеличению затрат, связанных с поддержанием выработанного пространства.

Наряду с использованием энергии жидкости под высоким давлением для разрушения горных пород в 60—70 годах XX в. относительно широко применялось *пневмовзрывание*, основанное на использовании высвобожденной потенциальной энергии сжатого воздуха под давлением 30—70 МПа для проведения полезной механической работы по отделению горной породы от массива. Технологическая схема отбойки сжатым воздухом включает многоступенчатый компрессор высокого давления (от 0,2 до 84 МПа), пневмопатроны, воздухопроводное и другое вспомогательное оборудование. Все оборудование аналогично применяемому при работе с отбойным молотком. Отличие состоит в том, что при молотковом способе отбойки расходуется большой объем воздуха при давлении в сети 0,5—0,6 МПа, а при отбойке пневмопатронами расход воздуха незначителен, но давление достигает 30—80 МПа. Сжатый воздух (рис. 10.7, *а*) от компрессора высокого давления 1 через стальной магистральный трубопровод 2, проложенный по горноразведочным выработкам, и медный трубопровод 3 поступает

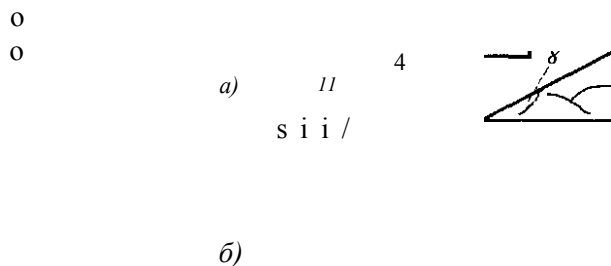


Рис. 10.7. Монтажная схема оборудования для *отбора проб горных пород* с использованием энергии сжатого воздуха (а) и конструкция пневмопатрона (б)

в гибкий бронированный рукав 4 длиной 20—40 м через забойный 5 и отбойный 6 вентили, а затем попадает непосредственно в пневмопатрон 7, закладываемый в шпур, пробуренный в массиве горных пород 8. Внезапный переход потенциальной энергии сжатого воздуха в механическую работу происходит после срабатывания устройства, сдерживающего высокое давление. Это может быть диафрагма или срезной диск 9 (рис. 10.7, б), устанавливаемые перед выхлопными отверстиями 10 в разрядной головке 11 до ввода пневмопатрона 7 в шпур. При достижении давления, сравнимого с прочностью диафрагмы или прочностью на сдвиг срезного диска, последние срезаются и сжатый воздух через отверстия в разрядной головке выходит в шпур, совершая механическую работу.

В зависимости от крепости разрушаемых пород давление в патроне регулируется срезным диском. Для отбойки слабых пород крепостью $\leq 2^4$ достаточно 30 МПа, а для пород крепостью $> 6—8$ необходимо давление около 70—80 МПа.

В практике ведения отбойки горных пород сжатым воздухом высокого давления известен ряд конструкций пневмопатронов (масса одного достигает 12—20 кг), среди которых наибольшее распространение получили ранее упомянутые дисковые и золотниковые. Последние отличаются от дисковых тем, что внутри пневмопатрона перемещается подпружиненный золотник, разделяющий полость патрона на большую рабочую камеру и малую камеру, которые сообщаются между собой через отверстие малого сечения в торце золотника. При заполнении камеры малого сечения сжатым воздухом золотник прижимается к седловине в разрядной головке, обеспечивая герметичность и заполнение рабочей камеры. В разрядной головке патрона предусмотрены упорная и нажимная втулки, между которыми через прорезь вставляется сре-

зывающаяся полоска и зажимается головкой патрона. После разрыва полоски воздух выбрасывается в атмосферу из малой камеры, а золотник, преодолевая сопротивление пружины, перемещается в крайнее правое положение и открывает выхлопные отверстия, через которые воздух выбрасывается в шпур. После срабатывания отбойный ventиль перекрывают, а пружина приводит золотник в исходное положение.

Для повторной отбойки в разрядную головку устанавливается новая срезающаяся полоска, патрон помещается в шпур диаметром 43—65 мм (шпур на 5—7 мм больше диаметра патрона), и процесс повторяется.

Продолжительность процесса отбойки от момента открывания ventиля до момента выхода сжатого воздуха в шпур составляет 10—15 с и зависит от объема патрона и толщины срезающейся полоски.

Основными факторами, определяющими эффективность отбойки сжатым воздухом, являются рабочее давление в патроне, его длина, вместимость рабочей камеры, скорость истечения сжатого воздуха.

Исследованиями установлено, что скорость истечения воздуха при изменении давления от 30 до 60 МПа остается практически постоянной, а производительность или объем отбитой горной массы увеличивается в 4—6 раз.

Изменение потенциальной энергии сжатого воздуха достигается путем изменения вместимости рабочей камеры за счет удлинения патрона, что вызывает неудобство в обращении, либо выноса рабочей камеры с одновременным увеличением ее диаметра (например, конструкция патрона Р 325) за пределы шпура. Это способствует уменьшению диаметра и длины отбойных шпуров, за счет чего снижается объем бурения.

Патроны выпускают диаметром 42, 54 и 63 мм, длиной соответственно 0,8—1,0; 1,4—1,6 и 1,8—2,0 м. Применение патронов увеличенного диаметра связано с повышением трудоемкости бурения шпуров. Линия наименьшего сопротивления при отбойке, например, угля крепостью $\sigma = 4+6$ патронами диаметром 42—63 мм изменяется от 0,7 до 2,0 м, а для крепких горных пород $\sigma = 10+14$ - от 0,4 до 0,8-1,0 м.

Для облегчения работы пневмопатрона в забое необходимо создать вторую обнаженную поверхность. Поэтому для создания вруба при одной обнаженной поверхности первые шпуры бурятся под углом 25—35°, затем устанавливается патрон и осуществляется пневмовзрывание. Последующие шпуры бурят веерообразно по отношению к полученной поверхности. При отбойке без вруба максимальный угол наклона шпура не более 60° и ЛНС не

более 1 м, а в породах слоистой структуры — не более 45°. Отбойка в забое осуществляется последовательным подрывом устанавливаемых патронов, либо спаренными патронами, либо однократным подрывом двух. Необходимо отметить, что из-за различия в прочности срезающихся полосок или диафрагм строго одновременно патроны никогда не сработают.

К недостаткам метода пневмовзрывания можно отнести довольно значительные капитальные затраты, связанные с приобретением и установкой компрессора высокого давления и сопутствующего оборудования, неудобства, связанные с необходимостью монтажа сети сжатого воздуха и громоздкостью применяемых патронов. Использование вышеописанного метода с 70-х годов неуклонно снижается. Поэтому его применяют для отбора проб только в местах или шахтах, где уже установлено вышеуказанное оборудование, например, в процессе проведения эксплуатационной разведки, когда уточняются параметры залегания, например, угольных пластов. При вскрытии новых пластов этот метод может быть использован для отбора проб и последующего их физико-химического анализа. При уточнении структурных особенностей залегания пород в процессе их отбойки с использованием пневмопатронов, по сравнению со взрывным, не нарушается существовавшая система трещиноватости. Подобным оборудованием могут оснащаться забои шахт по выемке кристаллического и драгоценного сырья, при этом обеспечивается максимальная сохранность как при ведении геологоразведочных работ, так и в процессе разработки.

Таким образом, механические способы отбойки рекомендуется применять для отбора проб при ведении геологоразведочных работ и в процессе эксплуатационной разведки на действующих предприятиях, как обеспечивающие максимальную сохранность сырья, структуру и текстуру пород, что в значительной степени повышает достоверность получаемой геологической информации.

10.2. Физико-химические способы разрушения

Физико-химические способы разрушения основаны на использовании отдельных свойств горных пород или материалов, используя которые определенным образом, вызывают процессы, приводящие к локальным деформациям в среде и последующему возникновению трещин. Наибольшее распространение получили термический способ, дробление пород невзрывными разрушающими смесями и с использованием гидроксов.

Термический способ разрушения горных пород основан на неравномерном расширении тел при концентрированном нагреве. В общем случае величина тепловой деформации твердого тела пропорциональна температуре его нагрева и подчиняется закону:

$$\epsilon = P(7 - 2 \cdot 71), \quad O^{0-7}$$

где ϵ — величина относительной деформации; p — коэффициент теплового расширения, K^{-1} ; 71 — начальная температура тела, K ; T_2 — конечная температура тела, K .

Разрушение горных пород термическим способом происходит в результате температурного нагрева породы и возникновения в ней разности напряжений в отдельных слоях.

Если ϵ — возможная деформация, а ϵ_f — фактическая, то

$$\epsilon - \epsilon_f = \Delta \epsilon \quad (Ю.8)$$

будет характеризовать напряженность участка, т. е. величину тех внутренних сил, которые воздействуют на участок и разрушают его. Таков упрощенный механизм преобразования тепловой энергии в механическую при термическом способе разрушения. Максимальное значение силы имеют в том случае, если материал абсолютно упругий и плотный и не происходит релаксации возникающих напряжений.

Реальная горная порода имеет внутренние поры, трещины, которые при тепловом расширении участка смыкаются, уплотняя породу, и снижают термические напряжения. Отрицательно сказывается и наличие пластических свойств. Одновременный и равномерный нагрев всего объема разрушаемой горной породы не может вызвать значительных напряжений, так как в этом случае происходит равномерное расширение всех участков со свободным перемещением.

При нагреве внешним источником тепла максимальная температура будет на поверхности с постепенным снижением по глубине, в зависимости от коэффициента теплопроводности. Поэтому горные породы с высоким коэффициентом теплопроводности относятся к трудно разрушаемым породам с использованием термического способа. В горном деле получил признание следующий показатель терморазрушаемости пород, $m^3/Дж$

$$P = p_f / a_p \cdot v, \quad (Ю.9)$$

где E — модуль Юнга, $Па$; σ_p — предел прочности при растяжении, $Па$; c — удельная теплоемкость породы, $Дж/(м^3 K)$; v — показатель термопластичности.

Для разрушения горных пород термическим способом показатель терморазрушаемости должен быть не ниже $0,2\text{—}0,3\text{ см}^3/\text{Дж}$. Нагрев горной породы может осуществляться химическим способом, путем сжигания топлива или электрическим способом.

При разрушении горной породы химическим способом используется специальный состав, называемый *термитом*, который выпускается в виде порошка или брикетов. Брикеты диаметром 30 мм, высотой 60 мм и массой около 100 г состоят из 95 г основного и 5 г воспламенительного состава. Основной состав включает алюминиевый порошок, металлическую окалину, бакелитовый лак. Причем оксиды железа должны содержать не менее 25% кислорода и 70% железа, а в алюминиевом порошке должно быть не менее 90% неокисленного алюминия. Воспламенительный состав, помимо вышеуказанных компонентов, содержит бариевую селитру. Термит в виде порошка обычно расслаивается при переноске, а у брикетированного этого не происходит. Поэтому применение последнего предпочтительнее.

Разрушение горных пород происходит в результате нагрева породы при сгорании термита либо на поверхности породной отдельности, либо в шпуре, пробуренном на глубину $0,1\text{—}0,4\text{ м}$. Расход термита при разрушении крепких пород составляет $0,8\text{—}1,2\text{ кг}$ на 1 м^2 вновь образованной поверхности.

Отбор проб с помощью термита может осуществляться как с использованием уже существующих трещин, в которые засыпается порошок, так и шпуров, с применением брикетов или порошка, постоянно подсыпаемого по мере сгорания.

Наблюдения показали, что температура горения термита достигает $2500\text{—}3000^\circ\text{С}$ и при этом выделяется до $2300\text{—}4600\text{ кДж}$ теплоты на 1 кг химического состава. Сухой, хорошо перемешанный термит горит без искр. Искрение появляется при горении увлажненного термита, что может привести к ожогам обслуживающего персонала. Поэтому применение термита во влажных и обводненных шпурах категорически запрещено. Себестоимость разрушения горных пород термитом на $30\text{—}40\%$ ниже себестоимости взрывного способа.

Преимуществами применения термита по сравнению с взрывным способом являются и повышение безопасности работ, и возможность осуществления отбора проб без всего комплекса ограничений Госгортехнадзора, характерного для буровзрывного способа. Геологоразведочный отряд или партия на полевой сезон может снабжаться необходимым количеством термита для отбора проб сырья, причем никакого дополнительного оборудования при этом не требуется.

В последнее время в отечественной и зарубежной практике получило широкое применение разрушение горных пород с помощью термогазоструйных горелок, разработанных в КазГТИ (ТР-14/22-5м, ТУБР-7м, ТР-35, БВР-60, ТРВ-12), Харьковском авиационном институте (Т-3, Т-5, ТРВ-1), Ленинградском техническом университете (ЛТ-1, ЛТ-4, ЛТ-6). В табл. 10.3 представлены технические характеристики отдельных конструкций терморезаков.

Таблица 10.3. Техническая характеристика терморезаков

Показатели	Тип терморезака			
	БВР-60	ТР-14/22-5м	ТРВ-28/40-2	ТРВ-2-65м
Давление подачи воздуха, МПа	0,5-0,7	1,3-1,5	0,5-0,7	0,4-0,6
Давление подачи горючего, МПа	0,5-0,7	1,3-1,5	0,5-0,7	0,4-0,6
Расход воздуха, м ³ /мин	5-7	0,2-0,3	2-2,5	7-10
Расход горючего, л/ч	12-18	10-12	6-12	20-30
Производительность реза щели, м ² /ч	0,4-0,5	0,8-1,2	0,6-0,7	0,8-1,2

Мощный локальный нагрев некоторых пород горелками вышеуказанного типа приводит к их эффективному разрушению. Этот метод находит применение при отрезании блоков от массива, поверхностной обработке камня, бурении. Механизм разрушения горных пород носит характер поверхностного шелушения, когда за счет сгорания теплоносителя осуществляется неравномерный прогрев обрабатываемой поверхности, и за счет возникающих напряжений при тепловом расширении кристаллов или зерен, слагающих породу, происходит их вспучивание и отделение.

Производительность огнеструйного резания камня зависит от содержания в породе темнокветных минералов; коэффициента равномерности распределения минералов; предела прочности породы при сжатии и растяжении; конструктивных и режимных параметров терморезаков, к которым прежде всего следует отнести внутрикамерное давление, скорость истечения газовой струи, величину удаления сопла от поверхности разрушения, тип теплоносителя, профессиональное мастерство оператора.

В этом параграфе рассматривается только ручной термоинструмент, который рекомендуется использовать в полевых условиях для отбора проб. Огнеструйные инструменты по характеру их применения в различных технологических процессах разделяют на термоотбойники и терморезаки. *Термоотбойники* применяются для обработки камня, а *терморезаки* — для проходки щелевых выработок. На рис. 10.8 представлена схема терморезака ТР-35, предназначенного для резки щелей в массиве. Он состоит из штанги с го-

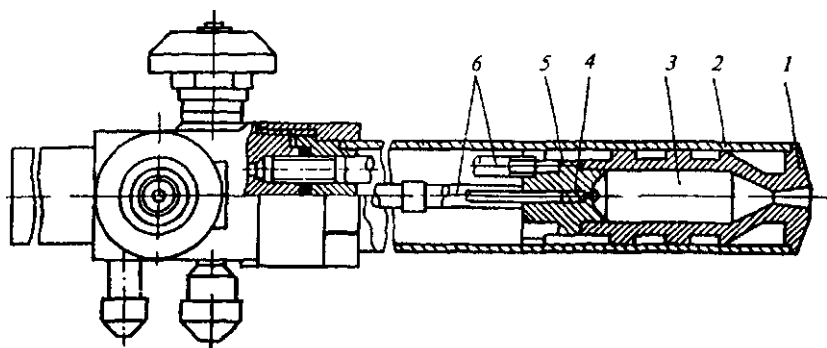


Рис. 10.8. Конструктивная схема терморезака ТР-35

релкой и дроссельной коробки. Штанга, в зависимости от глубины прорезаемых щелей, может иметь длину от 0,5 до 4 м. Резак рассчитан на ручное управление. Дроссельная коробка включает в себя два вентиля управления — расходом горючего (керосин, бензин) и окислителя (кислород, воздух), а также устройство для защиты от обратных ударов. Горелка терморезака выполнена совместно со штангой и состоит из камеры сгорания 3, наружного кожуха 2, сопла Ловаля 1, форсунки 4 и распределительной головки 5, на которой монтируются все детали горелки. К распределительной головке с одной стороны подсоединяется штанга, которая служит каналом для подвода охлаждающей воды. Внутри штанги проходят две трубки 6 для подачи горючего и окислителя. Такая система подвода топливных компонентов обеспечивает повышенную безопасность в случае нарушения герметичности магистралей, так как вода препятствует их непосредственному смешиванию. Форсунка 4 центробежного типа, которая крепится на распределительной головке 5 гайкой, закручивает проходящие потоки горючего и окислителя, что способствует лучшему их перемешиванию. После охлаждения камеры вода отводится по трубке, проходящей через штангу, и выбрасывается у дроссельной коробки.

Под давлением в камеру сгорания подается горючее, смешивается с окислителем, поджигается и со сверхзвуковой скоростью за счет сопла Ловаля подается на забой. На выходе из сопла формируется реактивная газовая струя со скоростью 1200—1300 м/с и температурой 1400—1500 К, которая прогревает поверхность забоя, после чего происходит ее шелушение и удаление отшелушенных частиц под действием отходящих газов.

Питание огнеструйных инструментов горючим (керосином) и водой в полевых условиях рекомендуется осуществлять от забор-

ных емкостей по вытеснительной системе — давлением сжатого воздуха от компрессора. В качестве окислителя в стационарных условиях можно использовать кислород (от баллонов), а в полевых — воздух от тех же компрессоров. Охлаждение — водяное или воздушное. При резании пород бензино-воздушными горелками газовая струя должна, кроме продольного перемещения, иметь и поперечное, в то время как при применении кислородных горелок достаточно одного продольного перемещения. Весь процесс резания щели разделяют на два этапа: 1) неустановившийся процесс резания (начальный) и 2) установившийся процесс проходки щели. На первом этапе идет процесс формирования щелевой выработки, определяется ее ширина и устанавливается форма забоя. Вначале ширина щели может достигать 0,15—0,2 м, затем постепенно снижается до 0,1 м при углублении до 0,3 м.

В табл. 10.4 приведены результаты резания терморезаками щелей глубиной до 2,5 м в различных породах.

Таблица 10.4. Показатели работы терморезаков

Порода	Тип терморезака	Ширина щели, м	Производительность	
			по площади, $\text{см}^2/\text{с}$	объемная, $\text{см}^3/\text{с}$
Гранит	ТРВ-1	0,1-0,12	1,7-2,1	18,7-25
	БВР-60	0,09-0,11	1,55-1,8	17-20
Гранодиорит	БВР-60	0,09-0,1	1,1	12,1
Диорит	ТРВ-1	0,06-0,08	1Д	15,4
Гранито-гнейс	БРВ-60	—	0,8	11,2

Тепловая эффективность применяемых терморезаков изменяется от 15 до 39 кВт. Скорость перемещения горелки вдоль щели регулируется в пределах 0,2—2 см/с. Угол атаки струи — 30...60°, при этом резание должно осуществляться при передвижении горелки в сторону острого угла. Расстояние от среза сопла горелки до забоя составляет 8—12 см, причем чем больше это расстояние и меньше угол атаки газовой струи, тем равномернее процесс углубки щели. Толщина снимаемого слоя породы (гранит) за один проход достигает 3—7 мм.

В местах повышенного содержания слюды и на трещиноватых участках проходка щели часто сопровождается плавлением пород из-за трудности теплопереноса.

При разрушении отдельностей горных пород *термобуром*, например ТБВ-50, вначале бурится шпур глубиной 0,4—0,8 м, затем процесс продвижения термобура прекращается, проводится локальный разогрев забоя шпура и разделение отдельностей на два

или несколько кусков. Расход энергии составляет 15—20 кВт·ч/м³, а производительность 10—15 м³/ч. К недостаткам разрушения пород газотермическими струями относится избирательность разрушаемых пород и наличие ядовитых газов, поэтому применяется в хорошо проветриваемых местах только на открытых горных работах.

Для отбора проб в процесс ведения геологоразведочных работ, особенно по гранитам, рекомендуется использовать *бензовоздушные горелки*, которые просты в управлении и не требуют специально подготовленного технического персонала. Нарезание или формирование щели осуществляется на заданную глубину или до первой подстилающей трещины. Для окончательного отделения блока или куска породы от массива требуется дополнительная энергия или работа с применением простых механических средств (лом, трос, клин). В редких случаях возможно формирование подстилающих отрезных щелей. При ведении разведочных работ отбор проб с использованием терморезаков рекомендуется осуществлять в породах с большим содержанием кварца, так называемых терморазрушаемых породах. Это граниты, кварциты, диориты, т.е. породы, используемые в основном в качестве строительного и облицовочного камня.

Малоперспективным, применительно к отбору проб при ведении геологоразведочных работ, следует считать высокочастотный контактный электротермический метод, реализованный в установке «Электра» конструкции ИГД им. А.А. Скочинского, базирующийся на электрическом разрушении пород токами промышленной частоты с использованием установки УРН-400. Сущность метода заключается в следующем: на поверхность породы в необходимых направлениях раскола наносят тонкие полосы токопроводящего материала или бурят шпуры малого диаметра, в которые устанавливают электроды под напряжением до 15 кВ и с частотой 5,28 кГц. При этом способе происходит нагрев тех минералов, которые могут поглощать электромагнитную энергию, нагреваться и расширяться, т.е. минералов, способных формировать в породе термический клин. Способ обуславливает большой расход электроэнергии, что сдерживает его практическое использование. При энергоемкости процесса около 3,6 кВт·ч/м² затрачивается около 3 мин для раскола блока площадью 0,8 м². Способ с использованием токов высокой частоты, когда блок прогревается снаружи и изнутри, а разрушение происходит по причине неравномерного нагрева различных его участков, характеризуется большим расходом электроэнергии. В организации работ появляются трудности, связанные в первую очередь с подводом электроэнергии, высокой опасностью проводимых работ, избирательностью, что сдерживает применение этого метода для отбора проб из любого вида сырья.

Разведывая месторождения кристаллического, камнесамоцветного сырья, а в особенности полудрагоценных и драгоценных камней, к качеству отбираемых образцов и проб предъявляются очень высокие требования. Учитывая сезонный характер геологоразведочных работ решить одновременно вопросы сокращения сроков разведки и повышения сохранности проб при использовании обычных методов не представляется возможным. Ранее описанные клиновой, гидроклиновой и термический методы разрушения характеризуются низкой производительностью. Для повышения производительности горных работ при разведке месторождений на стадии поисково-оценочных и разведочно-эксплуатационных работ рекомендуется использование патронов гидрокс. Изобретенный в Донбассе в 1932 г. патрон для отбойки угля состоял из стальной гильзы, в которую помещался нагревательный элемент, содержащий 130—140 г пороха, и вода (200—300 г). Именно из-за наличия воды патроны получили первоначальное название «гидрокс», хотя в дальнейших разработках или конструкциях вода уже не применялась, но первоначальное название сохранилось. При горении пороха вода испарялась и в патроне повышалось давление, образовавшиеся газы срезали диск в разрядной головке патрона и через отверстия в последней истекали в шпур, разрушая массив. При использовании патронов в угольных забоях отмечалось уменьшение штыба и увеличение крупных фракций, что позволяло делать прогноз о возможности применения этих патронов для отбойки пород, содержащих полудрагоценные и драгоценные камни, без повреждения последних.

В 1960 г. была разработана широко применяемая модернизированная конструкция патрона гидрокс БВ-48, представленная на рис. 10.9. Патрон состоял из металлической гильзы 1 с рабочей камерой 2, которая с торцов перекрывалась зарядной 3 и разрядной 4 головками, а в последней были выполнены выхлопные отверстия 5. Причем пространство между рабочей камерой и разрядной головкой через переходник 6 герметично перекрывалось тонким металлическим диском или диафрагмой 7. Порошкообразный заряд горючего вещества 8 с электротермическим элементом 9 и электродом 10 с выводными проводами 11 вставлялся в патрон.

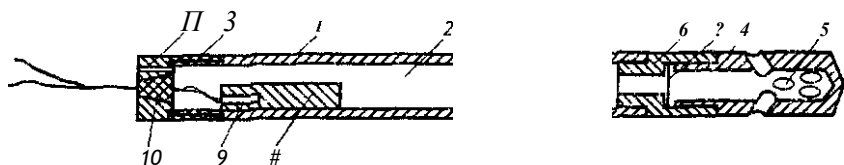


Рис. 10.9. Конструкция патрона гидрокс

том 9 типа ЭТЭ-62 и угоютнительной пробкой 10 в зарядной головке размещается внутри гильзы. Для выпуска газов из гильзы в случае отказа, со стороны зарядной головки между резьбой и проточкой просверлено отверстие 11 диаметром 4 мм.

Параметры современного патрона выбраны на основе компромисса между массой, прочностью гильзы и величиной заряда. Внутренний диаметр патрона для зарядов двух типоразмеров 190 и 270 г составляет соответственно 30 и 38 мм, вместимость рабочей камеры 0,65 и 1 дм³, длина камеры 0,85 и 0,95 м, общая длина 1,2 и 1,35 м. Внешний диаметр патрона определен, исходя из параметрического ряда резцов с учетом необходимого зазора в шпуре, и составляет 48 и 54 мм под резцы 51 и 60 мм. Общая масса патрона достигает 20—25 кг. Диафрагма толщиной 1,5—2,0 мм выполнена из стали марки Ст.3.

Порошкообразный заряд представляет собой многокомпонентный основной состав, включающий аммиачную селитру, азотно-кислый магний, древесную муку и воду в виде влаги, а также инициирующий состав, упакованные в картонную оболочку. Заряд при воспламенении электротермическим элементом инициирующего состава горит в замкнутом пространстве рабочей камеры, но не взрывается. Заряд в гильзе размещается на расстоянии 7—9 см от верхнего уплотнительного пыжа, что обеспечивает срабатывание патрона после инициирования в течение 7—8 с, хотя превращение основного состава из твердого в газообразное состояние осуществляется за 15—18 мс. Давление в рабочей камере патрона поднимается до 150—180 МПа.

Так же, как и в патроне аэрдокс, при давлении внутри патрона, превосходящем предел прочности срезного диска, происходит разрушение последнего, и газы устремляются в шпур через отверстия в разрядной головке. Если давление газа достигает предела прочности породы при растяжении, происходит формирование новых трещин или, чаще, развитие существующих в массиве и, как следствие, разрушение массива горных пород. По мере расширения газов в направлении устья шпура, длиной до 1,5 м, давление газа падает и разрушение или развитие существующих в массиве трещин прекращается. Условие разрушения массива на всю длину шпура определяется из следующего выражения

$$W = l_{\text{шп}} v_{\text{Тр}} / v_{\text{г}} \quad (10.10)$$

где W — линия наименьшего сопротивления (ЛНС), м; $v^{\wedge}$ — скорость роста трещины ($-0,4$ скорости продольной волны в массиве), м/с; $l_{\text{шп}}$ — длина шпура, м; $v_{\text{г}}$ — скорость истечения газов из шпура, м/с.

ЛНС для пород крепостью $\sigma = 4+16$ изменяется от 1,2—1,5 до 0,4—0,7 м.

Из формулы (10.10) следует, что параметрами, определяющими эффективность отбойки пород гидроксами, являются длина шпура (ограничена длиной применяемых патронов $\sim 1,5$ м), акустическая характеристика массива (скорость продольной волны) и скорость истечения газов. Причем последний параметр зависит от давления газов в рабочей камере, вместимости камеры и времени или характера истечения газов из патрона в шпур, что в свою очередь зависит от толщины применяемой диафрагмы. Чем больше толщина диска, тем больше давление и скорость истечения газов, и наоборот. Давление в шпуре после истечения газов из патрона достигает 40—50 МПа. Оптимальная толщина срезных дисков для зарядов массой 190 и 270 г по условиям максимальной эффективности отбойки составляет соответственно 1,25—1,5 и 2,0 мм. Патрон гидрокс является устройством многократного использования и в зависимости от конструкции и условий отбойки после перезарядки может применяться до 200—500 раз.

Если отбиваемый массив не разрушается, патрон вылетает из шпура со скоростью до 40—50 м/с. Для предотвращения вылета патрона из шпура отверстия для выхода газа в разрядной головке выполнены под углом около 45° к оси патрона и направлены таким образом, чтобы создать реактивную составляющую, прижимающую патрон к забою шпура. Кроме этого, необходимо следить за тем, чтобы шпур был сухой. Время срабатывания патронов гидрокс изменяется от 2,5 до 12 с, естественно, что при таком интервале невозможно обеспечить взаимодействие двух соседних зарядов. Взаимодействие сводится лишь к образованию новой поверхности для следующего заряда, поэтому, планируя использование нескольких патронов гидрокс для отбойки горных пород, необходимо осуществлять последовательную работу каждого.

Технология применения патронов гидрокс для отбойки породы сводится к бурению шпуров с заданными параметрами и удовлетворяющими условию формулы (10.10), зарядке или снаряжению патрона на месте производства работ, установке в шпур и инициированию воспламеняющего состава заряда из укрытия. При использовании нескольких патронов необходимо учитывать время срабатывания каждого последующего, и поэтому время между подрывами соседних патронов должно быть не менее 2,5—12 с.

Патроны гидрокс рекомендуется применять для отбора проб камнесамоцветного (малахит, яшма, лазурит, змеевик), кристаллического (пьезокварц, исландский шпат) сырья, драгоценных камней (изумруды, гранаты, алмазы) в условиях ведения разведочно-эксплуатационных работ на дневной поверхности и в под-

земных условиях. В процессе отбора проб низкое давление в шпуре, формируемое после срабатывания патрона, обеспечит максимальную сохранность разведываемого полезного ископаемого и позволит дать точную оценку его качества.

Гидроксы могут применяться также и как средства, обеспечивающие быстрый подход или вскрытие без нарушений кристаллоносных гнезд для последующей их разборки и извлечения сырья другими невзрывными способами.

К недостаткам применения гидроксов для отбора проб следует отнести большую массу патронов (25—30 кг), необходимость использования комплекта из трех—пяти штук, нестандартный диаметр шпуров (51—60 мм), невозможность использования в обводненных условиях. Однако перечисленные недостатки при ведении геологоразведочных работ компенсируются достаточно высокой производительностью отбойки (по сравнению с клиновым, гидроклиновым, термическим способами), безопасностью и, главное, обеспечением максимальной сохранности отбираемых проб.

Одним из известных и широко применяемых на практике химических способов разрушения горных пород является отбойка с помощью невзрывных разрушающих смесей (НРС), основанная на увеличении объема массы вещества, заполняющего шпур. В последние годы в России и за рубежом невзрывчатые разрушающие смеси получают специальным измельчением карбонатных пород до размера частиц 10—3000 мкм с их последующим обжигом при температуре 1200—1600° С, перемещением их со специальными добавками, регулирующими время схватывания смеси и определяющими условия применения последней.

НРС — это порошок светло-серого цвета, пылящий, негорючий и невзрывоопасный, обладающий щелочными свойствами. В качестве карбонатов могут служить карбонаты или бикарбонаты щелочных металлов (лития, натрия, калия), органических соединений (диэтономана, триэтиоанина и др.), применяемые отдельно или в смеси. Специальными добавками могут быть оксикарбоновые кислоты (яблочная, сахарная, салициловая), соли щелочных (натрий, калий) и щелочноземельных металлов (кальций, магний), соли органических соединений, разжижающие добавки (продукты конденсации нафталина, меламиносульфокислоты и др.). Содержание и состав добавок зависят от температуры среды, при которой применяется НРС, свойств и размеров частиц негашеной извести, сроков твердения.

К настоящему времени разработано несколько композиционных составов невзрывчатых разрушающих средств или смесей. Основной компонент смеси — оксид кальция, содержание кото-

рого от общей массы для различных составов НРС изменяется от 60 до 90%.

Технология применения смесей НРС довольно проста. Перед употреблением в порошок добавляют воду, которая является инициатором реакции гидратации. Образующую суспензию заливают в заранее пробуренные шпуры в горной породе. Смесь в результате реакции гидратации ее составляющих твердеет, увеличивается в объеме, что сопровождается увеличением давления на стенки шпура, которое через 2—24 ч твердения смеси достигает 40—50 МПа. Это достаточная величина, чтобы привести к раскрытию в шпуре уже существующих или образованию новых трещин, так как предел прочности большинства горных пород при растяжении не превышает 4—20 МПа. Давление в шпуре нарастает медленно и поэтому процесс образования трещин может быть проконтролирован, что является немаловажным при разрушении камнесамоцветного или кристаллического материала, а особенно коллекционных образцов друз. Направление развития трещин задается схемой расположения и заполнения шпуров смесью.

В последние годы НРС находят широкое применение при разработке месторождений природного камня, при этом максимально сохраняется природная блочность, отсутствует сейсмическое воздействие на прилегающий массив, обеспечивается безопасность и требуемая производительность работ.

Разработчиками составов НРС в России являются: ВНИПИСтрой им. П.П.Будникова; ВНИИЦветМет; Вольский цементный завод; ПО «Тувакобальт»; за рубежом — Япония (Bristar, Onoda Cement, Nihon Cement, Chichibu Cement), Англия (Forsrock International), США, ФРГ, Чехия. Составы НРС отличаются временем срабатывания (2—10 ч), развиваемым давлением (30—60 МПа), температурой применения ($-5...+30^{\circ}\text{C}$), общим временем разрушения (12—30 ч), видом упаковки (порошок, капсулы).

Большинство разработанных типов невзрывных разрушающих смесей выпускается в виде порошкообразного вещества, упакованного в полиэтиленовую пленку для предотвращения соприкосновения с влагой воздуха. Порошок смешивают с водой (либо капсулу с порошком опускают в воду), причем вначале в смеситель наливают воду при температуре $5\text{--}25^{\circ}\text{C}$ и только после этого добавляют порошок. Чем холоднее вода, тем дольше рабочая смесь остается текучей. Полученную массу перемешивают до сметанообразного текучего состояния в течение 2—3 (но не более 6—7) мин. Водовязущее отношение (вода: НРС) находится в пределах 0,2—0,4. Затем сметанообразную массу (или насыщенный водой патрон) заливают или помещают в шпур (патроны утрамбовываются для исключения пустот) диаметром 32—65 мм,

заполняя последний на 85—90% по длине. Расход порошка на 1 м длины изменяется при этом от 1,1 до 4 кг. Уже через 10 мин смесь начинает затвердевать и через 6—10 ч появляются первые трещины, а через 18—30 ч, иногда и через 2—3 сут процесс расширения завершается. Ширина трещин достигает 5—30 мм. Разрушение массива или блока при правильном использовании НРС происходит без выбросов твердых и газообразных продуктов. В случае нарушения технологии приготовления и заполнения шпура, при длине шпура менее 15—25 см и использовании воды повышенной температуры (25—30° С) можно наблюдать выброс смеси в виде облака, сопровождаемый сухим хлопком, похожим на взрыв. Приготовление рабочей смеси — наиболее ответственная операция и отклонение от рекомендуемого заводом-изготовителем процентного соотношения НРС и воды приводит к значительному снижению давления в шпуре.

Если в заливаемых шпурах имеется вода, ее нужно удалить вместе с пылью и буровым шламом. Если разрушаемая порода обладает повышенным водопоглощением, то следует осуществить гидроизоляцию поверхности шпура, например введением полиэтиленовой оболочки. Однако после образования трещин в породе целесообразно проводить распыление воды на поверхности разрушаемого объекта, что способствует увеличению ширины трещин и ускоряет процесс направленного разрушения.

Одним из важных параметров, определяющих эффективность разрушения при использовании НРС, является протяженность или длина возможной трещины L_f , м, определяемая из выражения

$$L_f = \frac{p}{2kE_{\text{нрс}}} \cdot r_0, \quad (10.11)$$

где p , — давление, при котором растет трещина, МПа; k , — коэффициент интенсивности напряжений ($k \sim 0,31—0,93$), МПа; r_0 — радиус шпура, м; $E_{\text{нрс}}$, $E_{\text{мр}}$ — модуль упругости для массива и НРС, МПа ($E_{\text{нрс}} \cdot 10^3$ МПа).

Из анализа выражения (10.11) следует, что протяженность трещины зависит от диаметра шпура, модуля упругости НРС и параметров разрушаемой среды. Оптимальный диаметр шпура составляет не более 40—50 мм. При больших и меньших значениях возможны отказы. Расстояние между шпурами для формирования откольной трещины по линии, соединяющей центры шпуров, определяется из выражения:

$$a \approx 2Zt_p. \quad (10.12)$$

Это условие связано с тем обстоятельством, что для формирования условий по прохождению трещины между двумя соседними шпурами необходимо создать дополнительную концентрацию напряжений около шпура по линии их расположения. На практике расстояние между шпурами следует выбирать равным (1,2—1,5) L_{гр}. Фактическое расстояние между шпурами в зависимости от крепости горных пород изменяется от 0,1 до 0,6 м. Угол наклона шпуров может быть различным с учетом применения патронированных смесей.

Расход НРС на 1 м³ отделяемой породы зависит от прочностных свойств породы, наличия в ней трещин, объема отделяемого монолита, глубины шпуров, расстояния между шпурами. Для различных горных пород и разных условий удельный расход НРС составляет 2—2,5 кг/м³.

При работе с НРС необходимо соблюдать основные правила безопасности: не допускать попадания смеси на кожу, работать в резиновых перчатках, защитных очках. Категорически запрещается заглядывать в заряженный шпур, особенно в жаркое время, так как возможен самопроизвольный выброс.

Невзрывные разрушающие смеси рекомендуются для отбойки горных пород в процессе отбора проб при осуществлении разведочных и разведочно-эксплуатационных работ. Применение НРС возможно на стадии предварительного рыхления горных пород, вскрытия кристаллоносных гнезд, отделения кристаллов от подстилающих пород, что обеспечит максимальную сохранность отбираемой пробы как в подземных условиях, так и на открытых горных работах.

10.3. Комбинированные способы разрушения горных пород

В настоящее время при отборе проб в процессе ведения геологоразведочных работ самостоятельно применяются только некоторые из вышеописанных способов разрушения горных пород. Комбинированные способы позволяют более полно сочетать и учитывать конкретные горно-геологические условия залегания пород. Передача энергии от источника к горной породе осуществляется не напрямую, а через промежуточную среду. Это может быть вода при электроимпульсном или гидровзрывном способах, либо дополнительное устройство в виде металлического клина, воздействующего на поверхность шпура за счет энергии расширяющихся газов от взрывающейся нити детонирующего шнура при использовании метода направленного динамического раско-

194

ла. Возможна также и комбинация двух способов, воздействующих последовательно на горную породу. Например, невзрывные разрушающие смеси в комбинации с детонирующим шнуром. Ниже излагаются те из них, которые могут быть рекомендованы для отбора проб в процессе ведения геологоразведочных работ.

Метод направленного динамического раскола. Сущность метода заключается в следующем. В шпур помещают металлическую вставку клиновидной формы (рис. 10.10) с нитью детонирующего шнура в выемке вставки. Предварительное образование трещины в стенках шпура осуществляется, с одной стороны, за счет взрыва линейного взрывателя (нити ДШ), а с другой — за счет удара клинового индентора по стенке шпура в результате передачи части энергии от нити ДШ индентору. Дальнейшее расширение магистральных трещин осуществляется путем внедрения клина-индентора в породу и расклинивающего усилия встречных взрывных газовых потоков и расширения продуктов детонации от взрыва нити ДШ.

Для схемы взрывания, представленной на рис. 10.10, эффективность отбойки или расстояние между двумя соседними элементами (a_2 — со стороны внедрения инденторов в породу и a_1 — со стороны взаимодействия нитей ДШ) определяется волновой и квазистатической стадиями развития процесса взрыва, параметрами линейного взрывателя (длина, тип ДШ, условия инициирования) и раскалывающего устройства (угол заострения индентора, его масса, площадь поперечного сечения, длина).

Опытным путем установлено, что при использовании шпуров диаметром 42 мм диаметр раскалывающего устройства должен составлять около 36 мм, угол приострения — 30° , длина вставки около 30—50% от длины шпура, а длина нити ДШ соизмерима с длиной шпура. Причем соотношение между длиной шпура и

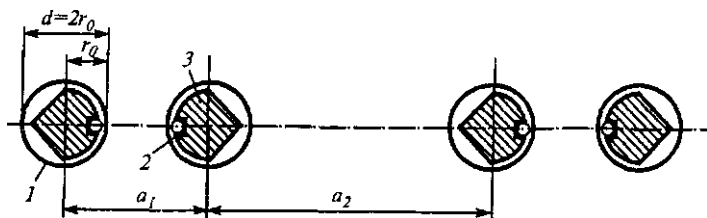


Рис. 10.10. Расположение устройств в шпурах для направленного динамического раскола горных пород в массиве:

1 — шпур; 2 — детонирующий шнур; 3 — устройство

длиной вставки или раскалывающего устройства определяется из выражения:

$$l_{\text{шп}} - l_{\text{ру}} = V_{\text{св}}/S_{\text{шп}}, \quad (10.13)$$

где $l_{\text{шп}}$ — длина шпура, м; $l_{\text{ру}}$ — длина раскалывающего устройства, м; $V_{\text{св}}$ — объем части шпура, свободной от раскалывающего устройства, м³; $S^{\wedge}$ — площадь поперечного сечения шпура, м².

При соблюдении вышеназванных ограничений расстояние между шпурами (см. рис. 10.10) со стороны взаимодействия нитей ДШ щ будет в два раза меньше расстояния между шпурами со стороны взаимодействия инденторов a_b , т.е.

$$a_x = a_{il2}. \quad (10.14)$$

На практике максимальное расстояние между шпурами a_2 для мраморов, гранитов, пегматитов составляет 0,3—0,6 м. Масса вставки изменяется от 3,0 до 5 кг, в зависимости от длины шпура. Раскалывающее устройство может применяться повторно до 10 раз.

К недостаткам способа направленного динамического раскола при отборе проб следует отнести необходимость наличия оборудования для бурения шпуров и периодическую замену вставок по мере их разрушения, что вызывает определенные трудности в полевых условиях.

Применение раскалывающих устройств в комбинации с детонирующим шнуром позволяет обеспечить качественное отделение части блока от массива, пассивовку блоков. При использовании данного способа, по сравнению с отбойкой только ДШ или с применением дымного пороха, сокращается расход средств взрывания на 70—80%, на 30—50% сокращается объем буровых работ. Описанный способ рекомендуется применять при отборе проб непосредственно от отдельностей (при повышенных требованиях к качеству сырья), при разделке и пассивовке блоков.

Электрогидравлический метод отбойки горных пород. Применение метода основано на так называемом эффекте Юткина. При электрическом разряде в жидкости формируется ударная волна, которая, воздействуя на какую-либо преграду, вызывает разрушение. Энергия преграде от разряда передается через жидкую среду. Было установлено, что разрушение вокруг шпура при действии первичной волны прослеживается на расстоянии до трех радиусов шпура, а величина импульса давления, Па-с, выражается следующей корреляционной зависимостью:

$$P = \frac{3ff(\lg C + 7,6)}{A}, \quad (10.15)$$

где C —емкость конденсатора, мкФ; L — индуктивность, Гн; U — напряжение, В; r —расстояние от источника взрыва до датчика; A — поправочный коэффициент, зависящий от емкости конденсатора; $A = (0,2 - 7) \cdot 10^5$ при $C = 3 - 100$ мкФ.

Длительность импульса давления, с, зависит только от емкости конденсатора и выражается следующей формулой:

$$T = 15010 \sim^6 + 0,8C. \quad (10.16)$$

Связь параметров разряда с характеристиками породы определяется по формуле, В:

$$U = 5,66 a_p^{0,75} r^{0,75} L. \quad (10.17)$$

В Казахском государственном техническом университете разработано несколько модификаций электрогидравлических установок (ПЭГУ), характеристика которых приведена в табл. 10.5.

Таблица 10.5 Техническая характеристика ПЭГУ

Показатели	TVn установки		
	ПЭГУ-2	ПЭГУ-3	ПЭГУ-6
Запасаемая энергия, кДж	30-90	190	180
Количество разрядных каналов	1 - 6	1 - 4	1 - 12
Напряжение питания, В _	220	380	380
Рабочее напряжение, кВ	5--15	5 - 15	5 - 20
Время зарядки конденсатора, с	240	90	40
Потребляемая мощность, кВт	5	10	10
Масса установки, кг	2,5	9,5	4,5
Численность персонала	2	2	2

Однако установки такого типа редко применяются в геолого-разведке, особенно в полевых условиях. Это связано с необходимостью наличия электрического тока, что крайне затруднительно даже при использовании передвижных электростанций. Установки характеризуются повышенной опасностью, особенно в дождливую погоду и в утренние часы при повышенной влажности. Кроме этого, электрогидравлические взрыватели часто вылетают из шпура до разрушения. Поэтому установки подобного типа могут использоваться в стационарных условиях на базах геологоразведочных партий и экспедиций.

В последние годы все большее распространение получают различные виды электрогидравлического эффекта, в частно-

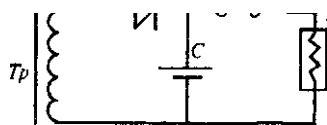


Рис. 10.11. Принципиальная схема для электрического взрыва проводников

сти, — электрический взрыв проводников (ЭВП). Сущность этого метода заключается в том, что разряд электрической энергии проходит не через зазор между электродами, а через проволочную перемычку между ними, и все это осуществляется в жидкой среде. Принципиальная схема для электрического взрыва проводников представлена на рис. 10.11. Электрическая энергия через трансформатор (Tr) и выпрямитель (B), накапливаясь в конденсаторной батарее (C), разряжается с помощью разрядника (P) через коммутирующее устройство (ВП). При замыкании разрядного контура ток начинает резко возрастать по нелинейному закону из-за изменения величины сопротивления проволочки и индуктивности, что обусловлено нагревом и расширением проволочки. Нагревающаяся проволочка начинает плавиться и доходит до температуры кипения. Но жидкий металл не кипит, так как нет центров кипения проволочка продолжает нагреваться и расширяться. Затем жидкий металл переходит в газообразное состояние и наступает период мгновенного испарения. Расширенный газообразный металл обладает большим сопротивлением, проводимость почти исчезает, падение индуктивного напряжения становится очень большим и проволочка взрывается. Возникающая ударная волна, по аналогии с разрядом через жидкость, воздействует на окружающую среду, совершая механическую работу.

Параметры ударной волны зависят от параметров источника тока [см. формулы (10.14) и (10.15)] и проволочки. Регулировать параметры можно диаметром, длиной, формой (цилиндрическая, плоская) и теплоемкостью взрывающейся проволочки. Наибольшее распространение получили проволочки из меди и алюминия.

Рабочая жидкость, заполняющая шпур, необходима не только для воспроизведения электрогидравлического удара, но и выполняет роль клина, участвующего в разрушении среды и оказывающего квазистатическое давление (вследствие незначительной скорости движения). На формирование парогазовой полости в жидкости влияет и так называемый коэффициент стесненности:

$$\Lambda = (4, \pi - 4) M_{\text{шп}}, \quad (Ю.18)$$

где d_k — диаметр корпуса электрода (ЭВП) ($\sim 30-40$ мм), м;
 $\Lambda_{\text{шп}}$ — диаметр шпура ($40-150$ мм), м.

Анализ экспериментальных взрывов свидетельствует о том, что большему значению коэффициента стесненности соответствуют лучшие условия формирования парогазовой полости и большие давления в ней.

Оптимальное сечение проволоочки S_n , мм^2 , применяемой в устройстве, определяется по формуле

$$S_n = k \cdot 10^{-4} CU \left(\frac{1}{2\pi\sqrt{LC}} \right)^{2/3}, \quad (10.19)$$

где k — коэффициент, зависящий от свойств материала проволоочки.

Обычно диаметр применяемых проволочек изменяется от 1,2 до 1,7 мм. Условием взрыва проволоочки считается подвод такой электроэнергии, которой будет достаточно для полного испарения проволоочки, т.е.:

$$\frac{CU^2}{2} \geq E_{\text{исп}} + \int_0^t I^2 R_{\text{эф}} dt, \quad (10.20)$$

где $E_{\text{исп}}$ — энергия для испарения, Дж; $R^{\wedge}$ — эффективное сопротивление потерь в контуре, Ом; I — сила тока в разрядном контуре, А.

Если это условие не выполняется, проволочка не взрывается, а распадается на капли или просто перегорает. Использование проволочек разной длины, изменяемой от нескольких миллиметров до десятков сантиметров, позволяет получить требуемую геометрию фронта ударной волны (точечную, цилиндрическую и т.д.). Причем на образование ударной волны тратится не более 40—50% используемой энергии, 25% расходятся на тепловые потери в сети, 10% — на нагрев проволоочки и остальные 15—20% — на излучение и теплопроводность.

Технология отбойки с использованием электрогидравлического взрыва проволоочки заключается в следующем. В породной отдельности бурится шпур на глубину 1—2,5 м, внутрь шпура заливается вода и помещается взрыватель на глубину 0,4—0,7 м от устья. Затем в течение 45—70 с осуществляется зарядка конденсатора электрической энергией и, наконец, непосредственно разряд и операции по снятию остаточного напряжения. Для обработки отдельности гранита объемом 3—5 м³ тратится до 0,3—0,5 ч.

При пассивировке блоков ЛНС не превышает 0,3—0,4 м, расстояние между шпурами 0,5—0,8 м, глубина шпуров составляет 70—80% от высоты отдельности, рабочее напряжение 3,5—4 кВ,

что обеспечивает подачу энергии от 9 до 16 кДж на каждый взрыватель.

Из известных установок рекомендуется применять разработки КазПТИ (ИМС-2, ИМС-4), Псковского завода («Вулкан») и АКРФ («Базальт»),

Вышеописанный способ разрушения горных пород рекомендуется применять при вскрытии кристаллоносных гнезд, при отбойке маломощных жил полезного ископаемого (камнесамоцветное сырье, кристаллическое сырье) и при отборе проб рассеянного кристаллического полезного ископаемого.

Гидровзрывное разрушение горных пород. Метод гидровзрывного разрушения горных пород достаточно широко применяется в горной промышленности при дроблении негабаритов. Одной из модификаций гидровзрывного способа является применение устройств с взрыванием зарядов в специальной камере и с дальнейшим движением ударной волны и продуктов взрыва в шпур, заполненный водой. Первое устройство такого типа разработано в Укргидропроекте им. С.Я. Жука и получило название «пороховой гидроразрушитель» или *скалолом* конструкции Орлова. Эта конструкция напоминает устройство аэрдокс и отличается тем, что вместо ресивера, заполненного сжатым воздухом, используется пороховой заряд. Схема конструкции

представлена на рис. 10.12. Устройство состоит из затвора 1 с ударником 2, патронника с корпусом 3, в который вставляется патрон двенадцатого калибра 4, распорной втулки 5, за которой установлена перфорированная труба 6 (ее длина выбирается в зависимости от глубины шпура и мощности негабаритной отдельности); в нижней части трубы установлен хвостовик 7 с гайкой 8 и резиновой оболочкой 9; ударник снабжен чекой 10, к которой прикреплен шнур 11.

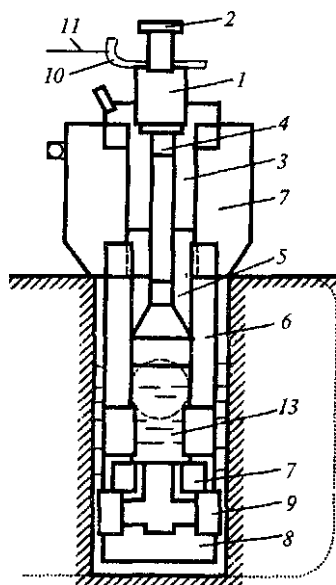


Рис. 10.12. Конструкция скалолома

Работает устройство следующим образом. В пробуренный шпур предварительно заливается вода и размещается перфорированная труба 6 скалолома до упора корпуса патронника 3 в устье шпура. После чего в патронник 3 вставляется патрон 4, вворачивается затвор 1 со взведенным ударником 2, и патронник 3 вворачивается в корпус.

С безопасного расстояния (не менее 20 м) предохранительным шнуром выдергивается чека из ударника и последний наносит удар по капсулю, от которого воспламеняется пороховой заряд в патроне. Газы выталкивают пыж через выходное отверстие, выполненное в виде сопла Лавалья, давление газов поднимается и сформированная волна из сжатых газов сталкивается с водой в перфорированной трубе, передает давление через водяной столб и отверстие в трубе на стенки шпура, под действием чего и совершается разрушение породы, т.е. по аналогии со взрывогидравлическим эффектом, но с той лишь разницей, что нагружается не вся поверхность шпура, а только в месте выхода отверстий трубы. Для предотвращения выброса скалолома из шпура предусмотрена резиновая оболочка в хвостовике, которая под действием волны сжатия в трубе расширяется и прижимается к стенкам шпура, удерживая в нем скалолом.

Масса скалолома в зависимости от длины трубы (0,31; 0,45; 0,63 м) составляет 8,9—10,8 кг. Труба диаметром 40 мм устанавливается в шпур диаметром 42—43 мм и глубиной 0,4; 0,6; 0,78 м. Масса пороха в патроне 12-го калибра составляет около 8 г. Установлено, что давление в шпуре пропорционально массе порохового заряда и изменяется от 40—80 до 200—210 МПа. Длительность максимального давления не превышает 1,2—2 мс и оно наблюдается напротив отверстий в рабочей трубе скалолома. У дна шпура давление в два раза меньше максимального. С увеличением зазора между стенкой шпура и рабочей трубой скалолома эффективность разрушения падает. Так, испытания в производственных условиях показали, что при увеличении зазора от 2 до 4 мм наблюдается выброс скалолома из шпура. С одной стороны, это объясняется тем, что хвостовик не удерживает скалолом в шпуре, а с другой — недостаточной величиной развиваемого давления в шпуре, т.е. давление становится меньше максимально необходимого (60—100 МПа).

К недостаткам работы скалолома можно отнести необходимость использования воды, что препятствует разрушению сильнотрещиноватых массивов, где вода уходит, и ограничивается работа при отрицательных температурах. Хотя при добавлении соли или использовании растворов на антифризе, а также если нет ограничений на применение отработанного масла, скалолом может работать при температуре до -20°C .

По сравнению со взрывным методом вторичного дробления негабаритов производительность отбойки скалоломом не превышает 20 м^3 в смену, поэтому для вторичного дробления негабаритов скалолом рекомендуется использовать только для особо ценных сортов камнесамоцветного и кристаллического сырья. Кроме

этого, скалолом может быть использован при разрушении отдельных, заклинивших первичное дробильное оборудование без опасения разрушения последнего. Скалолом рекомендуется включать в список необходимого оборудования при оснащении геологоразведочных партий для отбора проб сырья, к текстуре которого предъявляются повышенные требования (кристаллическое сырье, пьезокварц, исландский шпат, штуфы и друзы кристаллосырья, камнесамоцветное сырье).

Помимо описанных выше невзрывных методов разрушения, к специальным относятся нетрадиционные методы использования ВВ и средств взрывания (ДШ) при гидровзрывном способе (с малым количеством ВВ), при отбойке с использованием ДШ, ДШ в комплексе с НРС, ДШ с водой. Рассмотрим кратко каждый из них.

Взрывогидравлический способ отбойки. Отправным положением для обоснования принципиальной возможности получения взрывогидравлического удара послужили исследования электрогидравлического эффекта, так как процессы, происходящие при этих явлениях, весьма сходны. В обоих случаях рабочим телом является вода. Возможность использования воды в качестве рабочего тела заключается в том, что время релаксации для воды, по последним исследованиям, составляет 1—10 мс. Для получения гидравлического удара при разложении ВВ в жидкости, а также с целью максимального использования его энергии, необходимо выполнение условия: длительность процесса взрывного разложения не должна превышать время релаксации жидкости (время, необходимое для установления равновесного состояния параметров жидкости — давления, температуры, объема и т. д.).

При исследовании электрогидравлического эффекта установлено, что давление не более 150—600 МПа, а время релаксации 10^{-4} — 10^{-5} с. При взрыве ВВ давление достигает 20000 МПа, и в этом случае гидравлический удар получается намного мощнее. Решающую роль в получении хороших результатов взрыва играет крутизна фронта импульса нагружения. С этой точки зрения взрывогидравлический эффект (ВГЭ) выгодно отличается от электрогидравлического эффекта, так как скачок давления на фронте ударной волны будет более резким.

Существенное влияние на ВГЭ оказывают и свойства жидкости (вязкость, сжимаемость). Чем больше вязкость, тем больше время релаксации жидкости, т. е. улучшаются условия взрывогидравлического удара. Чем меньше коэффициент объемного сжатия жидкости, тем ближе по величине возникающее в ней давление к давлению, получаемому на фронте взрывного импульса. Кроме того, при уменьшении сжимаемости уменьшаются затраты энергии на

объемную деформацию, т.е. падение давления в зависимости от пройденного ударной волной пути происходят медленнее. Поэтому для получения гидравлического удара в жидкости с использованием ВВ необходимо соотнести время релаксации жидкости и длительность процесса разложения ВВ. Целесообразно применение ВВ с высокой скоростью детонации (5000—7000 м/с), а также использование жидкости с большей вязкостью и малым коэффициентом объемного сжатия.

Величина заряда ВВ, при которой возможно получение взрывогидравлического удара, определяется временем релаксации жидкости, скоростью детонации ВВ, плотностью и формой заряда. Объем заряда, см³, цилиндрической $U_{ц}$ и сферической $K_{сф}$ (наиболее употребляемых) форм определяется выражениями:

$$K_{ц} = 2,98 (\Gamma_p D)^3; \quad (10.21)$$

$$U_{сф} \sim 4,19 (I_p Z)^3, \quad (10.22)$$

где I_p — время релаксации жидкости, с; D — скорость детонации, см/с.

Максимальное давление, МПа, возникающее при взрыве ВВ, находят по формуле

$$P_{max} = 555(m/\epsilon_{ш} V)^{1/3} \quad (10.23)$$

где m — масса заряда, кг; $\epsilon_{ш}$ — радиус шпура, м.

Давление на стенки шпура определяется с учетом коэффициента преломления ударной волны на границе вода — порода, зависящего от акустической жесткости воды и породы.

Увеличение глубины погружения заряда в шпур, залитый водой, положительно сказывается на степени использования энергии взрыва, так как возрастает время воздействия удара на стенки шпура за счет увеличения массы жидкости, увеличения времени вылета жидкости из шпура, повышается общий импульс нагружения за счет увеличения площади соприкосновения заряда с водой и уменьшения влияния свободной поверхности. Эффективная глубина погружения на 1 г ВВ составляет не более 0,1 м. Для предотвращения разлета кусков породы при взрыве уровень воды должен быть на 10—15 см ниже устья шпура. При заполнении пространства между зарядом и стенкой шпура водой происходит увеличение энергии взрыва, передаваемой массиву, в 1,3—2,5 раза по сравнению с обычным взрыванием без воды (при диаметре шпура 42 мм, диаметре патрона 32 мм), и это приводит к снижению удельного расхода ВВ.

Технология использования взрывогидравлического эффекта на практике осуществляется следующим образом. Бурятся шпуры диаметром 42 мм и заливаются водой. Если наблюдается утечка воды, в полевых условиях шпур предварительно заполняют раствором глины и забойником размазывают по стенкам шпура. Затем водоустойчивое ВВ вместе с инициатором помещают на дно шпура, а неводоустойчивое — в герметичную оболочку (полиэтиленовую ампулу).

На основании анализа результатов применения взрывогидравлического метода для отбойки и вторичного дробления горных пород по сравнению с обычным взрывным способом удельный расход ВВ снижается в 2—4 раза, разлет кусков — в 15—20 раз, снижается также и сейсмический эффект.

Взрывогидравлический метод рекомендуется применять для отбора проб любых горных пород, для вторичного дробления негабаритов, при взрывах в стесненных условиях, при вскрытии кристаллоносных гнезд. В результате использования метода сохраняется структура горных пород массива после взрыва, а соответствующим подбором параметров БВР обеспечивается требуемая сохранность сырья. В условиях геологоразведочных работ применение вышеописанного метода позволяет экономить ВВ в 2—4 раза, что особенно важно в труднодоступных местах, куда необходимое оборудование и материалы доставляются воздушным транспортом.

Метод отбойки горных пород с использованием детонирующего шнура. Отбойка горных пород с использованием ДШ широко применяется при добыче блочного камня. Нить или две нити ДШ размещают в сухих шпурах, пробуренных по линии предполагаемого раскола. Небольшая масса заряда не приводит к большому трещинообразованию. Причем отбойка может осуществляться в сухих шпурах, в шпурах с демпфирующими прокладками, заполненных буровой мелочью или водой. В последнем случае длина нити ДШ должна быть в 2—4 раза меньше по сравнению с применением ДШ в сухих шпурах.

При взрыве ДШ создается детонационная волна, генерирующая ударную воздушную волну, и образуются продукты разложения ВВ. При достижении ударной волной и газами стенки шпура в породе возникает волна напряжения. Развиваемые ударной волной напряжения действуют десятки микросекунд, а от расширяющихся газов — на два—три порядка дольше, т.е. порода подвергается динамическому и квазистатическому воздействию. Динамическое воздействие в околошпуровой зоне не приводит к окончательному разрушению, и действие волны напряжений на породу ограничивается образованием первичных трещин на стен-

ках шпуров и развитием макродефектов или существовавших до взрыва трещин. Полное развитие раскрывающейся трещины между шпурами и отделение блока происходит на стадии квазистатического действия продуктов взрыва. При этом следует учитывать, что при диаметре шпуров более четырех радиусов заряда (т. е. около 12,5—15 мм) решающее влияние на разрушение оказывает напряжение, возникающее от действия газов взрыва. Отбойка блоков с применением ДШ осуществляется одновременным взрыванием относительно большого числа близко расположенных зарядов. Порода в плоскости раскола находится в состоянии растяжения. Расстояние между шпурами, m , определяется по формуле

$$a = l_{\text{ш}}/H \left(\frac{0,47 \pi}{\sigma_{\text{сж}} d_{\text{шн}}} + d_{\text{шн}} \right), \quad (10.24)$$

где $l_{\text{ш}}$ — длина шпуров, м; H — высота уступа, м; π — число нитей, шт; $d_{\text{шн}}$ — диаметр шпура, м; $\sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности горных пород при сжатии, Па.

Большое значение при отборе проб камнесамоцветного и кристаллического сырья с помощью ДШ имеют размеры зоны нарушения пород от действия ударной волны при взрыве. Чем больше ниток ДШ, тем больше зона разрушения в околешпуровой области. По сведениям различных исследователей глубина распространения трещин в массив может колебаться в пределах 0,05—0,3 м. При изменении диаметра зарядной камеры от 25 до 105 мм количество нитей ДШ изменяется от 1 до 10, а радиус разрушения (например, в гранитах) изменяется соответственно от 2 до 7—10 радиусов шпура. Следует иметь в виду, что при гидровзрывном способе отбойки зона нарушений вокруг шпура увеличивается в 3—5 раз по сравнению со взрывом в сухих шпурах.

При взрывании с помощью ДШ можно повысить качество откалываемой поверхности и уменьшить расход ВВ путем создания на стенках шпуров в нужных направлениях искусственных борозд насечек (см. рис. 10.5), как это рекомендуется при клиновом или гидроклиновом способах отбойки.

В качестве ВВ применяется обычный ДШ в хлопчатобумажной оплетке, ДШВ для обводненных условий и специальные ДШ с продольной кумулятивной выемкой.

На практике для отделения блока от массива горных пород на заданном расстоянии бурится строчка шпуров, в которые помещают нити ДШ, соединенные между собой на поверхности. При этом ДШ можно размещать по центру (рис. 10.13, а), по пе-

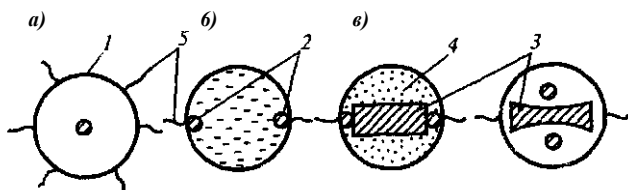


Рис. 10.13. Схема размещения нитей детонирующего шнура в шпуре по центру (а); периферии (б) и с демпфирующими прокладками (в):

1 — шнур; 2 — детонирующий шнур; 3 — демпфирующая прокладка; 4 — наполнитель (глина, песок); 5 — трещины

риферии (рис. 10.13, б) шпуров, с использованием демпфирующих прокладок, оставляемых в шпуре или извлекаемых, но пространство в этом случае заполняется песком, глиной или буровой мелочью (рис. 10.13, в).

Если нити ДШ прижаты к стенкам шпура при взрыве, то в начальный момент времени в направлении прижатых нитей ДШ ударная волна вызывает интенсивный рост радиальных трещин, т. е. происходит надкол поверхности шпура в заданном направлении. Затем, в результате демпфирующего влияния инертного слоя, давление в зарядной камере резко снижается и приобретает одинаковые значения по всей площади поперечного сечения шпура. В последующие моменты времени происходит преобладающее развитие радиальных трещин в направлении, в котором ранее осуществлен надкол стенок шпура.

В тех случаях, когда линии раскола пересекаются, в точке пересечения из магистрального ДШ выполняют петлю длиной 1,5—2 м, что обеспечивает замедление (200—300 мкс) в передаче детонации от одного направления откола к другому.

Формирование первичных откольных трещин в шпуре возможно также и при комбинации ДШ с НРС (см. рис. 10.13, в). Вначале под действием невзрывной расширяющейся смеси по линии, соединяющей шпуры, формируются откольные трещины, а затем через 10—18 ч взрываются нити ДШ. Тем самым достигается увеличение расстояния между шпурами без потери качества откола.

Практика применения всех вышеперечисленных методов разрушения при отборе проб доказала их эффективность, однако привязка к горно-геологическим условиям необходима в каждом конкретном случае.

ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

ГЛАВА 11. НАПРЯЖЕННЫЕ СОСТОЯНИЯ НЕТРОНУТОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И МАССИВА ПОРОД НА КОНТУРЕ И ВБЛИЗИ КОНТУРА СЕЧЕНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

11.1. 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.

Массив горных пород при отсутствии выработок всегда находится в равновесном напряженном состоянии. При отсутствии тектонических сил 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 извест-

ны величина и направление главных напряжений, вызванных гравитационными силами. В массиве, не имеющем пустот, тектонических трещин и выработок, максимальное значение главных напряжений, действующих в вертикальном направлении на горизонтальную площадку (рис. 11.1), равно

$$\sigma_z = \gamma H \quad (11.1)$$

где γ — объемный 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 .

Напряжения, действующие в горизонтальном направлении на вертикальные площадки, являются производными от σ_z и определяются упругими деформационными свойствами пород на рассматриваемой глубине:

$$\sigma_x = \dots$$

где $\mu = \nu / (1 - \nu)$ — коэффициент бокового распора (или горизонтального распора); ν — коэффициент Пуассона.

Массив горных пород, лишенный сил сцепления между отдельными структурными блоками, рассматривают 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: $\sigma_z = \gamma H$; $\sigma_x = \mu \sigma_z$. Здесь $\mu = \tan^2(45^\circ - 0,5\varphi)$ — 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 объемным весом пород массива. Горизонтальные напряжения, действующие на вертикальные площадки, являются производными вертикальных напряжений и зави-

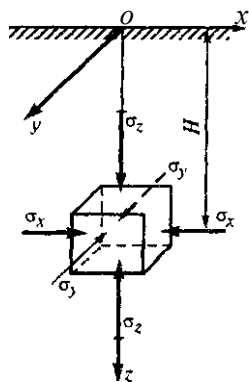


Рис. 11.1 Схема к оценке напряженного состояния массива горных пород

сят 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 три раза меньше напряжения σ_z . В сыпучем массиве при угле внутреннего трения ($\varphi = 42\text{—}45^\circ$) горизонтальное напряжение в 5—6 раз меньше вертикального.

11.2. Оценка напряженного состояния пород на контуре и расчет устойчивости контура сечения горных выработок

Под *устойчивостью* горных пород понимают их способность сохранять равновесие при обнажении. Устойчивость горной выработки — способность сохранять заданные размеры и форму поперечного сечения 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, появляются растягивающие напряжения. Повышение и понижение напряжений оцениваются *коэффициентом концентрации напряжений*, под которым понимают отношение величины действующего на контуре сечения выработки напряжения к величине напряжений, существовавших в этой же точке до проведения выработки. Эпюры напряжений на контуре сечения горизонтальной выработки в упругом массиве пород показаны на рис. 11.2. Максимальные вертикальные сжимающие напряжения на горизонтальных площадках в боках выработки

$$\sigma_{1\text{max}} = K_1 \sigma_z \quad (11.2)$$

горизонтальные напряжения в кровле

$$\sigma_{\text{пл}} = K_2 \sigma_z \quad (11.3)$$

где K_1 и K_2 — коэффициенты концентрации напряжений.

Растягивающие напряжения в кровле на небольшой высоте переходят в сжимающие напряжения. Коэффициент концентрации

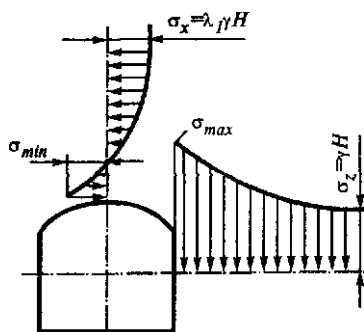


Рис. 11.2. Эпюра напряжений на контуре сечения горизонтальной выработки

сжимающих напряжений до проведения выработки равен единице. Коэффициент концентрации напряжений зависит в основном от формы сечения выработки. В боках выработки при любой форме свода можно ориентировочно принять $K_x = 2$. При плоской кровле и трапециевидном сечении $K_2 = 1$. При прямоугольно-сводчатой форме и коробовом своде, когда его высота $A_0 = B/3$ (где B — ширина выработки), $K_2 = 0,3$; если $A_0 = B/4$, 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. В качестве критерия оценки устойчивости применяется *запас прочности (устойчивости) пород*, который определяют для одноосного напряженного состояния. Запас прочности численно показывает, во сколько раз расчетные напряжения меньше предела прочности массива горных пород. Запас прочности вводится для расчета устойчивости обнажений горных пород в выработке *по предельному состоянию*, 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. Поскольку все характеристики воздействия и свойства массива количественно оценить трудно, приведем приближенное определение *коэффициента запаса прочности* для породного массива. Этот коэффициент и можно рассчитать по формуле:

$$n = n_{jckjm}, \quad (\text{П.4})$$

где η_p — коэффициент перегрузки; κ — коэффициент безопасности (по материалу); κ^* — коэффициент надежности; t — коэффициент условий работы.

Коэффициент перегрузки учитывает возможность отклонения действительной нагрузки в неблагоприятную сторону от их нормативных значений ($\eta_p > 1$). Отклонение сопротивлений материалов (в нашем случае пород) от нормативных значений ($\eta_p \approx 1,1$) учитывает коэффициент безопасности по материалу. Отношение нормативного сопротивления к коэффициенту безопасности называется *расчетным сопротивлением материала*: $R = R_k \eta_p$. Оно представляет собой наименьшее возможное сопротивление материала за время эксплуатации.

Коэффициент надежности ($\eta_p > 1$) вводится дополнительно для капитальных сооружений (в случае расчета по предельным состояниям). Коэффициент условий работы t учитывает особенности работы материала и элементов конструкций в неблагоприятных условиях влияния температуры, влажности, агрессивности окружающей среды и др.

Если считать массив горных пород, окружающий выработку без крепи, строительной конструкцией из бетона, то коэффициент запаса прочности у него должен быть $\eta_p \approx 2$. Такой массив не будет требовать дополнительных мероприятий (дополнительного крепления), обеспечивающих его устойчивость на весь период эксплуатации. В связи с наличием в породном (не бетонном) массиве трещиноватости коэффициент безопасности по материалу должен быть $\kappa^* \approx 2$ (для бетона $\kappa = 1,5$). Остальные коэффициенты принимаем как для бетона. Тогда коэффициент запаса прочности для массива по формуле (11.4) равен

$$\eta_p = 1,2 \cdot 21,15 / 0,7 = 3,94.$$

Таким образом, коэффициент запаса прочности для массива горных пород можно принять $\eta_p = 4$.

Предельные состояния для кровли и боков выработки будут различны: выпадение отдельных кусков породы из кровли должно быть исключено, но можно допустить некоторое осыпание боков. Это говорит о том, что при $\eta_p \approx 4$ выработка может эксплуатироваться без крепи, но при наличии в кровле сильной трещиноватости потребуются меры по предотвращению выпадения кусков породы из кровли — возведение облегченной крепи.

11.3. Удельная потенциальная энергия, накопленная силами гравитации в единице объема горной породы

Из курса физики известно, что потенциальная энергия U_i тела массой m , находящегося на поверхности, относительно центра Земли, оценивается в ее абсолютном значении формулой

$$U_i = mgR_s, \quad (11.5)$$

где R_s — радиус Земли, м.

Тело такой же массы, расположенное ниже уровня поверхности на глубине Y , обладает относительно центра Земли меньшей потенциальной энергией U_2 :

$$U_2 = mg(R_s - H). \quad (11.6)$$

Примем за исходный (нулевой) энергетический уровень поверхность Земли. Тогда потенциальная энергия тела, находящегося на поверхности, относительно энергетического уровня, определяемого глубиной Y , будет

$$U = U_i - U_2 = mgH. \quad (11.7)$$

Примем массу m за величину, заключенную в единице объема V . Тогда уравнение (11.5) примет вид

$$U = mgHV/V = \rho gHV, \quad (11.8)$$

где ρ — плотность вещества, кг/м^3 .

Анализируя уравнение (11.8), приходим к выводу, что удельная потенциальная энергия сил гравитации u_t (Дж/м^3) представлена выражением $u_t = \rho gH$, т.е. можно записать

$$U = u_t V. \quad (11.9)$$

Объем K относится к массе тела m , находящегося на поверхности Земли, а величина потенциальной энергии определяется относительно уровня на глубине Y . Однако можно также показать, что потенциальная энергия тела массой m , находящегося на поверхности относительно уровня Y , имеет такую же потенциальную энергию U , как масса M столба пород высотой Y относительно уровня $H+h$.

На рис. 11.3 в массиве пород выделена призма (столб), имеющая поперечное сечение $s = A^2$ и высоту Y . В основании призмы

и у поверхности выделено два единичных объема $V = I^3 = sh$, которые имеют одинаковые массы $m = pV$. Выделенная нами призма находится в статическом равновесии с окружающим ее массивом благодаря реакции опоры Л и сил сцепления С по ее граням.

Потенциальная энергия призмы, которая имеет массу М, относительно уровня Н+h будет

$$U = ph = Mgh = pgHsh = u_T V,$$

где p — средняя плотность пород призмы.

Поскольку $V = sh$ является малым объемом в основании призмы, то u — удельная потенциальная энергия, накопленная силами гравитации в этом объеме. Нами не учтена собственная потенциальная энергия массы m , находящейся в основании призмы, которая равна $U_m = pghV/2$. Однако при $A=1$ м, $H=100$ м величина этой энергии составит 0,5% энергии U . Поэтому при $H \gg h$ энергией U_m можно пренебречь или всю потенциальную энергию следует отнести к центру объема V .

Если вместо объема U , представляющего собой опору призмы, образовать полость (выработку) такого же объема, то призма (столб породы) зависнет благодаря силам сцепления C (см. рис. 11.3). Однако потенциальная энергия этого столба, согласно закону сохранения энергии, не исчезнет, так же, как не исчезнет вес P выделенной нами призмы. Поэтому потенциальная энергия, определяемая уравнением (11.9), является той дополнительной удельной энергией, которая будет сосредоточена вокруг полости (выработки).

11.4. Распределение дополнительной потенциальной энергии вокруг выработки

Согласно уравнению (11.9), в единичном объеме массива накоплена потенциальная энергия сил гравитации, равная $u - pgH$. Сравнивая это уравнение с уравнением (11.3), которое принято по гипотезе гидростатического давления (напряжения) отмечаем, что они адекватны.

1 Энергетический
уровень "О"

It м И

Энергетический
уровень "Н"

Энергетический
уровень "Н+h"

Рис. 11.3. Схема
к определению удельной
потенциальной энергии
сил гравитации

Таким образом, при проведении выработки объемом V_B на глубине H высвобождается избыточная дополнительная энергия

$$U_r = u_r K_B.$$

Эту дополнительную энергию приобретает массив сверх своего исходного энергетического состояния. Плотность дополнительной удельной энергии, которая концентрируется вокруг выработки,

$$u = U_r / (V_r - V_b), \quad (11.10)$$

где $(V_r - V_b)$ — объем массива горных пород, в котором сосредоточена избыточная энергия.

Вокруг протяженных выработок в массиве горных пород образуются чередующиеся зоны трещиноватости, которые имеют цилиндрическую форму у выработок круглой формы и квазичилиндрическую — у прямоугольно-сводчатых выработок. Вокруг полости шаровой формы массив разбивается по зонам, имеющим сферические поверхности. Поэтому можно предположить, что вокруг выработок действуют энергетические поля цилиндрической или сферической форм. Разрушение массива происходит в том случае, когда плотность дополнительной удельной энергии поля в какой-то области превышает удельную энергоемкость u_n разрушения пород массива, т.е.

Преобразуем уравнение (11.10). Объем протяженной выработки, имеющей круглую форму поперечного сечения, запишем в виде $V_g = \pi R^2 l$, а объем массива, в котором возникла избыточная энергия $V = \pi R^2 l$, где R — текущий радиус; l — длина выработки.

Тогда

$$u = U_r / (K - K) = u_r V J (V_r - V_B) = u_r \pi R^2 l / [\pi l (R^2 - r^2)].$$

Окончательно получим:

$$u = u_r r^2 / (R^2 - r^2). \quad (11.11)$$

Анализ формулы (11.11) показывает, что на контуре и вблизи контура выработки дополнительная удельная энергия в несколько раз превышает удельную энергию, существовавшую в массиве до ее проведения (рис. 11.4). Поэтому наблюдаемая на поверхности

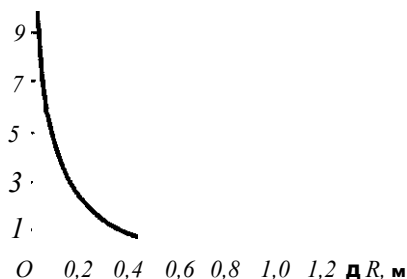


Рис. 11.4. Относительная дополнительная энергия вблизи контура выработки

выработки открытая трещиноватость приобретает не только от воздействия взрывных работ, но и от высвобожденной энергии гравитации. Если же в забое выработки трещиноватость отсутствует, то, как правило, наблюдается отделение кусочков породы путем «стреляния» даже на небольших глубинах. «Стреляние» пород можно заметить сразу же после проведения взрывных работ, которое относительно быстро прекращается. Это свидетельствует о высокой напряженности пород как вблизи поверхности обнажения, так и на ней. Однако уже на расстоянии от контура $AR = 0,2\Gamma$ (здесь Γ — радиус выработки; $AR = R - z$) плотность избыточной энергии не превышает значения $и/ищ = 2,27$. Эта величина подтверждается экспериментально на моделях из оптически активных материалов. На расстоянии $AR = 0,4\Gamma$ избыточная плотность энергии уже равна плотности, которая существовала до проведения выработки (см. рис. 11.4).

Приравняв дополнительную удельную потенциальную энергию и к удельной энергоемкости разрушения породного массива $и_n$, получим

$$и_n = u_T r^2 / (R^2 - \Gamma^2).$$

Зная «л, можно рассчитывать расстояние (от центра выработки), на котором породы будут разрушены,

$$R = r[(u_r + u_n)/u_n]^{0.5}, \quad (11.12)$$

где r — радиус выработки, $и_n$ — удельная энергоемкость разрушения пород.

11.5. Удельная энергоемкость разрушения образцов и массива горных пород

Анализ существующих методов расчета удельной энергоемкости разрушения горных пород путем трещинообразования (макроскопическое разрушение) показал, что они не пригодны для практических целей (в том числе и методы расчета с привлечением теории упругости). Получаемая расчетным путем энергоемкость на два порядка ниже, чем по экспериментальным данным.

Теоретически и экспериментально доказано, что при одноосном сжатии образцов горных пород предел прочности $\sigma_{сж}$ равен (адекватен) удельной энергоемкости разрушения при тех же условиях нагружения $m_{сж}$ (Дж/м³).

При раскалывании образцов, когда нагрузка прикладывается по линии (испытание на растяжение), предел прочности $\sigma_p = 0,1 \sigma_{сж}$ а при разрушении образцов соосными инденторами со сферической головкой (известное также, как испытание на растяжение) предел прочности составляет $\sigma_t = 0,05\sigma_{сж}$ (при $\sigma_{сж} < 5$ МПа) или $\sigma_t = 0,04\sigma_{сж}$ (при $\sigma_t > 5$ МПа).

Следовательно, при площадном, линейном и условно точечном приложении нагрузки на образец пределы прочности относятся между собой так:

$$\sigma_{сж} : \sigma_t : \sigma_p = 1 : 0,1 : 0,04 \text{ (0,05)}. \quad (11.13)$$

Экспериментально-аналитическим путем, с привлечением моделирования методом электрической аналогии, найдено, что, удельные энергоемкости разрушения соответственно при сжатии, растяжении (раскалывании) и трещинообразовании (или точечном нагружении) при тех же условиях приложения источника энергии (или силы) относятся следующим образом:

$$«ж : «p : Ш = 1 : 0,097 : 0,04.$$

Как видно из сравнения пределов прочности и удельных энергоемкостей разрушения, они адекватны.

Для практических расчетов можно принять отношения:

$$«ж : «p : Ш = 1 : 0,1 : 0,04 \text{ (или 0,05 для } \sigma_{сж} \leq 5 \text{ МПа)} \quad (11.14)$$

и выражать удельные энергоемкости через коэффициент крепости пород /

В массиве горных пород естественные трещины заполнены, как правило, минеральным веществом, которое по прочности мо-

жет быть больше или меньше предела прочности породы, слагающей массив. Поскольку удельный объем таких трещин мал, прочность массива по сравнению с прочностью образца будет колебаться в незначительных пределах (без учета зоны открытой трещиноватости вблизи контура выработки). Высокая плотность избыточной энергии на контуре выработки приводит к его разрушению с образованием открытых трещин. Эта энергия является избыточной не только для преодоления удельной энергоемкости разрушения породы, но и удельной энергии сил гравитации на рассматриваемой глубине. Поэтому для массива удельные энергоемкости разрушения с учетом зависимости (11.14) запишутся так:

$$\langle \sigma_m = (i_{сж} K_T + i_T);$$

$$m_{pm} = O.II_{сж}A; + i_T);$$

$$i_T^{TM} = 0,04(i_{сж}A; + m_T) \text{ — для } \sigma_{сж} > 5 \text{ МПа};$$

$$m_T^{TM} = 0,05(\langle_{сж} i^{\wedge} + \sigma) \text{ — для } \sigma_{сж} < 5 \text{ МПа},$$

где K_T — коэффициент, учитывающий колебания удельной энергоемкости разрушения массива по сравнению с удельной энергоемкостью разрушения образца из-за наличия естественной трещиноватости, заполненной минеральным веществом (большей или меньшей прочности по сравнению с породой, слагающей массив). Этот коэффициент имеет небольшие колебания от единицы и в практических расчетах может не учитываться; $i_{сж}$, $\langle_{M}$ и $i_{ты}$ — удельные энергоемкости разрушения массива соответственно при сжатии, растяжении и трещинообразовании. Поскольку для образцов горных пород пределы прочности адекватны удельным энергоемкостям разрушения (МДж/м^3), последние можно выразить через коэффициент крепости f .

$$\langle_{сж} = III \langle_{\Phi} \Rightarrow \sigma = 0,4 \text{ (или } 0,5) /$$

11.6. Определение размеров зон разрушения вокруг горизонтальных выработок

Механизм разрушения контура выработки и появление зон повышенной и пониженной трещиноватости в массиве, ее окружающем, можно представить следующим образом. После проведения выработки плотность избыточной энергии на ее контуре в несколько раз превышает удельную потенциальную энергию u , существовавшую в массиве до проведения выработки, тогда как

на расстоянии от контура, равном $0,2$ радиуса выработки, плотность энергии равна $2,27\omega$ (см. рис. 11.2). Порода на контуре и вблизи его сминается, откалывается и, если не установлена крепь, постепенно обрушается. Удельная энергоёмкость разрушения породы в приконтурной зоне равна $\epsilon_{\text{см}}$. По мере разрушения контура плотность избыточной энергии не уменьшается, а наоборот, увеличивается, так как силы гравитации действуют постоянно и при разрушении контура высвобождается дополнительная энергия в связи с увеличением радиуса выработки. Горные породы практически несжимаемы, и затраты энергии на упругие и пластические деформации, по сравнению с подведенной энергией, очень малы. Поэтому разрушение контура может происходить постоянно с возрастающей интенсивностью. Однако даже при незначительной деформации массива в сторону выработки, после или одновременно с образованием откольной трещины, возникает отрывная трещина (при энергоёмкости $u = m_{\text{рт}}$).

Образование отрывной трещины и ее незначительное раскрытие предотвращает дальнейшее разрушение контура, поскольку максимальная плотность энергии переносится к этой трещине, которая теперь уже является новым псевдоконтуром выработки. Массив горных пород между истинным контуром и псевдоконтуром имеет значительный запас избыточной энергии, которая еще некоторое время будет продолжать разрушать контур до тех пор, пока плотность избыточной энергии и $\epsilon_{\text{см}}$ не уравниваются. Кроме откольных трещин будут возникать и радиальные трещины (энергоёмкость которых ϵ^{TM}), однако они не будут раскрыты, поскольку массив всесторонне сжат силами гравитации. Радиальные трещины могут быть пересечены круговыми трещинами, тогда они могут быть замечены в центральной части больших обнажений.

Обрушению отколовшихся кусков породы в выработку будут препятствовать силы зацепления кусков между собой. При наличии подземных минерализованных вод отрывные и откольные трещины могут со временем заполниться минеральным веществом. Этим объясняется сохранность сводов у больших пещер на значительной глубине.

Определим возможную глубину разрушения массива вблизи контура выработки.

После образования выработки избыточная плотность энергии ω определяется по формуле (11.11).

Расстояние от центра выработки R_p до трещины отрыва при энергоёмкости $\epsilon_{\text{рм}}$ можно определить по формуле (11.12), принимая $u_n = \epsilon_{\text{рм}}$:

$$R_p = r[(\omega + \epsilon_{\text{рм}})/\epsilon_{\text{рм}}]^{\frac{1}{n-1}} \quad (11.15)$$

В результате образования отрывной трещины массив между радиусами r и g приобретает дополнительную избыточную плотность энергии:

$$u_2 = u_r(R - r^2)/(tf - r^2). \quad (11.16)$$

Примем, что откольные явления на контуре выработки будут продолжаться до тех пор, пока вся избыточная энергия $(\gamma_1 + \gamma_2)$ не уравнивается с удельной энергоемкостью $\gamma_{см}$:

$$[\gamma_1 r^2 + \gamma_2 (L_p^2 - r^2)]/(R^2 - r^2) = \gamma_{см}.$$

Решив это уравнение относительно R , можно определить, на каком расстоянии от центра выработки прекратится разрушение контура от сжатия:

$$R = \left[\frac{\gamma_1 r^2 + \gamma_2 (L_p^2 - r^2)}{\gamma_{см}} \right]^{0.5}. \quad (11.17)$$

Это расстояние от контура выработки будет

$$R_{см} = R - r.$$

В породах с $\mu = 2-3$ на глубинах 800 м и более отрывная трещина может не образоваться, поскольку возможно пластическое течение в сторону выработки. В этом случае расстояние, на котором ощущается давление массива, можно определить по формуле (11.12), приняв $\gamma_1 = \gamma_2$, если $\gamma_1 < \gamma_{см}$.

ГЛАВА 12. ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ (НАГРУЗКА НА КРЕПЬ) В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

12.1. Расчет горного давления в горизонтальных выработках классическими методами

Расчет горного давления проводят 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).

Поскольку большинство разведочных выработок проводится на относительно небольшой глубине ($J < 600$ м) в скальных породах с f и b , 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 $R_p < a_{ш}$. 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 слабоцементированным 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 , по формуле $Q_p = Q_n \cdot n$, (где $n_n \sim 1.2$ — 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 p на контуре выработки:

- кровля и бока устойчивы ($p > 4$);
- кровля и бока относительно устойчивы ($1 < p < 4$);
- кровля и бока неустойчивы ($p < 1$).

Расчет нагрузки со стороны кровли. Если кровля неустойчива ($p_k < 1$; а бока устойчивы ($p_b > 4$; $p_{св} > \text{ст.п.п.х}$), то в кровле образуется свод обрушения (равновесия). Породы, отделившиеся от свода, будут оказывать давление на крепь (рис. 12.1). Крепь будет нести полную нагрузку со стороны свода. Со стороны боков нагрузка отсутствует (породы в боках устойчивы). Для определения нагрузки на крепь со стороны свода пользуются расчетным методом М.М. Протодяконова. Высота свода обрушения $b - tf/tg < p$, где a — полупролет выработки по кровле, м; ϕ — угол внутреннего трения пород.

При трапециевидной форме сечения выработки нагрузка на единицу ее длины, Н/м, со стороны кровли (рис. 12.1, а) равна

$$Q = 4f l^2 \gamma A 3 \operatorname{tg} \phi,$$

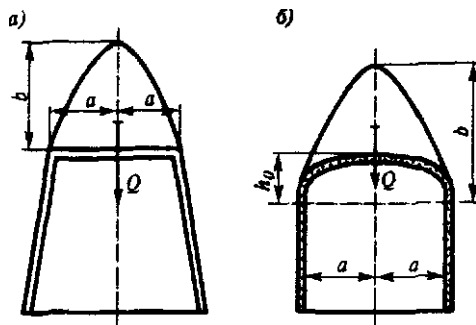


Рис. 12.1 Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивой кровле и различных формах поперечного сечения: трапециевидной (в) и прямоугольно-сводчатой (б) выработок

где γ — объемный вес пород, Н/м^3 ($\gamma = \rho g$, здесь ρ — плотность, кг/м^3).

Интенсивность максимального нормативного давления, Н/м^2 , со стороны кровли

$$q = b \gamma f. \quad (12.1)$$

При прямоугольно-сводчатой форме сечения выработки нагрузку на единицу длины выработки, Н/м , определяют по формуле

$$q = \gamma L_0 \quad (12.2)$$

где L_0 — высота искусственного свода выработки по проекту. Интенсивность давления в этом случае

$$q_H = (b - A) \gamma. \quad (12.3)$$

Когда кровля и бока неустойчивы, т.е. соблюдаются условия Лр и Сmin, Сп* и Лсж, в кровле образуется свод обрушения, а в боках — призма сползания и отделившаяся порода начинает оказывать давление на крепь (рис. 12.2). За счет призм сползания пролет выработки по кровле увеличивается на величину $s_x = A \operatorname{ctg} \theta$, где θ — угол сползания породных призм, $\theta = 45^\circ + \varphi/2$; A — высота выработки (рис. 12.2, а) или высота вертикальной стенки (рис. 12.2, б).

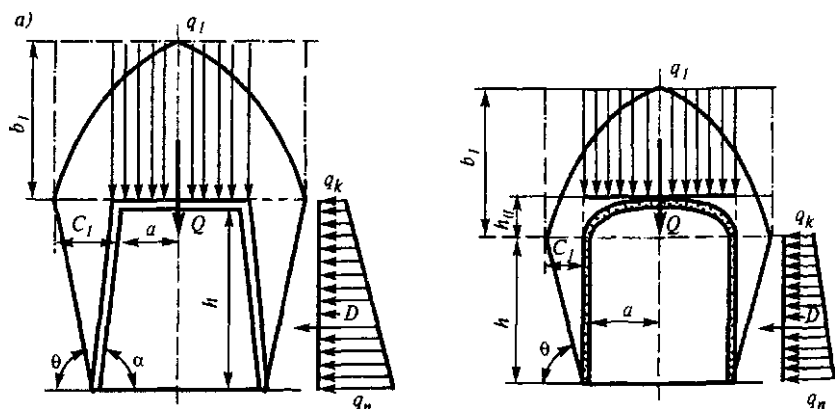


Рис. 12.2. Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивой кровле и боках и различных формах поперечного сечения выработок: а — трапециевидная; б — прямоугольно-сводчатая

При трапециевидной форме сечения выработки и угле наклона боков α давление со стороны кровли на единицу длины выработки

$$Q = 2abfl, \quad (12.4)$$

где $b_l = (a + c_l)/\tan \theta$
или

$$b_x = (a + h \tan \alpha + h \tan \theta)/\tan \theta, \quad (12.5)$$

здесь $c_l = h \tan \alpha + h \tan \theta$.

При прямоугольно-сводчатой форме сечения выработки

$$Q = 2a(b_l - h_0)\gamma, \quad (12.6)$$

где

$$b_l = (a + c_l)/\tan \theta \text{ — высота свода обрушения,} \quad (12.7)$$

здесь $C_l = A \cos \theta G$ (см. рис. 12.2).

Интенсивность давления со стороны кровли (см. рис. 12.2, а)

$$q_n = b_l f, \quad (12.8)$$

при прямоугольно-сводчатой форме

$$\langle \gamma \rangle = (B_f - h_0) \gamma. \quad (12.9)$$

Боковое давление пород при трапециевидной форме сечения выработки

$$2\gamma \geq 0,5(\langle \gamma \rangle_k + \langle \gamma \rangle_{пЖ}) \quad (12.10)$$

где $\partial_k = \gamma, \gamma X_2$ — интенсивность бокового давления у кровли;
 $\partial_a = \gamma + h) \gamma X_2$ — интенсивность бокового давления у почвы;
 X_2 — коэффициент бокового распора для сыпучей среды;

$$X_2 = \operatorname{tg}^2(45^\circ - \phi/2). \quad (12.11)$$

Интенсивность бокового давления при прямоугольно-сводчатой форме выработки рассчитывается аналогично.

12.2. Определение нагрузки на крепь горизонтальных выработок энергетическим методом

В породах, разрушающихся хрупко с образованием отрывных трещин, максимальная нагрузка на крепь определяется давлением, которое будет вызвано массой пород, отслоившихся вблизи контура при отсутствии зацепления кусков между собой (первая зона трещиноватости). В породах с $\beta = 2+3$ на больших глубинах (800 м и более) возможно «течение» в сторону выработки. В этом случае образующиеся трещины вновь заполняются и давление оказывает влияние до глубины, определяемой удельной энергоемкостью u_m .

В схеме, показанной на рис. 12.3, б за радиус r выработки прямоугольно-сводчатой формы принята половина ее ширины B , причем центр окружности находится таким образом, чтобы окружность касалась кровли выработки. При других формах выработки, когда высота выработки L больше ее ширины B , за радиус выработки r следует принимать половину высоты L , а не приведенный радиус, исходя из площади поперечного сечения (рис. 12.3, а). Это вытекает из следующих положений. Избыточная энергия, возникшая на неровном контуре выработки, распределяется крайне неравномерно: наибольшее ее значение — в углах и в середине пролетов (обнажения). Как указывалось, трещины развиваются из мест с большей дополнительной удельной энергией в направлении к местам с меньшей дополнительной

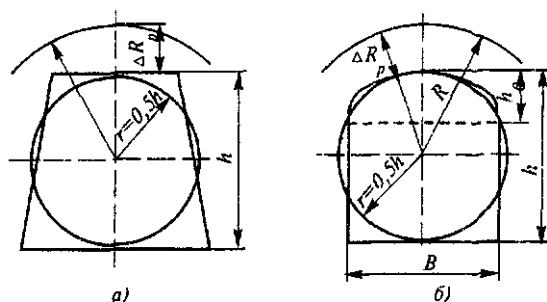


Рис. 12.3. Расчетные радиусы выработок для трапециевидной (а) и прямоугольно-сводчатой (б) форм поперечного сечения (h_0 — высота свода)

ной удельной энергией или по границам между областями с малой и большой дополнительными удельными энергиями. Начинается выравнивание дополнительной удельной энергии на обнажении путем разрушения со стремлением занять меньшую поверхность. Поскольку с увеличением размеров контура выработки (в связи с его разрушением) высвобождается новая порция энергии, разрушение продолжается до образования кольцевой зоны вокруг протяженных выработок или шаровой поверхности вокруг, например, камер, имеющих форму куба.

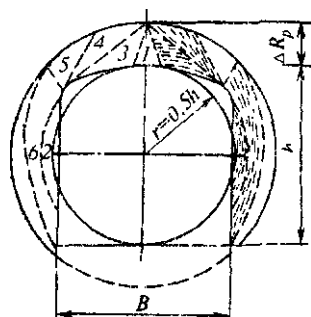


Рис. 12.4.
Последовательность
разрушения пород вблизи
контура незакрепленной
выработки
прямоугольно-сводчатой
формы

Последовательность разрушения незакрепленного контура прямоугольно-сводчатой выработки показана на рис. 12.4. После образования выработки приконтурная часть массива испытывает сильное всестороннее сжатие. В замковой части свода (при круглой форме выработки с двух противоположных сторон) образуется зона смятия 1, где породы сильно раздроблены и смяты. При высыпании пород из этой зоны происходит отделение призмы с основанием в виде треугольника 3, а при широких выработках — трапециевидный вывал 4. Постепенно будет происходить разрушение боков выработки и осыпание породы из зоны 2. После вывалов породы из зон 3 или 4 происходит одностороннее или двустороннее обруше-

ние из зоны 5 с одновременным сползанием пород в секторе 6 из боков выработки.

При наличии крепи, не препятствующей обрушению пород на контуре выработки, максимально возможная нагрузка после возникновения трещины отрыва и отсутствия зацепления между кусками породы будет равна

$$q_H = p \frac{A}{ARp}, \quad (12.12)$$

где q_H — максимальная нормативная удельная нагрузка со стороны кровли, Па; ARp — расстояние до трещины отрыва (м), определяемое по формуле (11.15).

Фактическая нагрузка на крепь может быть несколько меньше q_m если произошел вывал породы в пределах зоны 3 или 4 (см. рис. 12.4).

Если трещина отрыва не раскрывается (породы склонны к пластическому течению), то максимальная нагрузка при $\psi > \psi_m$ равна

$$q_H = pgAA,$$

где ARr — мощность слоя разрушенных пород, м, определяемая по формуле (11.12), когда удельная энергоемкость их разрушения $M_p > W_{m1}$; p — плотность породы, кг/м³.

12.3. Определение нагрузки на крепь в вертикальных выработках

Стволы шахт и шурфы могут пересекать разнородные по своим механическим свойствам породы — от водоносных или сыпучих песков до весьма крепких разностей. Крепь вертикальных выработок не должна иметь нарушений, что обеспечивается необходимым запасом ее прочности. Среди известных методов расчета нагрузки на крепь вертикальных выработок наибольшее практическое применение нашел эмпирический метод, который базируется на данных производственных экспериментов.

В этом параграфе приведен расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь для вертикальных выработок вне водоносных горизонтов и воздействия очистных работ.

Расчет ведут в следующей последовательности.

1. Определяют критерий устойчивости пород

$$C = \frac{1}{263 + \kappa \cdot E^{(5,25 + 0,0056 \cdot R^*)}} \quad (12.13)$$

где κ_{cb} — коэффициент воздействия на вертикальную выработку других выработок (для протяженных участков $\kappa_{cb} = 1$, для сопряжений $\kappa_{cb} = 1,5$); Y_p — расчетная глубина рассматриваемого участка от поверхности ($Y_p = H\kappa$ здесь Y — глубина выработки, м; $\kappa = 1,5$ для районов, подверженных движениям земной коры и в зонах тектонических нарушений; в других случаях $\kappa = 1$); Лж — предел прочности массива при сжатии, МПа; $\kappa^\wedge$ — коэффициент влияния угла залегания пород; для горизонтально залегающих пород $\kappa^\wedge = 1$, в остальных случаях

$$K = 1 / (1 + 0,5 \sin a),$$

где a — угол залегания пород, град.

2. По критерию устойчивости C оценивают состояние устойчивости пород и принимают категорию устойчивости (табл. 12.1).

Таблица 12. 1. Зависимость категории и состояния устойчивости от критерия C

Показатели	Значения показателей			
Критерий устойчивости	<3	3-6	6-10	>10
Состояние устойчивости пород	Устойчивое	Средне-устойчивое	Неустойчивое	Очень неустойчивое
Категория устойчивости пород	I	II	III	IV

Примечание. При МПа породы относятся к IV категории устойчивости.

3. Вычисляют нормативное горизонтальное (радиальное) давление p_n (кПа) на крепь по формулам:

$$\text{при } C \text{ и } b \quad p_n = 10[(2C-1) + D]; \quad (12.14)$$

$$\text{при } 10 \leq C < 6 \quad p_n = 10[(3C - 7) + A], \quad (12.15)$$

где C — критерий устойчивости, рассчитываемый по формуле (12.13); D — параметр, учитывающий технологию проходческих работ (при последовательной и параллельной технологических схемах $A = 0$; при совмещенной схеме проходки при C и b $A = 2$ и при $10 \leq C < 6$ $A = 3$).

4. Рассчитывают радиальное расчетное давление пород по формуле

$$P_{,,} = n\pi n^\wedge C + OMGO - 3], \quad (12.16)$$

где n — 1,3 — коэффициент перегрузки; π_y — коэффициент условной работы крепи ($\pi_y = 0,5$ для набрызгбетонной крепи,

$\gamma_y = 0,75$ для сборной и $m_y = 0,8$ для монолитной бетонной крепи); G_0 — радиус (или приведенный радиус) выработки в свету, м; λ_n — коэффициент приведения к расчетному (максимальному) давлению при неравномерной эпюре нагрузок.

Шурфы проходят часто в наносных малосвязанных песчано-глинистых отложениях. В этом случае расчетное горизонтальное (радиальное) давление на крепь определяют по формуле

$$P_H = \frac{nk\rho g r_0 \operatorname{tg}(45^\circ - \varphi/2)}{\psi - 1} \left[1 - \left(\frac{r_0}{r_0 + H \operatorname{tg}(45^\circ - \varphi/2)} \right)^{\psi-1} \right], \quad (12.17)$$

где $\gamma = 1,3$ — коэффициент перегрузки; k — коэффициент ($k = 1,7$ — если нет проемов в крепи, $k = 3$ — если есть проемы); y — безразмерный коэффициент, определяемый из выражения

$$y = 2 \operatorname{tg}^9 \operatorname{tg}(45^\circ + \varphi/2),$$

здесь φ — угол внутреннего трения, град.

ГЛАВА 13. МАТЕРИАЛЫ ГОРНОЙ КРЕПИ

13.1. Общие сведения о крепи и крепежных материалах

Крепежными называют материалы, применяемые для изготовления *горной крепи*, под которой понимают искусственные сооружения, возводимые в выработке для предотвращения обрушения неустойчивых пород и сохранения необходимой площади поперечного сечения на период эксплуатации. Крепежные материалы разделяют: 1) по использованию в конструкции крепи — на основные, применяемые в несущих элементах конструкции (металл, бетон, дерево и др.), вяжущие, служащие для приготовления растворов, и вспомогательные (водоизоляционные материалы, химические реагенты и др.); 2) 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, для стали 30ХГС, составляет 140, а для сосны — 200 (при растяжении) и 67 (при сжатии). Кроме того, крепежный материал должен иметь невысокую стоимость, не быть легковоспламеняющимся, обладать стойкостью против коррозии и гниения.

13.2. Лесоматериалы

Дерево как крепежный материал имеет широкое распространение для крепления горноразведочных выработок. Наибольшее применение имеют следующие породы дерева: ель, сосна, лиственница, кедр, пихта. Достоинства деревянных конструкций: простота изготовления, невысокая трудоемкость возведения, относительно невысокая первоначальная стоимость. Недостатки: малый срок службы в подземных условиях, огнеопасность, подверженность гниению, невозможность многократного использования. Наибольшее распространение как крепежный материал 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 дерева 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 обзолы (горбыли). Наибольшее применение для крепления выработок нашли стойки и обзолы. *Бревна* — отрезки 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 ± 2 см, диаметра $\pm 0,5$ 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 которых и нормы пороков должны соответствовать ГОСТ 8468—81. *Распилы* — стойки, распиленные пополам вдоль продольной оси. Распилы и пластины в основном применяют 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 менее, 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, сечение — от 13 x 13 до 25 x 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 применяют 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 (табл. 13.1). В таблице указано среднее значение физико-механических свойств древесины при 15%-ной влажности.

Таблица 13.1. Прочностные характеристики дерева

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	51,5	97	129	11,5	12,5
Пихта (сибирская)	0,39	33	58,5	-	6	6,5
Кедр	0,44	35	64,5	78	5,5	6

Расчетное сопротивление древесины (сосны) из круглых материалов на изгиб составляет 16 МПа, а для некруглых элементов — 13 МПа.

Крепежный лес от гниения предохраняют пропиткой или промазкой его антисептиком. Антисептики должны быть безвредными для людей, не выщелачиваться из пропитанной древесины, не иметь запаха и вредных газов при вымывании, 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 холодном виде 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 негигроскопична, не понижает прочности древесины. Для предохранения дерева от гниения в огнезащитные смеси добавляют фтористый натрий или другие антисептики.

13.3. Вяжущие вещества и растворы

Естественные или искусственные материалы, которые после затворения водой или введения отвердителя образуют пластичное 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° С. При температуре менее 5° С скорость схватывания и твердения значительно снижается, а при 0° С схватывание прекращается.

В горном деле и строительстве широкое распространение получил *портландцемент* (силикатный цемент) марок 300, 400, 500 и 600. Марка цемента характеризует предел прочности при сжатии (МПа), который соответственно равен 30, 40, 50 и 60 образцов, изготовленных из раствора состава 1:3 (по объему: одна часть цемента и три части песка) при водоцементном отношении В:Ц = 0,4. Образцы размером 40 x 40 x 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 выпускают также *быстротвердевающий 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.

Для каменной кладки применяют растворы прочностью 10, 7,5 и 5 (МПа). Приблизительно марка раствора может определяться по формуле

$$R_p = R_u (1/n - 0,05) + 0,05, \quad (13.1)$$

где R_p — прочность раствора; R_u — прочность цемента; n — число объемных частей песка на одну объемную часть цемента.

При небольшом объеме работ раствор готовят вручную, а при значительных объемах — в растворосмесителях. Готовят также сухие смеси с гидрофобными добавками, которые даже без специальной упаковки сохраняют свои свойства длительное время (до затворения водой), т.е. хранятся без комкования и потери активности.

Полимерные или *пластрастворы* состоят из вяжущего, отвердителя, наполнителя, замедлителя и пластификатора. Пластрастворы могут применяться для упрочнения песков, трещиноватых пород, при анкерной крепи. В качестве наполнителя можно использовать 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. Их применяют для изготовления стеклопластика, используемого в качестве затяжки при креплении шурфов круглого сечения.

13.4. 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 уменьшением расхода цемента обеспечивают высокую прочность и плотность бетона. Вяжущие, вода и отвердитель являются активными составляющими бетона и пластбетона.

Состав бетона выражается соотношением масс: 1:А:Б, т. е. на одну часть цемента приходится А частей песка и Б частей гравия или щебня. Мелкий и крупный заполнители не должны быть загрязнены илстыми, землястыми и глинистыми примесями. Перед приготовлением бетона их следует промывать. Щебень изменяют крупностью 50—60 мм, а кварцевый песок — с размером частиц 0,15—5 мм и без органических примесей. Вода для затворения бетона должна быть чистой и не содержать веществ, 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 различают жесткие, пластичные и литые бетонные смеси. 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/м³) и хорошо укладываются при слабом трамбовании. Литые бетоны, в которых 8—12% воды (более 230 л/м³) 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—0,4. Для горной крепи наиболее часто применяют бетоны составов (1:А:Б) 1:2:3; 1:3:5; 1:4:6. Для получения 1 м³ бетона состава 1:А:Б количество составных частей определяют по формулам:

$$\text{Ц} = 1/[p(1+A+B)];$$

$$\text{П} = A/[p(1+A+B)];$$

$$\text{Щ} = B/[P(1+A+B)],$$

где $p = 0,6$ — коэффициент выхода бетона.

Для изготовления бетонных крепей применяют бетоны прочностью от 20 до 50 МПа. Прочность бетона зависит от марки цемента Лц и водоцементного отношения В/Ц. Эта зависимость приближенно описывается формулой

$$R_{28} = 0,47 \quad (\text{Ц/В} - 0,6),$$

где R_{28} — прочность бетона по истечении 28 сут; Лц — прочность цемента; Ц/В — цементно-водное отношение.

Состав бетонной смеси подбирают в лабораторных условиях. При этом необходимо при наименьшем расходе цемента получить удобоукладываемую бетонную смесь, обеспечивающую после твердения заданную прочность бетона.

Расчетные сопротивления бетона различных пределов прочности приведены в табл. 13.2.

Таблица 13.2. Расчетные сопротивления бетона

Вид деформации	Расчетные сопротивления бетона, МПа, для различных пределов его прочности, МПа						
	15	20	25	30	35	40	50
Сжатие осевое	7	9	11	13,5	15,5	17,5	21,5
Растяжение осевое	0,63	0,75	0,88	1,0	1Д	1,2	1,35

Торкрет-бетон — бетон, состоящий из цемента, песка, затворенных водой (цементно-песчаный раствор). Размер зерен песка в торкрет-бетоне до 8 мм. При включении крупных фракций песка или щебня (до 25 мм) бетон называют *набрызгбетоном*. Водоцементное отношение в таких бетонах находится в пределах от 0,3 до 0,4. Отличительными особенностями торкрет-бетона и набрызгбетона являются способы приготовления бетонной смеси и ее укладки. Предварительно заготовленную сухую смесь цемента и заполнителей загружают в пневматический бетоносмеситель, из которого 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. Торкрет-бетон применяют для нанесения покрытий, предохраняющих породу от выветривания, отслаивания и создания гидроизоляционных покрытий, для усиления и ремонта бетонных крепей. Для ускорения твердения в бетон добавляют фтористый натрий в количестве 2—5% от массы цемента.

Расчетные сопротивления набрызгбетона такие же, как обычного тяжелого бетона. Для получения необходимой марки бетона состав набрызгбетона получают по расходу цемента (табл. 13.3).

Таблица 13.3. Содержание компонентов в бетоне

Марка бетона (требуемый предел прочности при сжатии, МПа)	Расход цемента на 1м ³ сухой смеси, кг	Относительное содержание крупного заполнителя в сухой смеси	Отскок материала от вертикальной поверхности, %	Содержание цемента в 1 м ³ набрызгбетона, кг
M300 (30)	250	0,2-0,3	10-12	300-350
M400(40)	300	0,3-0,4	12-14	350-400
M500 (50)	350	0,4-0,5	16-20	450-520

Железобетон — бетон, армированный металлом. Для крепления геологоразведочных выработок имеет ограниченное применение в связи с большой трудоемкостью изготовления и высокой стоимостью. В последнее время из железобетона изготавливают элементы рамной или сплошной крепей (стойки, верхняки, затяжку, плиты и др.).

В угольных шахтах применяют смешанные рамные крепи, состоящие из железобетонных трубчатых стоек и металлических верхняков. В особо тяжелых горно-геологических условиях применяют сборные сплошные железобетонные крепи, элементы которых состоят из криволинейных блоков, позволяющих крепить выработки круглого и подковообразного сечения.

13.5. Металл

В связи с высокой прочностью и возможностью 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. 13.4. Из профиля СВГ1 изготавливают элементы арочной металлической податливой крепи.

Для некоторых элементов шахтной крепи находят применение старые рудничные рельсы, двутавровый или швеллерный стальной прокат. Используют также стальной прут — арматурную

горячекатаную сталь классов А-I, А-II, А-III и др. Стержни арматурной стали класса А-I — круглые, гладкие, а стержни классов А-II, А-III и А-IV — периодического профиля. Такие стержни применяют для изготовления анкерных крепей и используют при возведении железобетона. В тяжелых горно-геологических условиях рекомендуется для изготовления металлических рамных крепей применять прокатную сталь с пределом прочности 850 МПа и пределом текучести 600 МПа.

Таблица 13.4 Техническая характеристика профиля СВП

Номер профиля СВП	Площадь поперечного сечения, см ²	Линейная плотность, кг/м	Моменты сопротивления, см ⁴		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

ГЛАВА 14. КРЕПЬ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И ЕЕ РАСЧЕТ

14.1. Общие сведения о видах крепи

За последние годы в горной промышленности произошли существенные изменения в части применения различных видов крепи, а также техники и технологии ее возведения. *Горной* (рудничной, шахтной) *крепью* называются искусственные сооружения (конструкции), возводимые в подземных выработках для предотвращения обрушения и вспучивания окружающих горных пород, сохранения необходимых размеров и рабочего состояния выработок, а также для управления нагрузкой.

Под термином *крепление горных выработок* понимается совокупность работ по возведению (установке или монтажу) горной крепи в выработке. Применяемая крепь должна удовлетворять основным техническим и экономическим требованиям: быть прочной и обеспечивать безопасное ведение работ, иметь невысокую первоначальную стоимость и небольшие затраты в процессе ее возведения и эксплуатации (поддержание в течение срока службы). Крепь должна занимать в выработке как можно меньше места, быть надежной в работе, несложной в изготовлении, удобной для транспортирования. Кроме того, она должна иметь не-

большое сопротивление движению по выработке воздуха. Элементы крепи должны иметь по возможности минимальное число типоразмеров и быть взаимозаменяемыми.

По сроку применения различают *постоянные* и *временные крепи*. Постоянную крепь устанавливают на весь срок эксплуатации выработки, а временную обычно возводят для поддержания призабойной части выработки в период ее проведения.

Крепи по своей рабочей характеристике бывают *жесткие* и *податливые*. Примером жесткой крепи может служить крепь из монолитного бетона, деформации которой в период эксплуатации не выходят за пределы упругих. Жесткая крепь обычно не имеет шарнирных соединений элементов и узлов податливости. Для предохранения элементов крепи от разрушения в период нарастающих в массиве деформаций и горного давления обычно устанавливают податливую крепь. Податливая крепь может иметь шарнирное соединение отдельных элементов и обязательно специальные узлы податливости, благодаря которым крепь допускает деформации и изменения своих размеров при сохранении прочности. Примером податливой крепи является арочная металлическая крепь, изготовленная из специального стального желобчатого шахтного профиля.

Каждую крепь (кроме сплошной) возводят в выработке путем установки отдельных несущих конструкций (крепежных рам) вразбежку (на определенном расстоянии друг от друга) или вплотную одна к другой.

Рамные крепи по форме контура выработки могут состоять из рам трапецевидной, прямоугольной, полигональной, арочной или кольцевой формы. Эти рамные крепи сокращенно называют также соответственно трапецевидной, арочной крепью и т. д.

Число установленных крепежных рам на единицу длины (1 м) выработки называют *плотностью* крепи.

Для предохранения кровли и боков выработки от вывалов породы в промежутках между рамами устанавливают межрамное ограждение, которое называется *затяжкой*. Затяжка обеспечивает также более равномерное распределение давления горных пород на рамные крепи. Помимо рамных крепей широкое применение находят: сплошная крепь, анкерная (штанговая) крепь и комбинированные крепи.

Сплошная крепь полностью перекрывает кровлю и бока выработки (а иногда и почву выработки) и представляет собой монолитную (из бетона) или сборную (из железобетона) конструкцию. Сборная железобетонная или металлическая тубинговая сплошные крепи состоят из отдельных элементов, которые после сборки крепи работают как единая конструкция. *Анкерная* (штанго-

вая) *крепь* представляет собой стержни из различных материалов, закрепляемых в кровле и боках выработки для удержания массива горных пород от расслоения, сдвижения и обрушения.

Комбинированная крепь состоит из двух-трех самостоятельных видов (конструкций) крепи. К таким крепям можно отнести набрызгбетонную крепь с анкерами, рамную крепь в сочетании с анкерной крепью и др.

Для каждой выработки составляют паспорт ее крепления, который содержит чертежи конструкции крепи с указанием основных размеров. Указывают также плотность крепи и ее технико-экономические показатели (несущая способность, расход материалов, стоимость и др.).

Паспорт крепления выработки является одним из основных технических документов, без которого проведение выработки запрещено.

14.2. Деревянная крепь

Доля деревянной крепи для крепления подготовительных выработок на угольных шахтах и рудниках ежегодно сокращается. Ее заменяют более прогрессивными видами крепи: анкерной, металлической, набрызгбетонной и др. При креплении подготовительных выработок на предприятиях цветной металлургии доля деревянной крепи еще велика, тогда как капитальные выработки крепят деревом редко (2—4%). Это объясняется тем, что капитальные выработки проводят главным образом в скальных породах. Деревянная крепь находит также широкое применение при креплении выработок, пройденных в талых и «вялых» россыпях, и имеет ограниченное применение для крепления выработок, пройденных в мерзлых россыпях. Деревянные крепи целесообразно применять для крепления подготовительных выработок, срок службы которых не более 2—3 лет, и при умеренном установившемся давлении (до 60—80 кПа). Срок службы этой крепи при небольшом давлении может быть увеличен после пропитки дерева различными антисептиками, повышающими стойкость дерева от гниения.

Основная применяемая конструкция крепи — трапецевидная или прямоугольная крепежная рама, которая может быть неполной, полной, усиленной, несимметричной и др. (рис. 14.1).

Неполная крепежная рама состоит из двух стоек 3 и верхняка /, полная крепежная рама, кроме того, имеет лежень, который укладывают на почву выработки, на лежень устанавливают стой-

а)

б)

Рис. 14.1. Выработки, закрепленные вразбежку (а) и сплошную (б) деревянными неполными крепежными рамами

ки. Стойки рамы трапецевидной крепи устанавливают под углом $80-85^\circ$.

Рамы монтируют перпендикулярно к продольной оси выработки сплошную одна к другой или на расстоянии $0,5-1$ м и более одна от другой (вразбежку). При креплении вразбежку межрамное пространство затягивают обаполами 4, досками, распилами или колотым лесом. Кровлю выработки затягивают всегда сплошную, а бока — в зависимости от крепости и устойчивости пород. Пустоты за затяжкой закладывают или засыпают мелкой породой. В местах соединения верхняка со стойками раму расклинивают клиньями 2.

Сплошную крепь применяют при креплении выработок в малоустойчивых породах, крепь вразбежку — в более устойчивых крепких породах, крепежные рамы с лежнем — при слабых породах в почве выработки. Места соединений частей крепежной рамы называют *замками*. Соединение стоек с верхняком производят в лапу, в паз, в шип и встык. Соединение в лапу наиболее распространено. Его выполняют в зависимости от направления преобладающей нагрузки (рис 14.2, а—г). Соединение стойки с лежнем осуществляют в лапу, в зуб и простой врубкой. Если обычные крепежные рамы не выдерживают горного давления, то их усиливают дополнительными элементами, стойками, прогонами и подкосами. При большом давлении со стороны кровли устанавливают два прогона. В случае большого бокового давления дополнительные стойки устанавливают с наклоном к оси выработки.

Все деревянные крепежные рамы относятся к конструкциям с ограниченной податливостью. Для обеспечения податливости де-

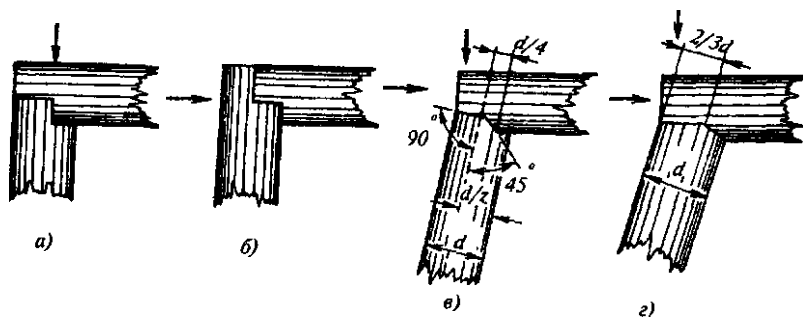


Рис. 14.2. Различные виды соединения в лапу при давлении:
в — сверху; б — сбоку; в, г — сверху и с боков

ревянной крепи нижние концы стоек заостряют в виде конуса («на карандаш») или клина. Под давлением горных пород заостренные концы стоек сминаются, и крепь опускается (подается), сохраняя свою несущую способность. Податливость такой крепи составляет 10—15 см. Чтобы не допустить выпирания нижних концов стоек внутрь выработки, их устанавливают в лунки глубиной 15—20 см.

Сортамент крепежных материалов должен удовлетворять требованиям ГОСТа. Минимальный диаметр круглого леса для изготовления рамной крепи должен составлять 16 см.

Общие положения и *правила возведения крепи* различных конструкций сводятся к следующему. Перед установкой крепи в выработке необходимо удалить с кровли и боков отслоившуюся породу и выступающие куски, приготовить лунки под стойки или канавки под лежни. Рамы крепи устанавливают перпендикулярно к оси выработки. Раму монтируют с помощью отвесов. В первую очередь устанавливают стойки с заданным наклоном к почве выработки. Стойки прикрепляют к соседним рамам досками на гвоздях. После установки стоек укладывают верхняк. Положение рамы относительно оси выработки контролируют по трем отвесам (для сохранения заданного выработке направления), затем ее расклинивают с помощью деревянных клиньев, производят полную затяжку кровли и, если необходимо, затягивают бока.

Деревянную крепь горизонтальных выработок обычно возводят вручную. Для механизации процесса подъема верхняка может быть использован крепеподъемник ПТК-1.

Расчет крепи в горизонтальных выработках, согласно требованиям СНиП, должен производиться исходя из возможных неблагоприятных сочетаний нагрузок, которые действуют одновременно

но при строительстве и эксплуатации выработок. В предлагаемом расчетном методе не учитывают временные длительные нагрузки от изменения температуры и воздействия очистных работ, а также влияния других выработок. Не учитывают также динамические нагрузки и сейсмические воздействия. Расчет конструкций крепей выполняют по несущей способности, и на устойчивость проверяют только сборные рамные крепи. Крепь рассчитывают с использованием методов строительной механики.

Сначала определяют расстояние от центра выработки L_p до трещины отрыва по формуле (11.15), а затем расстояние от кровли до этой трещины при расчетном радиусе r выработки (см. § 11.6)

$$D_{\text{Дт}} = R_p \sim r$$

Диаметр верхняка крепежной рамы

$$L = 1,7 [p_g A_j R_p I a_2 \llcorner_n / (w a_{\text{н}})]^{1/3}, \quad (14.1)$$

где L — расстояние между крепежными рамами, м; a — полупролет выработки по кровле, м; я_n — коэффициент перегрузки; $t = 0,85$ — коэффициент условий работы шахтной крепи; a_n — расчетное сопротивление древесины из круглых материалов при изгибе ($a_n = 16$ МПа).

Диаметр стойки принимают равным диаметру верхняка. Стойки в этом случае испытывают сложное сопротивление от силы сжатия со стороны отслоившихся пород в кровле и поперечного изгиба под действием боковой нагрузки, Н/м

$$D \leq 0,5 A R_p p g h, \quad (14.2)$$

где h — высота выработки, м.

Прочность стойки при сжатии и изгибе проверяют по формуле

$$P / (y F) + 0,82 / (4,5 W^{\wedge} \text{ст}), \quad (14.3)$$

где F — площадь поперечного сечения стойки, м^2 , $W = 0,1 d^3$ — момент сопротивления, м^3 ; l — длина стойки, м; y — коэффициент продольного изгиба.

Расчетное осевое усилие

$$P = q_n a L n_s \sin a, \quad (14.4)$$

где q_n — нормативная нагрузка со стороны кровли [по формуле (3.16)], Па; a — угол наклона стоек, град.

Коэффициент продольного изгиба при гибкости стойки $A < 75$

$$\psi = 1 - 0,8(\sqrt{A})^2. \quad (14.5)$$

Для стойки, у которой один конец зашцеилен (установлен в лунку), а другой шарнирно закреплен $k = 0,81/\gamma_n$ [здесь γ_n — радиус инерции; $\gamma_n = (I/A)^{0,5}$].

14.3. Металлическая податливая крепь

Металлическая рамная крепь вследствие высокой прочности, долговечности и огнестойкости получила широкое распространение на угольных шахтах нашей страны, где этой крепью закреплено около 55% общей протяженности поддерживаемых выработок. На рудниках и приисках эту крепь применяют значительно реже и только в сложных горно-геологических условиях при высокой нагрузке (горном давлении) со стороны вмещающих пород. Стоимость металлической крепи выше, чем деревянной. При проведении горизонтальных выработок применяют *арочную податливую крепь* (АП), состоящую из трех сегментов специального шахтного проката СВП: верхнего 1 (арка) и двух боковых 2 (стойки), рис. 14.3. Эту крепь можно также применять в выработках с углом наклона до 25° и значительном горном давлении. Концы арки 1 накладывают на стойки 2 (с перекрытием 40 см) и в месте соединения стягивают хомутами 3 с помощью гаек 4. Податливость крепи обеспечивается благодаря смещению стоек на 300—500 мм.

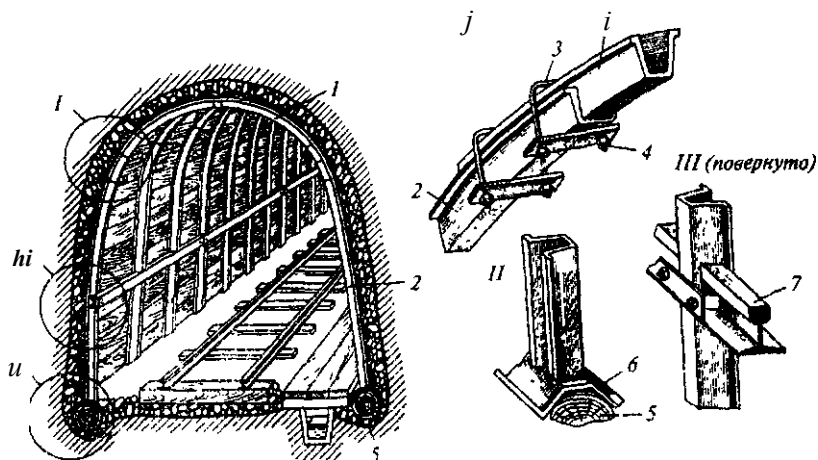


Рис. 14.3. Арочная податливая крепь

Стойки 2 опираются на 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 рамам скобами (узел III).

Межрамное ограждение (затяжку) выполняют из обополов или применяют железобетонную затяжку толщиной 50 мм. В последнее время на угольных шахтах используют рулонное стеклопластиковое межрамное ограждение из стеклоткани ТС 3-07 толщиной 2,5 мм и шириной 800—1200 мм, пропитанную полимерными смолами.

При работе в податливом режиме арочная металлическая крепь АП из профиля СВП имеет следующую несущую способность: для арок из профиля № 17 — 140+150 кН, № 19 — 160-5-170 кН, № 22 - 180-5-190 кН, № 27 - 200+220 кН. При работе в жестком режиме рекомендуется принимать следующие значения несущей способности отдельных арок: № 17 — 260 кН, № 19 — 280 кН, № 22 - 300 кН, № 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

$$L = P/(n_{,,}Q), \quad (14.6)$$

где Q — усилие на единицу длины выработки при неустойчивой кровле и боках, кН/м; $n_{,,} = 1,2$ — коэффициент перегрузки.

Усилие на единицу длины выработки, Н/м

$$Q = \gamma B, \quad (14.7)$$

где B — ширина выработки по почве, м; q_H — нормативная нагрузка, определяемая по формуле (12.1).

Кольцевые податливые крепи из спецпрофиля рекомендуется применять в породах с $f = 1+2$ и при пучащих породах почвы. Каждое кольцо крепи состоит из нескольких элементов, соединяемых внахлестку с помощью хомутов, планок и гаек или клиньев. В ИГД им. А.А. Скочинского разработан безболтовой податливый узел кулачкового типа, который работает в режиме постоянного сопротивления, аналогично податливым крепям из специальных шахтных профилей. В выработках кольца крепи соединяют между собой металлическими распорками. Кольцо, состоящее из четырех элементов, нашло наибольшее применение. Податливость кольца по вертикали достигает 350 мм, по горизонтали — 200—250 мм. Кольцевые крепи применяют при всестороннем горном давлении как в зоне влияния очистных работ, так и в зоне установившегося горного давления.

Возведение крепей. Различного вида рамные и кольцевые крепи возводят в выработке по элементам или целиком после их сборки на почве выработки. Для облегчения и механизации работ по возведению в выработках металлической сборной железобетонной и других видов рамной крепи применяют различные механизмы и приспособления. Для установки элементов крепи и смонтированной рамы используют манипуляторы бурильных установок (буровых кареток), снабженные специальными захватами или приспособлениями. Разработаны и применяют также крепеукладчики, выполняющие комплекс работ по креплению, доставке и разгрузке элементов крепи, установке рам в проектное положение и т. д.

Техническая характеристика некоторых крепеукладчиков приведена в табл. 14.1. Их применяют для возведения рамной, тьюбинговой, блочной бетонной и железобетонной сборной крепей.

Таблица 14.1. Техническая характеристика крепеукладчиков

Крепеукладчик и подъемник	Способ перемещения	Тип привода	Площадь сечения выработки в черне, м ²	Грузоподъемность, т	Размеры, мм			Масса, кг
					Высота	Длина	Ширина	
гс-ор-1	Самоходный	Электрический	7-14	6	1600	5500	1170	6500
УТ-1м	То же	То же	10-16	6	2150	3100	1360	4170
«Штрек-5»	»	»	>6	30	1200	2100	12 00	2200
ППВ-1а	Перестановкой	Ручной	5-14	2	-	3700	900	110
К-1000	Самоходный	Электрический	6-14	10	1500	5200	1350	7000

Возведение арочной податливой крепи начинают с установки в лунки глубиной 15—20 см или на лежни боковых сегментов (стоек) и присоединения их к ранее поставленной арке с помощью боковых стяжек. После проверки правильности установки на стойки укладывают верхний сегмент (арку-верхняк), соединяемый с ними четырьмя хомутами или безболтовым кулачковым замком, а с ранее установленной аркой — верхней стяжкой.

Установку крепежных рам или арок проверяют обычно по лучу светового указателя направления типа УНС или с помощью трех отвесов, из которых два подвешивают в середине ранее установленных рам крепи, а третий — на вновь устанавливаемой.

На прямолинейном участке выработки все три отвеса должны находиться в одной плоскости. После установки арок за них заводят затяжки и заполняют пустоты между крепью и породой.

14.4. Монолитная бетонная и набрызгбетонная крепи

Монолитная бетонная крепь предназначена для крепления капитальных горизонтальных выработок с большим сроком службы, находящихся вне зоны активного горного давления (выработки околоствольных дворов, квершлагги, полевые штреки в пределах околоствольных целиков) и проводимых в породах с $f = 1 + 9$.

Бетонную крепь с вертикальными стенками и сводчатым перекрытием без обратного свода применяют для крепления выработок, проводимых в породах с $f = 3 + 9$. Такую же крепь, но с обратным сводом применяют в породах с $f = 1 + 2$. Крепь возводят из бегона с пределом прочности при сжатии 15 — 25 МПа.

В сложных горно-геологических условиях при всестороннем давлении 350—500 кПа применяют бетонную цилиндрическую или арочную крепь с обратным сводом. Для такой крепи используют бетон М 200. Исследования, выполненные за последние годы, показывают, что экономически целесообразно увеличение прочности бетона с 15 до 40 МПа. Бетонную крепь обычно возводят на значительном расстоянии от забоя, а выработку на участке между забоем и местом возведения постоянной крепи поддерживают временной крепью. Однако практика показывает обратное: бетонную крепь необходимо возводить сразу вслед за подвиганием забоя. В этом случае она меньше деформируется в период эксплуатации.

Монолитная бетонная крепь обычно начинает деформироваться при смещении вмещающих пород на 40—50 мм.

При прогнозируемых значительных смещениях породного контура выработки крепь из монолитного бетона применять нецелесообразно, так как жесткая бетонная крепь не воспринимая смещений породного контура, деформируется.

Материалами для изготовления бетонной крепи служат щебень (гравий), песок и цемент, которые должны удовлетворять требованиям ГОСТ (см. § 13.3). Одним из основных требований является достаточная прочность горных пород, *применяемых для получения заполнителей*.

Наиболее важным свойством бетона является предел прочности при сжатии, от которого находятся в зависимости другие свойства, такие, как прочность при изгибе, растяжении и др. По нормируемой прочности бетона на сжатие в возрасте 28 сут различают прочности бетона: 10, 15, 20, 30, 40, 50, 60 МПа. В соответствии с минимальной прочностью бетона 10 МПа для крепи применяют цементы прочностью 30 МПа и выше.

Для ускорения процесса схватывания бетона в него вводят добавки-ускорители: хлористый кальций, хлористый натрий, хлористый алюминий, хлорное железо, алюминат натрия и др. Наиболь-

шей активностью обладают добавки-ускорители ОЭС, алюминат натрия. В качестве вяжущего при изготовлении бетона используют также быстротвердеющий цемент (БТЦ) или особо быстротвердеющий (ОБТЦ). Водоцементное отношение составляет 0,5—0,65.

Расчет бетонной крепи. Для бетонной крепи с вертикальными стенками и сводчатым перекрытием высоту свода A_0 обычно принимают равной $1/3$ пролета «В» выработки в свету. Толщина свода в замке до должна быть не менее 200 мм, стены — не менее 250 мм. Толщину, см, свода в замке можно ориентировочно определить по эмпирической формуле М.М. Протождяконова

$$d_{-2} 2-J- IJL \quad (R8>$$

или С.С. Давыдова (для бетонных сводов)

где $\sigma_{\text{сж}}$ — расчетное сопротивление бетона при сжатии МПа (см. табл. 13.2).

Толщина стен, см

$$\Gamma = (1,2-1,5)4, - \quad (14.10)$$

В крепких породах ширина фундамента равна толщине стен, и он является их продолжением.

Типовыми паспортами крепления выработок для рудников цветной металлургии толщину бетонной монолитной крепи рекомендуется принимать в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки. Для бетона с пределом прочности при сжатии 15 МПа, исходя из опыта проектирования и эксплуатации выработок, толщину их крепи принимают по данным табл. 14.2.

Таблица 14.2. Толщина бетонной крепи

Ширина выработ- ки в свету, мм	Толщина крепи, мм, при коэффициенте крепости пород					
	3		4 - 6		7 - 9	
	в своде	в стенках	в своде	в стенках	в своде	в стенках
1800-2400	170	200	170	200	170	200
2401-3400	200	250	170	200	170	200
3401-4400	200	300	200	250	170	250

Ширина выработок в свету, мм	Толщина крепи, мм, при коэффициенте крепости пород					
	3		4-6		7-9	
	в своде	в стенках	в своде	в стенках	в своде	в стенках
4401-4600	200	300	200	300	200	250
4601-5000	250	350	200	300	200	250
5001-5200	250	350	250	300	200	300
5201-5400	300	400	250	300	200	300

Толщину фундамента принимают равной толщине стенок. Величина заглубления фундамента в почву выработки со стороны водоотливной канавки составляет 500 мм, с противоположной стороны — 250 мм.

Набрызгбетонная крепь в последнее время все более широко применяется для поддержания горных выработок. Она проста в возведении, легко поддается механизации, надежна в работе. Применение набрызгбетона позволяет уменьшить сроки сооружения выработок, снизить стоимость и увеличить срок службы.

В зависимости от горно-технических и горно-геологических условий набрызгбетонная крепь служит в качестве изолирующей, ограждающей и несущей. При необходимости эта крепь может быть усилена анкерами и металлической сеткой. Выбор того или иного типа набрызгбетонной крепи зависит от характера проявлений горного давления в конкретных условиях.

Набрызгбетон содержит заполнитель с крупностью зерен до 25 мм и ускоряющие твердение добавки. Его наносят на поверхность выработки с помощью специальных пневматических укладчиков (машин) слоями толщиной до 10—30 мм и менее. Согласно СНиП, минимальная толщина для горизонтальных выработок — 3 см.

По типовым паспортам крепления горных выработок для рудников цветной металлургии набрызгбетонная крепь рекомендуется для крепких трещиноватых или легковыветривающихся пород с $f > 7$ для предотвращения вывалов и выветривания пород. Толщина крепи принята одинаковой по всему периметру и в зависимости от крепости пород находится в пределах 3—6 см. Толщину крепи следует определять расчетом в зависимости от величины нагрузки.

Набрызгбетон отличается большой плотностью, водонепроницаемостью и высокой прочностью. Предел прочности набрызгбетона при сжатии составляет 40—70 МПа, а предел прочности при изгибе 8—15 МПа. При изготовлении 1 м³ готовой бетонной смеси расходуется 400—430 кг цемента прочностью 40—50 МПа.

В качестве ускоряющих твердение добавок применяют ОЭС (тонкомолотый алюминистый спек) в количестве 2—5% от массы цемента. При набрызге стремятся к тому, чтобы обеспечить минимальное водоцементное отношение, равное 0,37—0,4.

Типовыми паспортами крепления выработок для рудников цветной металлургии предельная прочность набрызгбетона принята равной 40 МПа. Для получения набрызгбетона рекомендуется использовать цемент и песок в соотношении от 1:3 до 1:5. Толщина слоя набрызгбетонной крепи принимается в зависимости от коэффициента крепости пород: при $f = 7 + 9$ толщину крепи принимают равной 4...6 см; при $f = 10 + 12$ — 3...4 см; при $f > 12 + 2$...3 см.

При прямоугольно-сводчатой форме выработки, если ширина ее менее 6 м и породы склонны к отслаиванию, толщину набрызгбетонной крепи определяют по формуле

$$a = 0,35 \left[\frac{d_u}{(T_0 [a_p])} \right]^{0.5}, \quad (14.11)$$

где d_u — интенсивность нормативного давления со стороны кровли, которую рассчитывают по формуле (12.3), Па; $[a_p]$ — расчетное сопротивление набрызгбетона растяжению при прочности 40 и 50 МПа равное соответственно 1,4 и 1,6 МПа; i_0 — коэффициент условий работы, равный 0,85 для неармированного набрызгбетона и 1,0 — для армированного.

Окончательно толщину набрызгбетона принимают равной не менее 30 мм. При расчетной толщине более 70 мм переходят к применению комбинированной крепи — набрызгбетона в сочетании с анкерами.

Для возведения крепи из монолитного бетона используют пневмобетонукладчики и опалубки. Основными элементами пневмоукладчиков являются нагнетатель, бетоновод и ресивер.

Принцип действия пневматических бетононагнетателей (укладчиков) состоит в следующем. В герметически запирающийся сосуд (нагнетатель) загружают бетонную смесь и подают сжатый воздух. Под действием сжатого воздуха смесь транспортируется к месту укладки. На конце бетоновода устанавливают гаситель скорости выхода бетонной смеси и отделения от нее воздуха. Во избежание резких колебаний давления в системе сжатого воздуха в составе оборудования применяют ресиверы.

Наибольшее распространение получили нагнетатели камерного типа с подводом сжатого воздуха в верхнюю часть резервуара и к выходному колену.

В выработках небольшой площади поперечного сечения для возведения монолитной крепи находят применение комплексы

БУК-2 и БУК-3 конструкции ВНИИОМШСа. В комплексе БУК-2 (рис. 14.4) бетонная смесь доставляется в рудничных вагонетках 1 и грузится грейферным погрузчиком 4 в бетоносмеситель 3, из которого по бетоноводу поступает за опалубку. Для нанесения набрызгбетона смесь привозят в вагонетках в сухом виде. Она, пройдя через бетономашину, поступает в гибкий шланг, который заканчивается соплом 5. В сопле сухая смесь затворяется водой из водяной магистрали 6. Давление воды, подводимой в смесительную камеру сопла, несколько выше давления воздуха (на 0,1 МПа), который транспортирует сухую смесь из бетоносмесителя. Комплекс БУК-2 имеет пульт управления 2, что значительно упрощает работу. Для возведения набрызгбетона применяют также бетономашинны БМ-60, БМ-68, которые загружают бетонной смесью вручную или с помощью загрузочных устройств.

Опалубки. Для удержания бетона в период твердения применяют передвижные и сборно-разборные опалубки. Основными элементами опалубок являются несущий каркас и обшивка в передвижных или затяжка в сборно-разборных опалубках. Для крепления околовольных дворов, имеющих переменное сечение по длине, используют обычно сборно-разборные опалубки, в которых унифицированными элементами являются рамы и затяжки.

На практике применяют несколько видов передвижных и сборно-разборных металлических опалубок: передвижную ОМП-1 конструкции КузНИИ шахтостроя, сборно-разборную ОГУ-1м конструкции ЦНИИподземмаша, опалубку конструкции комбината «Кривбассшахтопроходка» и др.

Универсальную опалубку ОГУ-1м конструкции ЦНИИподземмаша, например, можно применять в выработках с площадью поперечного сечения в свету от 4,9 до 16,6 м² при ручной и механизированной укладке бетонной смеси. Комплект опалубки

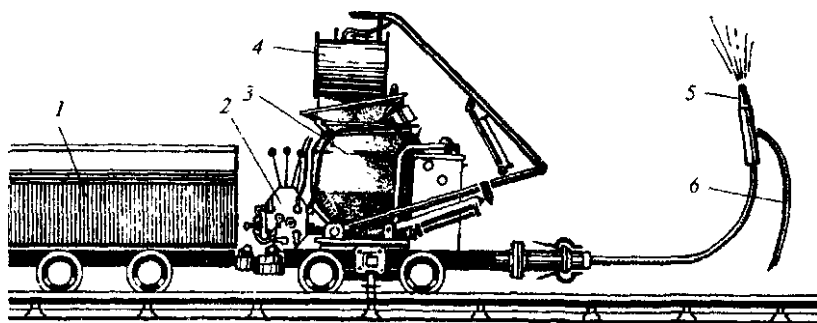


Рис. 14.4. Бетоноукладочный комплекс БУК-2

имеет длину 10 м. Конструкция опалубки предполагает применение арки одного сечения в выработках различных форм сечений благодаря изменению положения арки к оси выработки. Секция опалубки состоит из двух стоек, двух полукружал (правых и левых) и затяжек. Масса комплекта 6,13 т.

Один комплект опалубки включает 11 арок и 240 металлических затяжек. Наружную стойку изготавливают из трубы диаметром 114 мм с толщиной стенки 5 мм, а затяжки размером 25x200 см — из листовой стали. Крепление выработок с помощью опалубки ОГУ-1м производят ступенчато или посекционно по мере набора прочности бетоном. Опалубку наращивают секциями с шагом 2 м.

14.5. Анкерная и комбинированная крепи

Под *анкером* понимают устройство, основной несущей деталью которого является металлический стержень (штанга), который закрепляется в шпуре с помощью замка, бетона, синтетической смолы, взрыва, имеет поддерживающий элемент в виде опорной плиты с гайкой или накладкой. По конструкции различают анкеры металлические (замковые, клиновые, винтовые и др.), железобетонные, сталеполимерные и др.

Анкерная (штанговая) крепь — система закрепленных определенным образом в кровле и боках выработки анкерov для упрочнения массива горных пород и повышения устойчивости обнажений благодаря скреплению слоев или структурных блоков. При натяжении анкерov 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, которую успешно применяют во всех отраслях горнодобывающей промышленности в разнообразных горно-геологических условиях. Анкерная крепь имеет значительные преимущества перед другими видами крепи. Она обеспечивает повышение безопасности работ, улучшает проветривание выработок и снижает затраты на их крепление и поддержание в период эксплуатации. По сравнению с другими видами крепи 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 клинощелевые и анкеры с распорным замком, имеющие в крепких породах (> 10) недостаточную несущую способность (20—25 кН).

Железобетонный анкер (рис. 14.5) состоит из стержня 1 круглого или периодического профиля, который закрепляется в шпуре цементно-песчаным раствором 2 с добавлением ускорителя твердения (хлористого кальция), нагнетаемым в шпур с помощью пневмонагнетателя ПН-1. Опорная плита 3 и гайка 4 служат для натяжения анкера. Если анкер устанавливают без гайки, 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 горных пород сдвигающим усилиям, которые всегда присутствуют в кровле выработки.

Надежность железобетонных анкеров зависит главным образом от качества цементно-песчаной смеси. Для приготовления раствора применяют быстросхватывающиеся цементы типа БТЦ М 400—М 600 или обычный портландцемент таких же марок. Наполнителем служит песок размером частиц 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 трех суток.

Комплект оборудования ПН-1 для заполнения шпуров раствором при применении анкерной крепи состоит из трех контейнеров для транспортирования сухой смеси и пневмонагнетателя (рис. 14.6) Пневмонагнетатель смонтирован на раме 7, 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 перемешивается винтовыми лопастями 6 при вращении вала пневмоприводом 5. Затем бак переворачивают конусом вниз вокруг оси 3. Регулировку подачи раствора под давлением сжатого воздуха (до 0,5 МПа) осуществляют посредством трехходового крана 4. Смесь из бака по резиновому шлангу 8 длиной 6 м подводится к трубе длиной 1 м, которая вводится в шпур. Железобетонные анкеры, установленные с помощью комплекса ПН-1, приобретают несущую способность до 50 кН через 3,5 ч после их возведения.

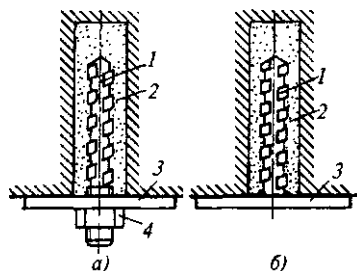


Рис. 14.5. Железобетонные анкера с предварительным натяжением (а) и без натяжения (б)

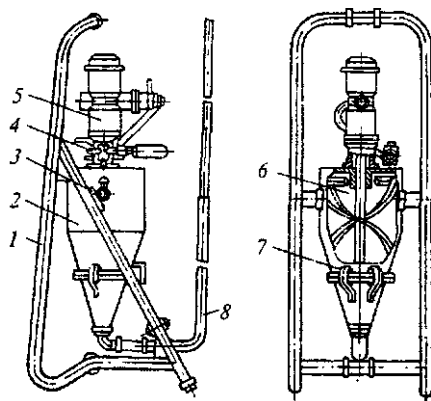


Рис. 14.6. Схема устройства пневмонагнетателя

Сталеполимерный анкер (рис. 14.7) состоит из стержня 2, изготовленного из арматурной стали периодического профиля, закрепленного в шпуре с помощью быстротвердеющего состава на основе синтетических смол и отвердителя 1, 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 специальных устройств или телескопического перфоратора. Одну-две ампулы с полимером вводят в шпур вручную, проталкивая их штангой к дну шпура. Затем штангу с помощью специальной насадки (переходника) подсоединяют к перфоратору. При включенном перфораторе штангу подают вверх с вращением. Оболочка ампулы разрывается и компоненты перемешиваются при вращении в течение 40—60 с.

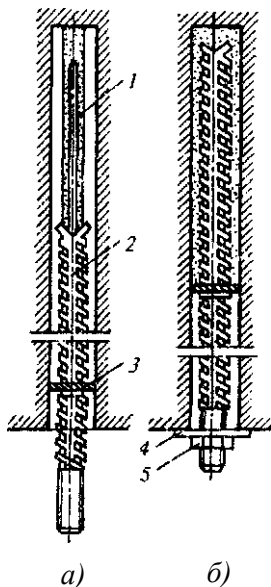


Рис. 14.7. Сталеполимерный анкер в период установки (а) и после нее (б)

Сталеполимерный анкер имеет несущую способность в среднем 140 кН, ему 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

$$P_c = n\sigma^2 L_p \Gamma n, \quad (14.12)$$

где σ —радиус стержня (рекомендуемый диаметр не менее 16 мм), м; L_p —расчетное сопротивление материала стержня растяжению по СНиП-21-75 ($L_p = 210$ МПа—для стали класса А-I, $B_p = 270$ МПа—для стали периодического профиля класса А-II и $L_p \sim 360$ МПа—для стали класса А-III); Γ —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 равна

$$P_3 = t t d_m \times l_3 m i, \quad (14.13)$$

где d_m —диаметр шпура, м; l_3 —длина заделки стержня, м, t —удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, Па; m —коэффициент условий работы замка, равный при сухом шпуре 0,9, при влажном шпуре 0,75 и при капее из шпура 0,6.

При водоцементном отношении 0,5 и прочности бетона 50 МПа сцепление бетона с известняками $t = 1$ МПа, с порфиритами $t = 1,1$ МПа, с гранодиоритами $t = 1,4$ МПа. Для расчетов в других породах можно принять $t = 1$ МПа. Сцепление полимербетона с известняками составляет 3 МПа, а со сланцами 2—2,5 МПа, со скальными изверженными породами можно принять $t = 3$ 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 несущую способность анкера выбирают наименьшей из рассчитанных значений P_c и P_3 .

Расчетную длину заделки стержня l_3 в полимербетоне принимают равной 0,25—0,3 м, а в бетоне — не менее половины длины шпура. На практике обычно бетоном заполняют весь шпур, который при введении стержня расслаивается, поэтому расчетную длину заделки принимают равной не более половины длины шпура.

Плотность расстановки анкеров в кровле выработки, м²

$$S = q \ll nJP,, \quad (14.14)$$

где q_H — нормативное давление на крепь со стороны кровли, определяемое по формуле (12.3); $n_n = 1,2$ — коэффициент перегрузки; P_a — расчетная несущая способность анкера (наибольшая из значений P_c и P_3).

Расстояние между анкерами в кровле при их расположении по квадратной сетке

$$= 0/S)^{0,5} \quad (14.15)$$

Длина анкера в кровле

$$l_a = \quad + l_n, \quad (14.16)$$

где AR_p — расстояние до трещины отрыва, определяемое по формуле $AR_V = Rp - z$ [здесь Rp — расстояние от центра выработки радиусом r , определяемое по формуле (11.15)]; $l_{\text{зг}} = 0,3+0,4$ м — заглубление анкера в менее трещиноватую зону пород; $l_n = 0,05+0,02$ м — длина выступающей части анкера, зависящая от его конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов.

Анкерная крепь может быть установлена с подкладками ($l_n = 0,05$ м) или с подхватами из дерева или металла ($l_n = 0,2$ м).

Средняя длина применяемых анкеров в большинстве случаев составляет 1,2—1,8 м. Минимальная длина анкера—1,2 м, максимальная — 2,5 м (редко 2,8—3 м). Расстояние между анкерами 0,9—1,2 м и более. Площадь кровли, поддерживаемая одним анкером, составляет от 0,9 до 1,5 м².

Комбинированная крепь находит все большее распространение в сложных горногеологических условиях взамен деревянной и металлической рамной крепи. Она состоит из анкеров и набрызгбетона. При комбинированной крепи длину анкера определяют по формуле, предложенной в паспортах крепления для рудников цветной металлургии,

$$4 = B_x/(Jf^5 + K, \quad (14.17)$$

где B_x — ширина выработки в черне, м; K — коэффициент, принимаемый равным 0,4—0,5 при $B_x < 2,5$ м и 0,15—0,2 при $B_x \geq 2,5$ м; α — коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протоdjяконова.

Интенсивность нагрузки на набрызгбетонную крепь при наличии анкеров

$$q = 0,17 a_{\text{пг}} g, \quad (14.18)$$

где a — расстояние между анкерами [см. формулу (14.14)], м; ρ — плотность пород, кг/м³; g — ускорение свободного падения. Расчет толщины набрызгбетонного покрытия ведут по формуле (14.11). Минимальная толщина покрытия — 2 см.

14.6. Предварительный выбор крепи и рекомендации к расчету

Предварительный выбор крепи можно сделать по энергетическому коэффициенту запаса прочности пород на контуре выработки, который равен отношению удельной энергоемкости разрушения массива в условиях сжатия к плотности энергии, накопленной силами гравитации на рассматриваемой глубине:

$$K = \frac{W_{\text{сж}}}{W_{\text{г}}} = \frac{(W_{\text{сж}} K_{\text{т}} + W_{\text{т}})}{W_{\text{г}}} \quad (14.19)$$

где $W_{\text{сж}}$ — удельная энергоемкость разрушения массива при сжатии; $W_{\text{г}}$ — дополнительная удельная энергия сил гравитации; $K_{\text{т}}$ — коэффициент снижения удельной энергоемкости при наличии трещин.

При неизвестном значении коэффициента $K_{\text{т}}$ его следует принять равным единице. Предварительный выбор крепи предлагается делать по табл. 14.3.

Таблица 14.3. Рекомендации по выбору крепи

Энергетический коэффициент запаса прочности	Предварительные рекомендации к выбору крепи, параметры которой определяются расчетом
$K_{\text{т}} \geq 20$	Без крепи. При наличии интенсивной трещиноватости, заполненной минеральным веществом меньшей прочности, чем породы массива, — тонкий слой торкрет-бетона или полимербетона
$18 \leq K_{\text{т}} < 20$	Без крепи. При наличии открытой трещиноватости — торкрет-бетон толщиной до 3 см
$12 \leq K_{\text{т}} < 18$	Торкрет-бетон или набрызгбетон толщиной 3—5 см
$4 \leq K_{\text{т}} < 12$	Набрызгбетон или комбинированная крепь из железобетонных (сталеполимерных) анкеров и набрызгбетона. Рамная деревянная крепь

Энергетический коэффициент запаса прочности	Предварительные рекомендации к выбору крепи, параметры которой определяются расчетом
$\llcorner_3 < 4$	Комбинированная крепь из анкеров и набрызгбетона. Арочная металлическая податливая крепь
$1 < \llcorner_3 < 3$	Арочная податливая крепь из спецпрофиля или комбинированная крепь из анкеров и металлических рам
$\llcorner_3 < 1$	Комбинированная крепь из анкеров и металлических рам с тампонажем пространства между крепью и массивом твердеющими материалами

Параметры крепи определяются расчетом, исходя из нормативной нагрузки, по формулам, приведенным в этой главе.

14.7. Эффективность применения крепи

На рудниках цветной металлургии 98% выработок, подлежащих креплению, поддерживаются деревянной, монолитной бетонной, анкерной, набрызгбетонной и комбинированной (преимущественно анкерной в сочетании с набрызгбетоном) крепями. Металлическая жесткая и податливая крепи, а также сборная железобетонная *крепь* имеют ограниченное применение.

Материал крепи и ее конструкцию в каждом конкретном случае выбирают с учетом горно-геологических условий, срока службы выработки, наличия местных материалов и др. Если по условиям проектируемого рудника могут применяться одновременно несколько видов крепи, то проводят технико-экономическое сравнение и выбирают экономически эффективную крепь. Для более полной экономической оценки эффективности применения того или иного вида крепи делают сравнительный расчет стоимости проведения 1 м выработки с применением различных видов крепи по следующим основным прямым затратам.

1. Затраты, связанные с разгрузкой крепи и крепежных материалов из железнодорожных вагонов, с доставкой крепи с поверхности в забой выработки, с выемкой горной массы, установкой крепи и выдачей горной массы из забоя на поверхность. Эти затраты выражаются стоимостными показателями и трудоемкостью работ.

2. Расход крепежных и взрывчатых материалов. Расчет выполняют для характерных условий по наиболее распространенным на руднике паспортам крепления и буровзрывных работ на проведение выработок, действующим в настоящее время нормам выработ-

ки, тарифным ставкам и ценам на крепь и материалы с учетом способов установки крепи (механизированного или ручного).

Для полной оценки эффективности применения любого вида крепи наряду с затратами на проведение выработок необходимо знать затраты на их поддержание (ремонт), так как использование крепи связано со сроком службы.

Начальный (или предварительный) выбор крепи и ее конструкция предопределяются устойчивостью массива горных пород, окружающих выработку. Устойчивость пород, как уже указывалось, зависит от множества горно-геологических и горнотехнических факторов, взаимосвязь между которыми установить трудно, особенно на стадии проектирования, так как необходимы комплексные исследования. Поэтому на практике выбор типа крепи определяется предшествующим опытом ее эксплуатации в сравнимых условиях и технико-экономическим расчетом.

Анализ и обобщение шахтных инструментальных наблюдений, результатов определения физико-механических свойств горных пород, а также аналитические исследования позволяют разработать рекомендации по определению типов и параметров крепи.

В типовых паспортах крепления для рудников цветной металлургии для предварительного выбора крепи предложен безразмерный параметр устойчивости $\gamma_y = r\#\#/a_{сж}$, где $a_{сж}$ — предел прочности образца горной породы при сжатии.

Аналогичный параметр предложен для угольных шахт. При $\lambda_y < 0,1$ доля выработок, эксплуатируемых без крепи, составляет 58% общей их протяженности. При $0,1 < \lambda_y < 0,2$ протяженность незакрепленных участков составляет 35%, а при значениях $\lambda_y > 0,24$ выработки или их участки, эксплуатируемые без крепи, не встречаются.

ГЛАВА 15. КРЕПЬ ВЕРТИКАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И ЕЕ РАСЧЕТ

15.1. Общие сведения о крепи

К вертикальным горным выработкам относятся стволы шахт, восстающие и шурфы. Для их крепления применяют различные материалы в зависимости от горно-геологических условий и срока службы выработки. Капитальные шахтные стволы, имеющие срок службы 40—60 лет и более крепят монолитной бетонной, сборной железобетонной, набрызгбетонной или комбинированной крепью (анкерной в сочетании с набрызгбетоном и металлической сеткой). В особо сложных гидрогеологических условиях иногда при-

меняют крепь из стальных или чугунных тюбингов. Наибольшее распространение получила монолитная бетонная крепь, которой крепят от 80 до 95% всех ежегодно проходимых стволов.

В золотодобывающей отрасли промышленности наибольшее распространение получили наклонные стволы. В связи с небольшой глубиной залегания пласта песков в условиях Северо-Востока России (от 8 до 240 м и даже более) и относительно небольшой протяженностью шахтных полей срок службы шахт составляет, за небольшим исключением, не более одного года. Такие стволы крепят рамной деревянной крепью. Для крепления вертикальных стволов небольшой глубины в различных горно-геологических условиях применяют, в основном, сплошную венцовую крепь и венцовую крепь на стойках. Срок службы такой крепи обычно не превышает 10 лет. Разведочные и вентиляционные шурфы, а также восстающие выработки, имеющие обычно небольшой срок службы, крепят деревом.

Капитальные шахтные стволы при бетонной, набрызгбетонной, тюбинговой и комбинированной крепи имеют круглую, а вертикальные выработки с деревянной крепью — прямоугольную форму. Ствол шахты состоит из трех основных частей — устья, собственно ствола и зумпфа. Крепь устья ствола возводят обычно из негорючих материалов. Она имеет более прочную конструкцию, чем на протяженных участках ствола. При наличии бетонной, тюбинговой и других видов крепи устье ствола обычно крепят бетоном и часто оно является фундаментом для станка и надшахтного здания.

Устье наклонного ствола, пройденного в мерзлых породах россыпных месторождений, обычно крепят на протяжении 10 м и более сплошной рамной деревянной крепью, тогда как на других участках ствола крепь ставят вразбежку или она может вообще отсутствовать.

Сплошное крепление венцовой крепью в пределах 1—2 м предусматривается в аналогичных условиях и для вертикальных выработок — вентиляционных шурфов, восстающих и запасных выходов.

Крепь ствола шахты принято разделять на отдельные звенья посредством опорных (основных) венцов при деревянной крепи и других видах крепи (редко). Основное назначение опорных венцов — принять нагрузку от веса крепи в пределах одного звена. Высота звена принимается от нескольких метров до нескольких десятков метров и зависит от типа крепи и горно-геологических условий проходки. Опорные венцы обычно размещают в более прочных породах. При монолитной бетонной и набрызгбетонной крепи в настоящее время их не возводят, так как эти крепи имеют хорошее сцепление с породными стенками ствола. Высота звена при деревянной крепи составляет 3—15 м.

15.2. Деревянная крепь и ее расчет

Деревянная крепь в вертикальных выработках на приисках состоит из прямоугольных венцов. Ее изготавливают из хвойных пород дерева (сосны, лиственницы, кедра и др.). Применяют ее в породах с $f > 2$.

При прямоугольном сечении ствола или восстающего венца состоит из четырех элементов или бревен, связанных между собой посредством врубки. Венцовую крепь подразделяют на три вида: сплошную венцовую, венцовую на стойках и подвесную венцовую.

Сплошную венцовую крепь применяют в слабых породах для крепления шурфов и восстающих различного назначения — вентиляционных, разведочных, а также для неглубоких стволов шахт при более продолжительном сроке службы. Венцы укладывают один на другой в виде сруба (рис. 15.1) Для соединения элементов венцов применяют двустороннюю прямую или косую лапы, а иногда и одностороннюю прямую лапу. Через каждые 3—8 м (иногда более) по короткой стороне заводят опорные венцы 1, служащие для поддержания вышележащего звена крепи. Опор-

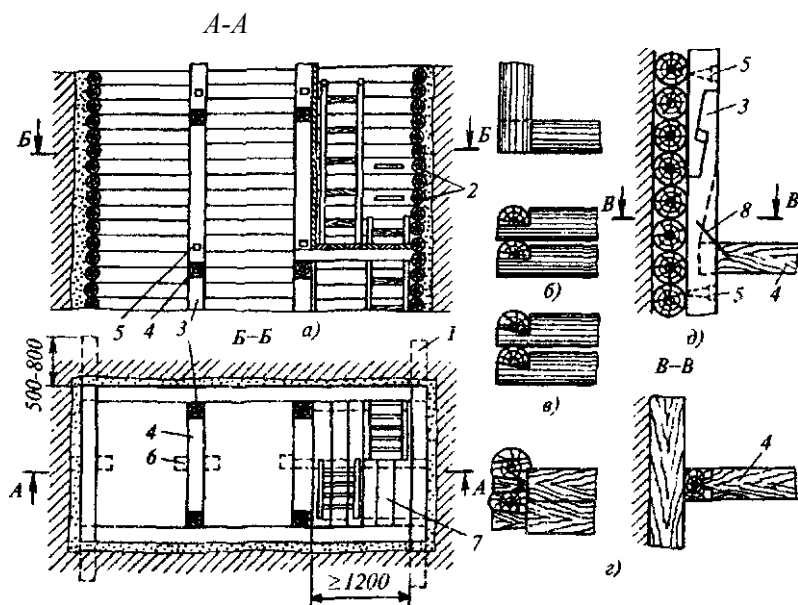


Рис. 15.1. Сплошная венцовая крепь:

a — общий вид; *б* — односторонняя лапа; *в* — односторонняя косая лапа; *г* — двусторонняя косая лапа; *д* — элементы армировки

ные венцы делают из одного или двух окантованных бревен, концы их укладывают в ниши на глубину 0,5—0,8 м. Элементы опорного венца укладывают строго по уровню. В деревянной венцовой крепи стволов кроме венцов 2 выделяют элементы армировки: прогоны 3, расстрелы 4, проводники 6, лестничные полки 7 и лестницы.

Прогоны изготавливают из сосновых брусьев размером 140 х 160 и 160 х 180 мм длиной 6 м. Стыкуются брусья откосным или прямым замком. К элементам крепи прогоны крепят специальными винтами 5 (глухарями). Расстрел и прогон скрепляют стропильной скобой 8.

Расстрелы изготавливают из брусьев размером 180 х 200 и 200 х 240 мм, устанавливают с шагом 1,5—2 м. Для соединения прогонов и расстрелов применяют специальную врубку — в паз прогона заводят гребень расстрела. Длина расстрела обычно на 6—8 мм больше расстояния между прогонами, поэтому при установке расстрела прогоны распираются винтовым домкратом. Расстрел в паз забивают кувалдой. После установки расстрелов крепь приобретает необходимую жесткость для навески проводников. Проводники изготавливают из брусьев длиной 6 м размером 140 х 160; 160 х 180 и 180 х 200 мм.

Проводники к расстрелам прикрепляют с помощью болтов, головки и гайки которых ставят впопых, что необходимо по условиям движения направляющих лап подъемных сосудов. В стволах шахт, шурфах, восстающих, запасных выходах и других выработках устраивают лестничные отделения. Их отшивают от остальной части выработки досками или металлической сеткой в целях безопасности передвижения людей по лестницам. На ярусах расстрелов через 4—6 м настилают полки с лазами. Минимальный размер лаза должен быть 600 х 700 мм. Лестницы шириной 400 мм устанавливают на полки под углом 80° к горизонту и прикрепляют к полкам. Для удобства выхода на полку лестница должна выходить над уровнем вышележащего полка на 1000 мм или на этом расстоянии забивают скобы. Положение лазов в смежных полках должно быть таким, чтобы исключить сквозное падение сорвавшихся предметов. Поэтому оси лазов в смежных полках смещают не менее чем на ширину лаза.

Сплошная венцовая крепь находит применение в вертикальных стволах, пройденных в обводненных россыпях, а также в россыпях с таликовыми зонами и сушенцами. В этих условиях прогоны и расстрелы устанавливают сразу же по возведении нового звена крепи длиной, равной длине прогона. Нижние венцы, не имеющие вертикального прогона, временно укрепляют рас-

порной крепью под обapol. Расстояние между основными венцами редко превышает 3—6 м.

Венцовая крепь на стойках является более экономичным и простым видом венцовой крепи. Ее применяют при относительно устойчивых боковых породах при проходке шурфов (рис. 15.2).

Крепь возводят снизу вверх после установки опорного венца 7, так же, как сплошную венцовую крепь. На опорный венец укладывают рядовой венец 2, элементы которого обычно имеют врубки в простую лапу. Затем устанавливают стойки 3, которые соединяют с венцами в шип. Для прочности элементы венцов со стойками скрепляют строительными скобами. Стойки имеют длину 0,5—1 м в зависимости от устойчивости боковых пород. Пространство между венцами затягивают досками 4 или обapолами и засыпают мелкой породой. Эту крепь иногда применяют при проходке вертикальных стволов небольшой глубины в мерзлых породах россыпных месторождений. В этом случае первые 10 м от поверхности (устье) крепят сплошной венцовой крепью. Расстояние между венцами в остальной части ствола 0,4—1 м, а при устойчивых породах и низкой температуре окружающих пород (обычно ниже $-10...-15^{\circ}\text{C}$) — 1,5 м. Однако если проходка ведется в неблагоприятных условиях или при работе ствола в теплое время года, по всей длине ствола обязательны сплошная венцовая крепь и теплоизоляция. Армирование при венцовой крепи на стойках ничем не отличается от армировки при сплошной венцовой крепи.

Подвесная венцовая крепь отличается от крепи на стойках тем, что ее можно возводить сверху вниз (рис. 15.3). 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 для стволов в настоящее время не применяется. Если в призабойной зоне стенки ствола малоустойчивы, то обычно возводят сплошную венцовую крепь сверху вниз. В этом случае рядовые венцы 2 подвешивают к основному венцу 1 на строительных скобах и металлических планках, как это делается при проходке шурфов (см. рис. 15.3). Основные венцы заводят по короткой стороне шурфа через каждые 1,5—2 м, поэтому переход на возведение сплошной венцовой крепи в стволах сверху вниз возможен только на небольших участках. Высота такого участка не более 2—4 м, так как при большей высоте возможна деформация крепи в период эксплуатации ствола. Если участок неустойчивых пород имеет значительную мощность, то сплошную венцовую крепь усиливают дополнительными прогонами по углам ствола с установкой расстрелов по всему периметру венцовой крепи.

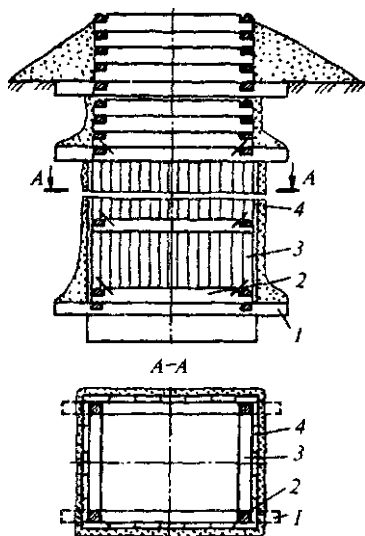


Рис. 15.2. Венцовая крепь на стойках в шурфе

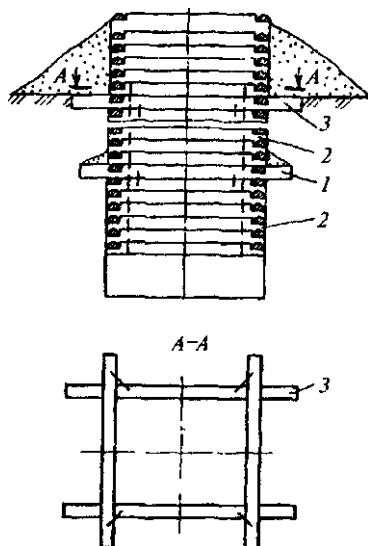


Рис. 15.3. Подвесная венцовая крепь шурфа:

1 — основной венец; 2 — рядовой венец; 3 — проходческая рама

Расчет венцовой крепи ведется на изгиб по наибольшей расчетной нагрузке боковых пород для элементов, имеющих максимальный пролет в сечении выработки. Такой пролет чаще всего встречается по короткому элементу венцовой крепи, поскольку длинный элемент имеет дополнительные опоры (см. рис. 15.1) — прогоны с расстрелами в стволе, и поперечные элементы венца, разделяющие его на отделения — в восстающем.

Диаметр венца из круглого леса

$$d \geq \sqrt[3]{\frac{P_n \cdot l^2}{\sigma_{\text{кр}} \cdot V}} \quad (15.1)$$

где P_n — расчетное давление пород [см. (12.15)], Па; l — наибольший пролет в конструкции венца, м; L — расстояние между венцами, м; $\gamma = 0,85$ — коэффициент условий работы; $\sigma_{\text{кр}}$ — расчетное сопротивление древесины ($\sigma_{\text{кр}} = 16$ МПа для круглого леса и 13 МПа для пиленого).

При сплошной крепи, когда $L = d$, диаметр венца

$$d = \sqrt[3]{\frac{P_n \cdot l^2}{\sigma_{\text{кр}} \cdot V}} \quad (15.2)$$

Если крепь изготовлена из пиломатериалов, то лучше определять момент сопротивления

$$W = P_n L / 2(8\sigma_{\text{отн}}). \quad (15.3)$$

Для брусьев $W = b h^2/6$, где b и h — ширина и толщина пиломатериалов, м. Зная W , можно найти необходимые размеры брусьев.

15.3. Монолитная бетонная и набрызгбетонная крепи и их расчет

Крепь из монолитного бетона для крепления капитальных шахтных стволов диаметром от 4,5 до 8 м в свету имеет преобладающее распространение. Толщина бетонной крепи на протяженных участках ствола от 200 до 500 мм. Бетонная крепь имеет длительный срок службы, обладает малым аэродинамическим сопротивлением вентиляционной струе. Предел прочности быстротвердеющего бетона не должен быть ниже 20 МПа.

Бетонную крепь возводят сверху вниз вслед за продвижением забоя, так как применение металлических передвижных опалубок в сочетании с быстротвердеющими смесями изменило технологию и организацию работ по креплению стволов и значительно повысило производительность труда и скорость их возведения.

Секционные опалубки. Формующая часть собирается из нескольких секций, которые при отрыве опалубки втягиваются внутрь ствола с помощью специальных стяжек (форкопфов), уменьшая этим ее диаметр. Секции изготовляют из листовой стали толщиной 6—8 мм и усиливают ребрами жесткости из стальных уголков. Опалубки могут иметь поддон различной конструкции.

Опалубка легко отрывается от бетона. После отделения от бетона опалубку опускают на новую заходку. При сжатии опалубки ее диаметр уменьшается на 80—120 мм, что обеспечивает ее свободное перемещение по стволу. Опалубку подвешивают в стволе на четырех канатах, которые одновременно служат направляющими для движущихся по стволу подъемных сосудов — бадей. На перестановку опалубки (с ее установкой на новом месте) затрачивают около 40 мин. Рабочая высота опалубки около 3—4 м. Эти опалубки в настоящее время имеют наибольшее распространение и практическое применение.

Разработаны и другие конструкции опалубок: комбинированная, сочетающая достоинства створчатой и секционной; с канатно-рычажным отрывом; опалубка с использованием для отрыва подвесных канатов и собственного веса, а также опалубка, отрываемая от бетона сжатым воздухом.

Наиболее проверенной опалубкой в производственных условиях со снятием ее сжатым воздухом является опалубка ОПД-2, которая запроектирована для крепления стволов, проходимых комбайном ПД-2.

В зависимости от технологии горнопроходческих работ опалубки могут быть с поддоном или без поддона. Поддон может быть жестко связан с опалубкой, иметь ограниченно свободный ход или независимую подвеску.

Передвижные металлические секционные опалубки без поддона обычно применяют при последовательной или совмещенной схемах проходки стволов. Опалубку устанавливают непосредственно на забой или на взорванную и предварительно выровненную породу. Отсутствие поддона упрощает конструкцию, однако незащищенная нижняя торцовая часть бетонного цилиндра получается неровной и подвергается воздействию взрывных работ. Этот недостаток в некоторой степени устраняется, если опалубка имеет жестко соединенный с ней поддон, но технология работ и конструкция опалубки значительно усложняются.

Призабойная шагающая опалубка перемещается в стволе с помощью гидравлики. Опалубка имеет два шагающих узла — корпус и несущее кольцо, соединенные между собой домкратами. Спуск опалубки на новую заходку осуществляют поочередным перемещением шагающих узлов, каждый из которых жестко закреплен в стволе.

Отсутствие лебедок и канатов для поддержания шагающей опалубки в стволе значительно упрощает оснащение ствола и сокращает время перемещения опалубки на новую заходку. Эта опалубка еще не получила большого распространения на практике, однако принцип шагания используется для перемещения щитов-оболочек при специальных способах проходки.

Оборудование для подачи бетона за опалубку. Подачу бетона к месту бетонирования осуществляют по трубам, проложенным по стволу. Трубы подвешивают на канатах или крепят к стенке ствола. На рис. 15.4 показано оборудование для спуска бетона за опалубку 2, имеющую в нижней части короба 1 для устройства ниш под расстрелы. Для удобства перемещения и центрирования опалубка имеет направляющие лыжи 3. Готовую бетонную смесь подают автомобилями-самосвалами в приемный бункер 7, из которого она попадает в воронку и по трубам 6 самотеком транспортируется к забою. Для гашения скорости падения смеси на конце трубы имеется гаситель скорости 5. Затем смесь попадает в гибкую ворончатую трубу — бетоновод 4 или в гибкий шланг, с помощью которого она подается за опалубку.

Рис. 15.4. Схема подачи бетона

Наращивание става труб, подвешенного на канатах, производят у устья ствола с нулевой площадки (на поверхности). Для этого в верхней части бетоновода устанавливают воронку с телескопической трубой, имеющей длину на 500—800 мм больше основной трубы. Подачу бетона производят непрерывно, чтобы предотвратить налипание бетона на стенки трубы. После окончания подачи бетонной смеси через трубы пропускают 8—10 ведер сухого гравия для очистки бетоновода. Если бетоновод крепят к стенке ствола, то его наращивают снизу, тогда у устья ствола телескопическая труба отсутствует. Наращивают трубы с проходческого полка после отсоединения гибкого бетоновода. Все остальные работы производят в том же порядке, что и в первом случае. Монолитную бетонную крепь возводят по графику цикличности с учетом других проходческих операций. Время твердения быст-

ротвердеющего бетона после его укладки за опалубку около 3 ч (до снятия опалубки).

Расчет монолитной бетонной и набрызгбетонной крепей. Выбор типа и расчет параметров крепи вертикального шахтного ствола производят раздельно для устья, протяженной части и сопряжений.

Крепь рассчитывают на основе горизонтального (радиального) давления пород (см. § 12.3).

На протяженных участках ствола с жесткой армировкой, а также для участков сопряжений в породах I, II, III категорий устойчивости (см. § 12.2) при отсутствии воздействия очистных работ и водопонижения рекомендовано применять, как правило, монолитную бетонную крепь и бетон марки не ниже М 200.

В породах I категории устойчивости бетонную крепь принимают без расчета:

Угол залегания пород, град.....	<35	>35
Толщина набрызгбетонной крепи*, мм.....	200/250	250/300

В породах II и III категорий устойчивости толщину бетонной крепи устанавливают расчетом, но она должна быть не менее величин, указанных выше.

В породах I категории устойчивости толщину набрызгбетонной крепи с бетоном марки не ниже М 300 на протяженных участках принимают без расчета:

Угол залегания пород, град.....	<35	>35
Толщина набрызгбетонной крепи*, мм.....	80/100	120/150

На сопряжениях и в породах II категории устойчивости толщину набрызгбетонной крепи принимают по расчету. При этом толщина крепи должна быть не менее 150 мм на глубинах до 500 м и 200 мм на глубинах более 500 м.

Расчет бетонной и набрызгбетонной крепей производят в следующей последовательности.

1. Определяют расчетную глубину заложения ствола и прочность массива при сжатии для каждого из пересекаемых слоев.

2. Определяют категорию устойчивости пород каждого слоя по формуле (12.13) (см. § 12.3).

3. Рассчитывают нормативное и расчетные горизонтальные давления пород по формулам (12.14)—(12.16).

4. Рассчитывают толщину крепи по формуле (15.4).

В числителе — для глубины расположения участка S500 м, в знаменателе — для глубины >500 м.

Расчет толщины монолитной бетонной и набрызгбетонной крепи вертикальной выработки 8 следует производить по формуле с учетом коэффициентов условий работы бетона m_u , m_b и σ_7 :

$$S = \frac{M \gamma_0}{m_1 m_1 [a_{\text{сж}} - 2 K_p P_n]} \quad \text{-- 1} \quad \text{'пб'} \quad (15.4)$$

где γ_0 — радиус вертикальной выработки в свету, мм; σ_7 — коэффициент условий работы крепи; m_1 — коэффициент условий работы бетона, определяющий длительность воздействия нагрузки (для монолитного бетона $m_1 = 1$); m_b — коэффициент, определяющий температурные колебания (попеременное оттаивание и замораживание), равный от 0,7 до 0,95; m_n — коэффициент, учитывающий условия бетонирования (для слоя толщиной более 1,5 м $m_n = 0,85$); $[a_{\text{сж}}]$ — расчетное сопротивление бетона сжатию; K_p — коэффициент концентрации напряжения в конструкции крепи ($K_p = 1$ — на протяженных участках и $K_p = (2 + 0,05)Z$ — на сопряжениях, где Z — расстояние от узла сопряжения до рассматриваемого сечения), P_n — горизонтальное давление [см. (12.16)], кПа; $S_{\text{пб}}$ — толщина породобетонной оболочки, образующейся из-за проникновения бетона в окружающие нарушенные породы (для набрызгбетона принимается равной 50 мм, для остальных типов крепи — равной нулю).

15.4. Расчет комбинированной крепи

В эксплуатационных стволах с канатной армировкой, вентиляционных стволах, шурфах, а также в восстающих выработках и рудоспусках, если они пройдены в породах I и II категорий устойчивости по СНИП, рекомендуется набрызгбетонная или комбинированная крепь из анкеров, металлической сетки и набрызгбетона при водопритоках, не превышающих 8 м³/ч. При притоках более 8 м³/ч в породах I, II и III категорий устойчивости рекомендуется применять монолитную бетонную крепь.

В комбинированной крепи длину анкеров l_a следует принимать равной 2 м, а расстояние между анкерами $a = 0,74$. При соответствующем обосновании допускается изменять длину анкеров и расстояния между ними. Длина $l_a = 2$ м предложена из расчета, что из стенок ствола возможны местные вывалы глубиной до 1,6 м. Анкеры располагают по контуру выработки равномерно.

Рекомендуется интенсивность нормативной нагрузки рассчитывать по формулам (12.14) или (12.15), а расчетную нагрузку необходимо определять по формуле (12.16), принимая P_n, q_H .

Нагрузка, приходящаяся на один анкер, равна $Q - q_{HCP}$.

Несущая способность анкера должна быть $(2+3)0$.

Глубину заделки l_3 железобетонного анкера обычно рассчитывают по формуле (14.13), принимая за известную величину несущую способность $P_a = 2Q$.

Толщину набрызгбетона при комбинированной крепи можно определить по формуле (14.10)

$$5 = 0,35 \left(\frac{1}{\sigma_{\text{н}} / T_6 [\text{ст.р.}]} \right)^{1/2} = 0,35 \quad (15.5)$$

Минимальную толщину набрызгбетона при комбинированной крепи в вертикальных выработках принимают равной 5 см.

15.5. Крепь устья и сопряжений вертикальных стволов

Устья обычно располагают в наиболее слабых породах — наносах. На устье опирается станок копра и передается давление со стороны расположенных вблизи зданий. Поэтому крепь устья ствола сооружают из бетона повышенной прочности или железобетона. Для придания устойчивости устья в вертикальном направлении внешнему контуру крепи придают ступенчатую форму. Опорный венец устья должен располагаться в коренных породах на глубине не менее 2 м, считая от наносов. Общая высота устья должна быть не менее 10 м. Она зависит от горно-геологических условий. Толщина крепи верхней части устья около 1,2—1,5 м, а нижней — 0,6—0,8 м. Верхняя отметка устья выводится выше поверхности земли на 0,3 м (рис. 15.5).

Устье ствола обычно сопрягается с вентиляционным или калориферным каналом, запасным выходом и трубо-кабельным каналом. Поэтому при сооружении устья в крепи оставляют соответствующие окна.

По противопожарным требованиям в устье ствола (выше проема для запасного выхода) устраивают металлические противопожарные люды, плотно перекрывающие сечение ствола при возникновении пожара в надшахтном здании.

На сопряжении ствола с выработками околоствольного двора крепь возводят из

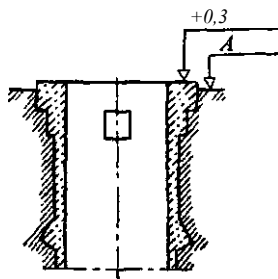


Рис. 15.5. Крепь устья
ствола шахты

несгораемых материалов на протяжении не менее 10 м в каждую сторону от места пересечения. Это правило не распространяется на дренажные и разведочные стволы, а также стволы, пройденные в талых и мерзлых россыпях. Если ствол крепят бетоном, то при подходе к сопряжению толщину крепи увеличивают вследствие больших обнажений пород и сооружают на высоту 8—10 м. Крепь делают из монолитного железобетона или иногда оставляют металлические кольца временной крепи в период заливки бетона.

Сопряжения клетевых стволов с околоствольными дворами отличаются от сопряжений скиповых. Клетевой ствол имеет двустороннее сопряжение с горизонтальной выработкой, и в пределах этого сопряжения выработка имеет переменную высоту. Наибольшая высота горизонтальной выработки делается у сопряжения со стволом для пропуска длинномерных материалов (рельсов), которые обычно опускают в ствол под клетью или над клетью.

Скиповые стволы, служащие для выдачи полезного ископаемого и породы, сопрягаются с околоствольным двором через бункерные загрузочные камеры. Бункерные камеры малой вместимости примыкают непосредственно к стволу. Если стволы имеют большую производительность, то бункерные камеры для увеличения их вместимости располагают вблизи ствола в породном целике.

Каждая бункерная камера имеет комплекс выработок, включающий камеру опрокидывателя вагонеток, наклонную камеру (собственно угольный или рудный бункер) и камеру для размещения дозаторного устройства для порционной загрузки скипов. Все камеры крепят монолитным бетоном или железобетоном по специальным проектам, предусматривающим порядок сооружения камер и тип крепи.

Раздел IV

ГОРНОПРОХОДЧЕСКИЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

ГЛАВА 16. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ БУРЕНИЯ ШПУРОВ

16.1. Способы бурения шпуров и скважин

Бурение шпуров при проведении выработок по крепким породам — одна из самых трудоемких операций, на которую приходится 25—40% общих трудовых затрат и до 60% стоимости проходческих работ.

Технологический процесс бурения шпуров представляет собой соединенные в неразрывное целое последовательное разрушение породы на забое шпура и удаление из него продуктов разрушения.

Все способы разрушения породы при бурении шпуров и скважин делят на механические и немеханические. Соответственно различают механические и немеханические способы бурения. Последние промышленного использования не получили.

На практике при проведении горных выработок применяют следующие механические способы бурения шпуров и скважин: вращательный, ударно-поворотный, ударно-вращательный, вращательно-ударный и шарошечный.

При вращательном бурении порода разрушается под действием осевой нагрузки и вращающего момента, передаваемого бурильной машиной породоразрушающему инструменту в виде резцов или шарошечных долот. При использовании резцов осевая нагрузка должна превышать сопротивление породы внедрению режущих лезвий, а вращающий момент — сопротивление сколу (сдвигу) участков породы, прилегающих к передним режущим граням резца. В результате непрерывного вращения под действием момента $M_{вр}$ и поступательного перемещения под действием осевой нагрузки, или усилия подачи $P_{ос}$, все точки породоразрушающего инструмента в пространстве движутся по винтовой траектории.

При вращательном бурении порода разрушается в одном из трех режимов: 1) усталостном; 2) поверхностном или 3) объемном. Режим разрушения зависит от соотношения между осевой

нагрузкой P_{oc} и прочностью породы на вдавливание. Условия разрушения для всех трех режимов могут быть записаны следующим образом:

$$1) P_{oc} < k a_B S;$$

$$2) P_{жс} = k a_a S;$$

$$3) P_{oc} > k o_B S,$$

где σ_B — предел прочности породы на вдавливание; S — площадь контакта инструмента с породой; k — коэффициент пропорциональности.

Наиболее целесообразно вращательное бурение вести в режиме объемного разрушения. Для этого необходимо, чтобы удельное осевое усилие (P_oJS) было больше предела прочности на вдавливание. На практике, когда осевая нагрузка у конкретной бурильной машины — величина ограниченная, объемное разрушение вследствие износа породоразрушающего инструмента и увеличения торцевой площади контакта его с породой может переходить в поверхностное истирание, которое, не говоря уже об усталостном режиме, не эффективно. Таким образом, чем выше прочность породы, тем большим должно быть и осевое усилие. Это предопределяет очень жесткие требования к прочности породоразрушающего инструмента.

На рис. 16.1 приведена принципиальная схема взаимодействия реза с породой при вращательном бурении. Внедрению реза в породу будет препятствовать сопротивление породы — силы N_1 и N_2 соответственно на задней и передней гранях реза. Кроме того, на этих же гранях будут возникать силы трения F_1 и F_2 . Проецируя систему сил на горизонтальную и верти-

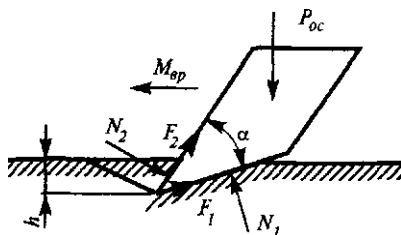


Рис. 16.1. Схема взаимодействия породоразрушающего инструмента с породой при вращательном бурении

кальную ось, можно получить решение, связывающее осевое усилие и глубину внедрения A :

$$A = \frac{g \cdot L / \sin(a + 2\varphi)}{\cos a \cos \varphi}, \quad (16.1)$$

где L — длина лезвия; a — угол заточки резца; φ — угол трения породы по материалу резца ($\varphi = 15\text{—}27^\circ$).

Выражение (16.1) позволяет при известном значении осевого усилия рассчитать углубление лезвия за один оборот инструмента и, следовательно, механическую скорость бурения, м/с

$$v_6 = A \cdot n, \quad (16.2)$$

где t — число резцов; n — частота вращения породоразрушающего инструмента, с⁻¹.

Область рационального применения вращательного способа бурения — малоабразивные породы с коэффициентом крепости $k < 6\text{—}8$. В более крепких породах даже армированный твердым сплавом породоразрушающий инструмент довольно быстро изнашивается.

К достоинствам вращательного способа бурения относятся непрерывность процесса разрушения породы и возможность обеспечения высокой производительности; невысокие удельные энергозатраты; низкая степень запыленности рабочей зоны; отсутствие опасной вибрации бурильной машины в процессе работы. Недостаток способа — ограниченная по крепости пород область применения.

При ударно-поворотном бурении инструмент клиновидной или иной формы внедряется в породу на забое шпура под действием значительной по величине, но кратковременной динамической нагрузки, направленной по оси инструмента. Осевое усилие обеспечивает в момент удара только контакт инструмента с породой, поэтому оно невелико. После каждого удара вследствие упругости инструмента и породы, а также незначительного осевого усилия инструмент отскакивает от забоя и специальным механизмом бурильной машины поворачивается на некоторый угол, обычно не превышающий $10\text{—}20^\circ$. Тем самым обеспечивается обработка забоя по всей площади. Образующуюся породную мелочь удаляют из шпура водой или сжатым воздухом.

Динамический процесс внедрения инструмента в породу можно представить следующим образом. На начальной стадии внедрения инструмента под лезвием 1 (рис. 16.2) формируется зона 2, в

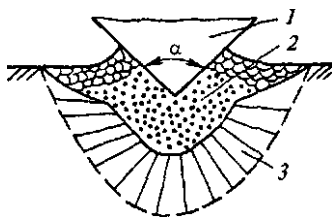


Рис 16.2. Схема динамического взаимодействия породоразрушающего инструмента с породой

объеме которой порода находится в тонкоизмельченном состоянии. За пределами этой зоны образуется зона трещиноватости, в которой криволинейными трещинами порода разбита на отдельные 3 неправильной формы. У свободной поверхности зона трещиноватости проявляется в форме скола отдельных элементов. Толщина зоны трещинообразования и размеры зоны скола определяются свойствами породы, энергией удара, скоростью приложения нагрузки, размерами и формой

породоразрушающего инструмента.

При разрушении каждого последующего слоя породы используют эффект частичной разгрузки, т.е. ослабления породы в процессе разрушения предыдущего слоя.

Приблизительно скорость бурения, м/с, при ударно-поворотном способе можно рассчитать по формуле

$$V = \frac{127/\sqrt{\tan(a/2)}}{4j \tan(a/2) + T} \quad (16.3)$$

где $A_{уд}$ — энергия единичного удара, Дж; n — частота ударов, с⁻¹; a — угол заострения лезвия коронки, град; d — диаметр коронки, м; $\sigma_{сж}$ — предел прочности породы на сжатие, Па; f — коэффициент трения стали о породу ($\sigma_t = 0,3-0,5$).

При ударно-вращательном бурении, как и при ударно-поворотном, породоразрушающий инструмент углубляется в породу только под динамическим воздействием, т.е. в момент удара. Вращение же бурового инструмента осуществляется непрерывно от самостоятельного, работающего независимо от ударного механизма, двигателя. При этом инструмент и после удара по нему остается прижатым к забою статическим усилием, составляющим 0,5—1,0 кН на 1 см длины лезвия инструмента.

Ударно-вращательное бурение, как и ударно-поворотное, применяют в породах с коэффициентом крепости $f = 6-20$.

Вращательно-ударное бурение отличается от ударно-вращательного тем, что буровой инструмент внедряется в породу не только в момент удара, но и в промежутках между ударами под действием значительного статического осевого усилия, достигающего 1,5—2,0 кН на 1 см длины лезвия бурового инструмента. Этот способ бурения применяют в породах $f = 6-14$. В более крепких породах осевой нагрузки, создаваемой вращательно-ударными

машинами, недостаточно для статического внедрения инструмента в породу и использования эффекта резания, поэтому процесс разрушения переходит в режим ударно-вращательного.

Для уменьшения абразивного износа инструмента осевую нагрузку необходимо уменьшить до значений, соответствующих осевой нагрузке ударно-вращательных машин.

При шарошечном бурении порода разрушается вследствие перемещения по забою шарошек — тел в виде конуса, цилиндра, сферы, диска, оснащенных зубьями или штырями. При чистом (без скольжения) качении шарошек порода разрушается, как при ударном бурении, правда, с весьма существенным увеличением роли статической осевой нагрузки. Все осевое усилие $P_{ос}$ передается на породу соседними зубцами (рис. 16.3) и частично корпусом шарошки через продукты разрушения. По мере перехода зубца или штыря в вертикальное положение на него будет действовать возрастающая сила, а воздействие на соседние зубцы будет соответственно уменьшаться, и они прекратят разрушать породу. При бурении шарошечными долотами со скольжением шарошек порода разрушается, как и при вращательно-ударном бурении.

Средняя толщина разрушаемого слоя A_0 и скорость шарошечного бурения зависят от многих факторов, в том числе от предела прочности породы при сжатии, модуля упругости породы, значения осевого усилия, конструктивных параметров инструмента и частоты его вращения.

Из немеханических способов бурения известны следующие физико-механические способы: огневой, взрывной, электроимпульсный, гидравлический. Огневое бурение не зависит от крепости буримых пород. Разрушение происходит в результате появления термонапряжений в поверхностном слое породы под действием раскаленных струй газов при температуре более 2000°C , вылетающих из сопел горелок со скоростью более 2000 м/с . Этим способом хорошо разрушаются кварцсодержащие породы, поскольку

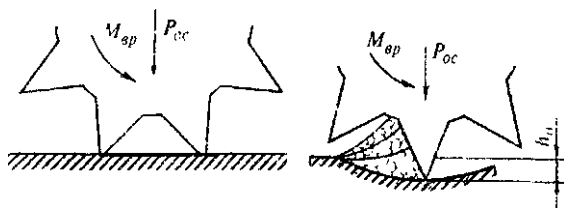


Рис. 16.3. Схема взаимодействия зубчатой шарошки с породой на забое скважины

коэффициент линейного теплового расширения у кварца намного меньше, чем у большинства других порообразующих минералов. Топливом при огневом бурении служит бензин или керосин, а окислителем — сжатый воздух.

При взрывном бурении порода разрушается на забое в результате взрывания зарядов ВВ, последовательно подаваемых на забой. Известны два варианта взрывного бурения. При первом варианте (патронное бурение) заряды твердых ВВ, снабженные детонаторами ударного действия, подают на забой по трубам потоком сжатого воздуха, поступающего от компрессора. Во втором варианте (струйное взрывное бурение) на забой непрерывно подают жидкие компоненты ВВ (горючее и окислитель). В формирующийся заряд (с частотой от 1 до 1000 мин⁻¹ и более) с помощью электромагнитного клапана подают небольшое количество иницирующего состава.

Практического значения взрывной способ бурения шпуров не имеет, так как коэффициент использования энергии ВВ на разрушение породы низок, при работе взрывного бура образуется значительное количество ядовитых газов, а также затруднено бурение в обводненных и трещиноватых породах.

Не вышли за рамки исследований и не получили промышленного распространения такие физико-механические способы бурения, как электрический, ультразвуковой, электрогидравлический, гидравлический, плазменный и др.

Известны также и комбинированные способы бурения скважин. Например, ударно-шарошечные долота представляют собой комбинацию погружного пневмударника и шарошечных долот; режуще-шарошечный инструмент для бурения перемежающихся по крепости пород; долота, работающие по термомеханическому способу, и др. Но все они не имеют широкого практического использования и совсем не применяются для бурения шпуров.

16.2. Бурильные машины вращательного действия

Бурильные машины вращательного действия для бурения шпуров называют сверлами. По виду потребляемой энергии сверла, применяемые в горной промышленности и на геологоразведочных работах, подразделяют на электрические, пневматические, гидравлические и сверла с двигателями внутреннего сгорания (мотосверла или мотобуры). В горной промышленности наибольшее распространение получили электрические сверла, а на геологоразведочных работах (при проходке открытых выработок) — мотосверла.

По массе и условиям применения сверла подразделяют на ручные — массой до 25 кг, колонковые — до 130 кг и съемные — до 700 кг. Колонковые сверла в процессе работы устанавливают на специальные распорные колонки, которым они и обязаны своим названием. Ручные и колонковые сверла существенно отличаются друг от друга по конструкции и энерговооруженности, что и предопределяет область их применения. Ручные сверла используют при бурении шпуров глубиной 1,5—3,0 м и диаметром 40—45 мм вручную или с легких поддерживающих устройств в породах с $k < 4$. Разновидности ручных сверл, конструкции которых предусмотрены механизмы для принудительной подачи машины на забой, обеспечивают возможность бурения шпуров в породах с $k < 6$. Колонковые сверла применяют в породах с $k < 10$.

Промышленность выпускает электрические ручные сверла типа ЭР и типа СЭР (табл. 16.1).

Таблица 16.1. Техническая характеристика электросверл

Показатели	Тип электросверла			
	ЭР14Д-2М	СЭР-19М	ЭР18Д-2М	ЭРП18Д-2М
Номинальная мощность на шпинделе, кВт	1	1,2	1,4	1,4
Частота вращения шпинделя, с ^{мин}	860	600; 750; 960	640	300
Способ подачи сверла на забой	Ручной			Механический
Усилие подачи на забой, кН	—	—	—	3
Масса, кг	15,4	15,5	17	22,8

Наибольшее распространение получили электросверла, в которых используют асинхронные двигатели с получасовой мощностью 1,0—1,4 кВт (мощность, при которой работа электродвигателя в течение получаса не сопровождается нагревом обмоток выше допустимого предела). Напряжение питания ручных электросверл 127 В, его получают от пускового агрегата АП-4, который включают непосредственно в шахтную сеть напряжением 660 или 380 В. Электросверло подключают к агрегату пятижильным гибким кабелем. Все ручные электросверла отечественного производства имеют дистанционное включение по искробезопасной схеме, при которой в корпусе сверла размещают однофазный выключатель цепи напряжением 36 В дистанционного включения рабочего напряжения. Трехфазный силовой выключатель напряжения 127 В расположен в корпусе пускового агрегата АП-4.

Все горные электросверла выпускают во взрывобезопасном исполнении.

Ручные электросверла. Рассмотрим конструкцию сверл на примере наиболее распространенного сверла СЭР-19М. Сверло (рис. 16.4) состоит из литого алюминиевого корпуса 4 с двумя рукоятками, покрытыми слоем резины; передней крышки 2 с двухступенчатым редуктором; промежуточной перегородки 3, обеспечивающей взрывобезопасность корпуса; шпинделя 1, предназначенного для установки в нем хвостовика буровой штанги; вентилятора (крыльчатки) 8; затыльной крышки 7 с изолирующим покрытием; устройства 11 для ввода гибкого кабеля. Сквозь колодку из негорючей пластмассы 12 проходят болты для присоединения жил гибкого кабеля и соединительных концов от обмотки статора 6 и пускового устройства. Вводится кабель с помощью патрубка 13, заглушки 14, которая закреплена гайкой 15. Цепь, присоединяемая к хомуту 16 и корпусу сверла, предотвращает выдергивание кабеля из вводного устройства и его чрезмерные перегибы.

В отдельной небольшой камере корпуса, закрытой крышкой 10, смонтировано пусковое устройство 9, которое срабатывает при нажатии клавиши, расположенной в правой рукоятке. Для лучшего охлаждения электродвигателя 5 корпус сверла снаружи ребристый. Затыльная крышка 7, под которой расположен вентилятор, образует вместе с ребрами корпуса каналы для прохода охлаждающего воздуха.

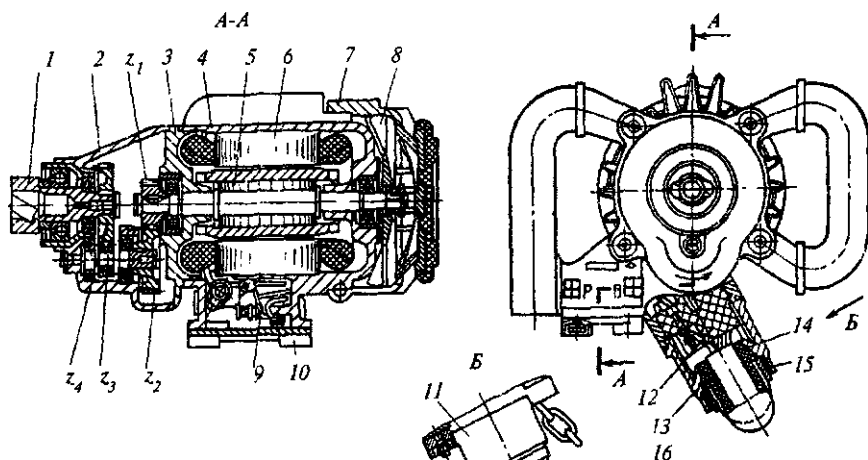


Рис. 16.4. Ручное электросверло СЭР-19М

У электросверла СЭР-19М редуктор двухступенчатый, у других сверл он может быть одноступенчатым или планетарным. Электросверло СЭР-19М комплектуют сменными шестернями (Z_1 — Z_4) редуктора, что и позволяет получить три частоты вращения шпинделя при бурении шпуров в менее или более крепких ($/ < 4$) породах. Модификация сверла СЭР-19М обеспечивает возможность бурения шпуров с боковой промывкой.

Электросверла ЭР14Д-2М и ЭР18Д-2М в конструктивном отношении аналогичны рассмотренному, но имеют в отличие от него одноступенчатый редуктор, другую частоту вращения шпинделя и мощность электродвигателя.

Электросверло с принудительной подачей ЭРП18Д-2М отличается от других ручных электросверл наличием принудительной подачи сверла на забой. Это позволяет несколько расширить область применения сверла, облегчить труд бурильщика и повысить производительность труда. Принудительную подачу осуществляют специально установленным на передней крышке сверла дополнительным барабаном с канатом. Перед началом работы трос с крюком на конце крепят на распорной стойке или забое. При работе электросверла трос наматывается на барабан, чем и обеспечивается подача.

Вращающий момент от двигателя передается валу 5 барабана 3 подачи (рис. 16.5) через дополнительную пару шестерен Z_5 — Z_6 , дисковый фрикцион Φ и червячную пару 2—1. С помощью регулируемого фрикциона, передающего момент от шестерни Z_6 валу червяка 2 и червячному колесу 1, усилие подачи можно регулировать в пределах 0—3 кН. Зубчатая муфта 4 предназначена для включения и выключения барабана подачи.

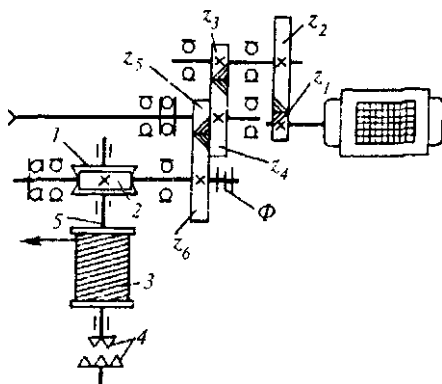


Рис. 16.5. Кинематическая схема ручного электросверла ЭРП18Д-2М (Z — Z_t — шестерни редуктора электросверла)

Электросверла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М и ЭРП18Д-2М выпускает Томский электромеханический завод им. В.В. Вахрушева.

Ручные пневмосверла применяют в шахтах, особо опасных по взрыву газа или пыли для бурения шпуров по породам с $k < 4$. Пневмосверло СРЗ предназначено для бурения шпуров без промывки, а СРЗМ — с промывкой шпуров водой (табл. 16.2).

Таблица 16.2. Техническая характеристика пневмосверл

Показатели	Тип пневмосверла	
	СРЗ	СРЗМ
Диаметр шпура, мм	36-50	36-50
Глубина шпура, м	До 4	До 4
Номинальное давление сжатого воздуха, МПа	0,4	0,4
Крутящий момент на шпинделе, Н-м	65,5	65,5
Эффективная мощность, кВт	2,6	2,6
Удельный расход сжатого воздуха, м ³ /(мин-кВт)	1,43	1,43
Номинальная частота вращения под нагрузкой, с ⁻¹	5,6	5,6
Габариты, мм:		
длина	345	415
ширина	447	447
высота	280	280
Масса, кг:		
промывочного устройства	-	2,3
сверла	13,0	13,2

Мотосверла (мотобуры) предназначены для бурения шпуров и неглубоких скважин в мягких и мерзлых горных породах при поисковых и геологосъемочных работах, а также инженерно-геологических исследованиях (табл. 16.3). Привод мотосверл осуществляется от бензинового двигателя внутреннего сгорания. При проведении подземных выработок мотобуры не применяют.

Колонковые электросверла с гидравлической подачей ЭБГП-1 и ЭБГП-2У5 предназначены для бурения шпуров глубиной до 2,2 м с промывкой при проведении горизонтальных и наклонных выработок по породам с коэффициентом крепости $k < 10$. Сверло ЭБГП-1 (электробур с гидравлической подачей) состоит из электродвигателя, двухскоростного редуктора, гидропривода подачи, двух гидроцилиндров подачи с цапфами для установочного приспособления, траверсы с полым шпинделем. Штоки гидроцилиндров соединены с траверсой и могут перемещать ее совместно со шпинделем вперед и назад на величину хода подачи 900 мм. Одно из достоинств электробура — особое устройство шпинделя и тра-

версы, позволяющее осуществлять перехват штанги, что дает возможность бурить шпур на глубину до 2,2 м одной штангой без наращивания инструмента.

Таблица 16.3. Техническая характеристика мотобуров

Показатели	Тип мотобура	
	М-1	Д-ЮМ
Глубина шпуров, м	<7	<10
Диаметр шпуров, мм	65 и 92	75
Частота вращения бура, с ⁻¹	4,25-10,25	2,9-3,13
Привод	От бензинового двигателя «Дружба»	
Ресурс до капитального ремонта, ч	1000	800
Габариты, мм		
длина	540	720
ширина	475	Нет данных
высота	540	445
Масса мотобура без комплекта бурового инструмента, кг	16,5	14,5

Электродвигатель, редуктор и блок гидропривода жестко связаны между собой с помощью фланцевых соединений.

Внутри полого шпинделя размещают буровую штангу и водопроводящий шланг.

16.3. Буровой инструмент для вращательных бурильных машин

К буровому инструменту при вращательном бурении шпуров относят бурильные штанги и съемные резцы. У штанги имеется головка 1, винтовые лопасти 2 и хвостовик 3. Сочетание штанги с резцом называют буром. Штанги изготовляют из витой и круглой пустотелой буровой стали марок У-7, У-8, У-10. Витые штанги (рис. 16.6, а) применяют при бурении шпуров ручными сверлами. Штанги получают, свивая в горячем состоянии заготовки ромбического профиля. Шаг свивки равен 100—110 мм, длина витых штанг — 1—3 м. При бурении ручными сверлами обычно применяют комплект буров, начиная работы буром со штангой длиной 1—1,2 м. При бурении с увлажнением используют витые штанги с осевым каналом. Буровая мелочь при этом выдается винтовыми лопастями штанги, а промывочная жидкость (2,5—3 л/мин) охлаждает инструмент и подавляет пыль.

Для колонковых сверл применяют круглые с двумя продольными пазами пустотелые штанги диаметром 32 мм и длиной 2,5—2,7 м.

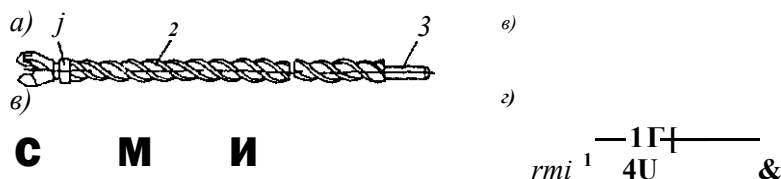


Рис. 16.6. Штанги для вращательного бурения шпуров:

a — витая штанга с резцом для ручных сверл; *б* — штанга для колонковых сверл; *в* — штанга; *г* — хвостовик для машин типа БУЭ

Для колонкового электросверла (рис. 16.6, б) у бурильных штанг головка для соединения со съемным резцом конусная (конусность 1:12), а хвостовик для соединения со шпинделем — резьбовой.

Бур у вращательных машин типа БУЭ состоит из резца, штанги (рис. 16.6, в) и хвостовика, который устанавливают в патроне шпинделя бурильной машины. Соединение бурильной штанги с резцом и хвостовиком конусное (конусность 1:12).

Резцы для вращательного бурения шпуров разделяют на две группы: угольные — для слабых пород и породные — для пород средней крепости. Конструктивные элементы у всех резцов одинаковые (рис. 16.7). Резцы имеют перья 1, корпус 2, хвостовик (конусный или конусно-клиновой) 3 и пластинки твердого сплава 4. Все резцы для колонковых сверл и некоторые для ручных машин имеют также отверстия для подачи промывочной жидкости.

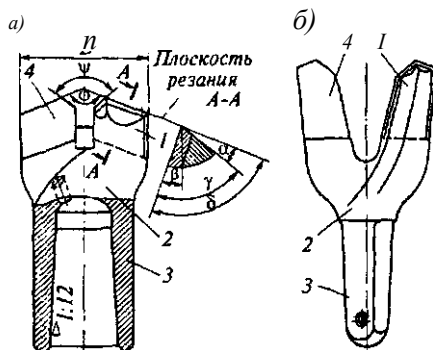


Рис. 16.7. Резцы для вращательного бурения колонковыми (а) и ручными (б) сверлами

Резец характеризуется следующими конструктивными параметрами: углами — заострения y , задним a , резания $\delta = a + y$, передним p , между главными режущими кромками φ между вспомогательными режущими кромками ψ ; диаметрами — наружным D и рассечки d . Угол заострения — угол между передней и задней гранями резца; обычно он равен $65\text{—}90^\circ$. Задний угол — угол между плоскостью резания и касательной к задней поверхности резца; принимается в пределах $5\text{—}20^\circ$.

Угол резания — угол между передней гранью резца и плоскостью резания; составляет $60\text{—}115^\circ$. Углы резания, равные $50\text{—}70^\circ$, обеспечивают минимальную энергоёмкость разрушения при бурении шпуров в слабых породах, в более крепких применяют резцы с углами резания до 115° . У резцов с углом резания более 90° передний угол отрицателен.

Для бурения шпуров применяют резцы РП-7, РБ42-2, БИ-741В, РП-43, РПА-30, РКГ, Д2С, ДЗС и др.

Все резцы изготовляют из инструментальной стали марок У-7, 45, 45Г2 и других и армируют пластинками вольфрамо-кобальтового твердого сплава. Эти сплавы получают спеканием смеси порошков карбида вольфрама и металлического кобальта при температуре $1350\text{—}1480^\circ\text{C}$ (в зависимости от состава). В соответствии с ТУ 48—19—367—83 для армирования горного инструмента рекомендуют использовать десять марок твердого сплава с содержанием кобальта (по массе) от 4 до 15%. Для вращательных бурильных машин рекомендованы марки твердого сплава ВК4-В, ВК6 и ВК8 (табл. 16.4).

Таблица 16.4. Характеристика твердых сплавов

Показатели	Марка сплава		
	ВК4-В	В К6	ВК8
Химический состав, %			
карбид вольфрама (WC)	96	94	92
кобальт (Co)	4	6	8
Предел прочности при изгибе, ГПа	1,4	1,5	1,6
Твердость, HRA	88	88,5	87,5

Примечание. Сплавом марки ВК4-В армируют резцы электро- и пневмосверл для бурения антрацитов, углей, неокварцованных сланцев, калийных и каменных солей, горных пород с f_s 8; марки ВК6 — для вращательного бурения шпуров, геологоразведочных, эксплуатационных и взрывных скважин в монолитных абразивных горных породах с f_s 8; марки ВК8 — для вращательного бурения шпуров, геологоразведочных, эксплуатационных и взрывных скважин в трещиноватых абразивных породах с f_s 8.

По размеру частиц карбидо-вольфрамовой составляющей твердые сплавы, применяемые для оснащения горного инструмента, подразделяют на три группы:

- 1) сравнительно мелкозернистые сплавы группы ВК со средним размером частиц WC-фазы около 2 мкм (BK6, BK8 и др.);
- 2) среднезернистые сплавы со средним размером частиц WC-фазы 3 мкм (группа ВК—BK);
- 3) крупнозернистые сплавы со средним размером частиц WC-фазы 4—5 мкм (BK4-B и др.).

Твердосплавные пластины выпускают определенных формы, размеров и массы в соответствии со стандартом. Для армирования резцов предназначены твердосплавные пластины формы Г32, Г33, Г38, Г63.

16.4. Бурильные машины ударно-поворотного действия

Бурильные машины ударно-поворотного действия называют *перфораторами*. По виду потребляемой энергии перфораторы подразделяют на пневматические, гидравлические, электрические и перфораторы с двигателями внутреннего сгорания (мотоперфораторы). Электрические перфораторы, не получившие распространения на горных и геологоразведочных работах, применяют в строительстве. Гидроперфораторы — перспективные мощные машины, но требуют высокого уровня технологии производства и обслуживания при эксплуатации. В отечественной геологоразведочной практике они пока находятся в стадии опытной эксплуатации. Мотоперфораторы применяют для бурения шпуров при проведении разведочных канав. Основная группа машин ударно-поворотного действия — пневматические перфораторы. Они предназначены для бурения шпуров в породах V—XX категорий.

По назначению и массе пневматические перфораторы подразделяют на переносные (ПП), колонковые (ПК) и телескопные (ПТ).

Переносные перфораторы предназначены для бурения шпуров с пневматических поддержек или других установочно-подающих устройств (табл. 16.5, 16.6).

Таблица 16.5. Техническая характеристика базовых моделей переносных перфораторов

Показатели	Модели перфораторов			
	ПП36 ПР20	ПП50 ПР25	ПП54 ПР27	ПП63 ПР30
Энергия удара, Дж	36	50	54	63
Частота ударов, с ⁻¹	38,33	34	38,33	30

Показатели	Модели перфораторов			
	ПП36 ПР20	ПП50 ПР25	ПП54 ПР27	ПП63 ПР30
Крутящий момент, Нм	18	20	26,5	26,5
Расход воздуха, м³/мин	2,7	3,3	4,1	3,8
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5
Длина, мм	730	820	845	760
Масса, кг	24	30	32	35
Диаметр шнуров, мм	3 2 - 4 0	3 6 - 4 0	4 0 - 4 6	4 0 - 4 6
Глубина шнуров, м	2	3	4	5
Коэффициент крепости пород /	12	14	14	20

Таблица 16.6. Техническая характеристика моделей переносных перфораторов, выпускаемых отечественной промышленностью

Показатели	Модели перфораторов						
	ПП36В	ПП50В	ПП54В	ПП54ВБ	ПП63В ПП63ВБ ПП63С	ПП63П	ПП63СВП
Энергия удара, Дж	36	50	54	54	63,74	63,74	63,74
Частота ударов, с⁻¹	38,33	33,99	38,33	38,33	30	30	30
Крутящий момент, Нм	20	20	29,43	29,43	26,93	26,93	26,93
Удельный расход воздуха, м³/(ДскВт)	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Размеры хвостовика буровой штанги, мм	22x108	25x108	25x108	25x108	25x108	25x108	25x108
Масса, кг	24	31,5	31,5	33	33	33	25

Примечание. Буквы и их сочетание в марке перфоратора обозначают: В — с осевой промывкой; ВБ — с боковой промывкой; С — для бурения шнуров в обводненных породах при проходке стволов шахт; СВП — для бурения шнуров с интенсивной продувкой и подавлением пыли методом увлажнения.

Колонковые перфораторы имеют большую массу, поэтому устанавливаются для бурения шнуров на манипуляторах бурильных установок или распорных колонках (табл. 16.7).

Таблица 16.7. Техническая характеристика колонковых перфораторов

Показатели	Модель перфоратора					
	ГК50	ПК60	ПК75	ПК120	ПК150	ПК175
Масса, кг	50	60	75	120	150	175
Энергия удара, Дж	88,26	88,26	147,1	88,26	196,15	245,17
Крутящий момент, Нм	49	160	255	343	343	343
Частота ударов,	33,4	45	37	41,7	33,3	33,3
Расход воздуха, м³/мин	5,7	9,2	12,7	10,3	15,1	17,9
Удельный расход воздуха, м³/ДсКВт)	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Диаметр шпуров, мм	40-65	40-65	40-85	40-52	65-86	65-85
Глубина бурения, м, в породах с коэффициентом крепости /						
10	12	25	50	—	—	—
11-15	8	17	30	—	-	-
16	5	10	15	—	—	—
20	~	—	—	5	50	50

Колонковые перфораторы применяют для бурения шпуров в горизонтальных и наклонных выработках и реже (при установке их на специальные распорные колонки) — при бурении шпуров, направленных вверх, например, при проходке восстающих или, наоборот, вниз при проходке стволов шахт.

Телескопные перфораторы применяют для бурения шпуров, направленных вверх, в различных по крепости породах. Особенность конструкции этих перфораторов — наличие специальной пневматической распорной колонки, с помощью которой перфоратор устанавливают под необходимым углом к вертикали и благодаря которой создается требуемая осевая нагрузка на породоразрушающий инструмент.

В табл. 16.8 приведены основные параметры телескопных перфораторов.

Таблица 16.8. Техническая характеристика телескопных перфораторов

Показатели	Модель перфоратора	
	ПТ38	ПТ48
Масса, кг	38	48
Энергия удара, Дж	49	86,3
Частота ударов, с ⁻¹	43,3	43,3
Расход воздуха, м ³ /мин	3,4	5,9
Крутящий момент, Н м	19,6	32,3
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5
Ход телескопического податчика, мм	650	650
Диаметр шпуров, мм	36 - 40	52 - 85
Глубина шпуров, м	54	515
Коэффициент крепости горных пород /	517	520

Конструкции перфораторов. *Переносные перфораторы* по конструкции мало отличаются друг от друга. Рассмотрим устройство одного из распространенных перфораторов ПП63В (рис. 16.8). Он состоит из цилиндра 1, ствола 2 и задней крышки 11, соединенных между собой стяжными болтами 10 с гайками. Поршень-ударник 3 под действием сжатого воздуха, поступающего попеременно в переднюю или заднюю относительно поршня полости цилиндра, совершает возвратно-поступательное движение. Очередность подачи сжатого воздуха регулируется клапанным воздухораспределительным устройством 15. В конце рабочего хода поршень-ударник своим штоком ударяет по хвостовику бура. При обратном ходе поршень-ударник с помощью механизма 9 поворачивает бур на некоторый угол. Для удаления из шпура разрушенной горной породы перфоратор имеет промывочное устройство 12, которое по промывочной трубке перфоратора, осевому каналу в штанге и отверстиям в коронке подает воду на забой шпура. Буродержатель 4 служит для центрирования бура в процессе бурения шпура и извлечения бура из шпура. Глушитель шума 16, выполненный из резины, установлен над выпускными отверстиями, имеющимися в стенке цилиндра, и может поворачиваться относительно цилиндра, что позволяет направлять отработанный воздух в сторону от бурильщика.

Для поддержания перфоратора во время работы имеется рукоятка 8, соединенная с перфоратором через виброгасящее устройство 7. Оно представляет собой трубчатую металлическую конструкцию с пружинной системой 5 гашения вибрации. С поддерживающими устройствами перфоратор соединяют кронштейном 6.

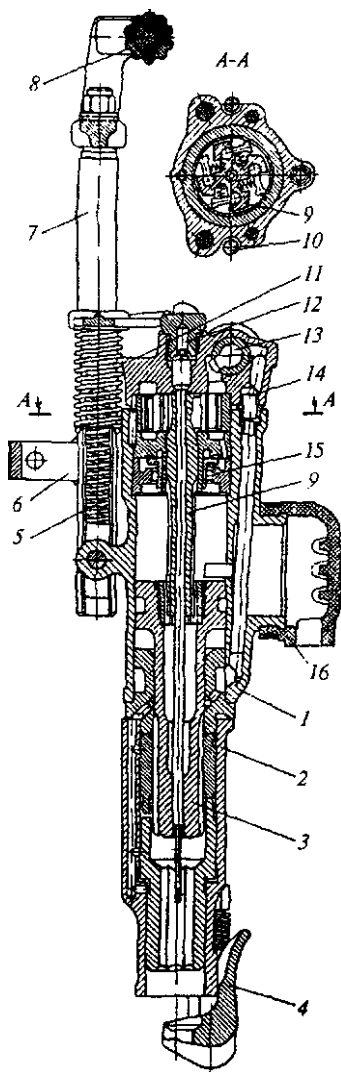


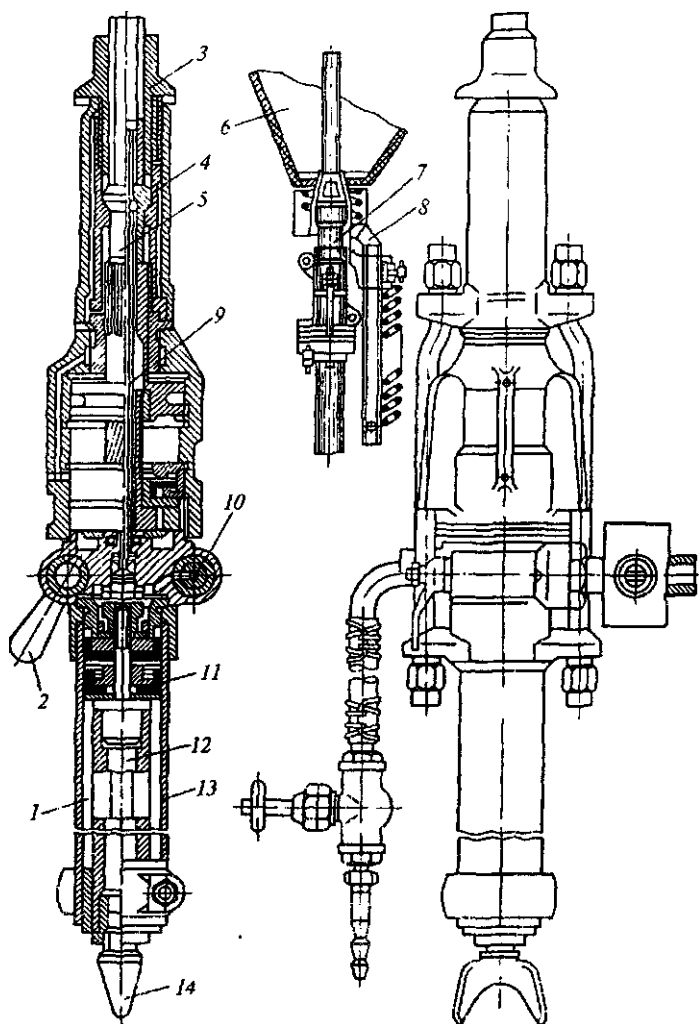
Рис. 16.8. Переносный перфоратор ПП-63В:

1 — цилиндр; 2 — ствол; 3 — поршень-ударник; 4 — буродержатель; 5 — пружинная система гашения вибрации; 6 — кронштейн; 7 — виброгасящее устройство; 8 — рукоятка; 9 — механизм поворота бура; 10 — стяжные болты; 11 — задняя крышка; 12 — промывочное устройство; 13 — кран пускового механизма; 14 — обводной канал для интенсивной продувки шпура; 15 — воздухораспределительное устройство; 16 — глушитель шума выхлопа

Телескопные перфораторы (рис. 16.9) отличаются от переносных наличием пневматического телескопического податчика и устройства, защищающего механизмы перфоратора от попадания в них шлама из шпура. Телескопический податчик состоит из цилиндра 13, поршня 11 со штоком 12. Упор 14 удерживает перфоратор от поворота при бурении и смещения по поверхности, на которой он установлен (почва выработки, рабочий пол и т.д.). На перфораторе есть рукоятка управления подачей 10 с кнопкой для выпуска при необходимости сжатого воздуха из податчика без прекращения работы перфоратора.

Защиту узлов перфоратора от попадания в них шлама обеспечивают следующим образом. Буродержатель у перфоратора заменен грандбуксой 3, которую ввинчивают в поворотную буксу 4. Буровая штанга, выполняемая для телескопных перфораторов без буртика, удерживается в перфораторе в нужном положении благодаря наличию дополнительного бойка 5. Шламоуловитель 6 устанавливают на патроне 7 перфоратора. Он улавливает воду, шлам и отводит их в сторону по рукаву 8. Попадание внутрь перфоратора стекающего шлама предотвращается благодаря подаче сжатого воздуха по специальной трубке 9, расположенной концентрично той, по которой вода поступает в шпур. Рукоятка 2 пускового крана, как и у переносных перфораторов, имеет четыре положения.

Колонковые перфораторы. Отечественной промышленностью выпускаются колонковые перфораторы моделей ПК60 и ПК75. По конструкции они одинаковы, но различаются мощностью.



Нис. 16.9. Телескопный перфоратор:

1 — полость цилиндра телескопического податчика, 2 — рукоятка пускового крана; 3 — гранд-букса; 4 — поворотная букса; 5 — доплгшгельный боек, 6 — шлагоуловитель; 7 — патрон перфоратора; 8 — рукав для отвода шлама; 9 — специальная трубка для подачи сжатого воздуха; 10 — рукоятка управления подачей сжатого воздуха в податчик; 11 — поршень; 12 — податчик; 13 — цилиндр, 14 — упор

Перфоратор ПК60 (рис. 16.10) имеет два основных узла, соединенных стяжными болтами, — ударный механизм и вращатель. Ударный механизм состоит из цилиндра 19, поршня 8, клапана 23, гнезда клапана 2, крышки 1, глушителя шума выхлопа 7

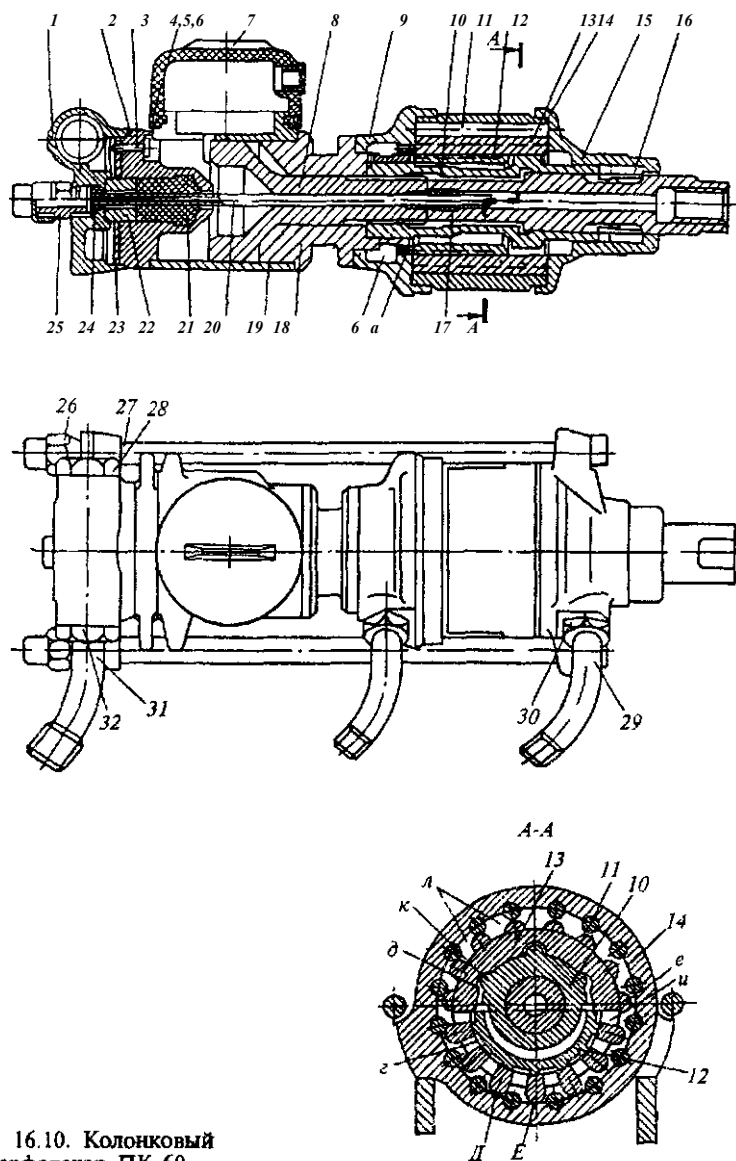


Рис. 16.10. Колонковый перфоратор ПК-60

с деталями его крепления 4, 5, 6, устройства для промывки шпура, втулки 18. Промывочное устройство имеет трубку 20 с уплотнением 21, штуцер 25, уплотнительное кольцо 24. Воздух к ударнику подводится через патрубок 31, подсоединяемый к крышке 1 с заглушкой 28 с помощью гайки 32.

Как и в других перфораторах, под действием давления сжатого воздуха поршень совершает возвратно-поступательное движение в цилиндре. В конце каждого рабочего хода поршень ударяет по хвостовику 17. Поочередная подача воздуха в рабочие камеры цилиндра обеспечивается автоматически с помощью клапана 23 мотылькового типа. Клапан удерживается от поворота штифтом 3, а центрируется втулкой 22. Стяжными болтами 27 с гайками 26 ударник соединяют с вращателем через втулку 18.

Вращатель гипоциклоидного типа предназначен для создания вращающего момента и передачи его буровому инструменту. Вращатель состоит из статора 14, ротора 13 с впрессованным в него золотником 12, шпинделя 10, буксы 16, крышек 15 и 9. Статор 14 представляет собой шестерню с внутренними зубьями в виде поворачивающихся роликов 11. Ротор выполнен в виде шестерни с наружными круговыми зубьями и свободно помещен в статоре, зубья которого — опора ротора.

Вращатель работает следующим образом. Сжатый воздух по патрубку 29 с гайкой 30 в задней крышке 9 попадает в кольцевую полость «б» и далее по кольцевой проточке «а» в крышке 9 поступает в распределительное устройство, представляющее собой золотник 12 с винтовыми каналами «г», входные отверстия которых периодически, по мере обкатывания ротором 13 статора 14, сообщаются с кольцевой проточкой «а», выходные отверстия каналов «г» через отверстия «и» между зубьями «е» ротора соединяются с рабочими полостями «ж» двигателя, образованными зубьями ротора и статора. Входные отверстия каналов «г» смещены относительно их выходных отверстий на 90°.

За счет эксцентрического расположения ротора и связанного с ним золотника 12, а также относительного смещения входных и выходных отверстий каналов «г» золотника, рабочие полости одной половины вращателя будут наполнены сжатым воздухом, а другой — соединены с атмосферой. Отработанный сжатый воздух сбрасывается через те же каналы «г» во внутреннюю полость вращателя и далее через канал в крышке 15 по патрубку в пульт управления, а затем в атмосферу.

Сжатый воздух, находясь в рабочих полостях одной половины вращателя, воздействует на ротор 13 и поворачивает его вокруг точки Е. Затем точка Д на соседнем зубе ротора оказывается в контакте со статором и становится центром вращения ротора и т.д.

Таким образом ротор обкатывается по внутренней поверхности статора. Число зубьев ротора на единицу меньше числа зубьев статора, поэтому за одно полное обкатывание ротора происходит небольшое его угловое смещение. Именно в этом проявляется редукционное свойство вращателя.

Для преобразования планетарного перемещения ротора во вращательное движение шпинделя 10 относительно оси перфоратора шпиндель имеет круговые зубья «к», свободно входящие в круговые впадины «д» на внутренней поверхности ротора таким образом, что ротор имеет возможность радиального перемещения относительно шпинделя при обкатывании статора.

Для уменьшения трения в момент проскальзывания зубьев ротора относительно зубьев статора последние выполнены в виде вращающихся роликов 11. Конструкция вращателя обеспечивает реверсирование, направление вращения определяется подводом воздуха к передней или задней крышке вращателя. Частоту вращения шпинделя регулируют дросселированием сжатого воздуха.

Перфораторы ПК60 и ПК75 используют только в комплексе с подающими устройствами, обеспечивающими значительную осевую нагрузку, которая, например, для перфоратора ПК60 составляет до 700 даН.

Для осмотра и ремонта перфоратор разбирают в следующей последовательности. Откручивают гайки 26, вынимают стяжные болты 27 и снимают крышку 1 ударника в сборе с гнездом клапана 2. Затем извлекают из цилиндра 19 поршень 8, снимают вращатель в сборе, цилиндр 19, втулку 18, крышку 15, извлекают шпиндель 10. Собирают перфоратор в последовательности, обратной разборке, неравномерное затягивание стяжных болтов может вызвать перекос, и перфоратор не будет работать, поэтому при затяжке болтов необходимо включить вращатель на малые обороты.

16.5. Буровой инструмент для ударно-поворотных бурильных машин

К буровому инструменту при бурении шпуров перфораторами относят буровые штанги и съемные коронки. Сочетание буровой штанги с коронкой называется буром (рис. 16.11, б) или составным буром. Цельные буры (рис. 16.11, а) в нашей стране в настоящее время не выпускают. Это объясняется тем, что стойкость буровой штанги существенно выше, чем коронки. Следовательно, при использовании цельных буров после износа его головки (коронки) приходится отказываться от эксплуатации всего бура. Од-

нако по условиям передачи динамической нагрузки породе цельные буры превосходят составные. В связи с этим некоторые зарубежные фирмы продолжают выпуск и цельных буров.

Буровые штанги для переносных (рис. 16.11, *з*) и телескопных (рис. 16.11, *в*) перфораторов изготавливают из стали шестигранного сечения с диаметром вписанной окружности 19, 22, 25 мм. Штанга для переносных перфораторов имеет конусную головку (конусность 7°) или резьбу для соединения с коронкой, упорный буртик и хвостовик для установки штанги в перфораторе. Штанги для телескопных перфораторов (диаметр вписанной окружности 22 и 25 мм) буртика не имеют.

Для колонковых перфораторов используют составные буры (рис. 16.11, *д*), состоящие из съемного хвостовика, штанги, соединительной муфты и буровой коронки. Штанги изготавливают из пустотелых заготовок круглого сечения с внешним диаметром 32 и 38 мм или шестигранного сечения с диаметром вписанной окружности 25 и 32 мм. Элементы составного бура соединяют друг с другом левой круглой (К) или круглоупорной (КУ) резьбой.

В табл. 16.9 приведены основные размеры штанг с упорным буртом и конусным соединением с коронкой для переносных перфораторов.

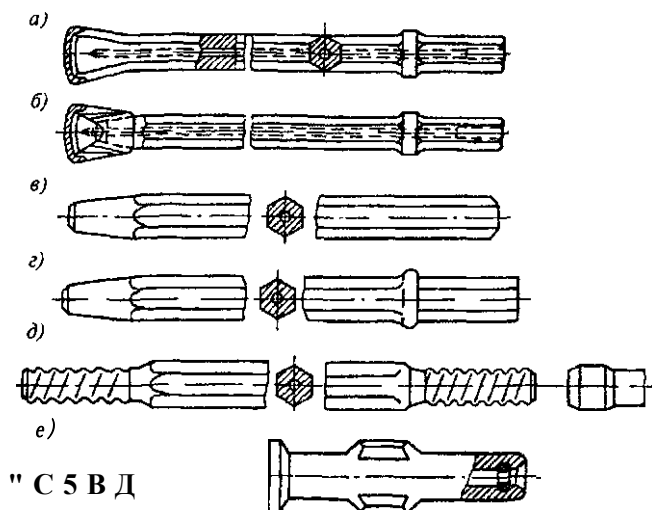


Рис. 16.11. Буровой инструмент для ударно-поворотного бурения шнуров:
а — цельный бур; *б* — составной бур; *в* — штанга для телескопных перфораторов, *з* — штанга для переносных перфораторов, *д* — штанга для колонковых перфораторов, *е* — хвостовик

Таблица 16.9. Размеры штанг для переносных перфораторов

Показатель	Диаметр вписанной окружности, мм	
	22*	25*
Длина штанг, мм	700; 1200; 1600; 2000; 2200; 2500; 3400; 4300	700; 1300; 1600; 1900; 2500; 3100; 3400; 3700; 4000; 4300

* Длина хвостовика составляет 108 мм.

Буровые штанги изготавливают из легированной стали марок 55С2, 30ХГСФ, 28ХГНЗМ, 30ХМА, 95ХМ, хвостовики и муфты - из стали марок 18ХНЗМ, 12ХНЗА, 20ХНЗА.

Съемные буровые коронки для перфораторного бурения изготавливают четырех основных типов (табл. 16.10, рис. 16.12, а...г) диаметром 32—85 мм с конусным или резьбовым соединением с буровой штангой.

Коронки диаметром до 43 мм должны применяться в перфораторах с энергией удара $\wedge 63,74$ Дж, диаметром 46—65 мм — $\wedge 88,26$ Дж, диаметром свыше 65 мм — $\wedge 147,1$ Дж.

Основные размеры перфораторных коронок с конусным соединением приведены в табл. 16.11, а с резьбовым — в табл. 16.12.

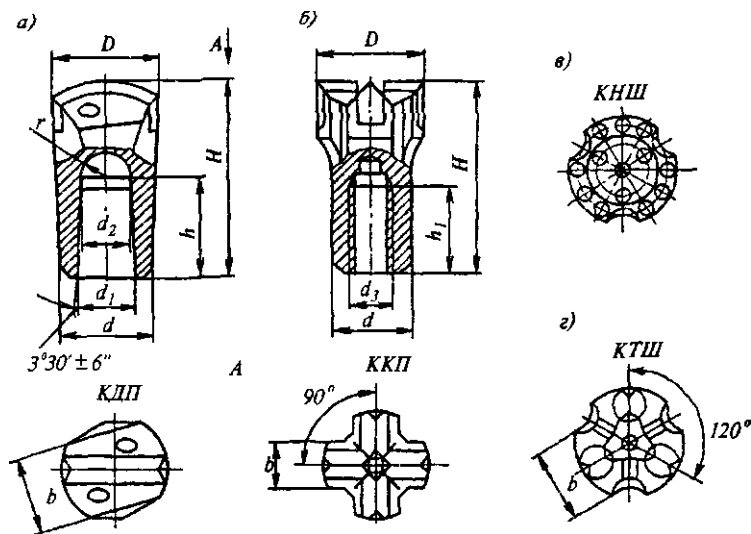


Рис. 16.12. Коронки для перфораторного бурения:

а — долотчатая с пластинчатыми твердосплавными вставками (КДП); б — крестовая с пластинчатыми вставками (ККП); в — неперетачиваемая со штыревыми вставками (КНШ); г — трехлезвийная со штыревыми вставками (КТШ)

В марке коронки указывают тип коронки, а также ее диаметр и начальный диаметр посадочного конуса, т.е. толщина штанги по граням или внешний диаметр круглой штанги. Например, марку коронки КТШ 40-25 расшифровывают следующим образом: коронка трехперая, штыревая, диаметр головки 40 мм, диаметр посадочного конуса (начальный) 25 мм.

Таблица 16.10. Основные типы перфораторных коронок и область их применения

Тип коронки	Наименование коронки	Область применения
КДП	Долотчатая пластинчатая	В вязких монолитных породах
ККП	Крестовая пластинчатая	В вязких трещиноватых и абразивных породах
КТШ	Трехперая штыревая	В хрупких монолитных и трещиноватых породах
КНШ	Неперетачиваемая штыревая	В хрупких абразивных породах

Таблица 16.11. Основные размеры (мм) перфораторных коронок с конусным соединением

Диаметр головки, D	Диаметр корпуса, d	Конусное отверстие			Высота коронки, H
		Начальный диаметр, d_k	Конечный диаметр, d	Глубина, L	
32	28	19	15,8	30	65
36	32	22	18,8	30	70
40	35	22	18,8	30	75
40	35	25	20,7	40	75
43	37	25	20,7	40	75
43	39	28	23,1	45	80
46	37	25	20,7	40	75
46	42	28	23,1	45	80
52	39	25	20,7	40	75
52	42	28	23,1	45	80

Таблица 16.12. Основные размеры (мм) перфораторных коронок с резьбовым соединением

Диаметр			Высота коронки, H	Длина резьбы, A ,
головки, D	корпуса, d	резьбы, $(\varnothing)$		
40	36	27	105	57
43	37	27	105	57
43	40	31	105	57
46	37	27	105	57
46	40	31	105	60

Диаметр			Высота коронки, И	Длина резьбы, А,
головки, D	корпуса, d	резьбы, d,		
52	42	31	105	60
56	42	31	105	60
60	45	31	110	60
60	52	38	110	60
65	45	31	110	60
65	52	38	115	60
70	52	31	115	60
70	52	38	115	60
75	52	31	115	60
75	52	38	115	60
85	52	31	115	60
85	52	38	115	60

По отдельным техническим условиям выпускают некоторые другие буровые коронки, в условных обозначениях которых имеются буквы, определяющие их конструктивные особенности.

Долотчатые коронки БКПМ-36 и БКПМ-40 применяют для бурения шпуров переносными и телескопными перфораторами в крепчайших, весьма крепких и крепких монолитных породах, характеризующихся малой или средней степенью абразивности. Соединение со штангой — конусное.

Долотчатые коронки БКПМ-36Ф и БКПМ-40Ф применяют для бурения шпуров переносными и телескопными перфораторами в весьма крепких и крепких монолитных высокоабразивных породах с промывкой, а коронку БКПМ-40ФС — с сухим пылеулавливанием.

Долотчатую коронку БКПМ-КМ выпускают диаметрами 36, 40, 42 мм и применяют для бурения шпуров переносными и телескопными перфораторами в крепких и средней крепости породах, трещиноватых, при любой абразивности.

Крестовую коронку БКР применяют для бурения шпуров и скважин колонковыми перфораторами в монолитных и трещиноватых породах любой крепости и абразивности. Соединение со штангой резьбовое. Для бурения шпуров применяют коронки БКР диаметрами 42, 45, 50, 55, 60 и 65 мм. Первые две коронки предназначены для работы со штангами диаметром 25 мм, остальные — 32 мм.

Коронку-расширитель типа КРР применяют для бурения компенсационных (незаряженных) шпуров и скважин. Серийно выпускают коронку КРР-65, а коронки диаметрами 70, 75, 80 и 85 мм — по мере поступления заявок от потребителей.

Корпуса коронок изготавливают из легированных сталей марок 36ХГСА, 20Х2Н4А, 18Х2Н4МА, 18Х2Н4ВА и 38ХНЭМФА. Все коронки армируют пластинами или штырями, производство которых осуществляют по ГОСТ 17196-77, а также ТУ 48-19-14-82, ТУ 48-19-15-82, ТУ 48-19-169-79, ТУ 24-208-12-65-82, ТУ 48-19-170-82.

16.6. Установочные и подающие устройства перфораторов

К установочным и подающим устройствам перфораторов относятся пневматические поддержки, распорные колонки и автоподатчики.

Пневматические поддержки (рис. 16.13, а) применяют в сочетании с переносными перфораторами при бурении шпуров в горизонтальных и наклонных выработках. Пневмоподдержка обеспечивает установку перфоратора в необходимом положении и подачу его на забой с определенным усилием. Выпускают пневмоподдержки трех типов (табл. 16.13).

Таблица 16.13. Техническая характеристика пневмоподдержек

Показатели	Тип		
	1	2	3
Ход поршня, мм	800	1100	1300
Длина в сжатом состоянии, мм	1200	1500	1700
Раздвижное усилие, Н	1500	1500	1500
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Масса поддержки, кг	15	17	18,5

Пневмоподдержки относятся к реверсивным, т.е. не только их раздвигание, но и обратный ход выполняются принудительно под действием давления сжатого воздуха. Пневмоподдержка представляет собой цилиндр 1, внутри которого находится поршень 3 со штоком 4. В головке 7 цилиндра расположены кран управления 6, кольцо 5 для удержания поршня при транспортировании. По трубке 2 сжатый воздух подается в цилиндр пневмоподдержки при обратном ходе. Кронштейн 8 предназначен для крепления перфоратора. На свободном конце штока поршня имеется вильчатый упор для надежной установки пневмоподдержки на почве выработки.

Изготавливают пневмоподдержки на Свердловском механическом заводе горноспасательного оборудования.

При рабочем положении пневмоподдержки, что соответствует подаче бурильной машины на забой, сжатый воздух поступает из сети в верхнюю полость цилиндра и раздвигает пневмоподдержку, а при поступлении воздуха по трубке 2 в нижнюю полость, шток, наоборот, убирается в цилиндр. Пневмоподдержка работает при установке ее под углом от 0 до 65° к оси перфоратора.

Раздвижное усилие P_0 , величина которого определяется только внутренним диаметром цилиндра и давлением сжатого воздуха, раскладывается (рис. 16.13, а, положение I) на две составляющие: горизонтальную P_n которая обеспечивает подачу перфоратора к забою и осевую нагрузку на коронку, и вертикальную P_v , которая компенсирует вес перфоратора и освобождает бурильщика от необходимости удерживать его вручную на определенной высоте. Составляющие P_n и P_v соответственно равны:

$$P_n = p \cdot \pi \cdot d \cdot \cos \alpha / 4; \quad (16.4)$$

$$P_v = p \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \sin \alpha / 4, \quad (16.5)$$

где d — внутренний диаметр цилиндра пневмоподдержки, м; p — давление воздуха, Па. Силами трения и весом подвижной части пневмоподдержки, уменьшающими величину раздвижного усилия, можно пренебречь.

По мере увеличения глубины шпура пневмоподдержка автоматически раздвигается, угол α (между осями пневмоподдержки и перфоратора) уменьшается (см. рис. 16.13, а, положение II), усилие подачи вследствие этого увеличивается, а вертикальная составляющая уменьшается.

Винтовые распорные колонки (рис. 16.13, б) предусмотрены для установки колонковых перфораторов. Они раскрепляются между кровлей и почвой выработки. Такие колонки состоят из трубы 2 с опорной головкой вверху, гайкой с вращающимся в ней винтом 1 внизу и поворотной относительно трубы консоли 3, на которой крепят подающее устройство для бурильной машины. На практике колонковые перфораторы на распорных колонках применяют редко в связи с необходимостью значительных затрат физических усилий бурильщиков и времени на выполнение вспомогательных операций.

Податчики используют на бурильных установках для подачи ударно-поворотных, вращательно-ударных машин, машин других типов и создания осевой нагрузки на породоразрушающий инстру-

мент. Основные элементы *податчика* — это направляющая рама, механизм подачи, неподвижный и подвижный люнеты, служащие для поддержания бура, а также устройство, предназначенное для фиксации направляющей рамы податчика на забое выработки.

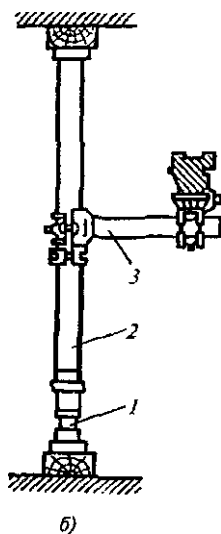
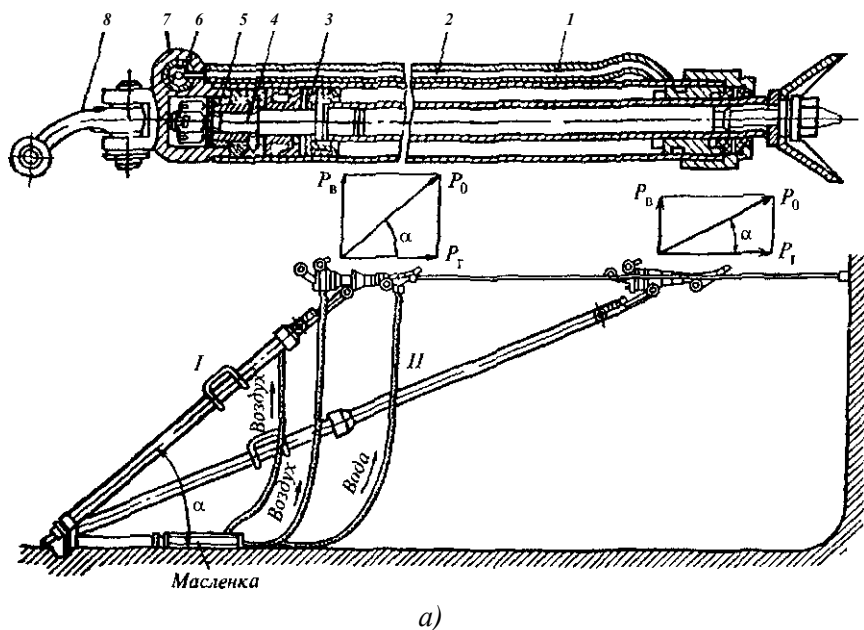


Рис. 16.13. Установочные устройства для перфораторов:

а — пневмоподдержка: 1 — цилиндр; 2 — трубка для подачи сжатого воздуха при обратном ходе; 3 — поршень; 4 — шток; 5 — кольцо; 6 — кран управления; 7 — головка цилиндра; 8 — кронштейн; б — винтовая распорная колонка: 1 — винт; 2 — труба; 3 — консоль

По конструктивным признакам выделяют три основных типа податчиков: цепные, винтовые и поршневые. Привод податчика осуществляется от двигателя или гидроцилиндра. В податчиках с гидроцилиндрами для уменьшения их длины применяют цепные или реечно-цепные умножители хода.

Простейший тип податчика бурильной машины — канатный податчик ручных электросверл (см. § 15.2).

Рассмотрим основные типы конструкций податчиков, выпускаемых в настоящее время.

В податчике с цепным удвоителем хода (рис. 16.14, а) бурильная машина 1 по направляющим рамы 7 перемещается гидроцилиндром 3, на концах которого установлены ролики 2 и 6. Втулочно-роликовые цепи 4 и 5 одними концами закреплены на направляющей раме, другими — на бурильной машине. Шток цилиндра шарнирно закреплен на задней стенке направляющей рамы. При подаче масла в полость цилиндра, обслуживающую рабочий ход, подача бурильной машины становится в два раза больше хода поршня гидроцилиндра и может достигать 2,5 м.

В реечно-цепных умножителях хода (рис. 16.14, б) бурильную машину перемещают по направляющим рамы гидроцилиндры 8

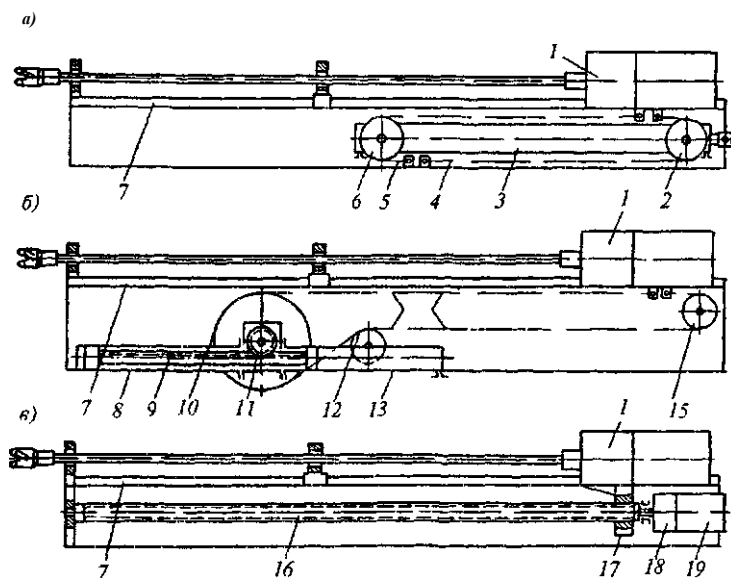


Рис 16 14 Конструкция податчиков бурильных машин с цепным удвоителем хода (а), с реечно-цепным умножителем хода (б) и с винтовым механизмом (в)

и 13 одностороннего действия, закрепленные на раме 7. Поршни цилиндров жестко соединены между собой штоком — зубчатой рейкой 9, находящейся в зацеплении с зубчатым колесом 11, которое размещено на валу звездочки 10. Втулочно-роликовая цепь 14 огибает звездочки 10, концевую 15 и отклоняющую 12. Концы цепи закреплены на бурильной машине. Подается бурильная машина на забой в результате нагнетания масла в передний цилиндр. При этом поршень перемещается назад, звездочка 10 вращается против часовой стрелки, цепь перемещает бурильную машину к забою.

Величина подачи у реечно-цепных податчиков определяется длиной зубчатой рейки и соотношением диаметров зубчатого колеса 11 и звездочки 10. Реечно-цепные умножители хода позволяют получить ход подачи до 3 м и более.

В податчике с винтовым механизмом (рис. 16.14, в) бурильная машина 1 перемещается по направляющим рамы 7 посредством винта 16, вращающегося в подшипниках, и гайки подачи 17, соединенной с бурильной машиной. Винт подачи получает вращение от двигателя 19 через редуктор 18.

У бурильных установок, выпускаемых в настоящее время, предусмотрено использование на одном и том же податчике сменных бурильных машин. Фиксируют раму податчика в определенной зоне забоя с помощью специального распорного гидро- или пневмоцилиндра.

16.7. Бурильные машины вращательно-ударного и ударно-вращательного действия

Бурильные машины вращательно-ударного действия универсальны: в породах с $f < 8$ они работают в режиме вращательных машин, а в породах с $f = 8 \dots 16$ — в режиме вращательно-ударных. Вращательно-ударные бурильные машины используют в бурильных установках. По конструкции универсальные бурильные машины этого типа выпускают с гидравлическими, пневматическими и механическими ударниками. Примером универсальной бурильной машины с гидравлическим ударным механизмом является *гидравлическая бурильная машина БКГ-2*.

Пневматическая бурильная машина 1100-1М применяется в бурильных установках для бурения шпуров в породах с $f = 8+12$.

Пневматическая бурильная машина БГА-1М предназначена для бурения шпуров в более крепких породах ($f < 16$), поэтому ее конструктивные параметры приближаются к машинам ударно-вращательного действия — пневмоударникам.

Пневмударники относятся к забойным бурильным машинам, которые в процессе работы находятся непосредственно на забое скважины. Энергоноситель (сжатый воздух или воздушно-водяная смесь) и крутящий момент передаются с поверхности по бурильным трубам: сжатый воздух — от магистрали со сжатым воздухом или компрессора, вращение — от двигателя бурового станка.

Пневмударники изготовляют двух типов: П — для открытых горных работ, энергоноситель — сжатый воздух; ПП — для подземных горных работ (табл. 16.14).

Таблица 16.14. Техническая характеристика пневмударников

Показатели	Модель пневмударника					
	ПП-85-1,9	ПП-105-2,2 (П-1-75)	ПП-105-2,4 (М-48)	ПП-105-2,5	ПП-125-3,1	ПП-160-6,0
Диаметр скважины, мм	85	105	105	105	125	160
Ударная мощность, кВт	1,9	2,2	2,4	2,5	3,1	6,0
Номинальное давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Удельный расход воздуха, м³/ДскВт)	0,045	0,045	0,045	0,045	0,056	0,056
Расход воздуха, м³/мин	5,2	6,0	6,6	6,8	10,5	20,25
Масса, кг	20	30	30	30	40	70

Примечание. Первые цифры в условном обозначении пневмударника — диаметр скважины, вторые — ударная мощность в кВт. В скобках указаны марки серийно выпускаемых пневмударников, конструкторская документация на которые разработана ранее.

Применение забойных бурильных машин с ударниками исключает необходимость передачи удара поршня через колонну штанг, поэтому механическая скорость бурения с увеличением глубины скважины изменяется незначительно.

16.8. Бурильные установки для горизонтальных и наклонных выработок

Бурильные установки предназначены для бурения шпуров машинами вращательного, вращательно-ударного, ударно-вращательного и ударно-поворотного действия.

Рассмотрим бурильные установки для горизонтальных и наклонных выработок (табл. 16.15).

Таблица 16.15. Основные размеры (м) шахтных бурильных установок

Размеры	Модель бурильной установки					
	УБШ1	УБШ2	УБШ3	УБШ4	УБШ5	УБШ6
Зона бурения:						
высота	2	2,5	3,6	5	7	10
ширина	2,2	3,3	4,5	6	8,4	9,4
Габариты установки в транспортном положении.						
<i>калесно-рельсовая ходовая часть</i>						
высота	1,25	1,5	1,6	2,0	—	—
ширина	1,1	1,3	1,4	1,4	—	—
<i>нерельсовая ходовая часть</i>						
высота	1,6	1,8	2,4	2,5/3,3"	2,8/3,4	4,5
ширина	1,25	1,5	2/2,2»	2,5	2,6	3,3/3,8***

Примечания. В числителе приведены размеры: * установки с двумя бурильными машинами, в знаменателе — с тремя; ** пневмоколёсной установки, в знаменателе — гусеничной; *** установки с четырьмя бурильными машинами, в знаменателе — с шестью. Высота во всех случаях дана от опорной плоскости.

Таблица 16.16. Условные обозначения бурильных установок

По конструкторской документации	По типоразмерным группам	По конструкторской документации	По типоразмерным группам
БУ-1М	УБШ201	СБУ-2БН	УБШ305
БУ-1Б	УБШ202	СБУ-2М	УБШ306
1БУ-1	УБШ203	СБУ-2Б	УБШ307
БУЭ-1М'	УБШ204	1СБУ-2	УБШ308
БУЭ-1М ²	УБШ205	БКХ-2	УБШ309
СБКНС-2	УБШ206	БУЭ-3 ¹	УБШ310
СБКН-2М	УБШ207	БУЭ-3'	УБШ3 и
2УБН-2П	УБШ208	УБШ-322	УБШ3 12
БУА-3С	УБШ209	БУЭ-3Т	УБШ3 13
БУР-2М	УБШ301	1СБУ-2К	УБШ401
БУР-2Б	УБШ302	УБШ-532Д	УБШ501
1БУР-2	УБШ303	2БК-5ДЭВ	УБШ502
СБУ-2МН	УБШ304		

Примечания. 1 — с бурильными машинами вращательного действия, 2 — то же, вращательно-ударного действия

Под зоной бурения установки следует понимать прямоугольный со скругленными верхними углами радиусом не более 0,4 м учас-

ток плоскости, перпендикулярной к продольной оси установки, в пределах которого продольная ось инструмента для бурения шпуров может быть расположена параллельно оси установки.

Условные обозначения установок приведены в табл. 16.16.

Рассмотрим, например, условное обозначение шахтной бурильной установки размерной группы 2 модификации 07: УБШ207. Модернизация бурильной установки отражается соответствующим символом: А — первая модификация, Б — вторая, В — третья и т.д. Следовательно, условное обозначение той же бурильной установки после второй модернизации будет УБШ207Б.

Бурильные установки, поставленные на производство до разработки типоразмерных групп, сохраняют прежнее условное обозначение (см. табл. 16.16), а во вновь разрабатываемой для этих установок конструкторской документации дополнительно в скобках указывают условное обозначение по типоразмерной группе.

Особенностью горноразведочных работ являются сравнительно небольшие размеры поперечных сечений выработок. Высота зоны обуривания практически не превышает 3 м. Невелика и ширина выработок. Поэтому все потребности по бурению шпуров в горизонтальных и наклонных выработках практически обеспечиваются бурильными установками первых двух типоразмерных групп.

В целом бурильные установки первых трех типоразмерных групп предназначены для бурения шпуров при проведении горных выработок при разведке и разработке месторождений, а бурильные установки четвертой—шестой типоразмерных групп — для бурения шпуров в очистных выработках, при строительстве тоннелей и различных подземных сооружений иного назначения.

Бурильные установки классифицируют:

по назначению — фронтальные и радиально-фронтальные; последние могут бурить шпуры не только горизонтальные и наклонные, но и вертикальные;

способу бурения — с бурильными машинами вращательного, вращательно-ударного, ударно-поворотного и универсального действия;

типу ходовой части — колесно-рельсовые, гусеничные, пневмоколесные;

приводу ходовой части — с пневмо-, электро- и дизельным приводом;

числу бурильных машин на установке — от одной до шести (преимущественно две).

Основными узлами бурильной установки являются рама с ходовой частью, корпус, манипулятор, автоподатчик, бурильная машина и система управления бурильной установкой. В последние годы бурильные установки стали обеспечивать автоматическими

устройствами для параллельного перемещения бурильной машины при горизонтальном и вертикальном движениях манипуляторов.

Конструкции бурильных установок для горизонтальных и наклонных горных выработок. К простейшим бурильным установкам относятся переносные установки типа УПБ-1А (табл. 16.17), ЛКР-У, ЛПК-IV, которые оснащаются переносными перфораторами ПП54 и ПП63. В комплект установки УПБ-1А (рис. 16.15) кроме перфоратора 2 входят распорная рама 11 и автоподатчик 8 канатно-поршневого типа. Распорная рама, по которой перемещаются ползуны 5 и 6, представляет собой трубчатую конструкцию, в нижней части которой имеется удлинитель 7 с опорной пятой, а в верхней — распорный пневмоцилиндр 1 со штоком 12. Поступление сжатого воздуха в пневмоцилиндр 1 регулируется краном 4. Шток с поршнем поджимается пружиной, благодаря чему колонка удерживается в рабочем положении при отсутствии сжатого воздуха. Податчик выполнен в виде сварной рамы, включающей цилиндр, с приваренными направляющими, по которым на салазках перемещают бурильную машину. Салазки связаны с поршнем пневмоцилиндра двустороннего действия металлическим канатом небольшого диаметра, обеспечивая таким образом подачу бурильной машины и ее обратный ход. Податчик

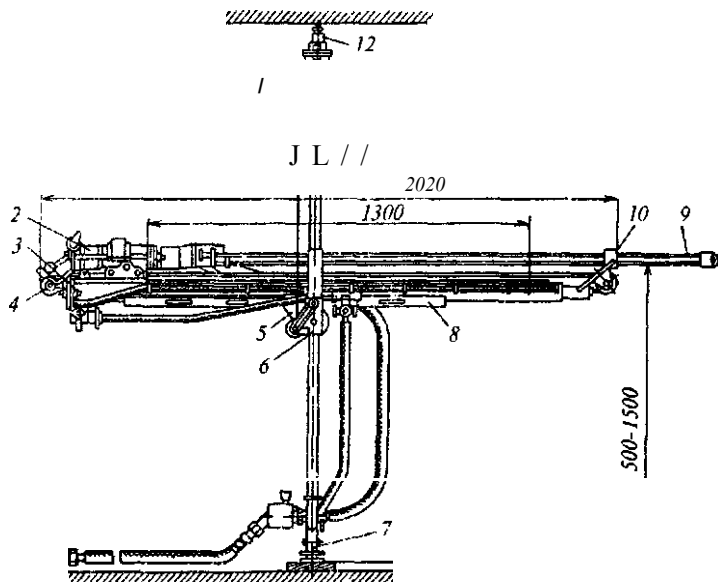


Рис. 16.15 Бурильная установка УПБ-1А

с перфоратором поднимают и опускают на требуемую высоту с помощью канатно-червячного механизма. В передней части податчика установлен люнет **10** для центрирования буровой штанги **9**. На заднем фланце податчика установлен пульт управления **3**. Бурильная установка сводит контакт бурильщика с перфоратором до минимума, а после забуривания шпура работает в автоматическом режиме.

Таблица 16.17. Техническая характеристика установки УПБ-1А

Глубина бурения без замены буровой штанги, м	2,25
Диаметр шпура, мм	36-43
Усилие, кН:	
подачи	1,4
распора	2
Ход подачи, мм	1300
Перемещение податчика по высоте, мм	930
Высота установки, мм:	
без удлинителей	1800-2400
с удлинителями	2400-3000
Масса установки в сборе с перфоратором, кг:	
с удлинителями	102±5
без удлинителей	98±5
Масса транспортируемого узла, кг:	
с удлинителями	37
без удлинителей	33

Установку УПБ-1А изготавливает Кыштымский машиностроительный завод.

Бурильные пневматические установки БУ-1М и БУ-1Б (табл. 16.18) вращательно-ударного действия аналогичны по конструкции и отличаются только бурильными машинами, для работы с которыми они предназначены: первая комплектуется машиной модели 1100-1-1М, вторая — модели БГА-1М. Это и предопределяет диапазон крепости пород, в которых этими установками бурят шпуры. Установка БУ-1Б состоит (рис. 16.16) из бурильной машины, манипулятора, нижней ходовой тележки и верхней платформы. Манипулятор шарнирно крепится к верхней платформе. Перемещение бурильной машины по направляющей раме обеспечивается винтовым податчиком, оснащенным пневмодвигателем. Раскрепление податчика на забое достигается двумя пневмоцилиндрами, смонтированными на податчике. Стрела

манипулятора вместе с податчиком и бурильной машиной может поворачиваться вокруг собственной оси на 360°. Это достигается наличием специального пневмодвигателя и редуктора.

Таблица 16.18. Техническая характеристика бурильных установок второй типоразмерной группы

Показатели	Модель установки					
	БУ-1М (УБШ201)	БУ-1Б (УБШ202)	БУЭ-1М (УБШ204)	БУЭ-1М (УБШ205)	СБКН-2М (УБШ207)	2УБН-2П (УБШ208)
Вид энергии	П	П	Э	Э	П	П
Способ бурения	ВУ	ВУ	В	ВУ	УВ	УВ
Коэффициент /	5 - 14	8 - 16	4 - 8	6 - 16	10 - 20	10 - 20
Максимальная ширина бурения с одной позиции, м	5	5	3,3	3,3	3,7	4,5
Высота обмурованного забоя, м	3,6	3,6	3,8	3,8	3,2	3,5
Минимальная площадь сечения выработки, м ²	6	6	6	6	5	6
Количество бурильных машин	1	1	1	1	2	2
Тип механизма подачи	Вг	Вг	Ц	Ц	Ц	Ц
Ход подачи, м	2,7	2,7	3	3	2,5	2,5
Максимальное усилие подачи, кН	11	11	17	17	7	7
Тип бурильной машины	1100-1-1М	БГА-1М	БУЭ	БУЭ	ПК60	ПК60
Энергия удара, Дж	50	85	—	50	90	90
Частота ударов, мин ⁻¹	3500	2600	—	2500	2500	2500
Частота вращения шпинделя, мин ⁻¹	—	—	151; 317; 731	144; 376	—	—
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	10 - 12	10 - 12	—	—	25	25
Тип ходовой части	КРН	КРН	КРС	КРС	КРС	ПС
Габариты, мм:						
длина	6500	6500	8200	8200	6500	6800
ширина	1080	1080	1300	1300	1250	1500
высота	1500	1500	900	900	1500	1450
Масса установки, т	2,3	2.32	5,4	5,4	5.7	6,45

Примечания. П, Э — соответственно пневматическая и электрическая энергия; ВУ — вращательно-ударный, В — вращательный, УВ — ударно-вращательный способы бурения; Вг — винтовой, Ц — цепной механизм подачи; КРН — колесно-рельсовая самоходная, КРС — колесно-рельсовая самоходная, ПС — пневмошинная самоходная ходовые части.

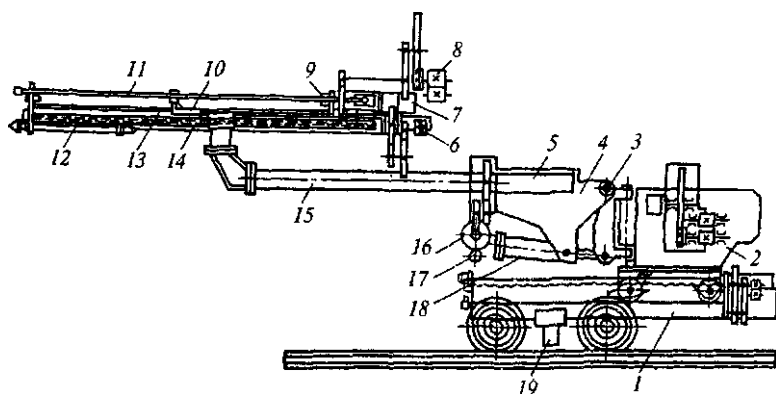


Рис. 16.16. Бурильная установка БУ-1Б:

1 — нижняя ходовая тележка; 2 — верхняя платформа; 3 — ось поворота манипулятора относительно верхней платформы; 4 — кронштейн манипулятора; 5 — манипулятор; 6 — пневмодвигатель податчика; 7 — бурильная машина; 8 — пневмодвигатель бурильной машины; 9 — муфта для боковой промывки; 10 — подвижный люнет; 11 — буровая штанга; 12 — пневмоцилиндры раскрепления податчика на забое; 13 — податчик; 14 — винт подачи; 15 — стрела манипулятора; 16 — редуктор узла поворота манипулятора; 17 — пневмодвигатель манипулятора; 18 — гидроцилиндр перемещения манипулятора в вертикальной плоскости; 19 — винтовой рельсовый захват

Перемещение манипулятора в горизонтальной и вертикальной плоскостях осуществляется гидроцилиндрами. В процессе работы бурильная установка должна быть соединена с рельсовым путем винтовыми захватами. Кроме того, устойчивость установки в процессе работы обеспечивается двумя боковыми откидными пневматическими домкратами. На верхней тележке кроме насосной станции размещены пневмо- и гидропульты управления, а на нижней тележке — захваты за рельсы и откидные домкраты. При работе бурильную установку обслуживают два человека: машинист и помощник машиниста.

Бурильная установка БУЭ-1М (см. табл. 16.18) предназначена для бурения шпуров при проведении горизонтальных выработок в породах с $\gamma < 16$. Ее можно применять и в шахтах, опасных по газу и пыли. Выпускают в двух модификациях: с бурильной машиной вращательного типа — для пород с $\gamma = 4+8$ и вращательно-ударного — $\gamma = 6+16$.

Бурильная установка состоит (рис. 16.17) из одного стреловидного манипулятора с размещенными на нем автоподетчиком и бурильной машиной, гидросистемы с пультом управления, шасси, электрооборудования. Бурение шпуров ведут с промывкой водой через муфту для боковой промывки. Предварительно вода прохо-

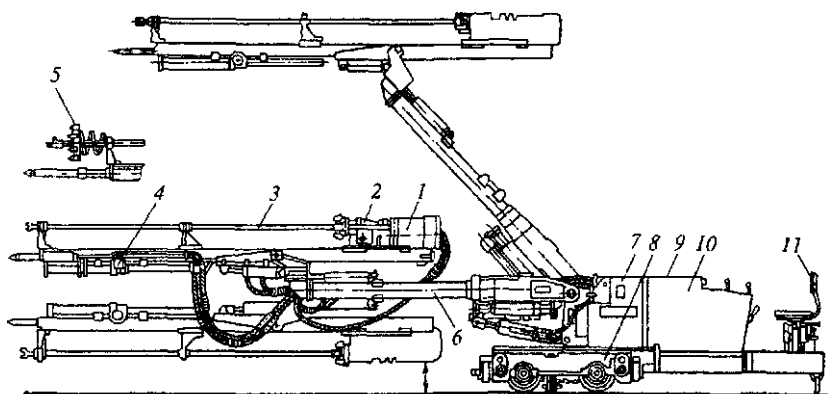


Рис. 16.17. Бурильная установка БУЖ-1М:

1— бурильная машина; 2— редуктор бурильной машины; 3— буровая штанга; 4— податчик бурильной машины; 5— коронка; 6— манипулятор; 7— рама-бак гидросистемы; 8— шасси; 9— гидросистема с пультом; 10— электрооборудование; 11— сиденье для машиниста

дит через два холодильника, размещенных в верхней и нижней крышках корпуса ударника бурильной машины. Холодильники предназначены для уменьшения рабочей температуры деталей ударного механизма, а также смазки, залитой в корпус ударника.

Бурильная машина вращательно-ударного типа может работать и в режиме вращательного бурения. Для этого при выключенном электродвигателе бурильной установки рукояткой, предусмотренной в конструкции, отключают ударный механизм.

Бурильная установка оснащена цепным податчиком с реечно-цепным умножителем хода. Гидравлический манипулятор установки обеспечивает поворот стрелы вместе с бурильной машиной относительно продольной оси на угол $\pm 180^\circ$. Механизм поворота состоит из двух поршней, соединенных между собой рейкой, цилиндрической и двух конических шестерен.

Подъем стрелы в вертикальной и поворот в горизонтальной плоскостях выполняют с помощью двух гидроцилиндров. Два других гидроцилиндра обеспечивают автоподатчику подъем в вертикальной и поворот в горизонтальной плоскостях относительно манипулятора. Кроме того, с помощью особого гидроцилиндра производится надвигание — перемещение податчика относительно кронштейна манипулятора.

По рельсовому пути установку перемещают посредством привода хода, состоящего из гидромотора и трехступенчатого редуктора. Шасси является основанием бурильной установки и состоит из рамы, к которой на полуосях крепятся правая и левая

ходовые тележки. На тележках размещены ходовые колеса. Тележки могут быть сдвинуты или раздвинуты гидроцилиндрами с учетом ширины колеи (600—900 мм).

Для перекачивания на запасной путь предусмотрены четыре маневровых катка, попарно смонтированных на каждой тележке. Катки с помощью червячных редукторов можно поднимать и опускать. Для перекачивания установки используют специальную платформу из швеллеров, которую устанавливают на обе колеи. Конструкция катков обеспечивает перекачивание установки гидроцилиндрами сдвигания-раздвигания. --

Бурильная установка СБКН-2М (рис. 16.18) более мощная по сравнению с ранее выпускавшейся СБКНС-2. Она также имеет колесно-рельсовую ходовую часть. Состоит установка из ходовой тележки, рамы, двух стреловидных манипуляторов, двух автоподкатчиков, двух колонковых перфораторов, маслостанции и пульта управления. Рама с манипуляторами и бурильными машинами поворачивается относительно ходовой части на 30° в обе стороны. Перемещают манипуляторы посредством гидроцилиндров. Во время бурения установку фиксируют на рельсовом пути гидродомкратами и пневматическим тормозом. Управляет всеми агрегатами бурильной установки один человек с единого пульта.

Бурильная установка 2УБН-2П с пневмошинной ходовой частью предназначена для обурирования забоев горизонтальных горных выработок сечением $6\text{--}14\text{ м}^2$ при проходке по породам с $f=8\text{--}20$. Установка может быть использована также при проходке околоствольных выработок и камер различного назначения высотой до 3,5 м.

Для закрепления установки (рис. 16.19) в забое, в задней части рамы 8, которая связана с ходовой тележкой 10, крепятся два гидродомкрата 9, а в передней — две гидравлические опоры 11.

К раме болтами крепятся два бортовых привода, обслуживающих левую и правую стороны ходовой части. Каждый привод состоит из пневмодвигателя ДАР-14М и цилиндрического редуктора.

Благодаря наличию бортовых приводов и тому, что все колеса ведущие, обеспечиваются высокая маневренность и проходимость при передвижении по горным выработкам.

Стреловидные манипуляторы 4 оснащены гидроцилиндрами 12, 13 подъема, опускания и поворота манипулятора, гидроцилиндром 1 для горизонтального

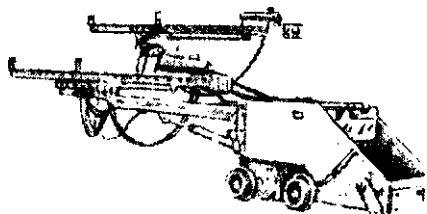


Рис. 16.18. Бурильная установка СБКН-2М

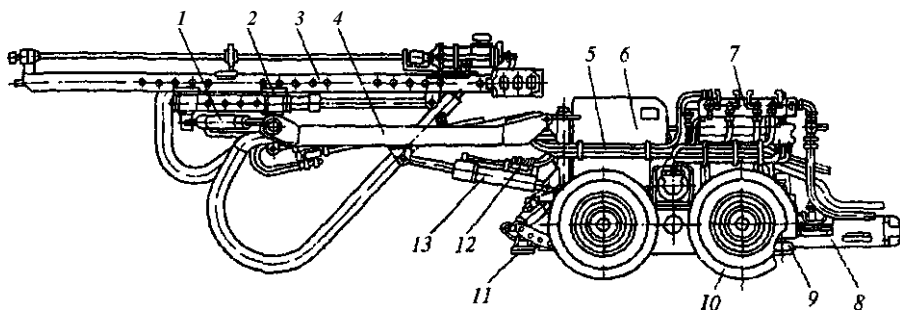


Рис. 16.19. Бурильная установка 2УБН-2П

поворота податчика, гидроцилиндром 2 для надвигания и распора податчика 3. Податчик оснащен цепным механизмом с приводом от реверсивного аксиально-поршневого пневмодвигателя. Податчик обеспечивает возможность регулирования усилия подачи бурильной машины и ее автоматический возврат после бурения шпура.

Гидропневмокоммуникации 5 объединяют трубопроводы для питания сжатым воздухом бурильных машин и пневмодвигателей ходовой части, маслостанции 6, податчиков и систему смазки. Пульт управления 7 установки оснащен необходимой контрольно-регулирующей аппаратурой и предназначен для управления всеми механизмами, пневмо- и гидросистемами. Обслуживает установку один человек.

Буровой агрегат НКР-100МА (НКР-100МП) широко применяют для бурения в подземных условиях в породах с $\gamma = 6$ -й8. Забойной машиной является пневмоударник с диаметром коронки 105 мм (табл. 16.19).

Таблица 16.19. Техническая характеристика бурового станка НКР-100МА (НКР-100МП)

Наименование показателей	Значение
Диаметр скважины, мм	105
Глубина бурения, м	50
Направление бурения скважины	Любое
Рабочее давление, МПа:	
сжатого воздуха	0,5
воды	1-1,2
Расход, м ³ /мин:	
сжатого воздуха	17 (12-15)
воды	(15-20) 10^{-3}

Наименование показателей	Значение
Тип пневмоударника	П-1-75
Ход подачика, мм	365
Частота вращения става штанг, мин ⁻¹	76 (150)
Диаметр штанг, мм	63,5
Мощность двигателя, кВт	3 (11,76)
Размеры выработки для горизонтального и вертикального бурения, м	2,8x2,8
Габариты, мм:	
длина	1500
ширина	665
высота	672 (772)
Общая масса (без штанг), т	0,69 (0,71)

По ставу буровых штанг к пневмоударнику подают воздушно-водяную смесь. Вращение и подача става штанг производятся станком непрерывно с помощью последовательных перехватов пневматических зажимных устройств подающего патрона и редуктора с пневмозахватом. Перехваты штанг осуществляются автоматически специальной системой воздухораспределения, оснащенной клапанами прямого и обратного хода.

Буровой агрегат НКР-100МА (НКР-100МП) состоит (рис. 16.20) из станка с электроприводом (пневмоприводом) 3, распорной колонки 4, става штанг 2, шламоотвода 5, подсоединительных шлангов, фильтра-автомасленки 1, пневмоударника 6 и коронки 7.

На пульте управления станка сосредоточены кран управления подачей, автоматическое устройство перехвата штанг, стоп-кран регулятора давления, водяной вентиль, краны управления пневмоударником и шламоотводом.

Эксплуатационную производительность всех бурильных установок определяют следующим образом:

$$\pm \frac{+}{-} \pm \frac{+}{-} \quad (16.6)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, мин; t_m — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин; в горизонтальных выработках t_m составляет 40—45 мин, в вертикальных — 40—60 мин; — норматив времени на обслуживание установки, зависящий от конструкции установки, мин; в горизонтальных выработках 36 мин — для машин с пневматическим приводом и 60 мин — для машин на пневмошинном ходу с дизе-

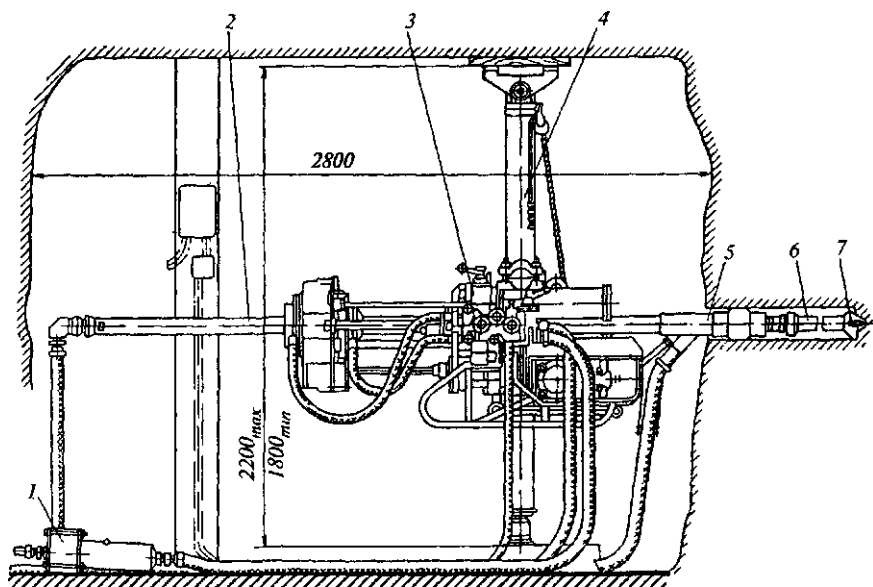


Рис. 16.20. Буровой агрегат НКР-100МА

льным приводом (сюда включают и время на заправку горюче-смазочными материалами); в вертикальных выработках $\wedge$ — суммарный норматив времени на неперекрываемые технологические перерывы (мин), зависит от количества бурильных машин n , обслуживаемых звеном бурильщиков: $\wedge б — (n + 1) t_{пн}$ $t_{пн}$ — продолжительность настройки одной бурильной машины при пуске, составляет 4—5 мин; t_m — время на личные надобности, составляет 10 мин на смену; $\vee \{k_{он} n v\} = t_0$ — норматив основного (чистого) времени бурения 1 м шпура, мин/м; κ_{OA} — коэффициент одновременности работы бурильных машин, учитывающий количество бурильных машин, обслуживаемых одним бурильщиком; при $n = 2$ $\kappa_{од} = 0,7$; $/_в$ — норматив вспомогательного технологического времени, затрачиваемого в среднем на 1 м шпура, мин/м; $/_в = t_p + t_y + t_m + t_k + t_3$, здесь t_p — время на разметку шпуров; t_y — время на установку манипулятора (манипуляторной стрелы, стойки — при бурении шпуров в стволах); $/_{ох}$ — обратный ход бурильной машины; $\Gamma_{п}$ — время на перестановку бурильной машины для бурения следующего шпура; $/_ч$ — время на очистку и продувку шпура; t_K — замену коронки; $(_3$ — на забуривание шпура, $/_{то}$ — коэффициент, учитывающий норматив времени на отдых; для бурильных установок $\kappa_0 = 1,07$.

ГЛАВА 17. ПОГРУЗОЧНЫЕ МАШИНЫ

17.1. Общие сведения о погрузочных машинах

Погрузка породы* при проведении горноразведочных выработок — трудоемкий процесс, занимающий до 60% общего времени проходческого цикла. При проведении разведочных выработок основной объем породы убирают породопогрузочными машинами и только незначительную его часть — вручную.

Погрузочные машины предназначены для механизации погрузки разрыхленной горной массы при буровзрывном способе проведения подземных выработок. Любая погрузочная машина выполняет две "основные функции: захватывает горную породу, отделенную от массива взрывными работами, и передает насыпной груз на транспортную установку, поднимая горную массу на необходимую высоту. В соответствии с этим погрузочные машины можно классифицировать по следующим признакам:

по типу исполнительного органа — ковшовый, гребковый, барабанно-лопастной, нагребные лапы (рис. 17.1, а);

принципу действия исполнительного органа — периодический или непрерывный (рис. 17.1, б);

способу захвата — нижний, боковой, верхний (рис. 17.1, в);

способу передачи груза на транспортное устройство — прямая или ступенчатая погрузка (рис. 17.1, г);

способу передвижения машины — колесно-рельсовый, гусеничный, пневмоколесный (рис. 17.1, д).

Широкое распространение получили погрузочные машины периодического действия с нижним захватом с ковшовым исполнительным органом прямой (рис. 17.2, а) и ступенчатой погрузки (рис. 17.2, б). Машины прямой погрузки имеют две модификации, отличающиеся одна от другой способами разгрузки ковша. К ним относятся машины с перекаत्याющейся рукоятью и машины с боковым опрокидыванием ковша. Последний вид машин применяют для механизации погрузки горной массы при проведении подготовительных выработок с использованием конвейерного транспорта. Ковшовые машины ступенчатой погрузки оборудуют передаточным ленточным, пластинчатым, или скребковым конвейером, входящим в конструкцию машины.

* Сведения об оборудовании для погрузки породы при проведении вертикальных и наклонных выработок подробно изложены в гл. 21.

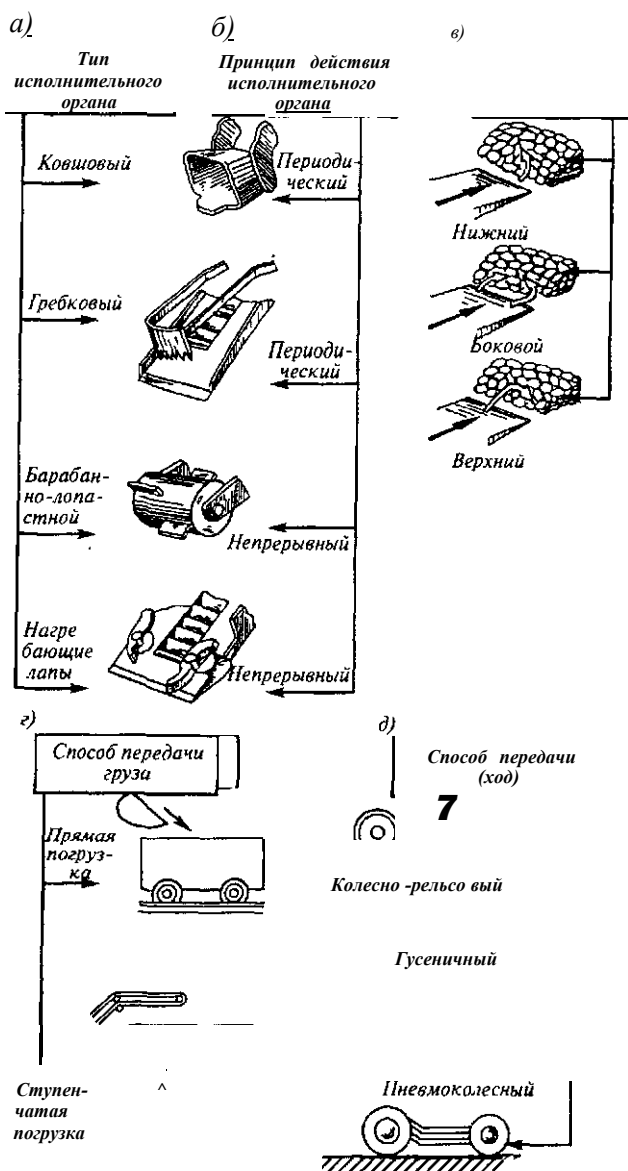


Рис. 17.1. Схема классификации погрузочных машин:
 а) по типу исполнительного органа; б) по принципу действия исполнительного органа;
 в) по способу захвата породы; г) по способу передачи груза; д) по способу передвижения
 машины

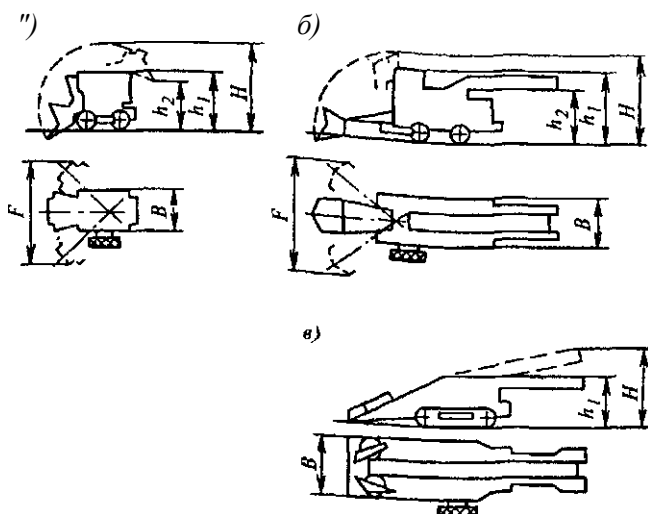


Рис. 17.2. Конструктивные схемы погрузочных машин: с ковшовым исполнительным органом прямой (а) и ступенчатой (б) погрузки; в — с боковым захватом породы

В мировой практике все больше применяют погрузочные машины непрерывного действия с боковым захватом (рис. 17.2, в). Исполнительный орган таких машин — нагребавшие лапы, скребковые бары, или рифленые диски.

В соответствии с определенными конструктивными признаками широко распространены машины типа ППН (периодического действия прямой (ППН-1, ППН-3А, ППН-2Г) или ступенчатой погрузки с нижним захватом) и ПНБ (непрерывного действия с боковым захватом).

17.2. Конструкции погрузочных машин

Погрузочные машины периодического действия по способу погрузки разделяют на два типа: с прямой или ступенчатой погрузкой (табл. 17.1). К *машинам прямой погрузки* относят следующие типы: ППН-1с, ППН-3А, ППН-2Г. Наибольшее распространение при проходке горноразведочных выработок получили погрузочные машины с ковшом на перекатывающейся рукояти. Машина этого типа ППН-1с предназначена для погрузки разрушенной взрывом горной массы с крупностью кусков до 350 мм в вагонетки и другие транспортные средства при проведении горизонтальных выработок.

Ковшовые погрузочные машины принципиально одинаковы и отличаются только выполнением некоторых узлов. Машина типа ППН-1с (рис. 17.3) состоит из ковша 1, двигателя ходовой части 5, поворотной платформы 3, ходовой части 4, механизма подъема 6, пульта управления 2, механизма возврата ковша 7.

Механизм перемещения (ходовая часть) состоит из редуктора, находящегося в чугунном корпусе, пневматического двигателя и

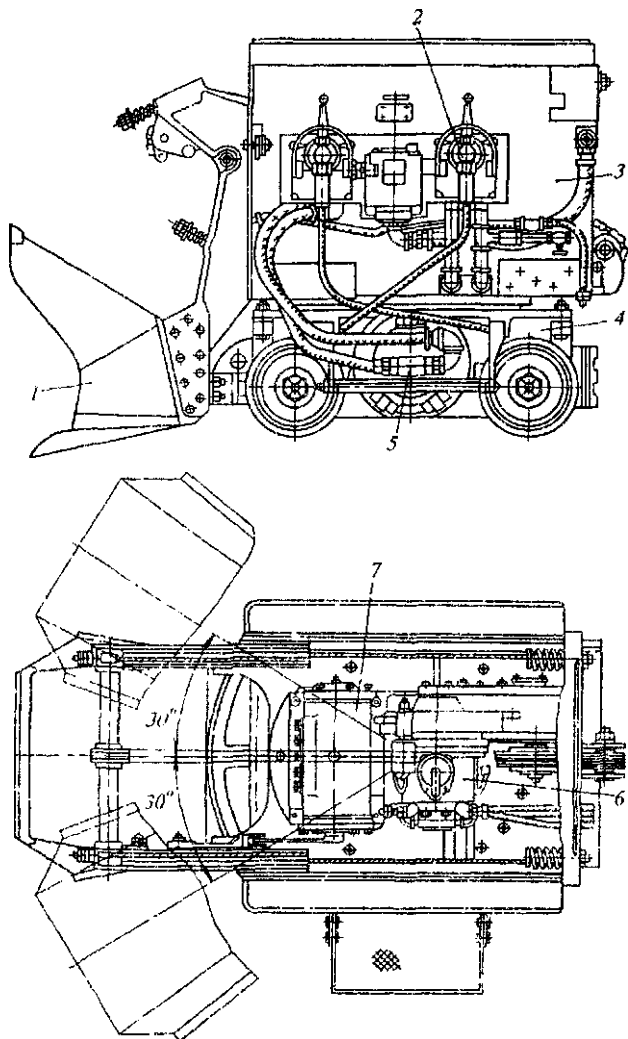


Рис. 17.3. Погрузочная машина типа ППН-1с

двух полускатов. Ходовая часть — это основание, на специальной подшипниковой опоре которого устанавливают верхнюю поворотную платформу. В центре основания установлен шкворень, соединяющий ходовую часть с поворотной. В передней части болтами закреплен кронштейн с роликом, который обеспечивает автоматический возврат поворотной части машины в центральное положение.

К корпусу редуктора присоединяют пневматический двигатель мощностью 8,8 кВт. С левой стороны машины находится подножка для машиниста, с правой — приспособление для отключения пневматического двигателя от ходовой части при транспортировании машины по выработкам. Спереди корпус ходовой части имеет опорный буфер для ковша, сзади — сцепку, посредством которой к машине прицепляют вагонетку.

Погрузочный орган (рис. 17.4) машины смонтирован на поворотной платформе 6 и состоит из ковша 1 с кулисами 2 и четырех тросов стабилизации 3 и 3'. Ковш представляет собой сваренную из стальных листов конструкцию. Для облегчения внедрения ковша в породу его передняя кромка снабжена зубьями. Верхняя стенка ковша имеет форму плоского лотка, по которому во время разгрузки порода высыпается в вагонетку. Ковш крепят на двух кулисах, имеющих профилированные поверхности качения. Кулисы связаны между собой траверсой 4, к которой крепят пластинчатую тяговую цепь 5 механизма подъема.

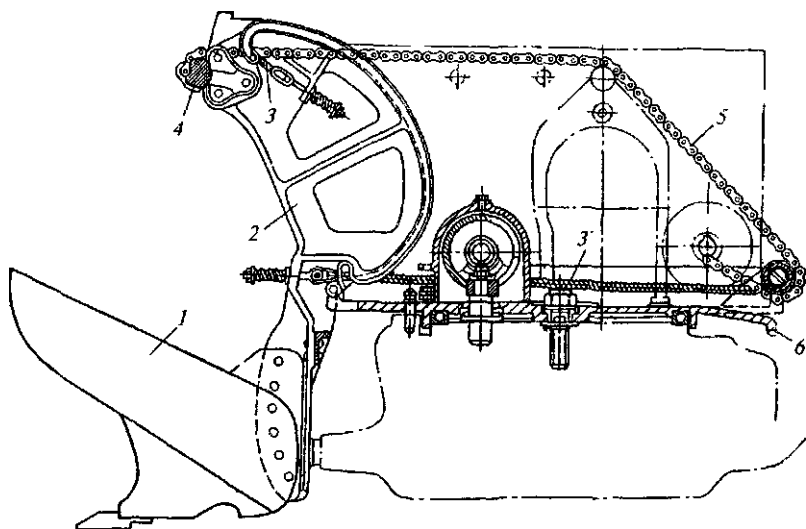


Рис. 17.4. Погрузочный орган и механизм подъема ковша

Механизм подъема ковша установлен на поворотной платформе. Он состоит из редуктора пневматического двигателя и лебедки подъема, на барабане которой крепят второй конец тяговой цепи. При включении механизма подъема цепь наматывается на барабан и тянет траверсу. При этом кулисы, перекатываясь по направляющим поворотной платформы, поднимают и опрокидывают ковш — происходит его разгрузка. Точность поворота кулис по отношению к направляющим обеспечивается четырьмя тросами стабилизации 3 и 3' (см. рис. 17.4), по два на каждую кулису, для укладки которых на профилированных поверхностях качения имеются по две профилированные канавки. Каждый трос закрепляется одним концом на поворотной платформе, а другим — на кулисе.

Некоторые конструкции погрузочных машин имеют другое устройство стабилизаторов кулисы. Вместо тросов кулисы снабжены конусообразными выступами, которые при подъеме ковша перекатываются по соответствующим впадинам поворотной платформы.

На левом щитке поворотной платформы расположен пульт управления, включающий две рукоятки. С помощью левой рукоятки управляют работой двигателя, создающего напорное усилие, правой — подъемом ковша. В некоторых конструкциях пульт управления может быть расположен с правой стороны. Во время погрузки породы машина выполняет следующие операции: передвижение по рельсам, поворот платформы с ковшом в горизонтальной плоскости, внедрение ковша в породу, подъем и опрокидывание ковша для разгрузки в вагонетку. Все перечисленные операции могут быть выполнены независимо одна от другой или частично совмещаться.

При погрузке породы машина с помощью двигателя напора с небольшого разбега (1—1,5 м) внедряет ковш в породу; после наполнения посредством механизма подъема ковш опрокидывают в прицепленную к машине вагонетку; одновременно механизм движения включает задний ход, машина отъезжает от породы на 1—1,5 м. Продолжительность одного цикла составляет 12—17 с. Для погрузки породы с боков выработки поворотная платформа с погрузочным органом может быть повернута на угол до 30° от продольной оси. Возврат платформы в центральное положение осуществляется автоматически механизмом поворота при подъеме ковша. Машина оборудована оросительной системой, предназначенной для автоматического орошения водой горной массы при ее погрузке, и автомасленкой для смазки двигателей и пусковых коробок.

Погрузочные машины ППН-2 и ППН-3 — ковшовые прямой погрузки — являются усовершенствованными машинами этого типа. Они одинаковы по конструкции, но отличаются техническими характеристиками. Машина ППН-3А состоит из следующих основных узлов: рабочего органа, щитов левого и правого, пульта управления и поворотной платформы, механизма передвижения. Рабочий орган — ковш сварной конструкции с двумя кулисами, предназначенный для забора разрыхленной горной массы и погрузки ее в вагонетку. Ковш крепится заклепками к кулисам, которые соединены между собой траверсой и перекатываются по специальному направляющему поворотной платформы, перемещая ковш из положения заполнения в положение разгрузки в вагонетку. Ковш с кулисами крепится к поворотной платформе канатами стабилизации. Щиты предназначены для установки на них пульта управления и ограждения машиниста от движущихся частей машины. Пульт управления состоит из двух распределительных механизмов и автоматической масленки, предназначенных для управления пневматическими двигателями и пневматическим цилиндром поворота платформы. Поворотная платформа служит для поворота платформы влево и вправо относительно продольной оси машины для зачерпывания породы с боков выработки, автоматического возврата в центральное положение при подъеме ковша, а также для подъема и разгрузки ковша. Платформа поворота состоит из подшипника поворота и редуктора подъема.

Погрузочную машину ППН-2Г — ковшовую периодического действия прямой погрузки — применяют для погрузки горной массы при проведении горизонтальных выработок, камер, а также при очистных работах.

Погрузочная машина ППН-2Г отличается от ППН-2 наличием гусеничной ходовой части, состоящей из двух гусеничных тележек, в которые входят привод натяжного устройства и гусеничная цепь. Привод включает в себя редуктор и пневматический двигатель ДАР-14м. Корпус редуктора одновременно является и рамой гусеничной тележки. Конструкции правой и левой тележек одинаковы.

Погрузочные машины периодического действия ступенчатой погрузки (рис. 17.5) применяют при проходке двухпутевых выработок для погрузки крупнокусковой, тяжелой, абразивной горной массы.

Машина имеет тяжелую раму 1 ходовой части с двумя приводными полускатками 2, ковш 3, установленный на стреле присмно-погрузочного конвейера 7. Передвижение машины, подъем ковша и работа конвейера осуществляются от одного привода, состоящего из редуктора 5 и двигателя 6. Редуктор имеет систе-

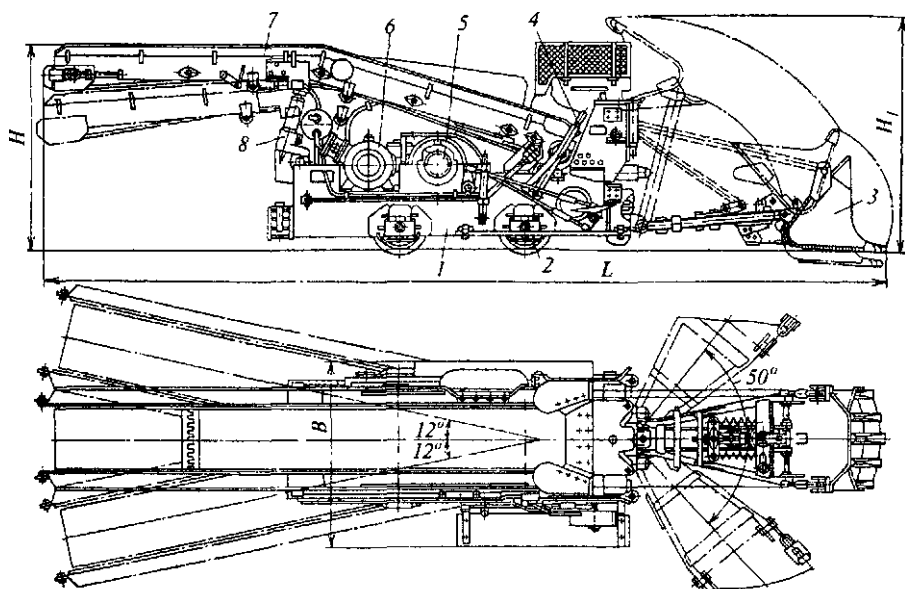


Рис. 17.5. Погрузочная машина периодического действия ступенчатой погрузки

мы планетарных передач с устройствами, которые обеспечивают плавное включение механизмов подъема ковша и переключение направлений движения машины. Рычаги управления 4 установлены с двух сторон машины. Высоту разгрузки конвейера можно изменять домкратом 8. Для равномерной загрузки вагонов предусмотрена выдвижная сцепка.

Поднимают ковш и стрелу двумя цепями, которые позволяют перемещать ковш в обе стороны для увеличения фронта погрузки. Средняя цепь служит для ограничения нижнего положения ковша и смягчения ударов при падении ковша. Перед началом погрузки ковш со стрелой опускают в нижнее положение и машина движется вперед. При внедрении в породу ковш встряхивают толчкообразными короткими включениями механизма подъема ковша. После загрузки включают одновременно два барабана механизма подъема ковша, наматывающие на себя цепи. При этом вначале ковш поворачивается вокруг горизонтальной оси на конце стрелы, а затем вместе со стрелой поднимается вверх и порода из ковша разгружается на ленточный конвейер. С поднятым ковшом машина отъезжает от забоя, стрелу с ковшом опускают в нижнее положение, и машина движется на забой для следующего черпания. Для погрузки породы с боков выработки

сначала включают один из боковых барабанов подъема и поворачивают погрузочный орган в правую или левую сторону.

Для эффективного пылеподавления на машине установлены шесть форсунок. Общий расход воды оросительной системы составляет 50 л/мин при давлении $4 \cdot 10^5$ Па.

Погрузочная машина ППН-5п предназначена для механизации погрузки горной массы в вагонетки или на конвейер при проведении горизонтальных выработок буровзрывным способом с минимальным сечением в свету 5,2 м². Машина оснащена пневматическим приводом. Техническая производительность составляет 1,0 м³/мин.

Погрузочная машина ППН-7 предназначена для механизированной погрузки горной массы в шахтные вагонетки, скипы или на конвейер при проведении наклонных выработок, проводимых сверху вниз под углом 25° буровзрывным способом. Машину можно применять в выработках с сечением в свету от 5,2 м² и более, высотой не менее 2 м. Взрывобезопасное исполнение электрооборудования позволяет применять машину в шахтах, опасных по газу и пыли, а наличие ковшового рабочего органа дает возможность применять ее для погрузки пород различной крепости и абразивности.

Погрузочные машины непрерывного действия (см. табл. 17.1). В настоящее время при проведении подготовительных выработок в процессе разработки месторождений полезных ископаемых все большее применение находят высокопроизводительные погрузочные машины непрерывного действия с боковым захватом. Погрузочные машины такого типа предназначены для ступенчатой погрузки. Рабочим органом служат парные нагребавшие лапы. Они нагребавают породу на приемный скребковый конвейер, который перемещает ее дальше на другое транспортное средство.

Все машины типа ПНБ (рис. 17.6) выполнены по одной конструктивной схеме и состоят из следующих основных узлов: исполнительного органа, включающего в себя две нагребавшие лапы 1, гусеничной ходовой части 2, погрузочного устройства в виде скребкового конвейера 3, кривошипа 4, приемной плиты 5 и системы привода и управления. Парные нагребавшие рычаги — лапы (рис. 17.7) — представляют собой плоский шарнирный четырехзвенник. Корпус лапы 4 связан в средней части с диском 2 через шарнир 3, а в хвостовой — с опорным шарниром 7 и через короткий качатель 6 — с подвижным шарниром 5. При вращении ведущих дисков лапы совершают сложные нагребавшие движения по плоскости приемной плиты 5. Наконечники нагребавших лап внедряются в нижнюю часть навала породы, отделяют от него некоторый объем и нагребавают его по плоскости приемной плиты к конвейеру 8.

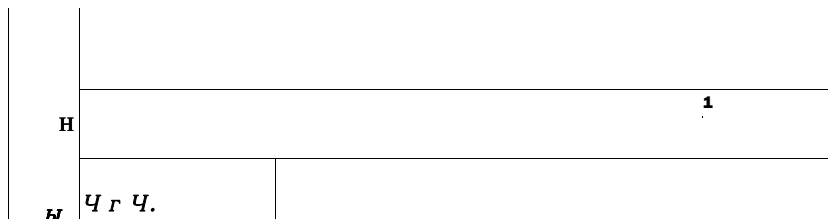


Рис. 17.6. Погрузочная машина непрерывного действия

Погрузочная машина ПНБ-1 предназначена для погрузки мягкой породы и угля в транспортные средства при проведении горизонтальных и наклонных (до 6°) горных выработок сечением в свету от 3 м^2 и более.

Она состоит из исполнительного органа, ходовой части и скребкового конвейера. В качестве привода рабочего органа применяются два электродвигателя КОМФ41-8 мощностью 55 кВт. Привод каждой лапы — индивидуальный. Редукторы привода лап соединены между собой валом-синхронизатором. Закрепленная на этом валу звездочка приводит в движение скребковую цепь конвейера. Привод гусеничного хода осуществляется от электродвигателя КОМФ41-4 мощностью 10 кВт

через редуктор ходовой части. Гидравлическое управление ходовой частью обеспечивает плавный пуск машины. Подъем и опускание нагребавшей части, а также подъем, опускание и разворот в горизонтальной плоскости конвейера производятся гидроцилиндрами. Электрооборудование выполнено во взрывобезопасном исполнении, что позволяет использовать машину в шахтах, опасных по газу или пыли.

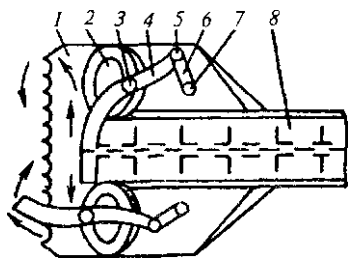


Рис. 17.7. Схема работы погрузочного устройства с нагребавшими лапами

Погрузочная машина 1ПНБ-2 (рис. 17.8) предназначена для погрузки горной массы в вагонетки или на конвейер при проведении горизонтальных и наклонных (до 6°) горных выработок буровзрывным способом с сечением в свету от $5,6 \text{ м}^2$ и более по породам с $f < 6$.

Погрузочная машина 2ПНБ-2 состоит из нагребавшей 1 и ходовой 2 частей, конвейера 6, блоков управления 3 и 4, гидро- и электрооборудования, гидроцилиндра 5 и системы орошения. Нагребавшая часть (рис. 17.9) машины — основной рабочий орган, производящий погрузку горной массы на скребковый конвейер и состоящий из рамы 1, на которой монтируют промежуточный редуктор 10, редукторы правой 13 и левой 8 лап с кулисами 3, 7 и электродвигатель 9. Рама нагребавшей части сварной конструкции состоит из рабочего носка 5, правого 4 и левого 6 крыльев, крышки 12, правого 11 и левого 2 бортов. Для увеличения износостойкости кромки лап наплавлены твердым сплавом.

Ходовая часть машины — гусеничная, она состоит из рамы, редуктора и электродвигателя, балансиров, натяжных устройств и гусеничных цепей. Мощность электродвигателя-привода гусеничного хода составляет 11 кВт. Рабочая скорость машины 9,9 м/мин, маневровая — 17,9 м/мин. Удельное давление на грунт 610^4 Па .

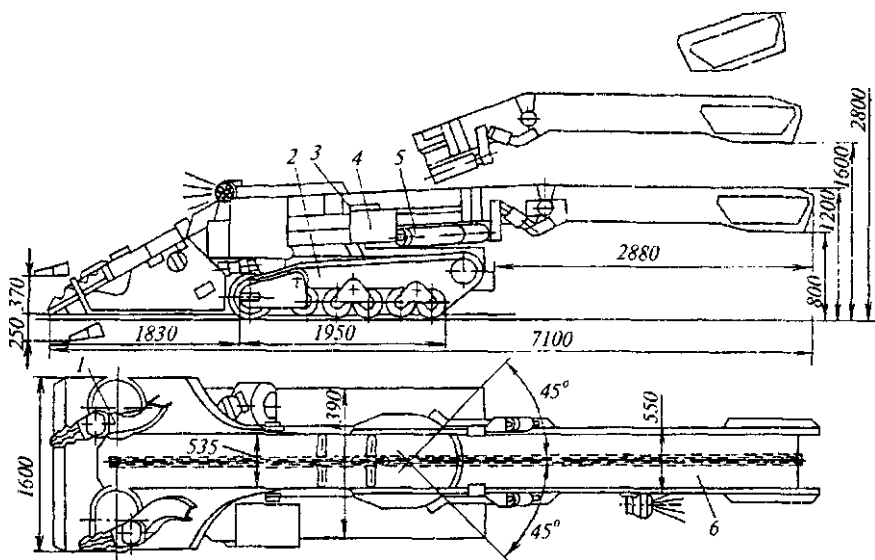


Рис. 17.8. Погрузочная машина 1ПНБ-2

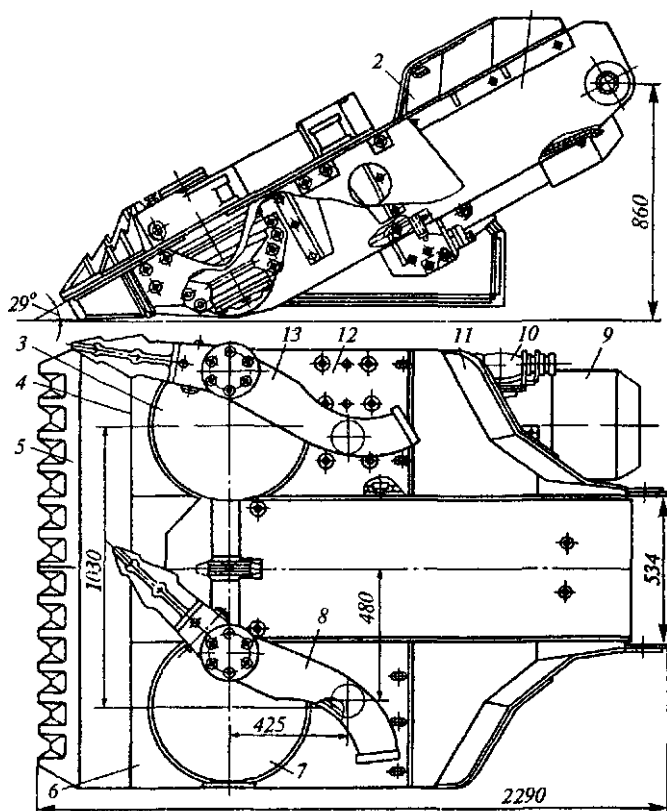


Рис. 17.9. Рабочий орган машины 1ПНБ-2

Погрузочная машина 2ПНБ-2 предназначена для механизированной погрузки горной массы в вагонетки, на конвейер и другие транспортные средства при проведении горизонтальных, наклонных (до 6°) горных выработок сечением в свету $6,2 \text{ м}^2$ и более по породам $c \leq 10$. Погрузочная машина 2ПНБ-2 по конструкции в основном аналогична машине 1ПНБ-2 и отличается от нее большей прочностью, габаритными размерами и мощностью. Внесен ряд конструктивных изменений, например, скребковый конвейер имеет свой привод и состоит из поворотного стола, промежуточной рамы, приводной секции, скребковой цепи, которая движется со скоростью $0,97 \text{ м/с}$; мощность электродвигателя 15 кВт .

Погрузочная машина 1ПНБ-2 разработана для горизонтальных и наклонных (до 8°) горных выработок с минимальным се-

чением в свету $6,4 \text{ м}^2$ для погрузки породы кусковатостью не более 400 мм. Отличительная особенность погрузочной машины 1ПНБ-2 — наличие бескабельной инфракрасной системы управления УЗМ. Погрузочная машина 1ПНБ-2 состоит из рабочего органа с парными нагребающими лапами, скребкового конвейера и ходовой части, электро- и гидрооборудования. Электрооборудование — из станции управления, фотоприемников и переносного пульта с аккумуляторными батареями и излучающими фотодиодами; гидрооборудование — из электрозолотников, гидрокоммуникаций и насоса Н-400. В случае исчезновения канала управления подается звуковой сигнал. Если канал управления не восстанавливается, то через 3—5 с машина останавливается. Применение забойных машин, оснащенных устройством УЗМ, повышает безопасность и улучшает условия труда машиниста.

Погрузочные машины ПНБ-3Д и ПНБ-4 относят к классу тяжелых шахтных погрузочных машин с нагребающими лапами непрерывного действия. ПНБ-3Д предназначена для погрузки разрыхленной горной массы кусковатостью до 600 мм в выработках с углом наклона до 10° и минимальными размерами в свету: шириной 3,7 м и высотой 2,5 м. Погрузочная машина ПНБ-3Д состоит из гусеничной ходовой части; заборно-погрузочного устройства; конвейера; нагребающих лап; приводов нагребающих лап, гусеничного хода и конвейера; маслостанции; пульта управления; магнитного пускателя.

Отличительные особенности машин данного типа — усиленная конструкция всех узлов машины, повышенная стойкость деталей нагребающих лап и скребкового конвейера и значительная энерговооруженность машины, позволяющая погружать породу высокой крепости, абразивности и большой плотности.

Погрузочная машина ПНБ-4 предназначена для погрузки руды и породы с $f < 16$ и крупностью кусков до 800 мм при проведении горизонтальных и наклонных (до 8°) горных выработок сечением в свету не менее $10,5 \text{ м}^2$.

17.3. Эксплуатация погрузочных машин

К самостоятельной работе на погрузочных машинах допускаются лица, имеющие удостоверение машиниста. Погружают породу в шахтные вагонетки с торца. Во время работы машинист стоит на подножке, держась обеими руками за рукоятки пусковых корбков и управляя машиной. Постоянный уход за машиной обеспечивает надежность ее в работе, долговечность и высокую производительность. Перед началом работы машинист обязан по журналу

приема-сдачи смены ознакомиться с техническим состоянием машины; осмотреть забой и убедиться в безопасности работы в нем; проверить состояние подводящих рукавов воздуха и воды, исправность цепи заземления и электрооборудования, прочность и плотность всех соединений, состояние тяговой цепи и оросительной системы. После этого необходимо проверить работу машины вхолостую. Во время работы машины запрещается: работать вблизи рабочего органа; ремонтировать, смазывать и очищать ее от грязи; запускать машину, не предупредив людей, работающих поблизости; работать с неисправной системой пылеподавления. В конце смены машинист обязан вывести машину из забоя, очистить ее от грязи, смазать все трущиеся детали, проверить на холостом ходу отсутствие ненормальных шумов и стуков в двигателях и редукторах.

Для машин непрерывного действия основные положения по эксплуатации погрузочных машин такие же, как и для машин типа ППН. Отличительная особенность эксплуатации машин типа ГНБ — это обслуживание гидро- и электрооборудования машины. Для предохранения от поражения электрическим током машинист при управлении машиной должен работать в целых (неповрежденных) резиновых перчатках и обуви. Запрещается работать на машине при неисправных электрооборудовании и заземлении. Во время работы машины крышки шкафа управления и другого электрооборудования должны быть закрыты. Открывать крышки, осматривать, ремонтировать электрооборудование под напряжением запрещается. Во время работы машинист должен следить за тем, чтобы силовой кабель при маневрировании машины не оказался под ее гусеницами.

Для расчета производительности погрузочных машин используют техническую и эксплуатационную производительность. Технической называется производительность машины в единицу времени при непрерывной работе с учетом физико-механических свойств горной породы и конструкции машины.

Техническая производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) для машин периодического действия определяют из выражения:

$$Q_T = 3600 V_K k_H / t_{ц}, \quad (17.1)$$

где V_K — вместимость ковша, м^3 ; k_H — коэффициент наполнения ковша породой; $t_{ц}$ — время одного цикла движения ковша, с;

$$= \quad (17.2)$$

где k_j — коэффициент, учитывающий наполнение ковша в зависимости от крупности кусков и плотности горной массы

(табл. 17.2); k_m — коэффициент, учитывающий наполнение ковша в зависимости от цепного веса машины и крупности кусков (табл. 17.3).

Таблица 17.2. Зависимость коэффициента наполнения ковша от крупности кусков и плотности горной массы

Плотность горной породы, т/м ³	Коэффициент k_r при средней кусковатости породы, мм			
	100	200	300	400
1,5	1,0	0,8	0,6	0,6
2,0	0,9	0,7	0,5	0,25
2,5	0,75	0,6	0,4	0,2
3,0	0,60	0,45	0,35	0,15

Таблица 17.3. Зависимость коэффициента наполнения ковша от цепного веса машины и крупности кусков горной массы

Цепной вес машины, кН	Коэффициент k_u при средней кусковатости породы, мм			
	100	200	300	400
15-20	0,4	0,3	0,25	0,15
30-50	0,65	0,45	0,35	0,25
50-60	0,85	0,65	0,45	0,35
70 и выше	1	0,75	0,55	0,4

Эксплуатационной Q_3 называется производительность машины в единицу времени с учетом физико-механических свойств горной массы, конструкции машины и возможных простоев, связанных с обменом вагонов, откаткой составов, наращиванием путей, техническим обслуживанием машины в рабочее время.

17.4. Погрузочно-транспортные машины

В горнорудной промышленности России и за рубежом широко применяют погрузочно-транспортные машины. Погрузочно-транспортные машины комплексно выполняют операции погрузки, транспортирования и разгрузки горной породы, обеспечивая высокие технико-экономические показатели. Применение их особенно эффективно при работе в выработках большого сечения.

Погрузочно-транспортные машины классифицируют по следующим признакам: по принципу действия погрузочного органа — с верхним и нижним захватом; по типу грузонесущей емкости — с грузонесущими ковшом и бункером; по способу разгрузки — с опрокидным кузовом, с донным конвейером; по исполнению ходовой части — пневмоколесные и гусеничные; по

виду энергии привода — электрические, пневматические, дизельные. Машины с грузонесущим кузовом и грузоподъемностью 2,5; 4; 6; 10; 16 т обозначают буквами ПТ, а машины с грузонесущим ковшом грузоподъемностью 2, 3, 5, 8, 10 т — ПД. Грузоподъемности машины указывают справа от буквенного обозначения, например ПД-8 или ПТ-4 (табл. 17.4).

Таблица 17.4. Техническая характеристика погрузочно-транспортных машин

Показатели	Тип машины			
	ПД-3	ПД-5	ПД-8	ПТ-4
Грузоподъемность, т	3	5	8	4
Вместимость, м³:				
кузова	-	-	-	1,5
ковша:				
основного	1,5	2,5	4	0,2
сменного	1,0	2,0	3; 4,5	-
Площадь сечения выработок, м²	7 - 9	9 - 12	12 - 14	7 - 9
Рекомендуемое расстояние откатки, м	100	125	200	220
Радиус поворота по наружному колесу, мм	4750	5500	7500	4000
Привод	Дизельный	Дизель-электрический	Пневматический	
Габариты, мм:				
длина	7300	7500	9000	3900
ширина	1700	1900	2500	1800
высота при транспортировании	2120	2240	2500	2120(2240)*
Масса, т	10	16	22	7

* Высота при погрузке.

Погрузочно-транспортные машины типа ПТ изготавливают на пневмоколесном ходу с кузовами опрокидного типа или с донной разгрузкой. Приводом машин служат пневматические или дизельные двигатели. Машина такого типа (рис. 17.10) состоит из ковшового погрузочного органа 1 с нижним черпанием, пневмоколесного механизма передвижения 2, кузова 3 и системы управления 4. Ковш закреплен на шарнирной рукояти и поднимается пластинчатой цепью лебедки, привод которой осуществляется от поршневого пневмодвигателя через планетарный редуктор. Рессоры служат для амортизации ударов рукояти при разгрузке ковша в кузов 3. Кузов разгружается опрокидыванием

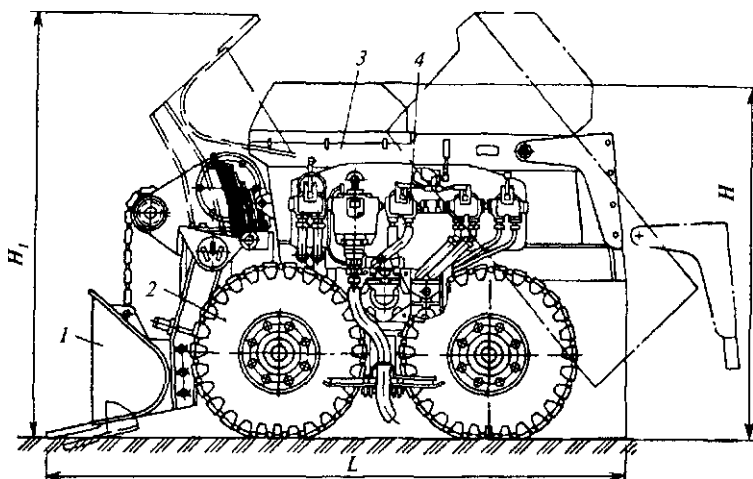


Рис. 17.10. Погрузочно-транспортная машина с грузонесущим ковшом (ПТ)

назад от пневмоцилиндра, при этом одновременно откидывается задний борт. Четыре колеса механизма передвижения являются ведущими, благодаря чему обеспечиваются высокая проходимость, большое напорное усилие при внедрении ковша в горную массу. В машине применен бортовой привод от пневмодвигателей. Каждые два колеса, переднее и заднее, кинематически соединены бортовым редуктором. Благодаря такой конструкции механизма передвижения возможен разворот машины на месте путем вращения колес каждого борта в разные стороны. Остановка машины производится отключением пневмодвигателей, а торможение — противовключением.

Система управления включает в себя воздухораспределители для непосредственного управления исполнительным органом и механизмом передвижения машины, а также автомасленку для подачи смазки к потребителям сжатого воздуха.

Погрузочно-транспортные машины типа ПД с грузонесущим ковшом (рис. 17.11) состоят из следующих основных узлов: привода 1, кабины управления 2, погрузочного органа 3, пневмоколесного хода 4, ходовой трансмиссии 5, нейтрализатора 6, бака для горючего 7. Все современные транспортные машины этого типа имеют дизельный привод с двойной очисткой выхлопных газов, который помогает развивать скорость движения до 20 км/ч, и шарнирно-сочлененную раму, что позволяет проходить закругления с малыми радиусами и обеспечивать поворот маши-

ны под углом $45\text{--}90^\circ$. Исполнительный орган, представляющий собой шарнирно-закрепленную на раме машины стрелу с ковшом, расположен спереди, а силовая установка — сзади. Привод исполнительного органа — гидравлический, включает в себя два гидроцилиндра подъема стрелы и два гидроцилиндра поворота ковша. Процесс черпания может осуществляться вручную, а также в автоматическом режиме. Гидромеханическая трансмиссия машины, включающая в себя гидротрансформатор, обеспечивает плавное изменение тягового усилия на ведущих колесах и скорости в зависимости от сопротивления движению машины. Два ведущих моста, дифференциалы, распределяющие крутящий момент на колеса в зависимости от сцепления с почвой выработки, а также для переднего моста самоблокирующийся дифференциал создают машине необходимое напорное усилие при внедрении ковша в горную массу. Рулевой механизм имеет гидравлический усилитель, полурамы машины поворачиваются относительно друг друга с помощью двух гидроцилиндров. Для повышения плавности хода и уменьшения динамических нагрузок задний мост машины оборудован амортизирующей пневмогидравлической подвеской, а для улучшения условий работы сиденье водителя снабжено пружинной подвеской с гидравлическим амортизатором двойного хода.

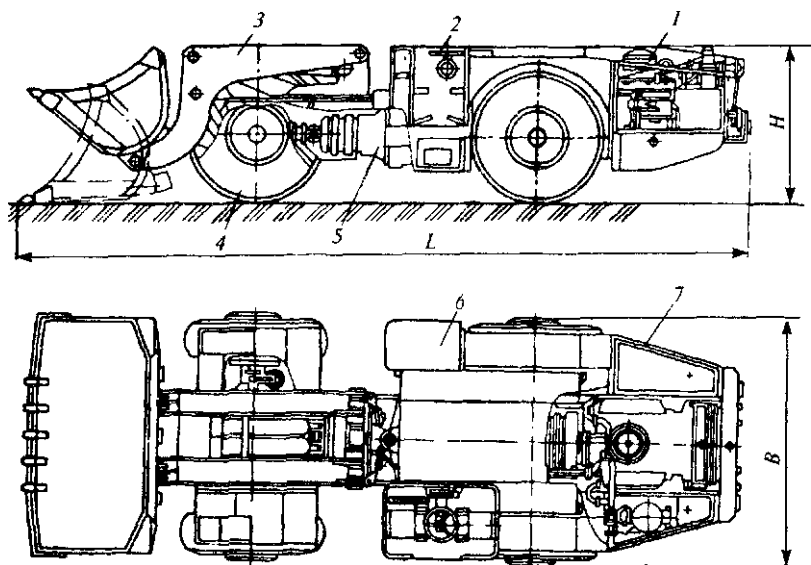
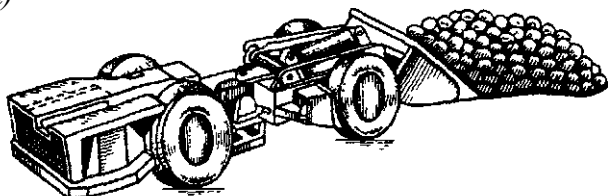


Рис. 17.11. Погрузочно-транспортная машина с грузонесущим ковшом (Г1Д)

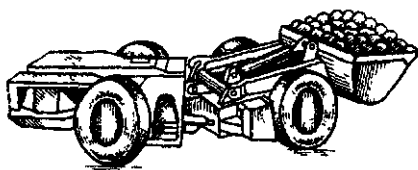
Погрузочно-транспортные машины захватывают ковшем горную массу из развала (рис. 17.12, а), транспортируют ее по выработкам (рис. 17.12, б) и разгружают (рис. 17.12, в) в другие транспортные средства. Наиболее высокие технико-экономические показатели работы достигаются при расстояниях от забоя до места разгрузки не более 250—300 м.

Погрузочно-транспортные машины эксплуатируют согласно плано-предупредительной системе, включающей техническое обслуживание и ремонт машин. Техническое обслуживание состоит из ежемесячных осмотров, проводимых водителем погрузочно-транспортной машины и предусматривающих осмотр крепления узлов основных механизмов, проверку работы тормозов и рулевого управления, проверку давления воздуха в пневмошинах, контроль за уровнем масла в двигателе, гидросистеме и редукто-

а)



б)



в)

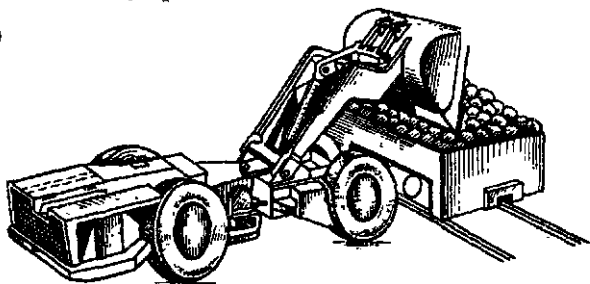


Рис. 17.12. Рабочий цикл погрузочно-транспортной машины с грузонесущим ковшем:

а — заполнение ковша горной породой; б — транспортировка по выработке; в — разгрузка ковша

рах, очистку воздушного фильтра, туалета ежедневный осмотр машины отводят 30 мин.

Периодический осмотр водитель машины выполняет совместно со слесарем по ремонту. Они проводят ревизию основных узлов, устраняют неисправности, заменяют масло в редукторах, ре-агенты для очистки выхлопных газов дизельных двигателей и т.д. Длительность периодического осмотра машины около 2 ч. Возникающие в процессе работы неисправности машины, их устранение и перечень выполненных работ заносят в специальный журнал, который должен находиться на каждой машине. Для погрузочно-транспортных машин предусмотрено два вида ремонта: текущий и капитальный. Текущий ремонт, выполняемый бригадой слесарей, включает в себя частичную разборку машины с заменой изношенных деталей, а также работы, входящие в периодические осмотры. Текущий ремонт выполняют в подземных мастерских, расположенных в околоствольном дворе. Периодичность текущих ремонтов — 1 мес, длительность текущего ремонта машины с пневмоприводом — 42 ч, с дизельным приводом — 48—70 ч. Капитальный ремонт проводят в централизованных мастерских или на рудоремонтных заводах через 1200—2500 ч работы машины. При этом машину полностью разбирают, проверяют все узлы и детали, при необходимости заменяя некоторые из них. Широко применяют узловой и агрегатный методы капитального ремонта, при которых на ремонтируемую машину устанавливают новые или заранее восстановленные узлы и агрегаты.

ГЛАВА 18. КАНАТНЫЕ СКРЕПЕРНЫЕ УСТАНОВКИ

18.1. Общие сведения и классификация

Скреперные канатные комплексы широко используют при проведении подземных и открытых горных выработок и добыче полезных ископаемых для перемещения разрушенной горной породы. Достоинствами скреперных установок являются совмещение процессов погрузки и транспортирования груза, его перемещение в горизонтальном и наклонном вверх и вниз направлениях, надежность работы в сложных условиях, простое изменение дальности доставки, невысокая стоимость, простота монтажа. К недостаткам скреперных установок можно отнести: малую производительность, ограниченную дальность транспортирования, быстрый износ канатов, высокую энергоемкость.

Скреперные установки классифицируют по назначению — на подземные и поверхностные; по виду трассы — на прямолиней-

ные и криволинейные; по числу барабанов лебедки — на двух- и трехбарабанные. Скреперная установка (рис. 18.1) для проведения горных выработок состоит из скрепера 1, концевого блока 2, хвостового каната 3, поддерживающего блока 4, скреперной лебедки 5, вагонетки или скипа 6, головного каната 7, борта 8 и полка 9. Рациональная дальность транспортирования скреперами составляет 10—50 м, максимальный угол наклона трассы до 45°. Основными элементами скреперной установки являются скрепер, лебедка, канаты и блоки.

Рабочим органом скреперной установки является скрепер, который зачерпывает и перемещает породу до места разгрузки. Скреперы по конструктивному исполнению подразделяют на гребковые, ящичные, гребково-ящичные и совковые.

Для доставки крупнокусковых абразивных руд наибольшее распространение получили гребковые односекционные жесткие скреперы (рис. 18.2, а, б, табл. 18.1), гребковые односекционные шарнирно-складывающиеся (рис. 18.2, в), гребковые многосекционные жесткие или шарнирно-складывающиеся (рис. 18.2, г). Ящичные скреперы (рис. 18.2, д) применяют для доставки мелкокусковой горной массы невысокой крепости. Гребково-ящичные скреперы отличаются от односекционных жестких гребковых скреперов наличием больших боковых стенок. Этот тип скрепера применяют для доставки среднекусковой горной массы повышенной влажности.

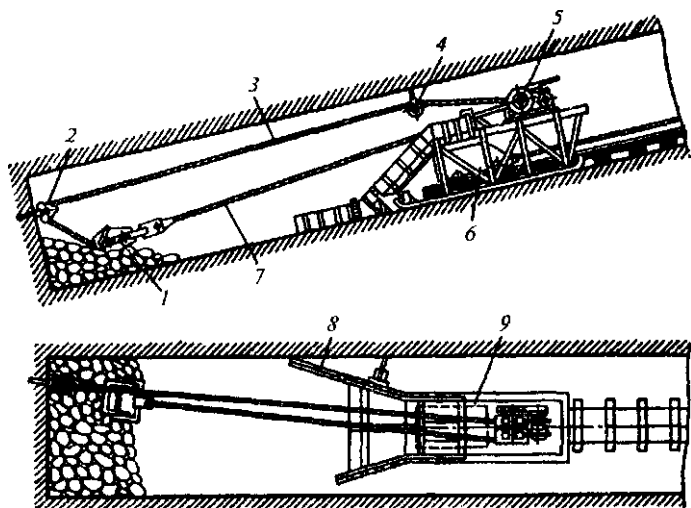


Рис. 18.1. Скреперная установка

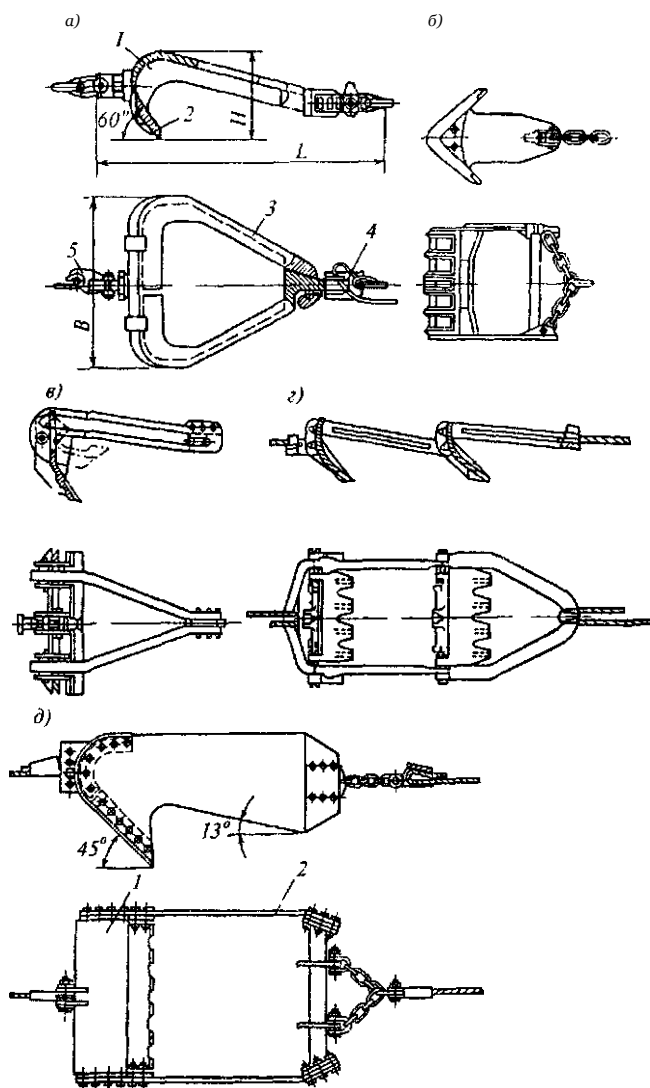


Рис. 18.2. Конструкция скреперов:

a — гребковый; *б* — гребковый с двумя рабочими лезвиями; *в* — гребковый шарнирно-складывающийся; *г* — гребковый многосекционный; *д* — ящичный

По способу изготовления скреперы разделяют на литые, сварные и комбинированные; по способу соединения задней (рабочей) стенки с тягами или боковыми стенками — жесткие и шарнирно-складывающиеся; по расположению режущих кромок — односторонние и двухсторонние; по исполнению — на разборные и неразборные. К конструкции скрепера предъявляют такие основные требования, как обеспечение полного и быстрого его заполнения, высокая прочность, возможно меньшее сопротивление перемещению, устойчивость при движении по неровной почве выработки.

Гребковый скрепер (см. рис. 18.2, а) состоит из корпуса 1, представляющего собой заднюю стенку, рабочая кромка которого снабжена сменным лезвием 2, боковых тяг 3 и двух серег 4 и 5 для крепления головного и хвостового канатов. Благодаря такой конструкции обеспечивается хорошее внедрение гребкового скрепера в крупнокусковую горную массу, но из-за отсутствия боковых стенок возможны некоторые потери по трассе доставки. Гребковые скреперы выполняют односторонними (см. рис. 18.2, а) и с двумя рабочими лезвиями (см. рис. 18.2, б). Двусторонние скреперы в случае переворачивания при движении по навалу крупнокусковой породы не требуют их восстановления в прежнее положение, однако их можно применять только в выработках значительной высоты.

Таблица 18.1. Техническая характеристика односекционных жестких гребковых скреперов СГ

Показатели	Расчетная вместимость, м'								
	0,1	0,16	0,25	0,4	0,6	1	1,6	2,5	4
Габариты, мм:									
ширина	710	850	950	1120	1250	1500'	1700	1900	2240
длина	950	1250	1400	2700	2000	2360	2650	3000	3550
высота	400	500	560	670	800	900	1060	1250	1500
Масса, кг	160	265	400	560	800	1180	1600	2120	3000

Гребковый шарнирно-складывающийся скрепер (см. рис. 18.2, в и табл. 18.2) обеспечивает хорошее внедрение и заполнение. При холостом ходе благодаря складыванию задней стенки уменьшается сопротивление перемещению скрепера, он редко опрокидывается и проходит через небольшой просвет под кровлей выработки над навалом породы.

Многосекционные гребковые скреперы (табл. 18.3) могут быть выполнены жесткими или шарнирно-складывающимися (см. рис. 18.2, з). Такие скреперы при относительно небольшой ширине обеспечивают большую производительность, чем односекционные. Применяют в выработках шириной 1,6—2,0 м.

Таблица 18.2. Техническая характеристика односекционных шарнирно-складывающихся скреперов СГШ

Показатели	Расчетная вместимость, м ³					
	0,25	0,4	0,6	1,0	1,6	2,5
Габариты, мм:						
длина	1700	2000	2360	2650	3000	3550 ;
высота	265	360	450	560	670	800
Масса, кг	560	800	1180	1600	2120	3000

Таблица 18.3. Техническая характеристика многосекционных жестких скреперов СГМ

Показатели	Расчетная вместимость, м ³		
	0,6	1	1,6
Габариты, мм:			
длина	2550	4500	5600
ширина	950	1120	1120
высота	560	670	670
Масса, кг	800	1180	1600

Ящичный скрепер (см. рис. 18.2, д и табл. 18.4) состоит из задней стенки 1 с режущим лезвием и двух боковых стенок 2, благодаря которым достигают меньших потерь доставляемой горной массы по сравнению с гребковым скрепером, однако наличие боковых стенок обеспечивает внедрение ящичного скрепера только в разрыхленную мелкокусковую горную массу. Ящичные скреперы широко применяют для доставки калийных руд, а также при разработке россыпных месторождений.

Таблица 18.4. Техническая характеристика ящичных односекционных скреперов СЯ

Показатели	Расчетная вместимость, м ³							
	0,16	0,25	0,4	0,6	1	1,6	2,5	4
Габариты, мм:								
длина	800	950	1120	1400	1700	2000	2360	3000
ширина	710	850	950	1120	1250	1500	1700	1900
высота	360	400	450	500	560	630	710	800
Масса, кг	160	265	400	560	800	1180	1600	2120

Все типы скреперов имеют буквенные обозначения, например: гребковые односекционные жесткие — СГ, гребковые многосекци-

онные жесткие — СГМ, гребковые односекционные шарнирно-складывающиеся — СГШ, скреперы ящичные — СЯ, скреперы совковые — СС. Главный параметр скрепера — его геометрическая вместимость. Рекомендуют скреперы вместимостью 0,10; 0,16; 0,25; 0,40; 0,6; 1,0; 1,6; 2,5; 4,0 м³. Скреперы соответствующих типов обозначают буквами и цифрами, например СГ-0,6; СЯ-1,6. Цифра указывает вместимость скрепера в м³.

Оптимальным углом внедрения рабочей кромки скрепера называется такой угол, при котором обеспечиваются наибольшее наполнение скрепера и наименьший удельный расход энергии на доставку горной массы. Угол внедрения в основном зависит от крупности доставляемой породы. При этом для крупнокусковой горной массы оптимальный угол внедрения составляет 55—60°, для мелкой сыпучей горной массы — 40—45°.

Оптимальная скорость движения загруженных скреперов, при которой достигают наиболее высокой производительности установок, зависит от приведенной массы скреперов (массы скрепера, приходящейся на единицу длины рабочей кромки) и обычно составляет 1—1,2 м/с.

Скреперная лебедка предназначена для перемещения скрепера с горной массой по горизонтальным и наклонным горным выработкам (табл. 18.5). Лебедки, применяемые в скреперных установках, подразделяют по мощности механического привода — на лебедки малой мощности до 10 кВт, средней мощности от 10 до 20 кВт и мощные свыше 20 кВт; по виду применяемой энергии — на электрические и пневматические; по числу барабанов — на двух- и трехбарабанные; по размещению двигателя — на лебедки с двигателями, установленными соосно барабанам, и с двигателями, установленными параллельно оси барабанов; по способу управления — с ручным, дистанционным и автоматическим.

Скреперные лебедки с электрическим приводом получили наиболее широкое распространение, а с пневматическим применяют только в особых случаях, когда невозможно использовать электрическую энергию. Двухбарабанные скреперные лебедки применяют для скреперования по горизонтальным выработкам. Трехбарабанные — при широком фронте захвата и для скреперования в наклонных горных выработках.

Лебедки с двумя и тремя барабанами изготавливают мощностью 10, 17, 30, 55, 75 и 100 кВт. Обозначение лебедки, например 17ЛС-2С, 30ЛС-2П, расшифровывается следующим образом: первое число (17,30) — мощность, кВт; ЛС — лебедка скреперная; цифра 2 — с двумя барабанами; буквы С — соосное и П — параллельное расположение барабанов и двигателя.

Таблица 18.5. Техническая характеристика скреперных лебедок

Показатели	Тип лебедки					
	10ЛС-2С	17ЛС-2С 17ЛС-2П	30ЛС-2С 30ЛС-2П 30ЛС-3С	55ЛС-2С 55ЛС-2П 55ЛС-3С	75ЛС-2С 75ЛС-2П 75ЛС-3С	100ЛС-2С 100ЛС-2П 100ЛС-3С
Тяговое усилие, кН	10	16	28	45	63	80
Скорость движения каната, м/с:						
рабочего	1,08	1,1	1,2	1,32	1,32	1,32
холостого	1,48	1,52	1,65	1,8	1,82	1,82
Диаметр каната, мм	11,5	14	15	16,5	20	21,5
Вместимость барабана, м	45	60	95	145	195	155
Мощность двигателя, кВт	10	17	30	55	75	100
Масса лебедок, кг:						
2С	470	760	1200	2215	3550	3650
2П	-	860	1345	2445	3850	3955
3С	-		1575	2915	4660	4755

Блоки скреперные предназначены для направления движения каната в доставочной выработке от места загрузки скрепера к месту его разгрузки (табл. 18.6). Конструкция блоков должна обеспечивать быструю и удобную заправку канатов, возможность пропуска канатных связок (соединений), легкое (от руки) вращение ролика, исключать заклинивание каната. Блоки скреперные выбирают исходя из среднего тягового усилия на рабочем барабане применяемой лебедки и диаметра каната. Ролики устанавливают на подшипниках, блоки имеют уплотнения, предохраняющие от попадания пыли в подшипники и утечки смазки из них. Скреперный блок с диаметром ролика по дну канавки 250 мм обозначают БС-25.

Таблица 18.6. Техническая характеристика скреперных блоков

Показатели	Тип блока			
	БС-20	БС-25	БС-30	БС-40
Диаметр ролика, мм	200	250	320	400
Максимальный диаметр каната, мм	12,5	15,0	20,0	25,0
Тяговое усилие на крюке, кН	30	50	80	150
Габариты, мм:				
длина	500	630	800	1000
ширина	280	360	440	550
высота	140	186	186	260
Масса блока, кг	18	28	45	80

В комплект поставки входит скреперный блок с крюком. Блок (рис. 18.3) состоит из нижней 1 и верхней 2 щек, ролика 3, оси 4 и прицепа с вертлюгом 9. Ролик вращается на двух радиальных шарикоподшипниках 7, защищенных от засорения войлочными уплотнениями и лабиринтами. Густую смазку вводят в подшипники через пробку 5 и отверстия в оси. Необходимое расстояние между щеками обеспечивается дистанционной трубкой 8 и траверсой 6, которая присоединяется к щекам с помощью двух запорных валиков 10. Валики 11 предохраняют канаты от соскакивания с блока.

Канаты для скреперных установок. Существует большое разнообразие конструкций стальных канатов. Однако принцип их построения можно свести к нескольким основным конструктивным формам. Стальные проволоки могут быть свиты между собой один раз — получается спиральный канат. Пряди с линейным касанием проволок обозначены индексами Г, Д, Е. Спиральный канат — простейшая форма и может именоваться прядью. В стандартах на стальные канаты пряди с точечным касанием проволок обозначаются сокращенно ТК, с линейным — ЛК. Возможна комбинация обоих вариантов свивки в многослойные пряди. При этом часть слоев имеет точечный, а часть — линейный контакт

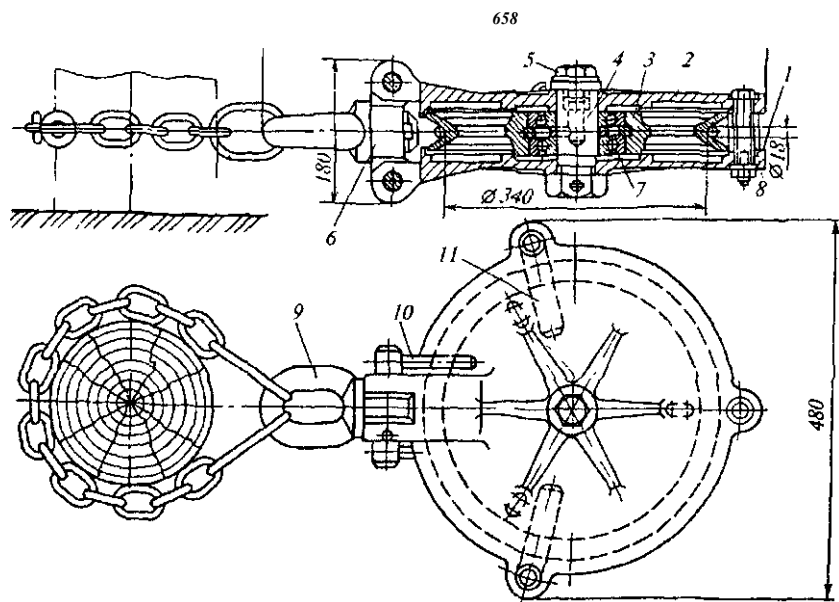


Рис. 18.3. Конструкция скреперного блока

(ТЛК). Спиральные канаты можно снова свить в канат, при этом получится канат двойной свивки. Продолжая свивку, можно получить канат любого порядка свивки. Однако увеличение порядка свивки приводит к уменьшению степени поперечного заполнения металлом, ухудшению поверхности металла. В силу этого применяют преимущественно канаты двойной свивки.

Конструкцию спиральных канатов и прядей условно обозначают рядом чисел, равных числу проволок по слоям, начиная от центра с указанием характера свивки. Если проволоки в слое имеют различный диаметр, то число проволок каждого диаметра выделяют чертой дроби: $1/6$; $6/6$. Силовой расчет стальных канатов производят по максимальному растягивающему усилию F с учетом суммарного разрывного сопротивления всех проволок в канате P_c . При этом величину $m = P_c/F$ называют условным расчетным статическим запасом прочности каната.

Скреперные полки. Для погрузки породы непосредственно в вагон применяют специальные платформы — скреперные полки, которые могут быть передвижными (рис. 18.4, а, б) или стационарными (рис. 18.4, в). Передвижные полки обычно собирают из металлических конструкций. Они представляют собой металлическую наклонную ферму 6, установленную на вагонеточных полускатах 2. Сама ферма состоит из рамы тележки 3, шарнирного переднего 1 и среднего 5 лотков и горизонтальной погрузочной части 4. Приемная часть полка имеет угол наклона к горизонту $25\text{--}30^\circ$. На конце разгрузочной части установлены направляющие ролики, которые огибают канаты, идущие от барабанов лебедки к скреперу. Переднюю часть лотка делают шире применяемого скрепера на 500—600 мм, а среднюю и разгрузочную части — на 150—200 мм. Передний лоток и средняя наклонная часть полка имеют дно из листового железа, горизонтальная разгрузочная часть имеет вместо дна продольные металлические полосы.

Передвижные скреперные полки подкатывают к месту погрузки породы и увозят после окончания погрузки в безопасное место. Полки при этом передвигаются силой тяги скреперной лебедки.

Стационарные полки обычно изготавливают из деревянных брусков (см. рис. 18.4, в). Они представляют собой горизонтальную и наклонную площадки, которые укрепляют двумя-тремя крепежными стойками. В средней части горизонтальной площадки имеется отверстие, под которое ставятся вагонетки при погрузке. Большой недостаток таких скреперных полков — необходимость переноса их через каждые 30—40 м по мере подвигания забоя.

Эксплуатация и правила безопасности. К управлению скреперной лебедкой допускают машиниста, имеющего специальное удостоверение. Перед эксплуатацией необходимо надежно закрепить

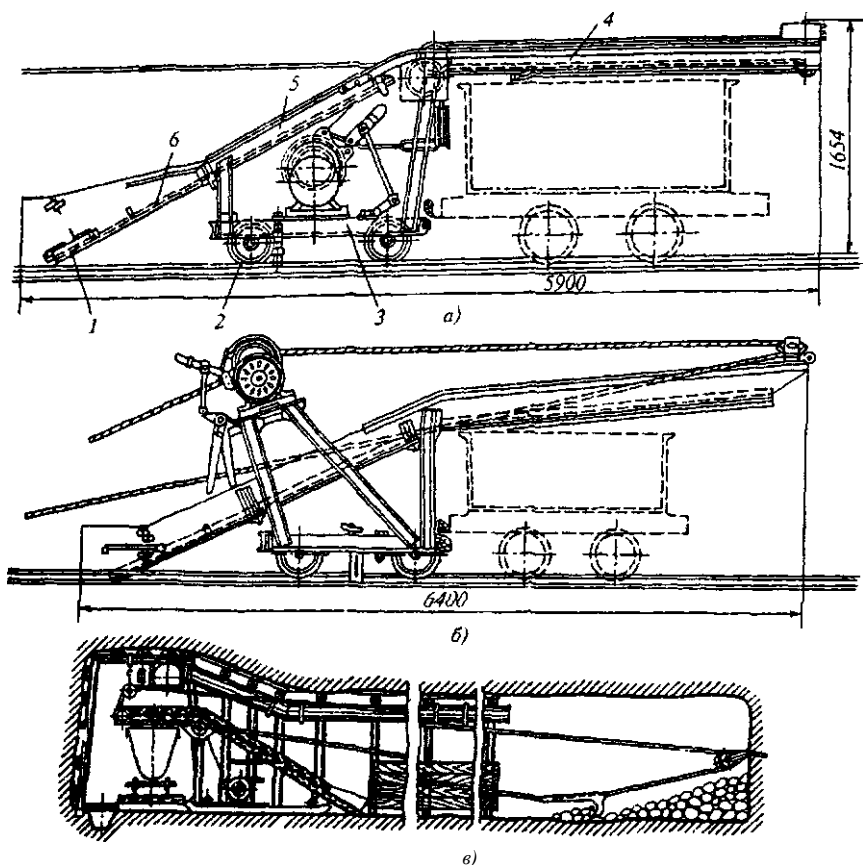


Рис. 18.4. Схема скреперных полков:
 а) б) — передвижные полки; в) — стационарный полк

лебедку, которая должна быть расположена горизонтально под прямым углом к оси выработки. Лебедку крепят анкерными болтами к почве выработки или передвижным полкам. Поддерживающие блоки для хвостового каната укрепляют через 15—20 м.

Все вращающиеся детали лебедки должны быть ограждены, а корпус лебедки заземлен. Во избежание травматизма при обрыве каната перед лебедкой устанавливают предохранительные щитки. У лебедки и по трассе необходимо иметь хорошее освещение. Расстояние от скреперной лебедки до места загрузки должно быть не менее 5 м. При доставке руды жесткими скреперами отношение ширины скрепера к ширине выработки должно составлять не менее 0,4—0,6, а шарнирно-складывающимися — 0,5—0,8.

При эксплуатации скреперной установки машинист обязан следить за состоянием скреперной лебедки, скрепера и канатов, проводить их ежемесячный осмотр, проверять регулировку тормозных лент, наличие масла в редукторе и т.д. Тормозными рычагами скреперной лебедки управляют вручную или с помощью пульта дистанционного управления. При ручном управлении машинист скрепера находится у скреперной лебедки. При дистанционном — у места загрузки скрепера. При этом повышается производительность труда, облегчается труд машиниста скрепера. Схема дистанционного управления обеспечивает включение барабанов лебедки и автоматическое переключение на холостой ход после разгрузки скрепера.

Текущий ремонт лебедки производят через 2—3 месяца, капитальный — через 2—2,5 года. Во время работы скреперной установки категорически запрещается смазывать блоки и лебедки, браться за канат и другие подвижные детали.

18.2. Скреперные комплексы

В горнорудной и угольной промышленности используют специально разработанные скреперные комплексы для уборки породы в горизонтальных и наклонных выработках небольшой протяженности.

Скреперный комплекс СКУ-1 предназначен для погрузки горной массы в вагонетки или скипы при проведении наклонных горных выработок сверху вниз по падению с углом наклона до 35° . Комплекс можно эксплуатировать в выработках сечением в свету $8,5 \text{ м}^2$ и более и высотой не менее 2,8 м. Комплекс СКУ-1 (см. рис. 18.1) состоит из скрепера 1 вместимостью $0,5 \text{ м}^3$, полка 2 скреперной лебедки 5, блоков 2 и 4, съемных бортов 8. Двухсторонний скрепер ящичного типа имеет сварную конструкцию. Его верхняя часть, снабженная зубьями, служит для скреперования крупнокусковых пород, а нижняя без зубьев — для скреперования мелкокусковых пород.

Полок позволяет загружать скипы и вагонетки вместимостью $1,2 \text{ м}^3$ и 3 м^3 . На горизонтальной площадке полка устанавливают двухбарабанную скреперную лебедку 5, предназначенную для скреперования породы и передвижения скреперного полка по мере проведения выработки. Канат холостого хода 3 удерживается в забое блоком, который крепят к забою с помощью вертлюга и клинового анкера. Лебедкой управляет машинист со скреперного полка с помощью рычагов. При зачистке выработки с бо-

ков к наклонной части полка навешивают борта. Одним концом они крепятся к полку, другим упираются в бока выработки.

Схема работы скреперного комплекса следующая: полук располагают на расстоянии не менее 2 м от забоя, чтобы не повредить его при взрыве, после которого в верхней части забоя бурят два-три шпура для навески блока скреперного каната. Клиновья конструкция анкера, крепящего блок к забою, позволяет использовать анкер многократно. Вначале анкер устанавливают в один из крайних шпуров и с этой же стороны убирают породу, затем переносят в другую сторону и продолжают уборку. В выработках большого сечения анкер помещают в центральный шпур и убирают породу в средней части выработки. Для исключения непроизводительных затрат времени на уборку породы с боков выработки и ее загрузку максимальное расстояние между полком и забоем не должно превышать 30 м. При подвигании на 10—15 м от исходного положения целесообразно производить очередную передвижку полка. Для этого зачищают породу с боков выработки скрепером с использованием боковых отклоняющих роликов, которые крепят к рамам крепи с правой и левой сторон полка с помощью кронштейнов или цепей. Для направления движения скрепера и уменьшения разброса породы за полком к наклонной части полка навешивают съемные борта. После уборки породы полук передвигают на необходимое расстояние. На загрузке породы скреперным комплексом СКУ-1 обычно занято два человека. Темпы проведения горной выработки с применением комплекса СКУ-1 могут достигать 150 м/мес.

Скреперный малогабаритный комплекс СКМ-600 предназначен для погрузки и транспортирования разрыхленной взрывом горной массы при проведении наклонных горных выработок сверху вниз по падению с углом наклона до 35°. Комплекс можно применять в выработках с сечением в свету не менее 5,9 м² и высотой не менее 2,1 м. Скреперный комплекс СКМ-600 (рис. 18.5) состоит из скрепера 1, загрузочного устройства 2, скипа 3, скреперной лебедки 5, передвижного скреперного моста 4, блока 7, ролика 6. В отличие от скреперного комплекса СКУ-1 в комплекс СКМ-600 входит скип малой высоты и передвижной рельсовый мост с колесей 600 мм, что позволяет применять его в выработках меньшего сечения, чем в комплексе СКУ-1. В комплексе СКМ-600 породу доставляют к загрузочному устройству скрепером вместимостью 0,45 м³. Загрузочное устройство 2 состоит из двух сварных каркасов, соединенных между собой болтами, и наклонного лотка, шарнирно прикрепленного к верхнему лотку. На горизонтальной площадке загрузочного устройства размещен ролик 6, исключаящий трение канатов лебедки о загрузочное

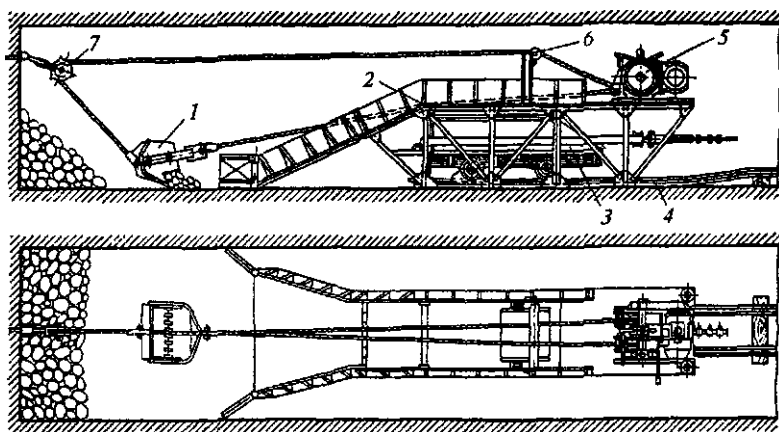


Рис. 18.5. Скреперный комплекс СКМ-600

устройство, и скреперная лебедка с электродвигателем мощностью 17 кВт. Загрузочное устройство позволяет загружать скип высотой до 940 мм от головок рельсов и вместимостью кузова 1,34 м³. Вместо скипа в комплексе могут применяться вагонетки УВГ-1,6, уменьшенные по высоте на 250 мм.

Длина скреперования при работе комплекса не должна превышать 30 м, так как в противном случае производительность погрузки резко снижается. Возможные темпы проведения горной выработки с применением комплекса составляют 150 м/мес.

Скреперный комплекс СКБ-1 предназначен для погрузки взорванной горной массы на скребковый конвейер при проведении наклонных горных выработок сечением в свету не менее 4,5 м², проводимых сверху вниз и снизу вверх с углом наклона до 25°.

Скреперный комплекс СКБ-1 (рис. 18.6) состоит из скрепера 2, полка 4, скреперной лебедки 5, съемных бортов 3, блока 1, распорок 7, конвейера 6.

Конструкция узлов комплекса СКБ-1 аналогична конструкции узлов комплекса СКУ-1, но скреперный полок имеет уменьшенные размеры для применения его в выработках меньшего сечения, а наличие в комплексе скребкового конвейера позволяет проводить выработки с наклоном до 25° как сверху вниз, так и снизу вверх.

Механизированный погрузочно-доставочный комплекс МПДК-2 с телескопическим устройством к ленточному конвейеру РТУ-30 предназначен для механизации погрузки и транспортировании взорванной горной массы при проведении горизонтальных и на-

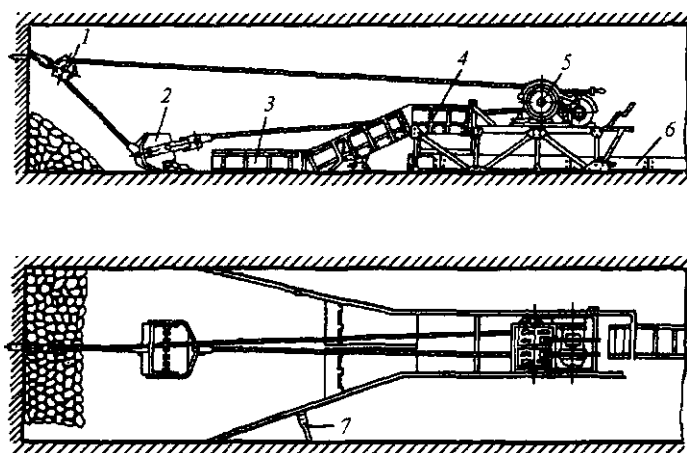


Рис. 18.6. Скреперный комплекс СКБ-1

клонных горных выработок сечением в свету не менее $7,8 \text{ м}^2$ и высотой не менее 2 м. Максимальный угол наклона выработки составляет $15\text{—}18^\circ$.

Комплекс МПДК-2 состоит из скрепера, загрузочного устройства, скреперной лебедки, телескопического устройства, приводной головки конвейера, составных звеньев и роликовых опор, несущих конвейерную ленту, и блока.

Сочетание скреперного погрузчика, ленточного конвейера и телескопического устройства обеспечивает высокую производительность. Скрепер сварной конструкции вместимостью $0,5 \text{ м}^3$ предназначен для перемещения породы к загрузочному устройству. Конструкция загрузочного устройства позволяет равномерно распределить породу на конвейере и исключает ее просыпание. Применяя комплекс МПДК-2, можно достигнуть темпов проходки до 250 м/мес.

Механизированный погрузочно-доставочный комплекс МПДК-3 предназначен для механизации погрузки и транспортирования горной массы при проведении горизонтальных и наклонных (сверху вниз до 18°) горных выработок в свету не менее $5,8 \text{ м}^2$ и высотой не менее 1,85 м.

Комплекс МПДК-3 (рис. 18.7) состоит из скрепера 2, загрузочного устройства 4, скреперной лебедки 5, натяжного устройства 3, роликовых опор 6 и блока 1. Габариты комплекса МПДК-3 позволяют применять его в выработках меньшего сечения.

В комплексе МПДК-3 породу доставляют к разгрузочному устройству скрепером вместимостью $0,45 \text{ м}^3$. Загрузочное устрой-

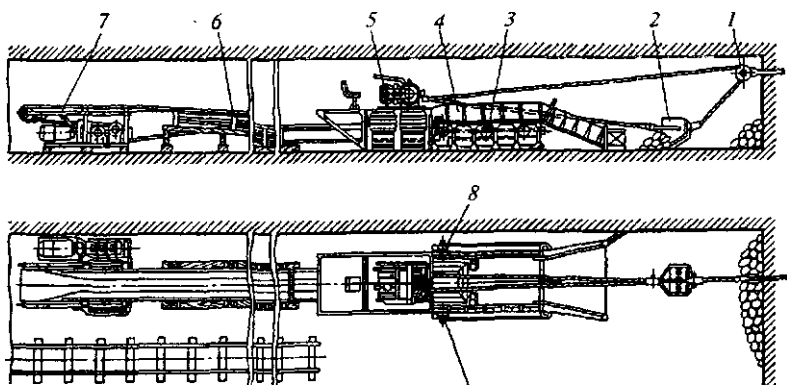


Рис. 18.7. Скреперный комплекс МПДК-3:

1 — блок, 2 — скрепер; 3 — натяжное устройство; 4 — загрузочное устройство; 5 — лебедка; 6 — роликовая опора; 7 — приводная головка конвейера; 8 и 9 — лебедки натяжного устройства

во состоит из трех сварных рам, соединенных между собой болтами. На рамах размещена лебедка, приемные и разгрузочный лотки.

Для проходки горноразведочных выработок рекомендуют применять самоходный гидрофицированный скреперный комплекс (рис. 18.8), состоящий из двух частей: самоходно-монтажной базы и собственно скреперного полка. Самоходно-транспортная база представлена ходовой частью и поворотной платформой машины ППН-1с, дополнительно оборудованной гидравлическими цилиндрами 9, направляющими траверсами 8 подъема скреперного полка 1, гидрораспределителем 5 и пультом управления 3. Скреперный полк 1 представляет собой горизонтальную площадку. На одном конце монтируют лебедку 7 на салазках, позволяющих перемещать ее в транспортное или рабочее положение; другой конец площадки полка — это лоток (желоб) со съемными боковыми ограждениями 4, направляющими скрепер к месту разгрузки. Разгружают скрепер в средней части платформы полка в вагонетки через отверстие, перекрытое решеткой. Самоходную базу гидрофицированного скреперного комплекса используют для перевозки скреперного полка к устью намечаемой к проходке выработки.

На месте монтажа скреперного полка самоходную монтажную базу фиксируют — закрепляют на рельсовом пути основной горизонтальной выработки. С помощью гидравлических цилиндров 9 и направляющих траверс 8 скреперный полк поднимают на 15—20 см выше уровня почвы устья выработки. После этого скреперный полк поворачивают на поворотной платформе на

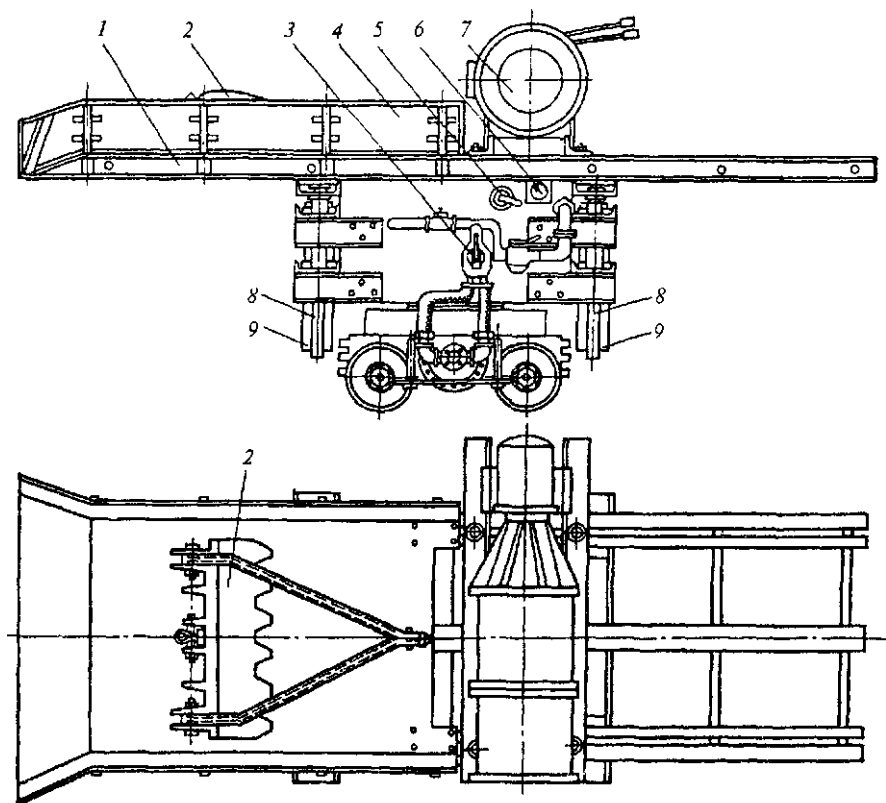


Рис. 18.8. Самоходный гидрофицированный скреперный комплекс:

1— полок, 2— скрепер; 3— пульт управления; 4— боковое ограждение; 5— гидрораспределитель с манометром; 6; 7— лебедка; 8— направляющие траверсы; 9— гидроцилиндры

90° по отношению к оси горизонтальной выработки, опускают на уложенные ранее на почве выработки металлические шпалы и закрепляют в этом положении. После проверки горизонтальности установки скреперного полка и надежности его закрепления скреперный полок отсоединяют от транспортной базы, штоки гидравлических цилиндров 9 опускают, поворотную платформу разворачивают в исходное положение и базу перемещают на разминовку. В забое выработки закрепляют скреперный блок, подключают двигатель скреперной лебедки к силовой сети. Скреперная установка подготовлена к работе.

При проведении коротких штолен скреперные лебедки устанавливают у их устья на эстакадах (рис. 18.9). Скреперование осуществляется в отвал или транспортные средства.

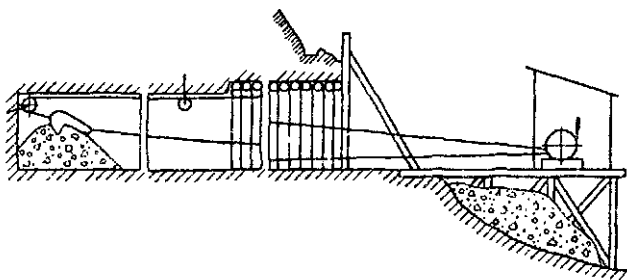


Рис. 18.9. Проведение коротких штолен с помощью скреперных установок

Дальность скреперования одиночными скреперами достигает 50—60 м, спаренными — до 100 м и более (рис. 18.10). При этом необходимо иметь в виду, что во втором случае требуются соответственно и более мощные скреперные лебедки.

Иногда скреперную уборку применяют в выработках (штольня, штреки, квершлаг), оборудованных рельсовыми путями. Погрузку в вагонетки осуществляют скрепером с помощью скреперного полка (рис. 18.11, а). Из расщелин эффективнее убирать породу скрепером в том случае, если они пройдены на уровне кровли основной выработки (рис. 18.11, б).

Скреперную лебедку располагают в противоположной расщелине или специальной камере. На рис. 18.11, в, г приведены схемы скреперной уборки из расщелин, проводимых соответственно из шурфа и восстающего. Для проходки канав Центральным научно-исследовательским горноразведочным институтом (ЦНИИГРИ) разработана скреперная установка СУ-0,2 (рис. 18.12), предназначенная для транспортирования рыхлых пород I—IV категории с каменистыми включениями размером кусков 300 мм в сильнопересеченной местности с крутизной склонов до 30°.

Выбор параметров скреперного оборудования и расчет производительности скреперной уборки изложен в гл. 20 раздела V.

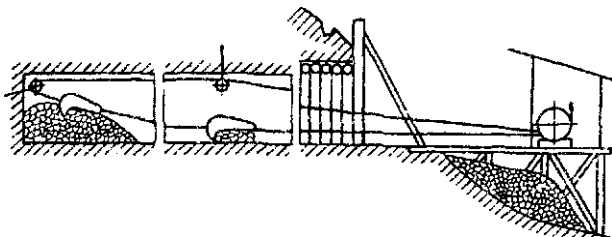


Рис. 18.10. Схема уборки спаренными скреперами

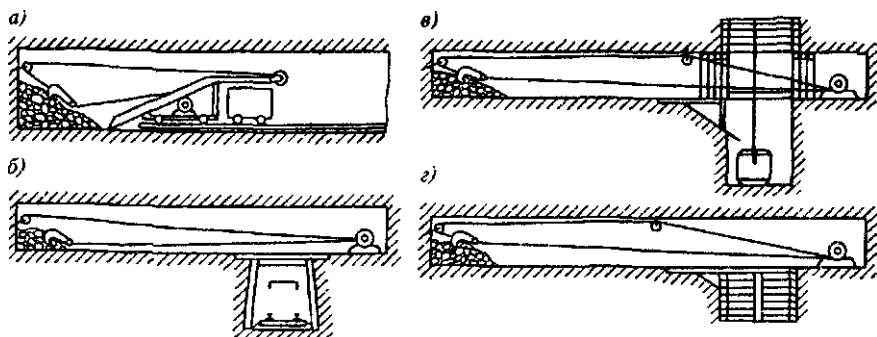


Рис. 18.11. Схемы скреперной уборки породы в подземных выработках:
а — с использованием скреперного полка; *б* — скреперная уборка породы из расчески, пройденной на уровне кровли основной выработки; уборка породы из расчески, пройденной из шурфа (*в*) и из восстающего (*г*)

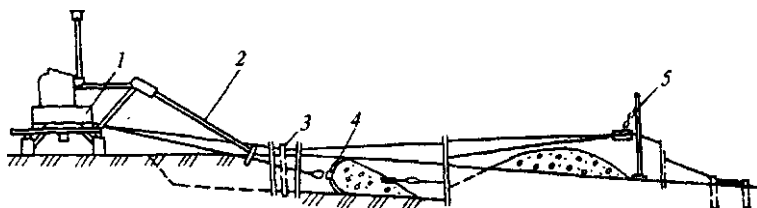


Рис. 18.12. Схема скреперной установки СУ-0,2:
1 — привод; *2* — опорное устройство; *3* — отклоняющее устройство; *4* — скрепер; *5* — концевая опора

ГЛАВА 19. МАШИНЫ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ОТКРЫТЫХ РАЗВЕДЧНЫХ ВЫРАБОТОК

19.1. Одноковшовые экскаваторы

Для механизации проведения открытых горноразведочных выработок (канав, траншей) применяют различные виды экскаваторов (одно- и многоковшовые). Эффективность использования землеройной техники во многом зависит от физико-механических свойств горных пород, места и стадии применения.

Экскаваторами называются землеройные машины, предназначенные для копания и перемещения горной массы в отвал или для погрузки в транспортные средства.

Все экскаваторы делят на две большие группы: одноковшовые периодического действия и многоковшовые непрерывного действия.

Таблица 19.1. Техническая характеристика одноковшовых экскаваторов

<i>Показатели</i>	Тип экскаватора											
	ЭО-9621А	ЭО-3333	ЭО-4321А	ЭО-5122	ЭО-6121	ЭО-3211Б	ЭО-5115	ЭО-1252Б	Э-2503	ЭО-9621А	ЭО-3333	ЭО-4321А
Вместимость ковша, м⁵	0,25	0,4	0,4	0,65	1,60	2,5	0,4	0,4	1,0	1,0	1,25	2,5
Ходовое оборудование	Пневматическое				Гусеничное		Пневноко- лесное		Гусеничное			
Мощность двигателя, кВт	44	55	59	73,6	176	221	38	37	80	79	107	401
Скорость передвижения, км/ч	19	22	19	20	2,4	1,5	22	3,7	2	2	1,5	1,2
Число видов сменного обо- рудования	6	3	4	5	5	2	3	2	5	4	5	3
Рабочее давление в гидро- системе, МПа	10	16	25	25	25	25	—	—	—	—	4	—
Масса экскаватора с основ- ным оборудованием, т	5,7	14,8	14	19	35,6	55,2	П,7	13	32,4	35	398	75,6

Одноковшовые экскаваторы копают малосвязные или черпают разрушенные породы и перемешают их, прерывая копание на время перемещения горной породы; многоковшовые экскаваторы эти операции выполняют одновременно. Одноковшовые экскаваторы, благодаря своей универсальности, получили более широкое распространение, применение многоковшовых экскаваторов ограничено.

Рабочий цикл экскаватора складывается из четырех основных операций, осуществляемых его исполнительным органом: 1) черпания; 2) перемещения к пункту разгрузки; 3) разгрузки и 4) возвращения к забою.

У одноковшовых экскаваторов эти процессы протекают последовательно, у многоковшовых — одновременно.

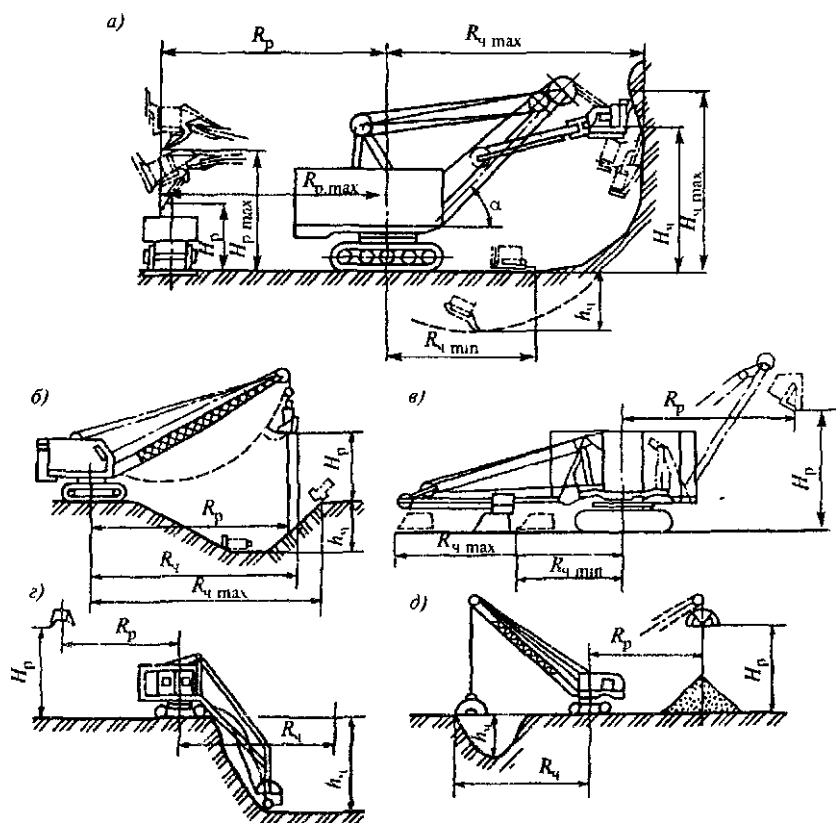


Рис. 19.1. Схемы одноковшовых экскаваторов:

а — прямая механическая лопата; б — драглайн; в — струг; г — обратная механическая лопата; д — грейфер; R_p , L — радиус разгрузки и черпания; H_p , $H_{ч}$ — высота разгрузки и черпания; $h_{ч}$ — глубина черпания ниже горизонта установки экскаватора

Одноковшовые экскаваторы классифицируются по назначению — для землеройных работ: карьерные, вскрышные и шагающие, применяемые для открытых горных работ; по виду рабочего оборудования — с прямой механической лопатой, с драглайном, со стругом, с обратной механической лопатой, с грейфером (рис. 19.1); по вместимости ковша; по типу силовой установки — с дизельным или электрическим приводом; по углу поворота платформы — полноповоротные и неполноповоротные; по типу ходового оборудования — пневмоколесные, гусеничные, шагающие.

Одноковшовые экскаваторы подразделяют на следующие типы: ЭО — строительные гусеничные и пневмоколесные с ковшами вместимостью 0,16—2,5 м³; ЭКГС — карьерно-строительные гусеничные с ковшами вместимостью 1,25—8 м³; ЭКГ — карьерные гусеничные с ковшами вместимостью 2—20 м³; ЭШ — шагающие драглайны с ковшом вместимостью 4—125 м³.

Для проведения открытых разведочных горных выработок применяют в основном одноковшовые экскаваторы (табл. 19.1).

19.2. Основные конструктивные узлы одноковшовых экскаваторов

К основным частям одноковшового экскаватора относят: рабочее оборудование (ковш, стрела, рукоять); силовое оборудование; ходовую часть; механизмы управления.

Рабочее оборудование. Рабочее оборудование является исполнительным органом экскаватора и в зависимости от типа экскаватора выпускается в различных конструктивных исполнениях.

Основное рабочее оборудование для экскаваторов, применяемых для проходки горноразведочных канав, — это прямая и обратная лопаты.

На рис. 19.2 показан общий вид экскаватора, оборудованного прямой лопатой, который имеет ходовую часть 4, расположенную на ходовой раме 1, опорно-поворотное устройство 2 и пульт управления 3. Рабочее оборудование прямой лопаты состоит из ковша 10, рукоятки 8 и стрелы 9. Ковш, укрепленный на конце рукоятки и подвешенный к стреле на подъемном канате, посредством напорного механизма с силой внедряется в горную породу. Днище ковша открывается в момент разгрузки путем освобождения защелки и захлопывается автоматически при опускании пустого ковша в горизонтальное положение. Рукоять 8 закрепляют на стреле 9. Пяту стрелы крепят к поворотной платформе 6 с противовесом 5 шарнирно, а головную часть ее подвешивают к стойке 7 на стреловых канатах. Нормальный угол наклона стрелы к горизонту при

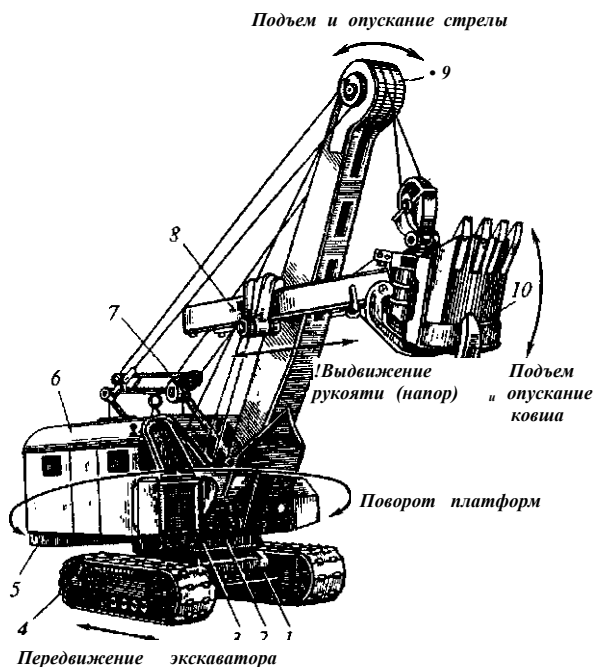


Рис. 19.2. Одноковшовый экскаватор

работе лопатой составляет около 45° . При необходимости изменения рабочих размеров он может быть изменен от 30 до 60° . Поворотная платформа 6 опирается на опорный круг.

Для гидравлических экскаваторов сменное рабочее оборудование может быть в виде прямой (рис. 19.3) и обратной (рис. 19.4) лопат. Обратная лопата — это сменное рабочее оборудование экскаватора предназначено для разработки грунта ниже уровня стоянки машины при рытье канав, траншей и других сооружений. Основными узлами рабочего оборудования для гидравлических экскаваторов являются (см. рис. 19.4): поворотная рама 1, кабина машиниста 2, нижняя основная часть 3 и верхняя удлиняющая 4 стрелы, рукоять 7, ковш 9, гидроцилиндры — подъема 11, поворота рукояти 5 и ковша 6, рычаги ковша 8, тяга 10.

Обратной лопатой работают следующим образом. Втягивая шток гидроцилиндра рукояти, поворачивают ее по часовой стрелке. Стрела с рукоятью и вынесенным вперед ковшом опускается под действием давления жидкости, подаваемой в гидроцилиндр стрелы. Копание осуществляют поворотом ковша и поворотом рукояти.

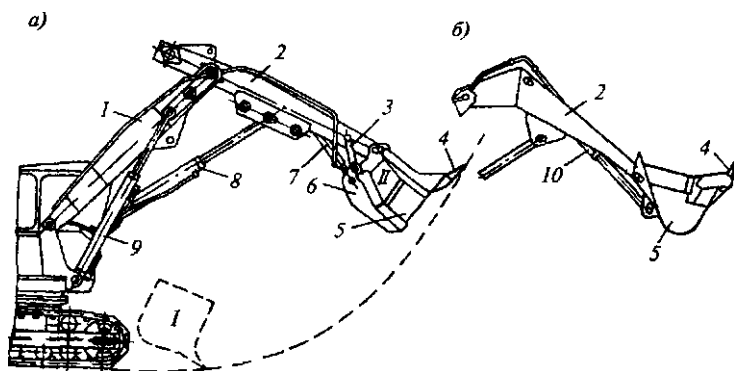


Рис. 19.3. Рабочее оборудование прямой лопаты экскаватора ЭО-4121 с неповоротным (а) и поворотным (б) ковшами:

1 — стрела; 2 — рукоять; 3 — тяга; 4 — зуб ковша; 5 — ковш; 6 — петля дна ковша; 7 — гидроцилиндр открывания дна; (У — гидроцилиндр рукояти; 9 — гидроцилиндр стрелы; 10 — гидроцилиндр поворота ковша; I, II — положение ковша при копании

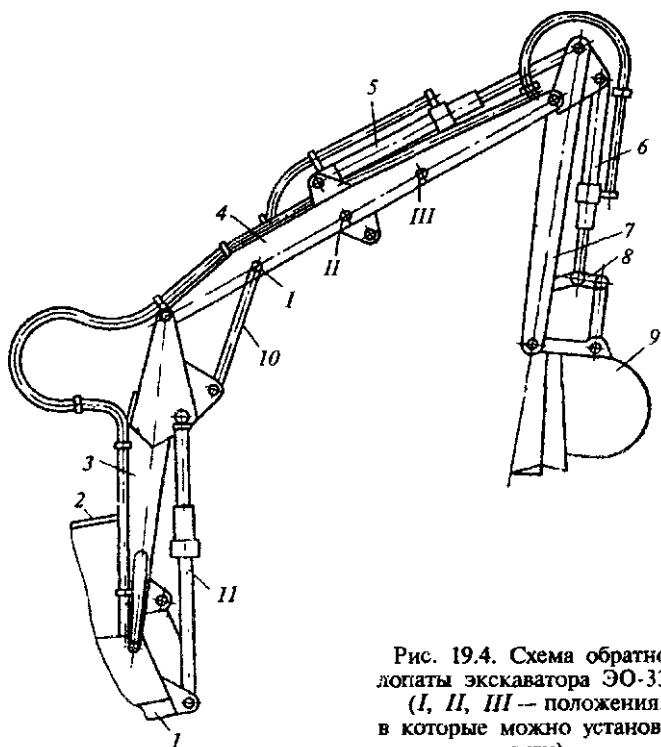


Рис. 19.4. Схема обратной лопаты экскаватора ЭО-3322:

(I, II, III — положения, в которые можно установить тяги)

Величину стружки в процессе копания регулируют с помощью гидроцилиндров стрелы путем ее подъема или опускания. После того как наполненный горной породой ковш будет подтянут к стреле, рабочее оборудование поднимают из забоя с помощью гидроцилиндра стрелы, а затем вместе с платформой поворачивают к месту разгрузки. Чтобы разгрузить ковш, поворачивают рукоять и ковш, используя для этого гидроцилиндры (см. рис. 22.4).

Для повышения производительности машины совмещают подъем рабочего оборудования с поворотом платформы к месту разгрузки.

Поворотная платформа предназначена для поворота рабочего оборудования в горизонтальной плоскости, несет на себе все основные силовые механизмы и установки, осуществляющие рабочее движение экскаватора. Поворотная платформа состоит из жесткой рамы, корпуса противовеса и боковых площадок. Передняя часть платформы имеет проушины для крепления стрелы и боковых растяжек. В передней части, где расположена кабина машиниста с пультом управления и контроллерами, можно также размещать поворотные механизмы. В центре обычно устанавливают главную подъемную лебедку с двигателем, который может служить приводом и для лебедки подъема стрелы. Здесь же может быть расположен компрессор системы управления тормозами. На корпусе противовеса размещают мотор-генераторную группу для канатных экскаваторов типа ЭКГ. Здесь же устанавливают трансформатор для питания вспомогательных механизмов и распределительный шкаф с высоковольтной и низковольтной аппаратурой.

Ходовое оборудование предназначено для передвижения экскаватора в процессе работы. Общие требования к ходовому оборудованию: обеспечение заданных удельных давлений на грунт при достаточной скорости передвижения; возможность преодоления заданных уклонов и подъемов; небольшая масса; высокая маневренность и устойчивость; минимальные динамические нагрузки и сопротивления при передвижении; простота в эксплуатации и изготовлении, а также высокие работоспособность и износостойкость.

Ходовое оборудование характеризуется допустимым давлением на грунт и несущей способностью грунта, что оценивают коэффициентом сопротивления смятию, т.е. нагрузкой на 1 см^2 , под действием которого опорная поверхность погружается на 1 см. Допустимым давлением считают такое, при котором ходовая часть машины погружается в грунт не более, чем на 6—12 см. Давление смятия и допускаемые давления принимают равными

соответственно (кПа): для болотистого грунта — 5—10 и 40—60; для крупного песка и влажной глины — 30—45 и 40—60; для сухой плотной глины, мергеля и лесса — 110—130 и 110—150.

По конструктивному признаку различают пневмокошечное, кошечно-рельсоеое, гусеничное, шагающее ходоеое оборудование экскаватора. Применение того или иного вида оборудования определяет назначение экскаватора.

Пневмокошечный ход снабжается пневмошинами низкого (150—250 кПа), среднего (300—400 кПа), высокого (400—550 кПа) давлений. Чем ниже давление в шинах, тем выше проходимость машины. Приблизенно можно считать, что давление шины на грунт близко к давлению в шине (первое больше второго на 20—30% в зависимости от жесткости шин).

Пневмокошечный ход обладает достаточно высокой маневренностью и позволяет развивать большие скорости передвижения (до 30 км/ч), но оказывает высокое удельное давление на грунт (200—500 кПа), требует подготовки специальных дорог для передвижения и может быть использован для маломощных машин.

Гусеничный ход применяют на экскаваторах разных моделей. К преимуществам гусеничного хода относятся: небольшое среднее давление на грунт, более равномерное распределение на опорную поверхность вследствие сравнительно хорошей приспособленности к неровностям поверхности; отсутствие необходимости в подготовке пути и возможность свободного маневрирования на местности; возможность преодоления подъемов от 7 до 23° в зависимости от массы машины.

Недостатками гусеничного хода являются: большая масса ходоеого оборудования и высокая стоимость; сложность конструкции в производстве, сборке и ремонте; малая скорость хода; разрушение покрытий дорог. Гусеничное оборудование может быть двух- и многогусеничным; гусеницы — много- и малоопорные. Малоопорная гусеница передает давление на грунт менее равномерно, чем многоопорная, но более проста и надежна в эксплуатации, поэтому на горных машинах ей обычно отдается предпочтение. Основа двухгусеничного ходоеого оборудования с малоопорными гусеницами — это сварная рама с прикрепленными к ней по бокам гусеничными рамами, зубчатым венцом поворотного механизма, кольцевым рельсом опорного круга и стаканом для цапфы поворотной платформы. Платформа кольцом опирается на опорный рельс и центрируется при вращении на роликах цапфой, входящей в состав ходовой платформы. В гусеничных рамах установлены оси опорных колес и полуоси ведущих звездочек, а также передняя ось с направляющими и натяжными звездочками. Передняя ось может

перемещаться вперед и назад в горизонтальных прорезях рамы с помощью натяжных домкратов, упирающихся в нее. Гусеничная цепь состоит из отдельных звеньев-траков, шарнирно соединенных пальцами.

Примером двухгусеничного ходового оборудования с малоопорными гусеницами может служить ходовая часть экскаватора ЭКГ-46.

Силовое оборудование и аппаратура управления. Привод экскаватора должен иметь высокий КПД и большую перегрузочную способность, обеспечивать быстрый разгон и легкий реверс при простой аппаратуре управления, обладающей свойством саморегулирования, т.е. способностью преодолевать перегрузки за счет уменьшения частоты вращения. На современных экскаваторах применяют дизельное, электрическое, дизель-электрическое и дизель-гидравлическое силовое оборудование. Дизельное оборудование не требует наличия электрической сети, отличается надежностью и достаточно высоким КПД, однако не реверсируется и характеризуется низкой перегрузочной способностью, затрудненным запуском при низкой температуре и выделением большого количества токсичных газов.

Наиболее широко на современных экскаваторах распространены электрический и гидравлический приводы.

Электрический одномоторный привод переменного тока целесообразно применять для всех экскаваторов небольшой мощности, где имеется достаточное количество электроэнергии. Электропривод постоянного электрического тока применяют во всех случаях при большой мощности машин. Такой привод позволяет исключить громоздкие и дорогостоящие трансмиссии. Основные недостатки электропривода — его связь с питающей сетью, значительные масса, габаритные размеры и стоимость.

Гидравлический привод значительно упрощает кинематику трансмиссии и рабочего оборудования, позволяет снизить массу и уменьшить габариты машины. Гидропривод экскаватора состоит из насоса, приводимого в движение дизелем, распределительной и контрольно-измерительной аппаратурой; гидромоторов; гидроцилиндров; поворотного механизма; гусениц, или колес, и бака для рабочей жидкости.

Системы управления по способу передачи энергии разделяют на рычажные с непосредственной передачей энергии от ручных рычагов и педалей; с механическими сервомоторами, получающими энергию обычно от основного двигателя. В последнем случае управление может быть пневматическое, гидравлическое, электрическое, комбинированное.

По характеру действия системы управления делят на системы без обратной связи и системы следящего привода с жесткой или гидравлической обратной связью.

Таким образом, управление может быть ручным (непосредственным) и автоматическим. Его осуществляет оператор (механик или машинист) с помощью рычагов, рукояток, педалей, а также кнопок, включающих автоматически срабатывающие по заданной программе сервомеханизмы. Ведутся работы по созданию самонастраивающихся систем управления, которые способны работать без настройки и выбирать оптимальный режим работы в соответствии с условиями рабочей среды.

К системам управления предъявляют следующие требования: обеспечение быстрой, желательно мгновенной, передачи команды исполнительному органу, с быстрым разгоном, желаемым ускорением и замедлением, остановкой, изменением скорости или направления движения; возможность создания необходимой плавности включения режимов изменения скоростей и усилий рабочих органов; обеспечение возможности оператору судить по положению рукояток и педалей о значении усилий и скоростей, сообщаемых рабочим органам; полная безопасность и надежность действия при колебаниях температуры наружного воздуха от -50 до $+50^{\circ}\text{C}$; легкость и удобство манипулирования рычагами и педалями, доступность элементов управления для регулировок и ремонта; удобство и комфортабельность кабины и сиденья машиниста, удобное расположение пульта управления, защита от колебания и вибрации, изменение температуры и влажности, пыли, шума при хорошем обзоре рабочего органа независимо от изменения его положения.

В настоящее время наиболее часто применяют гидравлическое и пневматическое управления. Гидравлическое управление отвечает всем предъявляемым требованиям, но очень чувствительно к загрязнению системы, изменению температуры, утечке масла и образованию воздушных пробок в системе, что ограничивает область применения гидросистемы управления.

Пневматическая система управления отличается от гидравлической более мягким пуском механизма, меньшей общей длиной трубопроводов (пневмосистема однопроводна) и меньшей чувствительностью к утечкам воздуха. Однако применение пневмоуправления связано с трудностью обнаружения утечек воздуха, большими габаритами пневмоцилиндров и конструктивной сложностью всей системы в целом.

При проходке канав для получения геологической информации в основном применяют гидравлические экскаваторы с вместимостью ковша от $0,15$ м до $0,6$ м³ (табл. 19.2).

Таблица 19.2. Техническая характеристика экскаваторов

Показатели	Модель экскаватора			
	Э-153А	Э0-2631А	30-5015А	Э0-3322Б
Мощность основной установки, кВт	33	44	55	55
Тип ходового устройства	На базе колесного трактора «Беларусь»		Гусеничный	Пневмо-колесный
Вместимость ковша, м ³	0,15	0,25	0,5	0,5
Наибольшая глубина копания, м	3,2	3	4,5	5
Наибольший радиус копания, м	4,1	5	7	8,2
Наибольшая высота разгрузки, м	2,6	2,2	5,5	5,2
Продолжительность цикла, с:				
обратной лопаты	15	15	16	16
прямой лопаты	15	15	-	-
Число видов сменного рабочего оборудования и рабочих органов	13	13	11	21
Рабочая масса, т	5,02	5,7	12,7	14,5

Экскаватор Э-153А (рис. 19.5) предназначен для разработки фунтов I—III категорий и погрузки сыпучих и мелкодробленых материалов.

Основную несущую часть экскаватора — раму **8** крепят болтами к хомутам полуосей трактора и продольным балкам двигателя. Необходимую устойчивость машины во время работы создают выносные опоры **14**, установленные на раме.

В задней части рамы смонтирована полая цапфа, являющаяся осью вращения поворотной колонны **6**, на которой установлено рабочее оборудование с гидравлическими цилиндрами.

В нижней части рамы помещены гидроцилиндры механизма поворота **9**, вращающие поворотную колонну вместе с рабочим оборудованием с помощью втулочно-роликовой цепи и звездочки, жестко закрепленной на валу поворотной колонны. В передней части трактора смонтирован отвал бульдозера **11**, гидроцилиндр отвала **12** шарнирно соединен с дышлом, которое жестко скреплено болтами с продольными балками двигателя.

Гидравлический привод экскаватора осуществляется от насосной установки **10**, состоящей из двух аксиально-поршневых насосов НПА-64. Насосы приводят в действие гидроцилиндры

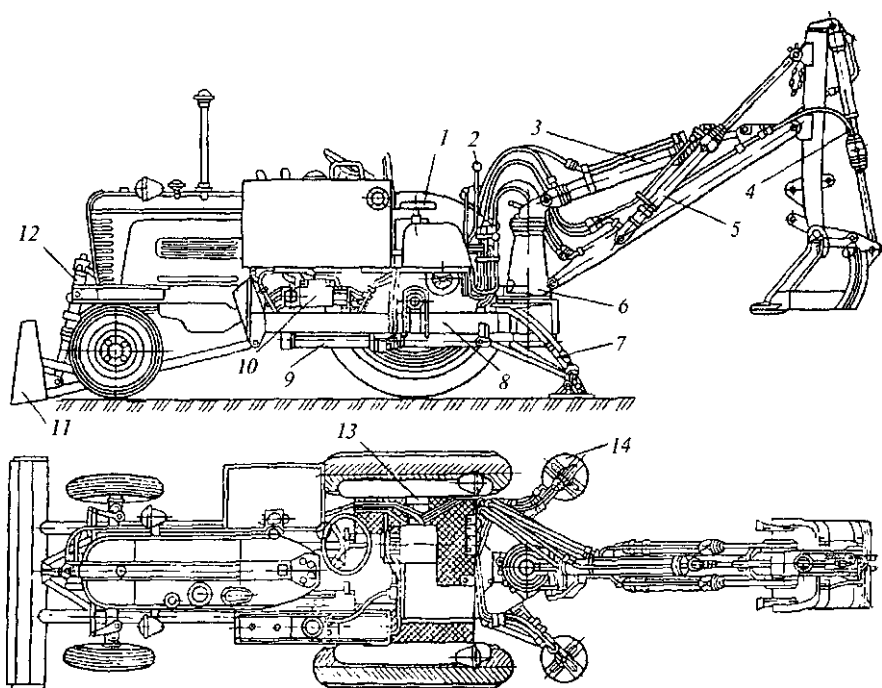


Рис. 19.5. Гидравлический экскаватор Э-153А с обратной лопатой

подъема и опускания стрелы 3, поворота рукояти 5, поворота ковша обратной лопаты или открытия ковша прямой лопаты 4, механизма поворота 9, выносных опор 7 и отвала бульдозера 12. Машиной управляют рычагами 2 с помощью гидрораспределителя 13. Сиденье / машиниста может быть повернуто на 180°. При одном его положении машинист управляет трактором во время передвижения, а при другом — работой экскаватора.

Стрела экскаватора представляет собой трубчатую сварную конструкцию, оснащенную двумя концевыми проушинами для шарнирного соединения с поворотной колонной и рукоятью. При переходе с одного вида оборудования на другое положение стрелы не меняется. В настоящее время выпущен более современный экскаватор Э-1514. Он имеет две самостоятельные гидравлические системы, улучшенные условия работы машиниста. В остальном конструкции экскаваторов Э-1514 и Э-153А аналогичны.

Экскаватор Э-2515 (рис. 19.6) отличается от предыдущих моделей установкой ковша прямой и обратной лопаты вместимостью 0,25 м³.

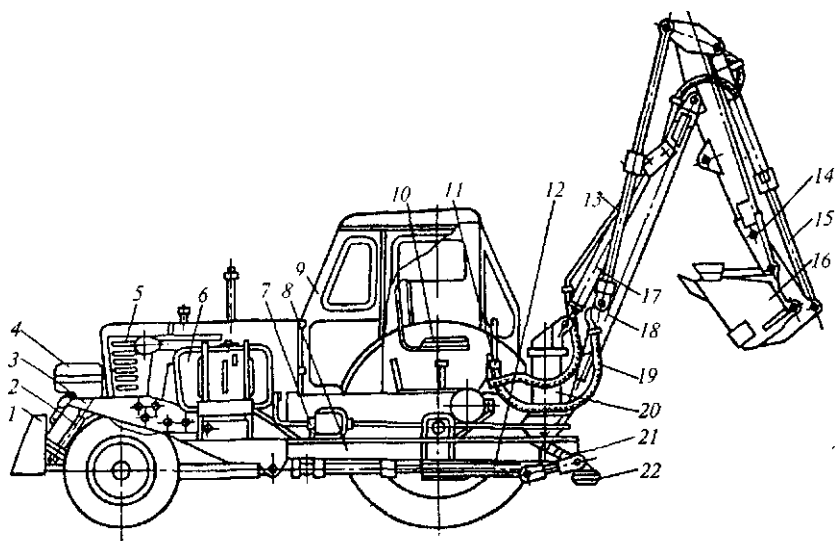


Рис. 19.6. Экскаватор одноковшовый Э-2515

Землеройное оборудование экскаватора монтируют на рамах **8** и **3**, крепление которых выполнено так, чтобы разгрузить остова трактора.

С помощью гидроцилиндра **2** отвал **1** может быть установлен на разной высоте. Кроме основного назначения отвал может выполнять роль противовеса. Для повышения устойчивости экскаватора в работе используют выносные опоры **22**, которые крепят к раме **8**. С помощью двух гидроцилиндров **21** опоры могут быть опущены на грунт или подняты вверх (во время движения машины).

На раме **8** смонтированы также кабина **9**, поворотная колонна **20**, механизм поворота **12** экскавационного рабочего оборудования, состоящего из стрелы **18**, рукояти **14** и ковша **16** с гидроприводом **15**. Каждым из этих узлов управляют с помощью одного (стрела и ковш) или двух (рукоять) гидроцилиндров. Жидкость к гидроцилиндрам рукояти **13**, ковша **16** и стрелы **17** рабочего оборудования подают по шлангам **19** под давлением от насосной установки **7**. Масло находится в баке **6**. Машиной управляют путем перемещения золотников гидрораспределителя **11**. Сиденье **10** машиниста может быть повернуто на 180° . Для удобства обслуживания топливный бак **4** вынесен в переднюю часть трактора. Привод всей системы осуществляется от двигателя **5**.

Гидравлические полнопоротные экскаваторы с ковшами вместимостью $0,4—0,65 \text{ м}^3$ выпускают на гусеничном и пневмоколесном

ходовых устройствах. Экскаваторы предназначены для разработки грунтов и погрузки дробленых скальных пород и сыпучих материалов.

Основным рабочим оборудованием для этой группы экскаваторов является обратная лопата, которую можно оснащать сменными ковшами вместимостью: $0,4 \text{ м}^3$ для разработки тяжелых грунтов IV категории на максимальную глубину копания; $0,5 \text{ м}^3$ — средних грунтов II—III категорий на глубине копания, составляющей 85% от максимальной величины; $0,65 \text{ м}^3$ — легких грунтов I—II категории на глубине копания, составляющей 65% от максимальной величины. При оснащении обратной лопатой этими экскаваторами роют канавы, котлованы. Поворотный ковш обеспечивает хорошие условия копания грунта и выгрузки в отвал и транспортные средства.

Экскаватор Э-5015 (рис. 19.7) — полноповоротный гидравлический экскаватор с двумя видами сменного оборудования — обратной лопатой и грейфером. Экскаватор Э-5015А — модернизированная модель экскаватора Э-5015. Основное различие этих машин состоит в том, что в силовой установке экскаватора Э-5015А применен сдвоенный аксиальный роторно-поршневой насос вместо трехсекционного шестеренного у Э-5015.

Поворотная часть экскаватора Э-5015 опирается на ходовое устройство 14, имеющее центральный коллектор 9, через ролико-

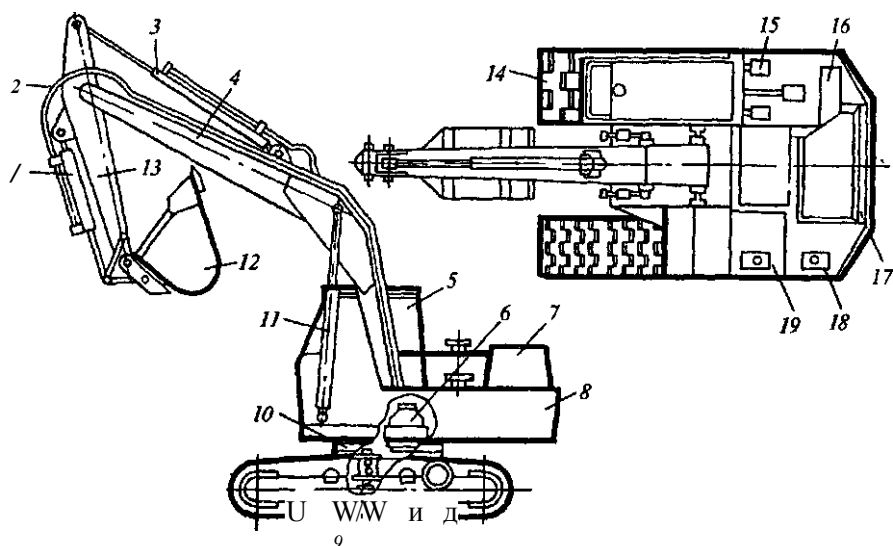


Рис. 19.7. Экскаватор Э-5015

вый опорно-поворотный круг 10. На поворотной платформе 8 устанавливают сменное рабочее оборудование, силовую установку, механизм поворота, узлы гидропривода, состоящего из блока распределителя 15 и насоса 16 и гидроуправления с трубопроводами 2, баки, кабину 5 и противовес. Дизель 7 смонтирован на хвостовой части платформы 8, где также размещены топливный бак 19, баки для рабочей жидкости 18 и противовес 17.

Рабочее оборудование обратной лопаты включает стрелу 4, рукоять 13, ковш 12 и гидроцилиндры стрелы 11, рукояти 3 и ковша 1 для их привода. Кабина машиниста 5 оборудована тепло- и шумоизоляцией. Здесь расположены сиденье и пульт управления с рычагами.

Механизмы передвижения машины и поворота платформы приводятся в движение от гидромоторов. На гусеничной тележке установлены два низкомомментных гидромотора с редукторами, обеспечивающие независимый привод гусеничным тележкам. Высокомомментный гидромотор 6 предназначен для вращения поворотной платформы.

Экскаватор ЭО-3322 — полноповоротный гидравлический экскаватор на пневмоколесном ходу. Поворотная часть экскаватора, включающая поворотную платформу с механизмами и рабочее оборудование, опирается на раму пневмоколесной ходовой тележки через роликовое опорно-поворотное устройство. На поворотной платформе установлены силовое оборудование (дизель СМД-14), гидравлическое оборудование и система управления, механизм поворота, топливный бак, кабина машиниста и противовес. У рабочего оборудования постоянными являются нижняя часть стрелы и гидроцилиндры подъема. Остальные узлы могут быть заменены при демонтаже.

Экскаватор ЭО-4121 (рис. 19.8) предназначен для земляных работ в грунтах I—IV категории и погрузки сыпучих материалов и мелкодробленых скальных пород с размером кусков не более 400 мм.

Поворотная часть экскаватора, включающая поворотную платформу 8 с механизмами и рабочее оборудование с гидроцилиндрами управления рукояти 15 и ковша 17, тягами рамы 12, рукояти 18, ковша 19, установленными на рукояти 16, опирается на гусеничную ходовую тележку 10 через роликовое опорно-поворотное устройство 9. На поворотной платформе установлены силовая установка 1 (дизель А-01М), гидравлическое оборудование 2 и система управления, механизм поворота 3, топливный бак, кабина машиниста 4 и противовес 11. Для изменения хода стрелы имеются установочные отверстия 14, расположенные на промежуточной рукояти 13.

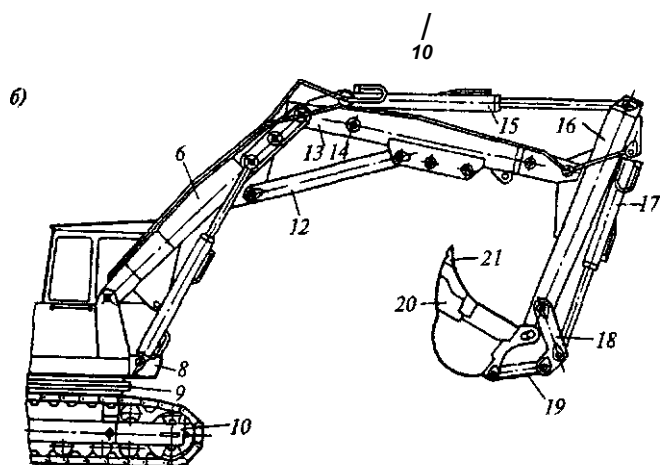


Рис. 19.8. Экскаватор ЭО-4121

У рабочего оборудования, состоящего из ковша 20 с зубьями 21, постоянными (не демонтируемыми) узлами являются нижняя (основная) часть стрелы 6 и гидроцилиндры 7 подъема стрелы. Остальные узлы могут быть демонтированы при замене одного вида оборудования другим. Кабина машиниста оборудована вентиляцией, тепло- и шумоизоляцией и приспособлена для работы в различное время года и суток (для работы в ночное время предусмотрен прожектор 5). В кабине расположено сиденье мягкого типа, контрольно-измерительные приборы и рычаги управления. Предусмотрены освещение, сигнализация и очистка стекол кабины. Все рабочие операции и передвижение экскаватора выполняют с помощью гидравлического привода с давлением рабочей жидкости 25 МПа.

19.3. Производительность экскаватора

На производительность экскаватора влияют следующие основные факторы: а) категория фунта, характеризующая трудность разработки его экскаватором; таких категорий для одноковшовых экскаваторов четыре; при разработке глинистых фунтов на производительность экскаватора влияет влажность; б) техническая характеристика и техническое состояние экскаватора; в) качество забоя — его высота, наличие фунтовых вод, освещение; г) организация работ, наличие транспортных средств, запасных частей, состояние дорог; д) квалификация машиниста и надлежащее обслуживание экскаватора.

Техническая производительность Q_T — максимальная производительность для данного экскаватора при непрерывной его работе в данном забое — определяется по формуле, м³/ч

$$Q_T = \frac{3600}{t_k} \cdot k \cdot q \quad (19.1)$$

где q — вместимость ковша, м³; k — коэффициент наполнения ковша; t_a — продолжительность цикла работы экскаватора в данном забое, с; k_p — коэффициент разрыхления породы. Приведем значения k_p в зависимости от категории породы:

категория породы.....	I	II	III	IV	V	VI
k_p	1,10	1,21	1,25	1,35	1,5	1,45

При выборе значения коэффициента k , необходимо учитывать, что конструкция ковша и усилия резания должны обеспечивать наполнение ковша на 135% ($k=1,35$) его номинальной вместимости. При чрезмерной влажности глинистых пород из-за налипания наполнение ковша снижается на 10—15%. Для сухих фунтов коэффициент наполнения ковша невысокий, его значения приведены в табл. 19.2.

Таблица 19.2. Значения коэффициента наполнения ковша

Порода	Коэффициент k	
	прямая лопата	драглайн
Сухой песок	1,05	0,95
Гравий	1,10	1,05
Глина низкой влажности	1,20	1,15
Мелкодробленые породы	1,05	0,90

Эксплуатационную производительность Q_3 определяют за определенный промежуток времени (час, смену, месяц, год) с учетом вспомогательного времени и времени простоев.

$$Q_3 = \frac{3600 \cdot A}{T} \quad (19.2)$$

где — коэффициент использования экскаватора по времени.

19.4. Бульдозеры

Бульдозеры — машины периодического действия, предназначенные для послойного срезания, соскребания и продольного перемещения пород толканием — волочением на небольшие расстояния. Их относят к землеройно-транспортным машинам ножевого типа. Они послойно вынимают породу и транспортируют ее с помощью рабочего оборудования в виде отвала с ножами.

Бульдозеры можно использовать при проходке траншей для проведения горноразведочных открытых выработок, на вскрышных и добычных работах, для подачи песков из отвала к промывочным приборам и различных планировочных работах. Широко применяют бульдозеры для совместной работы с экскаваторами, скреперами и автомобилями-самосвалами. Бульдозеры выполняют также различные вспомогательные работы: расчистку площадок от деревьев и кустарника, удаление растительного слоя, снега и камней, засыпку ям и траншей, проходку канав, сооружение дамб и др.

Бульдозер (рис. 19.9), представляющий собой навесное оборудование, которое установлено на тракторе или другой машине, состоит из отвала 3 с ножом, толкающей рамы 4, передней стойки 2 и лебедки 1. Отвал бульдозера приводится в действие лебедкой с механическим управлением или гидроцилиндрами от гидросистемы трактора.

Отвал присоединяют к передним концам брусьев толкающей рамы и раскосам 5, удерживающим его в определенном положении. Задними концами брусья толкающей рамы шарнирно присоединены либо к лонжеронам, либо к тележкам гусениц трактора в зависимости от его конструкции. На передней стойке бульдозера монтируют блочную систему — полиспат, который связывает отвал с лебедкой.

Принцип работы бульдозера заключается в следующем. Перемещаясь собственным ходом, бульдозер подходит к месту работы, опускает отвал на почву и, перемещаясь вперед (а иногда и назад),

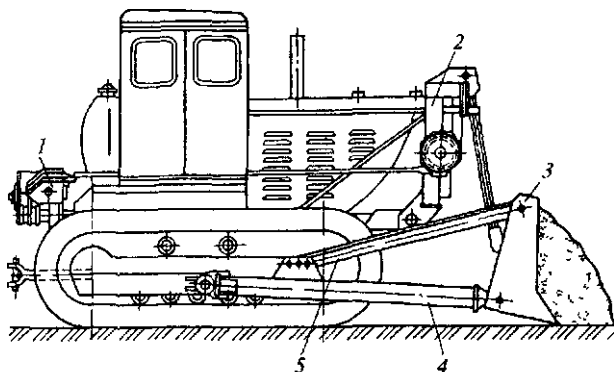


Рис. 19.9. Общая схема бульдозера

соскребает отвалом горную массу. Далее перемещает захваченную горную массу на некоторое расстояние толканием — волочением и затем разгружается, сталкивая горную массу с откоса, поднимая отвал или отходя назад. Таким образом, рабочий цикл бульдозера включает набор породы отвалом, перемещение ее к месту разгрузки, укладку породы и возвращение к месту набора породы.

На горных работах применяют бульдозеры нескольких моделей, отличающихся мощностью трактора, конструкцией рабочего органа и системой управления отвалом (табл. 19.3).

Таблица 19.3. Техническая характеристика бульдозеров

Показатели	Модель бульдозера					
	ДЗ-37	ДЗ-42	ДЗ-101	ДЗ-104	ДЗ-27С	ДЗ-9Б
Базовая машина	МТЗ-50	ДТ-75	Т-4АП2-а	Т-4А112-С1	Т-130а	Т-140
Отвал:						
тип	Неповоротный	поворотный		Неповоротный	поворотный	
ширина, мм	2100	2520	2680	3280	3200	3350
высота, мм	810	950	954	990	1300	1400
Масса, т	3,44	6,51	9,94	10,285	15,4	17,7

Классифицируют бульдозеры по способу установки отвала и виду управления. По способу установки отвала бульдозеры подразделяют на неповоротные и поворотные (универсальные). У неповоротных бульдозеров отвал закреплен на толкающей раме под прямым углом к направлению движения трактора. Бульдозеры, у которых отвал крепится на толкающей раме шарнирно и допускаются его повороты в горизонтальной и вертикальной плоскостях, называются универсальными.

Отвал универсального бульдозера можно установить под углом 54—65° к продольной оси трактора. При этом отвал перемещает породу в сторону по отношению к направлению линии движения бульдозера. Положение отвала относительно продольной оси трактора изменяют перестановкой задних концов толкателей по отношению к толкающей универсальной раме.

По способу управления бульдозеры делят на две группы: с канатно-блочным управлением и гидроуправлением. У бульдозеров с канатно-блочным управлением отвал поднимают с помощью канатно-блочной системы и специальной лебедки, приводимой в действие от вала отбора мощности трактора. Опускается отвал при такой системе управления под действием собственного веса, угла наклона ножа к горизонту и толкающего усилия трактора. Машинист бульдозера одновременно управляет трактором и отвалом бульдозера, т.е. регулирует толщину срезаемой стружки породы. Лебедку управления отвалом бульдозера располагают обычно позади трактора. Канатно-блочное управление отвалом бульдозера имеет существенный недостаток — не дает возможности производить принудительное заглубление отвала при работе на тяжелых и плотных породах.

В зависимости от условий работ применяют отвалы различных форм. Прямой отвал имеет прямую образующую, небольшие изогнутые боковые щитки и боковые ножи для уменьшения износа щитков. Ножи этого отвала состоят из двух частей и снабжены выступающими вперед сменными, обычно литыми угловыми ножами. Этот отвал применяют чаще всего для крепких пород.

Универсальный отвал служит для грубых планировочных работ.

Сферический отвал используют главным образом в породах средней крепости и мягких при больших расстояниях перемещения и мощности бульдозера не менее 132 кВт. Изогнутая в плане форма отвала обеспечивает косое резание, которое несколько уменьшает сопротивление и позволяет на 10—12% увеличить длину отвала. Поэтому, а также вследствие выступающих вперед концов, такой отвал перемещает на 20—25% больше породы, чем прямой. По тем же соображениям рассматриваемый отвал сильнее изогнут по высоте, чем прямой. Масса сферического отвала примерно на 10% больше прямого. Для мягких пород сферический отвал имеет облегченную конструкцию.

По данным ВНИИ-1 применение отвалов сферической формы в зависимости от категории разрабатываемых пород и их влажности позволяет увеличить производительность машин на 15—20%.

Отвал с рыхлящими боковыми зубьями применяют в очень крепких породах для гусеничных бульдозеров мощностью не менее 184 кВт и колесных — не менее 221 кВт. Боковые зубья с по-

мошью гидроцилиндров, расположенных на отвале, и мощных рычагов могут выдвигаться ниже отвала на 20—30 см. Отвал применяют при перемещении породы на короткие расстояния. Размеры такого отвала, как и у обычного прямого.

Совкообразный отвал имеет сильно развитые боковые щитки и выступающую среднюю часть ножа для лучшего врезания в породу. Применяют при перемещении мягких пород на большие расстояния.

Короткий прямой отвал, снабженный амортизатором, предназначен для бульдозеров-толкателей и скреперов. Одним из наиболее эффективных методов повышения производительности бульдозера является увеличение объема вала породы, перемещаемого за один заезд, и сокращение потерь при ее транспортировании. Для этого применяют уширители, открылки и отвалы сферической формы.

Уширители представляют собой приставки, укрепленные с обеих сторон отвала под углом 60° к оси направления движения. Их крепят к отвалу болтами и захватами, при этом режущая кромка, армированная сменными ножами, приподнята на 100 мм выше режущей кромки отвала.

При перемещении вала породы бульдозером уширители образуют дополнительный объем породы в виде слоя, идущего параллельно поверхности отвала, с толщиной, равной ширине уширителя, и высотой, зависящей от степени наполнения отвала. В зависимости от высоты наполнения отвала и категории разрабатываемых пород объем породы в уширителях изменяется от 0,1 до $0,6 \text{ м}^3$.

Установка уширителей целесообразна на бульдозерах Д-271 и Д-275, двигатели которых рассчитаны на преодоление повышенных нагрузок. Применение уширителей на бульдозерах с тракторами Т-140 и Т-180 повышает изнosoустойчивость ходовой части этих тракторов, так как предохраняет ее от попадания горной массы, что важно при разработке мерзлых взорванных пород.

Применение уширителей наиболее эффективно при разработке и транспортировании разжиженных, илисто-глинистых пород и работе бульдозеров на полигонах с малой мощностью такого слоя.

Открылки представляют собой боковые щитки шириной 200—300 мм, укрепленные с обеих сторон отвала бульдозера. К верхней кромке отвала приваривают козырек высотой 150 мм, являющийся как бы продолжением лобового листа отвала. Так как их применение не во всех случаях целесообразно, открылки крепят к отвалу на шарнирах, чтобы их можно было легко убирать. В частности, при разработке тяжелых глинистых пород и корчевке пней открылки отводятся на 180° , при разработке лег-

ких пород их устанавливают перпендикулярно к плоскости отвала. При перемещении набранной породы открылки устанавливают под некоторым углом к отвалу. Благодаря применению открылков объем вала породы, перемещаемой бульдозером за один заезд, увеличивается на 14—24%.

Бульдозеры с гидравлическим управлением. Бульдозер Д-494А (рис. 19.10) неповоротного типа с гидравлическим управлением является навесным оборудованием на тракторе Т-ЮОМГП. На **б а з о в о м** тракторе /, снабженном стойкой 4, гидросистемой с гидроцилиндрами 3 и шаровой цапфой 2 с помощью опорных шарниров 8 установлен отвал 6 с толкающими балками 7 и опорами 9. Винтовые раскосы 5, соединяющие верхнюю часть отвала с толкающими брусьями, служат для изменения угла резания в небольших пределах и поперечного перекоса отвала.

Отвал с ножами представляет собой сварную конструкцию. Лобовой лист состоит из двух частей: верхней, изогнутой по радиусу, и нижней. Нижняя часть имеет отверстие для крепления боковых и средних ножей. К ней с тыльной стороны приварена изогнутая из листа коробка жесткости. Нижняя кромка листа дополнительно усилена ребрами. Верхняя часть отвала укреплена уголком. К уголку и лобовому листу сверху приварен козырек. К торцам отвала приварены боковые стенки и на некотором расстоянии от них — промежуточные внутренние стенки. Все они попарно связаны скобами и имеют отверстия для крепления толкающих брусьев и винтовых раскосов. С задней стороны к отвалу приварены два кронштейна с отверстиями для соединения со штоками гидроцилиндров. Толкающий брус представляет собой балку. К переднему и заднему торцам приварены проушины,

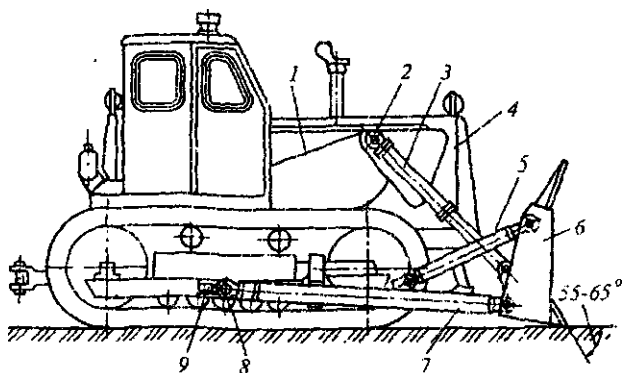


Рис. 19.10. Общий вид бульдозера Д-494А

с помощью которых толкающий брус соединяют шарнирно с отвалом и опорой, приваренной к гусеничной тележке трактора.

Управление подъемом и опусканием отвала производится двумя гидроцилиндрами с внутренними диаметрами 100 мм, развивающими максимальное усилие при принудительном опускании отвала 18 кН.

Универсальный бульдозер Д-493А с гидравлическим управлением—это навесное оборудование на тракторе Т-100МГП. В отличие от бульдозера Д-494А имеет поворотный отвал. Подъем и принудительное заглубление отвала производятся гидроцилиндрами.

Бульдозер состоит из универсальной рамы с опорами для присоединения к рамам гусеничных тележек трактора, отвала в сборе с толкателями. Она унифицирована и может быть использована для навески рабочих органов кустореза, корчевателя, снегоочистителя. Универсальная рама имеет подковообразную конструкцию, состоящую из двух изогнутых полурам коробчатого сечения. К переднему торцу полурам приварена сферическая головка, служащая для соединения со штоками гидроцилиндров пальцами. Рама снабжена кронштейнами для крепления толкателей. Шарнирное соединение рамы с гусеничными тележками трактора осуществляется проушинами, осями и опорами.

Отвал в верхней части изогнут по цилиндру, в нижней, подножевой части — плоский. Он имеет боковины и парные проушины для присоединения толкателей. К середине нижней части отвала приварено гнездо для сферической головки универсальной рамы. Для увеличения рабочей высоты отвала в верхней его части имеется козырек. К подножевой части лобового листа приваривают сменные ножи.

Толкатели служат для крепления отвала к раме. Они состоят из горизонтальных брусьев и винтовых раскосов. Толкатели соединяют с отвалом и кронштейнами рамы пальцами через крестовины и шаровые пальцы, которые закрепляют в кронштейнах рамы.

Пневмоколесные бульдозеры, обладая высокой скоростью передвижения (максимальная скорость вперед и назад до 50 км/ч) и маневренностью благодаря шарнирно-сочлененной раме, являются высокопроизводительными машинами, выполняющими разнообразные работы: вскрытие наносов, отвалообразование, строительство плотин и очистку полигонов от растительного слоя, расчистку и планировку площадок и дорог, сгребание породы к подошве навала для эффективной работы экскаватора, зачистку уступов и др. Они выполняют также роль тягача-толкача для загрузки мощных скреперов, работают с оборудованием рыхлителя и т.д.

Бульдозеры на пневмоколесном ходу более просты в эксплуатации и ремонте, чем на гусеничном ходу. Ходовая часть пневмо-

колесных тракторов примерно в три раза долговечнее ходовой части гусеничных тракторов, при этом замена хода пневмоколесной машины может быть осуществлена за 8 чел.-ч, а гусеничного хода — за 300 чел.-ч.

Пневмоколесные бульдозеры наиболее целесообразно использовать в карьерах небольшой и средней производительности со сравнительно малыми объемами бульдозерных работ, рассредоточенных на разных горизонтах или местах на значительных расстояниях. Пневмоколесные бульдозеры на землеройно-транспортных работах в мягких глинистых породах предпочтительно применять в районах с сухим климатом.

Бульдозеры с канатно-блочным управлением. Бульдозер Д-686 (рис. 19.11) неповоротного типа с канатно-блочным управлением является навесным оборудованием на тракторе Т-100М. Управление отвалом осуществляется лебедкой.

Бульдозер 2 состоит из отвала 6 с ножами, подъем которого осуществляет однобарабанная лебедка / посредством четырехкратного полиспаста 3. Подвижные блоки полиспаста смонтированы на отвале, а неподвижные — на передней стойке 5. Стальной канат 4 с помощью направляющих блоков поднимает отвал с толкающими брусками 8 и винтовыми раскосами 7, установленными на рамах тележек гусениц в опорных шарнирах 9.

Отвал бульдозера представляет собой сварную металлическую конструкцию с лобовым листом криволинейной формы. Отвал снабжен сменными ножами; двумя боковыми и одним средним. Боковые ножи короче, но массивнее среднего. Боковые ножи

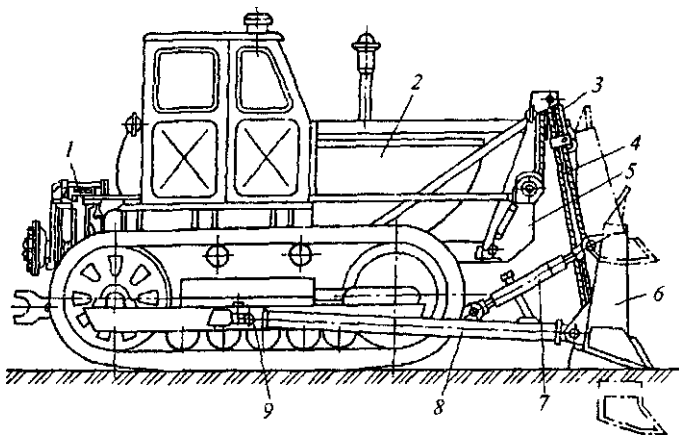


Рис. 19.11. Общий вид бульдозера Д-686

скалывают породу и отрывают ее от забоя (прохода). Средний нож скалывает породу, которая поднимается вверх на отвал.

Толкающий брус имеет пустотелое коробчатое сечение, шарнирно соединен с отвалом и рамой тележки гусеницы. Передняя стойка представляет собой П-образную сварную конструкцию. Нижние концы стоек опираются на цапфы, приваренные к лонжеронам основной рамы трактора.

В верхнем правом углу передней стойки приварена обойма направляющего блока, а посередине поперечной балки шарнирно подвешена верхняя двухблочная неподвижная обойма полиспаста, образующая с нижней подвижной двухблочной обоймой четырехкратный полиспаст подъема отвала.

Универсальный бульдозер Д-492Н с канатно-блочным управлением является навесным оборудованием трактора Т-100М.

19.5. Производительность бульдозера

Производительность бульдозера при резании и перемещении породы определяют из формулы:

(19.3)

и

где $k_{\text{исп}}$ — коэффициент использования бульдозера во времени ($k_{\text{исп}} = 0,8 \div 0,9$); V_n — объем грунта перед отвалом в плот-

ном теле, м^3 ; B — длина отвала, мм; b — высота отвала, м; $k_{\text{д}}$ — коэффициент, учитывающий потери породы и зависящий от дальности перемещения ($k_{\text{д}} = 0,005 \div 1,0$); k_p — коэффициент разрыхления породы ($k_p = 1,1 \div 1,35$); α_0 — угол естественного откоса породы; $t_{\text{ц}}$ — длительность одного цикла, с,

$$t_{\text{ц}} = \frac{b}{v_p} + \frac{L}{v_n} + \frac{L}{v_0} + t_{\text{пов}} \leq t_{\text{пов}}^{\text{н}}$$

Здесь L_p , L_n , L_0 — длина пути соответственно резания, перемещения, обратного хода бульдозера, м; v_p , v_n , v_0 — скорости движения соответственно при резании, перемещении и обратном ходе, м/с; t_0 и $t_{\text{пов}}$ — время остановок на переключение передач и поворота, с.

Раздел V

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

ГЛАВА 20. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И КАМЕР

20.1. Горизонтальные выработки и их элементы

Искусственные полости, создаваемые в недрах земли или на ее поверхности в процессе разведки или разработки месторождений полезных ископаемых, называются горными выработками. В соответствии с назначением их делят на *разведочные* и *эксплуатационные*.

В зависимости от положения выработок относительно земной поверхности различают выработки *открытые* и *подземные*.

Под открытыми понимают выработки, расположенные непосредственно на поверхности земли и имеющие незамкнутый контур поперечного сечения. Подземные выработки могут иметь выход или не иметь непосредственного выхода на поверхность, но контур их поперечного сечения всегда представлен замкнутой линией.

Положение выработок в пространстве определяется также углом их наклона к горизонтальной плоскости, в связи с чем их подразделяют на *горизонтальные*, *вертикальные* и *наклонные*.

Наибольшие объемы горноразведочных работ приходятся на горизонтальные подземные выработки. К ним при разведке месторождений относятся штольни, штреки, квершлаг, расщели, орты.

Штольня — горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность (рис. 20.1). Штольни проходят в сильно пересеченной или гористой местности. В зависимости от рельефа поверхности и условий залегания горных пород они могут располагаться по простиранию, вкрест простирания или под некоторым углом к простиранию пласта или жилы.

Длина разведочных штолен составляет от 100 до 4000 м, а площадь поперечного сечения в основном от 5,8 до 9 м².

Штрек — горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводимая по простиранию полезного ископаемого (см. рис. 20.1). Если залегание горизонталь-

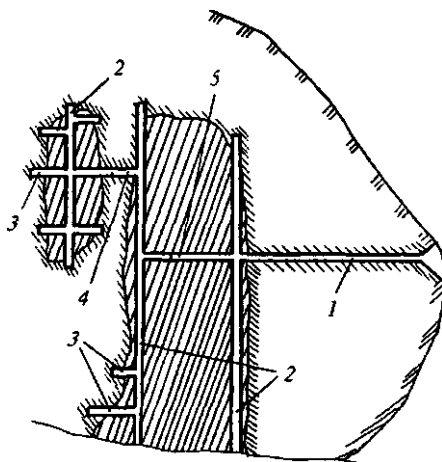


Рис. 20.1. Схема расположения горизонтальных горных выработок:

1 — штольня, 2 — штрек, 3 — рассечка, 4 — квершлаг, 5 — орт

ное, то штреком будет называться горизонтальная выработка, пройденная по пласту в любом направлении. Штреки, пройденные не по полезному ископаемому, а по простиранию пустых пород, называются *полевыми*. Длина штреков изменяется в пределах от 50 до 1000 м, а площадь поперечного сечения — 5,1—7,5 м².

Квершлаг — горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводимая по пустым породам вкрест простирания или под некоторым углом к простиранию пород (см. рис. 20.1). Площади поперечных сечений квершлагов такие же, как у штреков.

Рассечка — горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая вкрест простирания горных пород (см. рис. 20.1). Рассечки проходят из штолен, штреков и некоторых вертикальных выработок. С помощью рассечек осуществляют не только разведку основного рудного тела, но также ведут поиск и разведку апофиз (ответвлений) от основного рудного тела, а также слепых тел полезного ископаемого. Длина рассечек составляет от 5 до 100 м, а площадь поперечного сечения — от 2 до 5 м².

Орт — выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая в толще полезного ископаемого вкрест его простирания или под некоторым, отличным от 90°, углом к нему (см. рис. 20.1). Орты часто соединяют собой штреки, пройденные у противоположных границ мощной залежи.

Поверхности, ограничивающие горизонтальную выработку в пространстве, имеют специальные названия. *Кровля выработ-*

ки — поверхность, ограничивающая выработку сверху; *почва* — поверхность, ограничивающая выработку снизу; *бока* — поверхности, ограничивающие выработку с боков; *забой* — поверхность, которая на стадии проведения выработки перемещается. Часть горной выработки, непосредственно прилегающая к забою и предназначенная для размещения рабочих и оборудования, называется *призабойной зоной*, или *призабойным пространством*.

20.2. Формы и размеры поперечного сечения выработок

Форма поперечного сечения выработок зависит от физико-механических свойств пород, назначения, срока службы выработок, материала и конструкции крепи, а также способа проведения выработок.

Для горизонтальных горных выработок известны такие формы поперечных сечений, как трапецевидная, прямоугольная, прямоугольно-сводчатая, круглая, арочная, полигональная, подковообразная, овальная.

В соответствии с действующим стандартом разведочные горизонтальные выработки могут иметь прямоугольно-сводчатое с Коробовым (трехцентровым) сводом или трапецевидное поперечное сечение (рис. 20.2).

Различают поперечное сечение в свету, в проходке и в черне, или проектное сечение. Площадь поперечного сечения, ограниченная внутренним контуром крепи, называется *сечением в свету*, а ограниченная породным контуром проведенной выработки — *сечением в проходке*. *Сечением в черне* называют площадь поперечного сечения, равную сумме площадей в свету и занятой крепью, т.е.

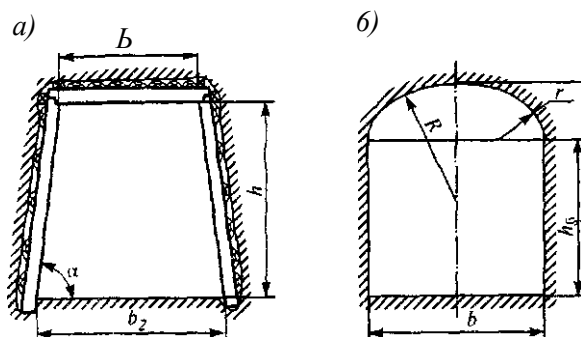


Рис. 20.2. Формы поперечных сечений горизонтальных разведочных выработок:
а — трапецевидная; б — прямоугольно-сводчатая

контур поперечного сечения вчерне — это проектный контур поперечного сечения выработки.

Стандартом устанавливаются площади поперечных сечений в свету (табл. 20.1 и 20.2) для прямых участков выработок.

Таблица 20.1. Основные размеры поперечных сечений выработок трапецевидной формы

Типоразмер сечения	Б, мм	Б', мм	h, мм	Площадь сечения выработки $S_{\text{в}}, \text{м}^2$
Т - 2, 0	900	1320	1850	2,0
Т - 3, 0	1360	1800	1850	3,0
Т — 4,8	1750	2300	2360	4,8
Т - 5, 3	1750	2360	2580	5,3
Т — 6,1	1900	2580	2720	6,1
Т — 7,0	2180	2800	2800	7,0
Т — 7,5	2240	2900	2900	7,5
Т — 8,4	3280	3870	2360	8,4
Т — 9,8	3450	4120	2580	9,8
Т - 11,0	3750	4370	2720	11,0
Т - 12,6	4150	4870	2800	12,6
Т - 13,6	4370	5000	2900	13,6

Таблица 20.2. Основные размеры поперечных сечений выработок прямоугольно-сводчатой формы

Типоразмер сечения	Б, мм	й, мм	А, мм	А, мм	г, мм	Площадь сечения выработки $S_{\text{в}}, \text{м}^2$
ПС - 2,0	1120	1480	1850	770	290	2,0
ПС - 2,7	1550	1320	1850	1070	410	2,7
ПС - 4,2	1850	1800	2420	1280	490	4,2
ПС - 4,5	1950	1800	2520	1350	510	4,5
ПС - 5,4	2180	1900	2700	1510	570	5,4
ПС - 6,2	2360	2000	2800	1630	620	6,2
ПС - 6, 8	2500	2070	2900	1730	650	6,8
ПС - 8,3	3450	1800	2650	3120	590	8,3
ПС - 8,7	3600	1800	2690	3250	620	8,7
ПС - 10,0	4000	1800	2800	3620	690	10,0
ПС - 11,6	4500	1800	2930	4070	780	11,6
ПС - 12,1	4620	1800	2960	4180	800	12,1

В сечениях трапецевидной формы устанавливается сборная рамная крепь, которая способна воспринимать не только значите-

льные нагрузки со стороны кровли, но и за счет наклона стоек, по бокам. Угол наклона боков выработки и стоек составляет 83° .

Прямоугольно-сводчатые сечения используются при проходке выработок без крепи или с возведением облегченных конструкций крепи. Высота свода в сечениях от 2 до $6,8 \text{ м}^2$ (однопутные выработки) составляет -Б, а в сечениях от $8,3$ до $12,1 \text{ м}^2$ (участки

двухпутных выработок) — -Б.

4

Кроме сечений, указанных в табл. 20.1 и 20.2, допускается также применять сечения, размеры которых рассчитываются по габаритам основного проходческого и транспортного оборудования.

20.3. Способы проведения выработок

Проведением горной выработки называют выполнение комплекса работ по отделению породы от массива, ее погрузке и транспортированию, возведению крепи, а также выполнению ряда вспомогательных операций. Этот комплекс обеспечивает периодическое или непрерывное перемещение забоя выработки (подвигание) с запланированной скоростью. В зависимости от горно-геологических условий (физико-механических свойств пород, устойчивости массива, величины водопритокков) применяют обычные или специальные способы проведения выработок.

Если выработки проводят в условиях, когда породы позволяют обнажать забой и бока (стенки) и при этом не наблюдается больших водопритокков, то такие условия и соответствующие способы проведения выработок называют **обычными**. Если же выработки проводят по неустойчивым породам, не допускающим обнажения (пески, плывуны и др.) или в условиях сильного водопритока, то применяют **специальные** способы проведения (предварительное искусственное водопонижение, замораживание, тампонаж и т.д.).

В практике геологоразведочных работ специальные способы могут применяться лишь в исключительных случаях. Это обусловлено, в первую очередь, технической сложностью специальных способов и их высокой стоимостью. Обычными способами проводят выработки в однородной крепкой или мерзлой породе, в неоднородных породах* и однородных мягких породах.

В значительной степени название обычного способа проведения выработки предопределено способом отделения породы от

* Под неоднородными породами понимают такие, когда на забое выработки имеются породы, различные по физико-механическим свойствам.

забоя, который выбирают в зависимости от их крепости. В породах с коэффициентом крепости по М.М. Протодяконову >4 и многолетнемерзлых породах применяют буровзрывной способ, в более слабых породах — также и способ отбойки с помощью отбойных молотков или средств гидромеханизации.

Комбайновый способ или проведение выработок способом бурения обеспечивают наиболее высокий уровень механизации, но в условиях геологоразведочных работ они распространения пока не получили, прежде всего, из-за экономической нецелесообразности.

Основным способом проведения выработок является *буровзрывной*. Такое положение сохранится, по-видимому, и в перспективе.

Производственные процессы, выполняемые при проведении выработок, делятся на *основные* и *вспомогательные*. Основные процессы связаны с разрушением породы на забое, ее уборкой и возведением постоянной крепи. Вспомогательные процессы обеспечивают условия для выполнения основных. К ним относятся возведение временной крепи, укладка временных рельсовых путей, навеска вентиляционных труб, устройство водоотводной канавки, наращивание труб для сжатого воздуха, воды, кабелей и др.

Совокупность основных и вспомогательных процессов, выполняемых в определенной последовательности за установленное время, в результате чего забой выработки перемещается на расчетную величину, называется *проходческим циклом*.

Основные процессы выполняются преимущественно последовательно и реже с частичным совмещением. Вспомогательные процессы целесообразно выполнять параллельно с основными. В этом случае они не будут влиять на продолжительность цикла.

20.4. Технологические схемы проведения выработок в крепких и мерзлых породах

Термин *технология* (от греч. *techne* — искусство, мастерство, умение и *logos* — понятие, учение) означает науку о способах воздействия на сырье, материалы и полуфабрикаты орудиями производства. С позиции этого общего определения технология проведения горной выработки — это способы выполнения комплекса работ по созданию горной выработки с использованием соответствующего горнопроходческого оборудования.

Технологические схемы проведения выработок представляют собой схемы расстановки забойного оборудования в выработках в соответствии с графиком организации работ и отражают порядок выполнения основных процессов в забое выработки. Характер технологических схем, их содержание выражается путем описания и графического изображения технологии проведения выработки.

Основой технологической схемы, как это следует из определения, является тот или иной комплекс основного проходческого оборудования. Состав комплекса оборудования и его выбор определяются рядом факторов, в том числе назначением выработки, объемами работ, горно-геологическими условиями, размерами выработки, сроком ее службы, географо-экономическими условиями работ.

Разведочные выработки, как правило, имеют относительно небольшие размеры поперечного сечения, при их проведении применяется сравнительно легкое проходческое оборудование; оборудование для проведения рассечки может существенно отличаться от оборудования для проведения штолен, штреков и квершлагов, а оборудование для проведения короткой штольни на стадии поисково-оценочных работ — от оборудования для проведения штольни при детальной разведке месторождения. В малообжитых районах, без развитой системы транспорта нецелесообразно использовать громоздкое, тяжелое оборудование и т.д.

Рассмотрим и произведем оценку возможных технологических схем при проведении различных горизонтальных разведочных выработок.

Проведение протяженных (длинных) выработок (подходных, транспортных, вентиляционных) по вмещающим породам (штольням, штрекам, квершлагам). В этом случае могут быть применены технологические схемы, основанные на использовании оборудования, позволяющего полностью механизировать основные проходческие процессы и обеспечить высокую производительность труда.

Для бурения шпуров может быть применено любое оборудование. Предпочтение следует отдавать бурильным установкам на колесно-рельсовом или пневмошинном ходу. Эти средства бурения шпуров позволяют повысить производительность труда бурильщиков и улучшить санитарно-гигиенические условия работ.

После обуривания забоя бурильные установки необходимо удалять от забоя и размещать, например, в специально сооружаемых камерах-заездах.

Погрузка породы должна осуществляться погрузочными машинами (ППН-1с, ППН-2 и др.). Поскольку рассматриваемые выработки в целом прямолинейны, погрузочное оборудование может включать и забойные перегружатели, т.е. небольшой длины ленточные транспортеры, смонтированные на самоходной части. Под консольную часть забойного перегружателя можно устанавливать для загрузки сразу состав из нескольких вагонеток, что позволит сократить время на обменные операции и исключит необходимость периодически по длине выработки оборудовать временные обменные пункты.

В сочетании с забойным перегружателем (например, ПСК-1А) и погрузочной машиной (ПГ1Н-1с, ППН-2) целесообразно применять вагонетки повышенной вместимости (ВГ-1,4, ВГ-1,6). Транспортировка составов должна осуществляться электровозами со сцепной массой около 5 т. По сложившейся практике в геологии применяются практически только аккумуляторные электровозы, но не исключается и использование контактных как более мощных и простых в обслуживании.

Если выработки проходят по породам, требующим возведения крепи, то комплекс проходческого оборудования может включать в себя и оборудование для механизации возведения крепи (деревянной, анкерной, набрызгбетонной, комбинированной). Это могут быть машины для бурения шпуров под анкеры и возведения этой крепи; машины для возведения рамной крепи; комплекс оборудования для возведения набрызгбетонной крепи.

Операция зарядания шпуров также может быть механизирована за счет применения гранулированных аммиачно-селитряных ВВ и портативных пневмозаряжающих устройств.

Проведение протяженных выработок по полезному ископаемому. В зависимости от горно-геологических особенностей месторождения эти выработки могут быть прямолинейными или криволинейными. В первом случае технологическая схема практически не отличается от рассмотренной выше для прямолинейной выработки по вмещающим или просто пустым породам и содержит тот же комплекс оборудования.

Во втором случае при проведении выработки необходимо следовать за полезным ископаемым, например, идти по жиле с невыдержанными элементами залегания. В таких условиях технологическая схема проходки несколько изменяется. Очевидно, в этом случае может оказаться нецелесообразным или просто невозможным применение забойных перегружателей. Операция замены груженных вагонеток на порожние должна выполняться с использованием специальных средств (тупиковых или замкнутых разминок, накладных разминок, вагоноперестановщиков, роликовых платформ).

Другие виды оборудования (для бурения шпуров, зарядания, погрузки и транспортирования породы, крепления) и в данном случае могут входить в комплекс, как и при проведении прямолинейных выработок.

Проведение коротких штолен. Условно под короткими штольнями будем понимать выработки длиной до 100 м. Здесь возможны три основные технологические схемы.

Схема 1. Бурение шпуров производится с использованием распорных колонок (типа УПБ, ЛКР) или перфораторов перенос-

ных на пневмоподдержках. Для погрузки и транспортирования породы в выработке прокладывается рельсовый путь. Погрузка осуществляется погрузочной машиной в вагонетки. Для их обмена достаточно оборудовать 1—2 разминочных пункта. Транспортировку вагонеток целесообразно выполнять электровозами минимальной сцепной массы.

Схема может быть применена в условиях, когда при небольшой длине самой штольни из нее будет пройден комплекс других выработок, вследствие чего суммарный объем горнопроходческих работ будет большим.

Схема 2. Для бурения шпуров применяется то же оборудование, что и в схеме 1, а для уборки породы — скреперное оборудование. При длине выработки до 50—60 м скреперование производится по обычной схеме прямого скреперования, а при большей длине уборка породы возможна методом двойного скреперования.

При такой схеме проведение выработки будет осуществляться с минимальным (по номенклатуре) количеством оборудования. Рассмотренная технология приемлема при проведении одиночных штолен или штолен с рассечками.

Схема 3. Бурение шпуров осуществляется по той же технологии, что и в схемах 1, 2. Уборка породы выполняется с использованием погрузочно-доставочной машины (типа ПД, ПТ). Эту схему надо оценить как перспективную, поскольку за отсутствием малогабаритных машин такого назначения в условиях геологоразведочных работ она практически не применяется.

В целом же такая технология весьма привлекательна. При небольшой длине выработки уборка породы может осуществляться с достаточно высокой производительностью. При этом не нужно прокладывать рельсовые пути и, следовательно, выработка не загромождается коммуникациями (нет рельсов, шпал, тросов и пр.), еще более (по сравнению со схемой 2) сокращается номенклатура оборудования.

Но следует иметь в виду, что при использовании этой схемы необходимо соблюдать специальные требования по безопасному использованию самоходного оборудования в подземных условиях. Прежде всего это касается величины необходимых зазоров между машиной и поверхностями выработки и содержания в воздухе горной выработки вредных веществ, образующихся при сгорании топлива, если применяются погрузочно-транспортные машины с дизельными приводами.

Проведение рассечек. Здесь могут быть рассмотрены четыре технологические схемы проведения коротких и длинных рассечек.

Схема 1. Проходка длинной рассечки осуществляется с использованием практически того же набора оборудования, что и основной выработки (штольни, штрека). Для бурения шпуров можно применить бурильную установку, распорную колонку или перфораторы на пневмоподдержках, а для уборки породы — погрузочную машину, вагонетки и электровоз. Иногда такую схему целесообразно применять даже и при небольшой длине рассечки. Прежде всего в тех случаях, когда рассечки проходят одновременно с основной выработкой, и когда они используются для обмена груженых вагонеток на порожние. Такие рассечки удобно использовать и для размещения в них проходческого оборудования без необходимости сооружения специальных тупиковых заездов.

Схема 2. В основе схемы — применение скреперного оборудования для уборки породы. Площадь поперечного сечения выработки по сравнению со схемой 1 здесь может быть практически вдвое меньше. В обычном варианте скреперование из рассечки производится на сопряжение с основной выработкой. Затем из основной выработки порода перегружается погрузочной машиной в вагонетки. Скреперная лебедка размещается в камере, выполненной в боку основной выработки напротив рассечки. Такая технология возможна, когда рассечки проходятся после завершения проведения основной выработки. Основные недостатки рассмотренной схемы связаны с необходимостью иметь два вида погрузочного оборудования (скреперную установку и погрузочную машину) и невысокой производительностью уборки породы.

Схема 3. В отличие от схемы 2 для уборки породы на сопряжении рассечки с основной выработкой устанавливается передвижная или стационарная конструкция (скреперный полук). Состав из порожних вагонеток устанавливается на рельсовом пути основной выработки. Через скреперный полук загружается очередная вагонетка. Скреперная лебедка размещается, как и в схеме 2, в нише бока выработки. Для удерживания канатов в кровле выработок на сопряжении устанавливаются дополнительные поддерживающие блоки. Если с учетом горно-геологических условий допустима проходка рассечки на уровне кровли основной выработки, то в этом случае отпадает необходимость в использовании скреперных полков.

Схема 4. Из рассечки порода убирается скреперной установкой на почву основной выработки, по которой порода перемещается также скрепером. Такая схема (двойное скреперование) возможна, когда основная выработка (штольня) имеет небольшую (до 60 м) длину и тоже проходится с использованием скреперного оборудования.

20.5. Обоснование формы поперечного сечения и расчет его проектных размеров и площади

При разработке проекта проведения выработок вопросы формы и размеров поперечного сечения являются важнейшими. Для горизонтальных разведочных выработок (см. § 20.2), стандартом установлены прямоугольно-сводчатая и трапециевидная формы сечения.

Прямоугольно-сводчатое сечение горизонтальная разведочная выработка должна иметь в устойчивых породах, когда запасы прочности составляют не менее 4 (см. § 11.2). Такую же форму имеет сечение выработки, пройденной в недостаточно устойчивых породах, когда запасы прочности породного массива по контуру сечения меньше 4, но недостаток устойчивости можно компенсировать возведением в выработке облегченной крепи — анкерной, набрызгбетонной или комбинированной (анкерная с металлической сеткой, анкерная с набрызгбетоном по металлической сетке).

Если же запасы прочности пород существенно ниже указанного значения, то грузонесущей способности облегченной крепи оказывается недостаточно. В таких условиях выработке придают *трапециевидную форму сечения*, в которой возводят рамную крепь, преимущественно из дерева.

Предварительно выбор крепи и, соответственно, формы поперечного сечения можно произвести на основании расчета параметра устойчивости Π_y (табл. 20.3), который используется при проектировании выработок в рудной и угольной промышленности:

$$\Pi_y = \frac{\rho g H}{\sigma_{\alpha}}$$

где ρ — средняя плотность вышележащей толщи горных пород; H — глубина заложения выработки (максимальное расстояние до поверхности земли); σ_{α} — предел прочности на одноосное сжатие горных пород, по которым проводится выработка.

Таблица 201 Рекомендации ДО выбору крепи на основании параметра устойчивости Π_y

Показатель	Значение Π_y				
	£0,2	0,15-0,2	<0,15		£0,05
			I, II категории трещиноватости	III—V категории трещиноватости	
Материал крепи	Бетон, железобетон, комбинированные крепи	Деревянная крепь	Набрызгбетон	Анкерная коепь	Без крепи (на основании проверочного расчета)

Проверочный расчет запаса прочности пород производят, сравнивая максимальное из действующих напряжений с пределом прочности массива. Для боков горизонтальной выработки запас прочности γ_6 можно рассчитать по формуле:

$$\sigma_6 - K^* \sigma_{\text{сж}} \quad (20.2)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности породы в массиве на одноосное сжатие; $\sigma_{\text{тах}}$ — максимальное сжимающее напряжение, действующее в массиве горных пород; $\sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности горных пород на одноосное сжатие, определяемый лабораторными методами; при известном значении коэффициента крепости пород / по шкале М.М. Протодяконова $\sigma_{\text{сж}} = Wf$, κ_c — коэффициент структурного ослабления пород, зависящий от степени трещиноватости породы (табл. 20.4); κ_t — коэффициент длительной прочности, учитывающий уменьшение прочности пород во времени; для пород, склонных к проявлению реологических свойств (ползучести, релаксации) $\kappa_t = 0,5 \cdot 0,7$; для хрупких, упругих пород $\kappa_t = 0,8 \cdot 1,0$; при использовании выработок сравнительно непродолжительное время (до 3 лет) κ_m принимается равным единице; ρ — средняя плотность горных пород вышележащей толщи; κ_n — коэффициент концентрации напряжений в боках выработки (табл. 20.5).

Таблица 20.4. Соотношение между коэффициентом структурного ослабления и категорией пород по трещиноватости

Показатель	Категория пород по трещиноватости				
	I	II	III	IV	V
Коэффициент структурного ослабления, κ_c	0,1-0,3	0,3-0,5	0,5-0,8	0,8-1,0	1,0

Таблица 20.5. Значения коэффициента концентрации напряжений в боках выработки

Показатель	Глубина от поверхности, м			
	0-200	200-500	500-1000	>1000
Коэффициент концентрации напряжений, κ_n	3,2	3,2-2,5	2,5-2,0	2,0

Аналогично оценивается запас прочности пород в кровле выработки «к. При этом на этом этапе оценок кровля выработки принимается плоской. Расчет ведется по формуле

$$\sigma_k - \kappa^* \sigma_{\text{сж}} \quad (20.3)$$

где R_p — предел прочности массива пород на одноосное растяжение; a^{TM} — растягивающее напряжение, действующее по кровле в наиболее опасном сечении (середина пролета выработки); k_p — коэффициент, учитывающий соотношение между пределами прочности породы на растяжение и сжатие, для различных пород лежит в широком диапазоне, но для многих равен округленно 0,1; k_2 — коэффициент концентрации напряжений в кровле; для плоской кровли $k_2 = 1$; Y — коэффициент бокового давления (горизонтального распора), рассчитываемый по значению коэффициента Пуассона ν : $X = \nu / (1 - \nu)$; величина p для многих горных пород лежит в диапазоне 0,2—0,3.

Таким образом, на основании приведенных выше расчетов можно принять решение о форме поперечного сечения выработки.

Размеры и площадь проектного поперечного сечения выработки можно определить на основании расчетов параметров сечений в свету и размеров крепи.

Рассмотрим несколько типичных схем расчета размеров и площади поперечного сечения выработок *в свету*. Размеры сечения определяются исходя из возможности использования в выработке при ее проходке оборудования на основе конкретной технологической схемы. При этом необходимо учитывать габариты оборудования и обеспечить возможность строгого выполнения требований правил безопасности.

В соответствии с Правилами безопасности при геологоразведочных работах зазор между наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава и размещенным в выработке оборудованием, трубопроводами должен составлять не менее 0,7 м (свободный проход для людей), а с противоположной стороны — не менее 0,25 м (в выработках без крепи, при деревянной, металлической и рамных конструкциях железобетонной и бетонной крепи) и не менее 0,2 м — при монолитной бетонной, железобетонной и каменной крепи.

Указанная ширина свободного прохода для людей должна быть выдержана по высоте не менее чем на 1,8 м.

На двухпутных участках выработок ширина междупутья должна быть такой, чтобы зазор между встречными вагонетками (электровазонами) был не менее 0,2 м.

При использовании самоходного горнопроходческого оборудования в расчете размеров сечений необходимо руководствоваться требованиями инструкции по безопасному применению такого оборудования.

Наиболее просто размеры сечения в свету определяются для расщелин, когда для их проведения используется скреперная уста-

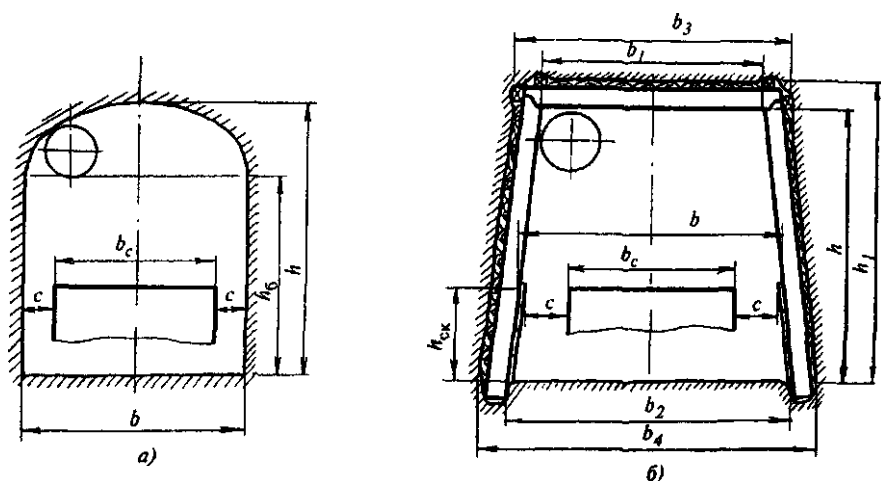


Рис. 20.3. Схемы к расчету размеров поперечного сечения при использовании скреперного оборудования в выработке прямоугольно-сводчатой (а) и трапециевидной (б) форм сечения

новка, а для бурения шпуров — малогабаритное оборудование (перфораторы на пневмоподдержках, распорные колонки и пр.).

Рассмотрим два варианта такого расчета — для выработок прямоугольно-сводчатой и трапециевидной формы сечения.

Ширина b выработки *прямоугольно-сводчатой формы* (рис. 20.3, а) будет равна

$$B = B_c + 2c, \quad (20.4)$$

где B_c — ширина скрепера; c — зазор между скрепером и боком выработки; с учетом вместимости скрепера принимается равным 0,2–0,3 м.

В выработках рассматриваемого типа хождение людей допускается только при неработающей скреперной установке, таким образом их высота в свету может приниматься равной минимальной, т.е. 1,8 м. Высота свода h_c у таких выработок (см. § 20.2) равна $\frac{1}{3}B$.

Следовательно, высота выработки по боку A_g может быть найдена по формуле

$$A_g = 1,8 - \frac{1}{3}B.$$

Площадь поперечного сечения в свету рассчитывается по формуле

$$S_{CB} = b(hc + 0,26 b). \quad (20.5)$$

Для выработок *трапецевидной формы* (рис. 20.3, б) целесообразно предварительно найти ширину выработки b на уровне высоты скрепера:

$$B = B_c + 2c + lt, \quad (20.6)$$

где l — толщина обшивки из досок по стойкам крепежных рам (требование Правил безопасности при геологоразведочных работах); величина t принимается равной 0,05 м.

Высота в свету h здесь также может приниматься равной 1,8 м. Размеры верхнего B_1 и нижнего B_2 оснований найдем по формулам:

$$B_2 = B + 2A_{\text{ск}} \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha); \quad (20.7)$$

$$b_y = B_2 - 2h \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha). \quad (20.8)$$

Угол наклона стоек α принимается равным 83° . Площадь поперечного сечения в свету определится по формуле

При проведении штолен, штреков, квершлагов, а иногда и рассечек применяются комплексы проходческого оборудования, включающие погрузочные машины, вагонетки, аккумуляторные электровозы. Поэтому размеры и площади сечений у таких выработок существенно больше по сравнению с рассмотренным выше вариантом.

Расчеты размеров и площади сечения в свету при *прямоугольно-сводчатой форме сечения* могут быть выполнены по следующей схеме (рис. 20.4, а).

- Рассчитывается ширина выработки b :

$$b = b_0 + m + n, \quad (20.10)$$

где b_0 — наибольший габарит оборудования по ширине (электровоз, вагонетка); m — ширина прохода для людей (по Правилам безопасности не менее 0,7 м); n — зазор между оборудованием и боком выработки ($n = 0,25$ м).

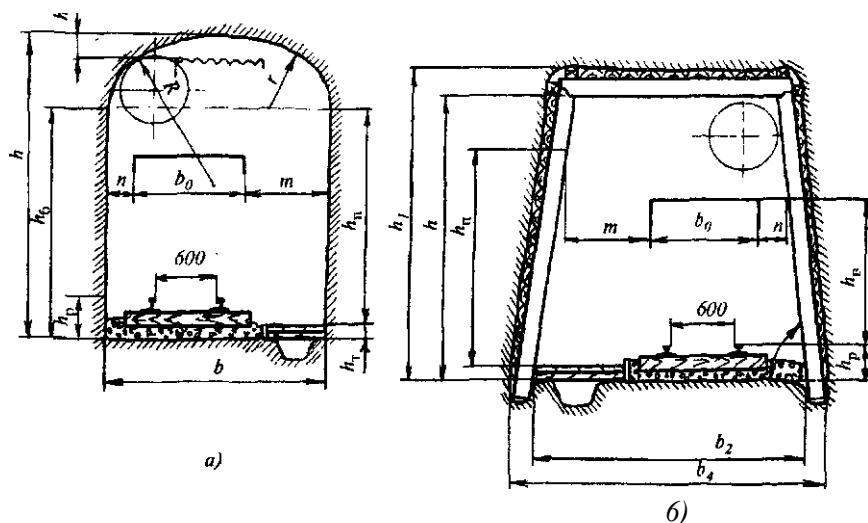


Рис. 20.4. Схема к расчету размеров поперечного сечения при использовании основного проходческого оборудования при прямоугольно-сводчатой (а) и трапециевидной (б) формах сечения

Для двухпутной выработки:

$$b = 2b_0 + m + n + c_{\text{в}}, \quad (20.11)$$

где $c_{\text{в}} \approx 0,2$ м — зазор между единицами оборудования на смежных рельсовых путях.

На замкнутых разминовках, в околоствольных дворах зазор по 0,7 м выдерживается с обеих сторон:

$$B = 2b_0 + 2m + c_{\text{в}}. \quad (20.12)$$

• Определяется необходимая высота выработки по боку (до пяты свода) $Аб$ и полная высота $А$:

$$A_6 = 1,8 + \quad (20.13)$$

где 1,8 — минимальная высота свободного прохода шириной 0,7 м; A_6 — высота настила из досок (высота трапа), принимается равной 0,1 м;

$$A = A_6 + A_c, \quad (20.14)$$

где A_c — высота свода.

• Проверяется, будет ли при рассчитанном значении высоты h обеспечена возможность работы у забоя погрузочной машины ковшового типа.

Минимальная высота выработки в свету h_m

$$A_{\min} = A_m + K + A_{\text{пр}}, \quad (20.15)$$

где h_m — максимальная высота машины с поднятым ковшом; h_k — зазор между кровлей и ковшом в верхнем его положении; $A_{\text{пр}}$ — высота временного рельсового пути, оборудуемого для работы машины у забоя; принимается равным 0,1 м.

Рассчитанное ранее значение высоты выработки h должно быть не менее $A_{\min}$. В противном случае высота h принимается равной h_m .

• Площадь сечения в свету для однопутной выработки определяется по формуле (20.5); для двухпутной выработки по формуле

$$S_{\text{св}} = W \cdot e + 0,1756). \quad (20.16)$$

Для выработок *трапецевидной формы сечения* следует придерживаться следующей схемы расчета.

• Определяется ширина выработки на высоте наибольшего габарита оборудования по ширине (рис. 20.4, б):

$$B = B_0 + m + n + (A_{\text{п}} + h_{\text{н}} - A_{\text{р}} - A_{\text{в}}) \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha), \quad (20.17)$$

где $h_{\text{н}} = 1,8$ м — минимальная высота свободного прохода для людей (по Правилам безопасности); $l_{\text{ц}}$ — высота настила из досок, принимается равной 0,1 м; $h_{\text{р}}$ — высота верхнего строения рельсового пути, принимается равной 0,35 м; $h_{\text{в}}$ — высота оборудования (с максимальным габаритом по ширине) от головки рельса.

Для двухпутной выработки:

$$B = 2b_0 + m + n + c_{\text{в}} + (A_{\text{п}} + B - h_{\text{р}} - A_{\text{в}}) \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha). \quad (20.18)$$

На замкнутых разминожках, в околоствольных дворах:

$$B = 2B_0 + 2m + c_{\text{в}} + 2(A_{\text{п}} + h_{\text{н}} - h_{\text{р}} - A_{\text{в}}) \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha). \quad (20.19)$$

• Рассчитывается ширина выработки B_2 по почве:

$$b_2 = b + 2A_0 \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha) = B + 2(h_{\text{р}} + A_{\text{в}}) \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha). \quad (20.20)$$

- Ширина выработки в свету по кровле B_x

$$b_i = b_2 - 2h \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha), \quad (20.21)$$

где h — высота выработки в свету; она должна быть такой, чтобы обеспечивалась возможность работы погрузочной машины ковшового типа в призабойной зоне [см. (20.13)] и при этом должно выполняться условие

$$h > h_n + h_j.$$

- Площадь сечения в свету определяется по формуле (20.9).

При использовании контактных электровозов рассчитанная высота выработки в свету должна отвечать условию, чтобы от головки рельса до крепи (или до кровли при проходке без крепления) было не менее 2,2 м. Это обусловлено требованием Правил безопасности относительно высоты подвески контактного провода (не менее 2 м от головки рельса и не менее чем в 0,2 м от крепи или от кровли).

В случае использования при проведении выработок самоходного оборудования на пневмошинной ходовой части расчет ширины и высоты выработок в свету выполняют на основе соблюдения требований инструкции по безопасному применению самоходного оборудования.

По рассчитанной площади сечения в свету далее следует принять ближайшее большее из стандартных сечений (табл. 20.1 и 20.2) и по его размерам с учетом размеров крепи (см. гл. 14) определить проектную площадь сечения выработки (площадь в черне).

Для выработки *прямоугольно-сводчатой формы*, не требующей возведения крепи, проектная площадь сечения (в черне) S_{B4} принимается равной S_{CB} :

Для выработки с *анкерной крепью в кровле*:

а) *однопутная выработка*

$$S_{\text{с}} = N_0 + 0,266), \quad (20.22)$$

где $A'_6 = L_6 + 5$ — высота выработки по боку с учетом выхода анкеров по кровле в выработку на величину $8 = 0,05-0,1$ м;

б) *двухпутная выработка*

$$S_m = b(h'_6 + 0,175 b). \quad (20.23)$$

Для выработки с анкерной крепью в кровле и боках.

а) однопутная выработка

$$S_m = b'h'_6 + 0,26 B), \quad (20.24)$$

где $b' = b + 25$ — ширина выработки с учетом выхода анкеров на величину 5 по обоим бокам выработки;

б) двухпутная выработка

$$\wedge_{\text{вч}} = + 0,175 Y). \quad (20.25)$$

Для выработок с набрызгбетонной или комбинированной крепью толщиной 5' по кровле и бокам:

а) однопутная выработка — по формуле (20.24), где $B = b + 25'$ — ширина выработки с учетом толщины слоя набрызгбетона 5';

б) двухпутная выработка — по формуле (20.25).

Проектная площадь поперечного сечения выработок *трапециевидной формы* (см. рис. 20.4, б) рассчитывается по формуле

$$\triangleleft_{\text{вч}} \overline{-hl} h \quad (20.26)$$

где b_y , b_4 , hi — соответственно ширина выработки по кровле, по почве и высота вчерне.

Величины B_A и hi определяются по формулам:

$$B_3 = B_f + 24t + 2z, \quad (20.27)$$

$$b_4 = b_2 + 2d_{..} + It, \quad (20.28)$$

$$hi = J + \triangleleft 4 + \quad (20.29)$$

где d_{cr} , d_b — соответственно диаметр стойки и верхняка крепежной рамы; $/ = 0,05$ м — зазор между крепежной рамой и породным контуром, в котором размещается затяжка и забутовка.

При сплошной рамной крепи — по кровле и бокам, а при креплении вразбежку — по бокам (при достаточной устойчивости) затяжка отсутствует, и величина $/$ в формулах (20.27) — (20.29) принимается равной нулю.

20.6. Паспорт крепления

Паспорт крепления разведочной выработки является важнейшим документом, в соответствии с которым осуществляется про-

ходка выработки. Он содержит все необходимые сведения о конструкции крепи и материалах, из которых она изготавливается, способе ее возведения и оборудовании, которое при этом применяется.

Паспорт крепления составляется на каждую подземную выработку или на несколько однотипных по условиям крепления выработок. Проведение выработок без утвержденного паспорта или с нарушением его запрещается.

После утверждения главным инженером экспедиции (партии) паспорт крепления выдается под расписку руководителю горных работ партии и горным мастерам. С паспортом должны быть под роспись ознакомлены проходчики, крепильщики и взрывники.

При изменении горно-геологических и горнотехнических условий паспорт крепления должен пересматриваться.

Строго форма и содержание паспорта крепления не регламентированы. Он включает в себя текстовую и графическую части. Примерное их содержание для горизонтальной выработки следующее.

Текстовая часть паспорта включает:

- характеристику выработки (форму поперечного сечения, размеры и площадь сечения в черне и в свету, протяженность участка, подлежащего креплению);
- характеристику горных пород (наименование, категорию по буримости, коэффициент крепости, характеристику устойчивости);
- характеристику крепи (конструкцию и материалы крепи, расстояние между элементами крепи, количество крепежных рам на 1 м выработки, расстояние между анкерами, затяжку по кровле и бокам и другие сведения);
- информацию о размерах элементов крепи и материалах, из которых они изготавливаются (длине и диаметре стоек, верхняков, анкеров, глубине и диаметре шпуров под анкеры, виде и сорimente материалов);
- данные по расходу материалов на 1 м или на 1 м² поверхности выработки;
- дополнительные сведения об условиях крепления и меры безопасности.

Графическая часть паспорта содержит:

- поперечный разрез выработки в масштабе 1:20, на котором приводится форма и размеры выработки, конструкция и размеры постоянной и временной крепи, угол наклона стоек, расположение элементов затяжки, расстояние между анкерами, размеры водоотводной канавки, расположение рельсового пути, размеры зазоров между крепью (боками выработки) и транспортным оборудованием;

- продольный размер выработки в масштабе 1:20 с указанием расстояния между крепежными рамами, анкерами, допустимого отставания временной и постоянной крепи от забоя;

- детали крепи в масштабе 1:10 (конструкции замка крепежных рам, заделка стоек рам в почву выработки, конструкция анкера и т.д.).

Сведения, необходимые для составления паспорта крепления (форма и размеры сечений, конструкции крепи, нагрузки на крепь, материалы крепи, размеры крепи) приведены в разделе III, а также в §§ 20.2, 20.5.

20.7. Общие сведения о составе и состоянии воздушной среды в горных выработках

Основной задачей проветривания при проведении выработок является подача воздуха необходимого состава к местам работы людей и создание тем самым безопасных санитарно-гигиенических условий труда. Необходимость смены воздуха в горных выработках обусловлена тем, что поступающий с поверхности и проходящий по горным выработкам воздух претерпевает изменения, в частности в нем уменьшается содержание кислорода и увеличивается содержание диоксида углерода. К основным причинам такого явления относятся взрывные работы, окисление древесины, используемой для крепления, работа двигателей внутреннего сгорания, окисление горных пород.

Кроме того, в воздухе горных выработок могут появиться ядовитые, взрывоопасные и другие вредные газы (оксид углерода, оксиды азота, метан, сероводород, сернистый газ, радон и т.д.), а также пыль и пары воды.

Давление, температура, влажность и скорость движения воздуха горных выработок также могут значительно отличаться от этих параметров атмосферного воздуха.

Воздух, который по своему составу мало отличается от атмосферного и движется в направлении забоя проветриваемой выработки, называется *свежим*, а движущийся из забоя и содержащий то или иное количество загрязняющих примесей, называется *отработанным*.

На шахтах воздушная струя, движущаяся от воздухоподающего ствола к забоям выработок, называется *поступающей*, а от забоев к воздуховыдающей выработке — *исходящей струей*.

Содержание газов в воздухе оценивается объемной или массовой концентрацией. *Объемная концентрация* — это выраженное в процентах отношение объема данного газа ко всему объему га-

зо-воздушной смеси. *Массовая концентрация* (мг/м^3) выражается отношением массы газа к объему газо-воздушной смеси.

Для характеристики состава воздуха в горных выработках, кроме понятия *плотность* (кг/м^3) в обычном его значении, используется *относительная плотность* газов по воздуху. Под ней понимают отношение плотности газа к плотности воздуха при температуре 0°C и давлении 1013,257 гПа. Например, плотность кислорода при нормальных условиях равна $1,428 \text{ кг/м}^3$, а относительная плотность составляет 1,11. У оксида углерода (CO) плотность по воздуху меньше единицы, а у диоксида азота (NO_2), диоксида углерода (CO_2), оксида серы (SO_2), сероводорода (H_2S) — больше единицы.

В атмосферном воздухе кислорода содержится 20,95% по объему, а в рабочей зоне подземных горных выработок в соответствии с Правилами безопасности его содержание должно быть не менее 20%.

Насыщение крови кислородом зависит от величины его *парциального давления*. Под парциальным понимается давление газа, входящего в состав газовой смеси, которое он имел бы, занимая один весь объем смеси и находясь при температуре смеси. В глубоких шахтах парциальное давление кислорода в воздухе выработок выше, чем в атмосферном воздухе, и усвоение его кровью улучшается. В высокогорных условиях, наоборот, насыщение крови кислородом ухудшается.

Для различных ядовитых, взрывоопасных и вредных газов Правилами безопасности установлены предельно допустимые концентрации (ПДК). Так, ПДК для оксида углерода составляет (% по объему) 0,0017, для оксидов азота (в пересчете на NO_2) — 0,00026, оксида серы — 0,00038, сероводорода — 0,00071. Диоксида углерода, метана или водорода в воздухе рабочей зоны должно быть не более 0,5%.

Суммарное выделение ядовитых газов (например, при взрывных работах) оценивается эквивалентным по токсичности количеством оксида углерода. Этот суммарный показатель называется *условным оксидом углерода*. Так, 1 л диоксида азота принимается эквивалентным 6,5 л оксида углерода, а 1 л сернистого ангидрида и 1 л сероводорода — эквивалентными 2,5 л оксида углерода.

Рудничной пылью называют совокупность тонкодисперсных минеральных частиц размером менее 1 мкм, находящихся во взвешенном состоянии в воздухе горных выработок или осевших на поверхностях выработок, крепи, оборудования. Пыль, находящаяся во взвешенном состоянии в воздухе, называется витающей, или пылевым аэрозолем. Наибольший размер частиц в пылевом аэрозоле определяется плотностью частиц, типом источника пылеобра-

зования и скоростью вентиляционного потока. Практически не осаждаются из воздуха частицы мельче 0,2 мкм. Пыль, если ее концентрация превышает санитарные нормы, может явиться причиной профессионального легочного заболевания, а угольная, серная и сульфидная пыли, кроме того, взрывоопасны.

Запыленность воздуха горных выработок оценивают концентрацией витающей пыли. Под *массовой концентрацией* понимают массу пыли в единице объема воздуха ($\text{мг}/\text{м}^3$), *счетная* выражается количеством пылинок, содержащихся в 1 см^3 воздуха. В качестве основной принята массовая концентрация.

На горных работах наиболее опасными являются кремнеземсодержащие пыли, а также асбестовая, известняковая, доломитовая, угольная и др. Правилами безопасности устанавливаются предельно допустимые концентрации на содержание пылей в воздухе горных выработок. Например, при содержании в породе свободной SiO_2 более 70% (кварцит) ПДК кремнеземсодержащей пыли составляет $1 \text{ мг}/\text{м}^3$, для доломита, известняка — $6 \text{ мг}/\text{м}^3$, асбеста природного (асбеста в породе более 10%) — $2 \text{ мг}/\text{м}^3$.

К основным мероприятиям по борьбе с пылью в целях предупреждения профессиональных заболеваний и предотвращения взрывов пыли относятся: установление противопылевого режима на предприятии, интенсивное проветривание, гидрообеспыливание воздуха при выполнении технологических операций (бурение шпуров, погрузка породы, взрывные работы), смыв пыли с поверхности выработки, применение укрытий над источниками пылеобразования с отсосом загрязненного воздуха и его фильтрованием, применение средств индивидуальной защиты на пылеобразующих процессах.

В соответствии с Правилами безопасности в горных выработках осуществляется контроль за температурой и скоростью движения воздуха. Температура воздуха в подземных выработках при относительной влажности до 90% не должна превышать 26°C , при относительной влажности более 90% — 25°C . Воздух, подаваемый в ствол разведочной шахты, должен иметь температуру не ниже $+2^\circ \text{C}$. В необходимых случаях воздух подогревают с помощью калориферов.

При проведении выработок в многолетнемерзлых породах температура воздуха в рабочей зоне должна соответствовать температуре горных пород. В этом случае исключается возможность «растепления» горных пород и уменьшения их устойчивости. В таких условиях необходимость и пределы подогрева подаваемого в выработку воздуха определяются проектом.

Скорость движения воздуха для эффективного обеспыливания рабочей зоны должна быть не менее 0,3 м/с, а максимально допустимая скорость в горизонтальных выработках составляет 6 м/с.

20.8. Способы проветривания выработок

Все горизонтальные разведочные выработки во время их проведения по условиям проветривания являются тупиковыми, т.е. в них невозможно сквозное движение вентиляционной струи. Поэтому их проветривание осуществляется с учетом горнотехнических и горно-геологических условий вентиляторами местного проветривания с прокладкой по выработкам вентиляционных труб. Без использования вентиляторов горизонтальные выработки разрешается проветривать (за счет диффузии) при их длине не более 10 м.

Нагнетательный способ проветривания (рис. 20.5, а) особенно целесообразен при относительно небольшой (до 300 м) длине выработок и при любой длине выработок, опасных по газу или пыли. В обычных условиях в длинных выработках и с учетом того, что продолжительность проветривания ограничена Правилами безопасности 30 мин, этот способ требует применения мощных вентиляторов.

При этом способе свежий воздух подается вентилятором по трубопроводу, прокладываемому по всей выработке, а загрязненный воздух вытесняется непосредственно по выработке. По Правилам безопасности отставание трубопровода от забоя допускается в горизонтальной выработке не более чем на 10 м. У устья выработки вентилятор должен располагаться не ближе чем в 10 м во избежание подсасывания загрязненного воздуха. При использовании одного или нескольких вентиляторов, размещаемых у устья проветриваемой выработки, весь трубопровод работает

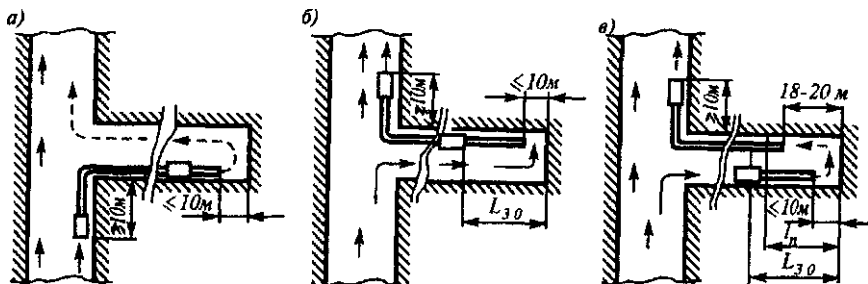


Рис. 20.5. Примеры схем к нагнетательному (а), всасывающему (б) и комбинированному (в) способам проветривания

под избыточным, по отношению к атмосферному, давлением. Поэтому при такой схеме проветривания возможно применение как жестких, так и гибких вентиляционных труб. Если нагнетательный вентилятор устанавливается на сквозной струе другой выработки, то его подача, чтобы не было рециркуляции, т.е. подсоса воздуха из исходящей струи, не должна превышать 70% от расхода воздуха в сквозной струе.

Недостатком нагнетательного способа является то, что газы, образующиеся при взрывных работах, распространяются по всей выработке, и это исключает возможность выполнения в ней любых работ до окончания проветривания.

Всасывающий способ проветривания (рис. 20.5, б) характерен тем, что свежий воздух поступает к забою непосредственно по выработке, а загрязненный удаляется по трубопроводу. Основным его недостаток заключается в том, что глубина зоны эффективного разрежения воздуха перед всасывающим трубопроводом у забоя составляет всего 1,5—2,0 м, следовательно у забоя могут формироваться зоны застоя с высокой концентрацией ядовитых газов. Таким образом, всасывающий способ не эффективен для проветривания выработок большого поперечного сечения. Кроме того, на всех участках трубопровода, где он работает в режиме разрежения воздуха внутри трубопровода, не могут быть использованы гибкие трубы.

Комбинированный способ проветривания (рис. 20.5, в) рекомендуется Правилами безопасности как основной. При его использовании по всей длине выработки прокладывается только всасывающий трубопровод, а в призабойной части выработки — трубопровод, по которому в рабочую зону подается воздух из незагрязненной части выработки.

Нагнетательный вентилятор должен располагаться от забоя выработки на расстоянии не менее длины зоны отброса газов L_{30} .

Протяженность этой зоны определяется расчетом, например, по формуле

$$T = \frac{A}{\rho \cdot S_{CB} \cdot L_{30}} \quad (20.30)$$

где A — масса одновременно взрываемого ВВ, кг; ρ — плотность горной породы, кг/м³; L_{30} — подвигание забоя за один цикл, м; S_{CB} — площадь поперечного сечения выработки в свету, м².

Величина L_{30} обычно лежит в пределах 50—90 м.

Для ускорения проветривания на расстоянии 30—60 м от забоя (L_{30}) может устанавливаться дощатая или гибкая вентиляционная перемычка.

Комбинированный способ особенно целесообразен для проветривания протяженных выработок с большой площадью сечения. Но, как и всасывающий, он не может применяться в выработках, опасных по газу и пыли.

Проветривание выработок с помощью скважин применяется при значительной длине выработок, сравнительно небольшом расстоянии до земной поверхности или при наличии вышерасположенного разведочного горизонта. Решение в пользу этого способа проветривания принимается на основе технико-экономического сравнения этого способа с комбинированным способом.

Применение скважинного способа позволяет освободить выработку на основной ее длине от трубопровода. При бурении вентиляционных скважин можно получить дополнительную геологическую информацию о горных породах, а сами скважины, выполнившие функцию как вентиляционные, могут быть использованы для других технических целей — прокладки труб, кабелей, доставки длинномерных материалов.

На рис. 20.6, а приведена схема проветривания с использованием всасывающего режима работы скважины, ближайшей к за-

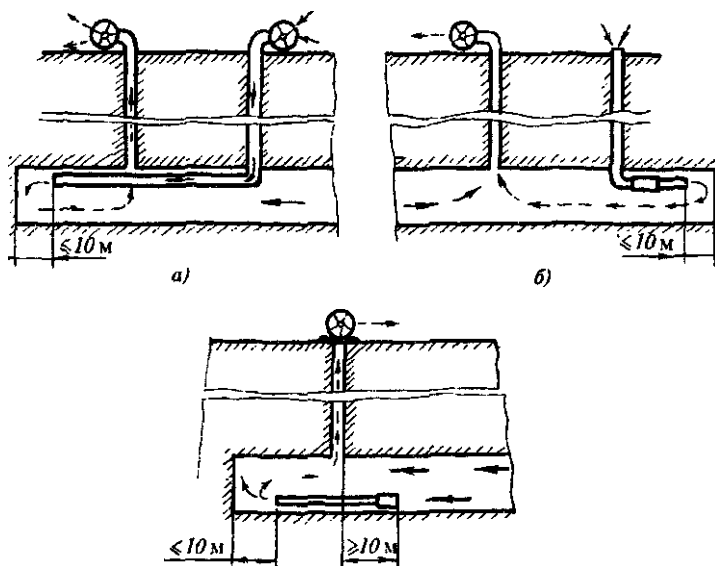


Рис. 20.6. Примеры схем проветривания с использованием скважин: а — скважина, ближайшая к забою, работает во всасывающем режиме; б — скважина, ближайшая к забою, работает в нагнетательном режиме; в — у забоя работает вентилятор местного проветривания и скважина во всасывающем режиме

бою, на рис. 20.6, *б* — нагнетательного, на рис. 20.6, *в* — с помощью одной скважины, работающей во всасывающем режиме, и вентилятора местного проветривания в выработке.

Скважины располагаются обычно в 50—100 м друг от друга по трассе выработки. Их диаметр составляет 300—500 мм.

20.9. Оборудование для проветривания и его аэродинамические параметры

В процессе проведения выработки проветриваются *осевыми* или *центробежными* **вентиляторами**. Осевые вентиляторы более компактны, поэтому при их установке, как правило, не требуется расширять выработку или сооружать специальные камеры. Условия использования вентиляторов отличаются большим разнообразием (различные площади сечения и длины выработок, наличие или отсутствие электроэнергии). В связи с этим у вентиляторов местного проветривания диапазон расхода воздуха составляет от 1 до 20 м³/с, а полное номинальное давление достигает 800 даПа.

Основными аэродинамическими параметрами вентиляторов являются подача Q (м³/мин), давление H (даПа), мощность P (кВт), КПД η , угол установки лопаток направляющего аппарата $\theta_{\text{на}}$. Графическая зависимость давления, мощности и КПД от подачи называется *аэродинамической характеристикой вентилятора*. На рис. 20.7 приведены аэродинамические характеристики некоторых вентиляторов.

У всех вентиляторов с увеличением подачи создаваемое давление уменьшается. КПД вентилятора сначала увеличивается, а затем уменьшается. Максимальное значение его у вентиляторов с электроприводом составляет: для осевых 0,7—0,8, для центробежных — 0,8—0,87. Значительно ниже КПД у вентиляторов с пневмоприводом. Оптимальными являются режимы работы вентилятора, при которых КПД составляет не менее 0,9 максимального значения.

В табл. 20.6 приведены технические характеристики вентиляторов.

Таблица 206 Технические характеристики вентиляторов

Марка венти- лятора	Подача, м³/мин	Давление, даПа	Мощность двигателя, кВт	Масса, кг	Размеры, мм		
					длина	ширина	высота
Осевые с электроприводом							
ВМ-3М	42-100	40-100	2,2	45	560	450	450
ВМ-4М	50-155	70-145	4	107	740	550	560
ВН1-5М	95-270	60-212	11	250	940	660	670

Марка вентилятора	Подача, м³/мин	Давление, да Па	Мощность двигателя, кВт	Масса, кг	Размеры, мм		
					длина	ширина	высота
Осевые с электроприводом							
ВМ-6М	140-480	75-340	24	350	1050	730	750
ВМ-8М	240-780	80-420	55	650	1460	880	1000
Осевые с пневмоприводом							
ВМП-3М	30-100	40-120	2	35	280	450	450
ВМП-4	45-100	40-220	5	50	300	50	556
ВМП-5М	70-270	80-220	9	75	380	670	680
ВМП-6М	120-480	60-290	24	220	700	805	855
Центробежные							
ВЦО-0,б	50-462	260-600	50	1328	1680	1450	1500
ВЦ-7	84-660	100-1080	75	1400	1495	1200	1430

Для проветривания тупиковых выработок применяются как *жесткие*, так и *гибкие* вентиляционные трубы. Жесткие трубы изготавливают из металла, пластмасс или дерева. Они обладают большей прочностью, большим сроком службы, могут применяться как при избыточном, так и при недостающем давлении в трубопроводе. Их недостатками являются большая масса, трудности при транспортировании, большое число стыков, что усложняет монтаж и приводит к повышенным утечкам воздуха.

Металлические трубы изготавливают методом сварки из листа толщиной 2 и 2,5 мм. Длина труб 2,5—4 м, диаметр от 0,3 до 1 м и более. Соединение труб осуществляют с помощью фланцев и болтов или поясов. Герметичность обеспечивается путем использования резиновых прокладок. Масса 1 м металлических труб в зависимости от их диаметра и толщины листовой стали составляет 24-70 кг.

Деревянные круглые (фанерные) трубы успешно применяют в сухих выработках, например, на месторождениях калийных солей.

Гибкие трубопроводы имеют основу из хлопчатобумажной, лавсановой, капроновой или комбинированной ткани с односторонним или двусторонним покрытием из негорючей резины или полихлорвинила. В табл. 20.7 приведена характеристика некоторых типов гибких труб диаметром 0,4; 0,5; 0,6; 0,8 и 1 м. Длина основного рабочего звена для труб диаметром до 0,6 м составляет 20 м, диаметром более 0,6 м — 10 м. Разменные звенья выпускаются длиной 5 и 10 м. Для стыковки друг с другом в концы труб вмонтированы стальные разрезные пружинящие кольца. Для соединения соседних звеньев пружинное кольцо одного звена

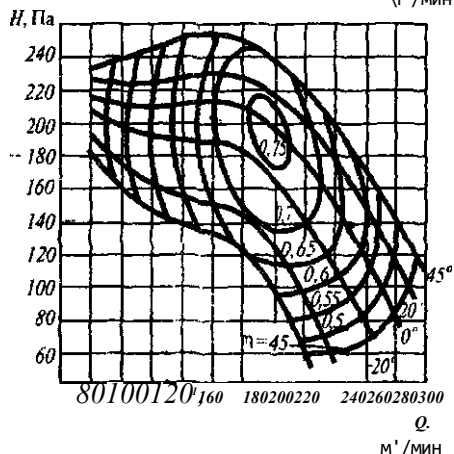
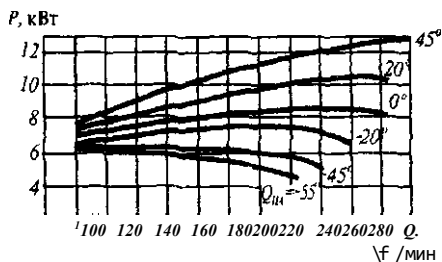
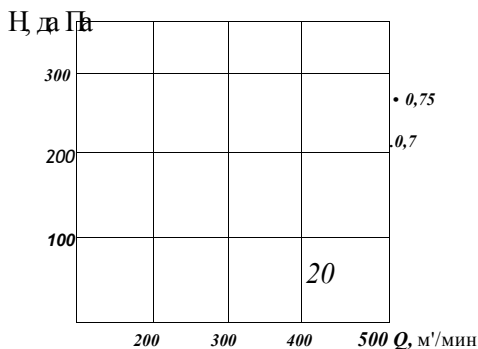
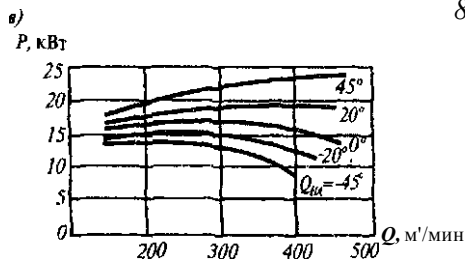
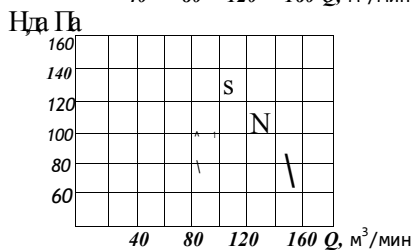
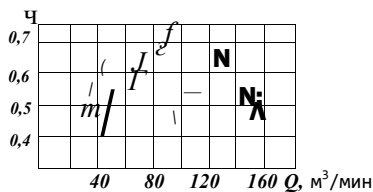


Рис. 20.7. Аэродинамические характеристики вентиляторов:
а - ВМ-3М(А и ВМ-4ВН2);
б- ВМ-5М, в — ВМ-6М

сжимают и вводят внутрь другого. При включении вентилятора стык самоуплотняется.

Таблица 20.7. Характеристика гибких вентиляционных труб

Тип трубы	Тканевая основа	Покрытие	Масса 1м, кг
МУ	Чефер	Двустороннее негорючей резиной	1,5
ПХВ	То же	Двустороннее полихлорвинилом	1,2
ТНР	Капрон	Одностороннее негорючей резиной	1,1-1,2
ЧЛХР	Комбинированная	Двустороннее негорючей резиной	1,1-1,2
ЧЛХВ	То же	Двустороннее полихлорвинилом	1,0-1,2
ЛХВ	Лавсан	Одностороннее полихлорвинилом	1,0
ЧЛХВУ	Комбинированная	Двустороннее полихлорвинилом с угленом, обладающим антистатическим свойством	1,0-1,2

Текстовинитовые трубы изготовляют на основе ткани типа брезента с односторонним или двусторонним покрытием полихлорвинилом. Их главное достоинство — небольшая масса и невысокое аэродинамическое сопротивление.

В выработках металлический трубопровод обычно подвешивается в верхней части сечения у одного из боков с помощью хомутов к крепи или на специальных анкерах, заделываемых в горную породу. У гибкого трубопровода в один из швов вмонтированы специальные крючки, с помощью которых он подвешивается к протянутому вдоль выработки тросу.

Аэродинамическими параметрами трубопровода являются аэродинамическое сопротивление, воздухопроницаемость и депрессия.

Аэродинамическое сопротивление трубопровода ($H\text{-с}^2/\text{м}^8$) при любой форме его сечения определяется по формуле

$$R = aP_r L_r / S_j^3 \quad (20.31)$$

а для круглого сечения

$$L = 6,48 a D - M^5, \quad (20.32)$$

где a — коэффициент аэродинамического сопротивления, $H\text{-с}^2/\text{м}^4$; L_r — длина трубопровода, м; P_r — периметр трубопровода, м; S_j — площадь поперечного сечения трубопровода, м^2 ; D — диаметр трубопровода, м.

Коэффициент аэродинамического сопротивления зависит от степени шероховатости внутренней поверхности труб и их диаметра, а также (для гибких труб) от наличия неровностей на поверхности труб, связанных с качеством натяжения трубопровода. В табл. 20.8 приведены значения коэффициента аэродинамического сопротивления.

Таблица 20.8. Значения коэффициента a для труб из различных материалов

Трубы	Диаметр труб, мм	a , Н с'/м ¹
Из прорезиненной ткани (тип МУ)	400	0,0025
	500	0,0030
	600	0,0035
Текстовинитовые	500	0,0016
	600	0,0015
	700	0,0013
	800	0,0013
Металлические*	400	0,0036'
	500	0,0035
	600	0,0030
	700	0,0030
	800	0,0029

Примечание. * Прямые чистые трубы. При наличии вмятин, ржавчины, неровностей подвески значения увеличиваются на 25%, для новых труб уменьшаются на 25%.

Воздухопроницаемость трубопровода оценивается коэффициентом, который при всасывающем режиме работы трубопровода называется коэффициентом подсосов, а при нагнетательном — коэффициентом утечек. Для металлических трубопроводов он определяется по формуле

$$(20,33)$$

,

где k_s — коэффициент, характеризующий плотность соединения звеньев трубопровода; при хорошем качестве сборки $k_p = 0,001 - 0,002$; d — диаметр трубопровода, м; D — длина трубопровода, м; l — длина одного звена трубопровода, м; R — аэродинамическое сопротивление трубопровода, Н-с²/м⁸.

Для гибких трубопроводов коэффициент воздухопроницаемости должен определяться с учетом воздухопроницаемости одного стыка, общего числа стыков и диаметра трубопровода.

С увеличением диаметра трубопровода k_u немного уменьшается. Приблизленно k_u можно определить по числу стыков в трубопроводе:

Общее число стыков	4	5	6-8	9-11	11-14	15-17
k_u	1,04	1,05	1,07	1,11	1,15	1,19
Общее число стыков	18-20	21-25	26-35	36-45	46-55	
k_u	1,23	1,30	1,33	1,43	1,54	

Ниже приведены значения k_u при длине звена 20 м:

$L, \text{ м}$	50	100	150	200	250	300	400	500
k_u	1,04	1,07	1,11	1,14	1,16	1,19	1,25	1,30
$L, \text{ м}$	600	700	800	1000	1200	1500	2000	
k_u	1,35	1,39	1,43	1,54	1,76	2,09	2,63	

Депрессия вентиляционного трубопровода — это потери напора. Общая депрессия, которую должен преодолеть вентилятор, складывается из трех составляющих, Па:

$$\Delta P = A_{ст} + A_M + A_{д} \quad (20.34)$$

где $A_{ст}$ — статическая депрессия; A_M — депрессия за счет местных сопротивлений (уменьшение диаметра, повороты трубопровода); $A_{д}$ — динамическая депрессия.

Статическая депрессия герметичного трубопровода рассчитывается по формуле

$$A_{ст} = \rho g H \quad (20.35)$$

В действительности из-за утечек в трубопроводе расход воздуха по длине трубопровода непостоянен, поэтому целесообразно при расчете по формуле (20.35) пользоваться среднегеометрическим значением Q .

Депрессия на преодоление местных сопротивлений в гибком трубопроводе зависит от степени турбулентности воздушного потока (числа Рейнольдса) и количества стыков между отдельными звеньями:

$$A_M = n \cdot \rho V^2 / 2, \quad (20.37)$$

где p — число стыков по всей длине трубопровода; ξ — коэффициент местного сопротивления одного стыка $= 0,21-5-0,08$ при $Re = 10^5 + 10^6$; $v_{\text{тр}}$ — скорость движения воздуха в трубопроводе, м/с; ρ — плотность воздуха, кг/м³ (табл. 20.9).

Таблица 20.9. Плотность воздуха при относительной влажности 50% в зависимости от барометрического давления и температуры

Температура, °С	Плотность воздуха, кг/м ³ при давлении, мм рт.ст.					
	720	730	740	750	760	770
10	1,180	1,196	1,212	1,229	1,245	1,262
15	1,157	1,173	1,190	1,206	1,222	1,238
20	1,136	1,152	1,168	1,184	1,199	1,215
25	1,115	1,131	1,146	1,162	1,177	1,193

Приблизленно депрессия на преодоление местных сопротивлений в гибком трубопроводе может приниматься равной 20% от статической депрессии:

$$A_m = 0,2 \quad (20.38)$$

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

$$A_{\text{д}} = v_{\text{тр}}^2 \rho / 2. \quad (20.39)$$

20.10. Расчет проветривания тупиковой выработки

Расчет проветривания тупиковой выработки включает в себя решение следующих вопросов:

- выбор способа проветривания;
- определение необходимой подачи свежего воздуха в забой;
- выбор вентиляционных труб и расчет аэродинамических параметров трубопровода;
- выбор типа вентилятора;
- определение необходимого числа вентиляторов;
- составление паспорта проветривания.

Выбор способа проветривания производится с учетом горнотехнических и горно-геологических условий проходки при строгом соблюдении Правил безопасности (см. § 20.8).

Подача свежего воздуха в забой рассчитывается по оксиду углерода, ядовитым и взрывоопасным газам (если их выделение из

горных пород или шахтных вод имеет место в конкретном случае), по газам от взрывных работ, вредным компонентам выхлопных газов от применяемого оборудования с двигателями внутреннего сгорания, по пыли и наибольшему количеству одновременно работающих в выработке людей.

Подача воздуха для уменьшения концентрации в выработке вредных газов определяется по формуле, м³/мин

$$Q_{\text{в}} = 100 \cdot ft / (O_0 - C_0), \quad (20.40)$$

где ft — фактическое выделение газа в выработке, м³/мин; C_n — предельно допустимая по ПБ концентрация газа в воздухе выработки, %; C_0 — содержание газа в свежей струе, поступающей в выработку, %.

Фактическое выделение газа можно определить путем замера в выработке расхода $Q_{\text{мх}}$ воздуха и процентного содержания газа в исходящей струе $C_{\text{исх}}$:

$$Q_{\text{т}} = Q_{\text{сх}} (3_{\text{исх}} / 100). \quad (20.41)$$

Для расчета подачи воздуха с целью разжижения вредных газов от взрывных работ расчетную формулу необходимо выбирать в соответствии со способом проветривания.

При нагнетательном способе проветривания выработок, проходимых по сухим породам, расчет можно вести по формуле В.Н. Воронина

(2 а 4 2)

При нагнетательном способе при проходке по обводненным породам (формула В.Н. Воронина с поправкой ВНИИОМШС на обводненность)

$$a = 2 \cdot L \cdot 5_3 [\text{Щ} \wedge \wedge] \quad (20.43)$$

' I ку

При всасывающем способе проветривания (формула В.Н. Воронина)

$$Q_3 \quad (20.44)$$

При комбинированном способе проветривания:

а) расход воздуха у забоя нагнетательным вентилятором

$$Q_{\text{в}} = \frac{A}{L} \cdot \frac{B_{\text{ф}}}{\psi} \cdot \frac{1}{k_{\text{у}}} \cdot \frac{L_{\text{зб}}}{S_{\text{св}}} \cdot t \quad (20.45)$$

б) расход воздуха у забоя всасывающим вентилятором при наличии перемычки на границе зоны отброса газов (см. § 20.8)

$$Q_{\text{з.вс}} = 1,15 \cdot Q_{\text{з.н}} \quad (20.46)$$

при отсутствии перемычки

$$Q_{\text{з.вс}} = 1,3 \cdot Q_{\text{з.н}} \quad (20.47)$$

В формулах (20.43)—(20.45): t — продолжительность проветривания, мин (в соответствии с ПБ /<30 мин); A — масса ВВ, взрываемого в одном цикле проходки, кг; $S_{\text{св}}$ — площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ; L — длина проветриваемой выработки, м; $B_{\text{ф}}$ — фактическая газовость ВВ, т.е. объем условной окиси углерода, выделяемой 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 горных пород; $\psi = 0,3$ — при проходке по водоносным породам или с применением водяных завес); $k_{\text{у}}$ — коэффициент утечек воздуха через неплотности в трубопроводах; $L_{\text{зб}}$ — длина зоны отброса газов при взрыве или расстояние от забоя до вентиляционной перемычки (см. § 20.8).

При использовании в выработке оборудования с дизельным приводом расчет подачи воздуха выполняется по формуле, $\text{м}^3/\text{мин}$

$$Q_{\text{з}} = \frac{P}{\rho_{\text{дв}}} \quad (20.48)$$

где $\rho_{\text{дв}}$ — норма подачи воздуха; действующая норма составляет $7 \text{ м}^3/\text{кВт} \cdot \text{мин}$; P — суммарная мощность дизельных двигателей, работающих в выработке, кВт.

Для эффективного выноса пыли из выработки скорость движения воздуха по выработке должна быть не ниже $0,3 \text{ м/с}$. С учетом этого подача воздуха по пылевому фактору составляет, $\text{м}^3/\text{мин}$

$$Q_{\text{т}} = 0,3 \cdot 60 \cdot S_{\text{св}} = 18 \cdot S_{\text{св}} \quad (20.49)$$

Если в выработках не ведутся работы, связанные с пылеобразованием, и отсутствуют другие вредные вещества, подача возду-

ха должна составлять не менее $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ на каждого человека, считая по наибольшему количеству людей $L^\wedge$, находящихся в выработке, $\text{м}^3/\text{мин}$

$$\mathfrak{Z} = 6N_n. \quad (20.50)$$

При проведении выработок на глубоких горизонтах температура воздуха в выработках может быть выше допустимой. Чтобы при проведении выработок на глубоких горизонтах температура воздуха в выработках не превышала допустимую по ПБ ($t = 25^\circ\text{C}$), расчет подачи воздуха в забой ведут с учетом общего тепловыделения в выработку, ($\text{м}^3/\text{мин}$)

$$Q_3 = Q_T / 60c(C - t_n)p, \quad (20.51)$$

где Q_T — общее тепловыделение в выработку, кДж/ч ; c — удельная теплоемкость воздуха, $\text{кДж/кг}\cdot^\circ\text{C}$; t_n и t_i — температура воздуха, соответственно, в исходящей и поступающей струе, $^\circ\text{C}$; p — плотность воздуха, кг/м^3 .

Из всех значений Q_3 , полученных с учетом различных факторов, за окончательное принимают наибольшее.

Тип вентиляционных труб выбирают в соответствии с положениями, изложенными в § 20.8, 20.9. Диаметр труб должен соответствовать площади поперечного сечения и длине выработки. Трубы диаметром 300 мм применяются для проветривания коротких выработок небольшого поперечного сечения (преимущественно рассечек). При площади сечения в свету $4\text{--}6 \text{ м}^2$ чаще используют трубы диаметром 400 и 500 мм, при большей площади сечения — 500 и 600 мм. Трубы диаметром 800 мм применяются в исключительных случаях (протяженные выработки с большой площадью сечения).

После предварительного выбора диаметра трубопровода рассчитывают его аэродинамические параметры для проектной длины выработки. Здесь же устанавливается и необходимая производительность вентиляторов — при комбинированном способе проветривания).

Рассмотрим порядок выбора вентилятора для коротких и длинных выработок. Короткими условно считаются такие выработки, проветривание которых может быть обеспечено одним вентилятором, а длинными (протяженными) — когда для преодоления депрессии трубопровода необходимо устанавливать последовательно два или более вентиляторов. При подборе вентилятора для короткой выработки по депрессии трубопровода из справочника или каталога выбирают тот тип вентилятора, кото-

Н, даПа

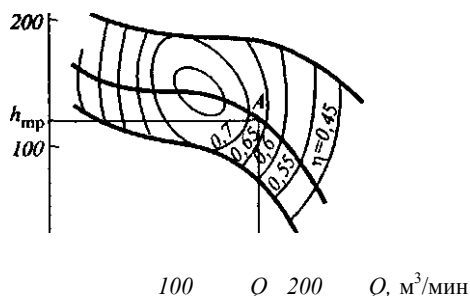


Рис. 20.8. Схема к выбору вентилятора для проветривания короткой выработки

рый, создавая напор, равный депрессии трубопровода $A_{тр}$, обеспечивает подачу Q , которая будет не меньше требуемой Q_B , при этом режим работы вентилятора должен характеризоваться значением КПД, лежащим в оптимальной зоне (рис. 20.8).

Проверочный расчет мощности привода вентилятора выполняют по формуле, кВт:

$$P = Q H / 1000\eta, \quad (20.52)$$

где Q — действительная подача вентилятора ($(Q > Q_B)$, $\text{м}^3/\text{с}$; $H = A_{тр}$ — давление, создаваемое вентилятором, равное депрессии трубопровода, Па.

•Тупиковые выработки большой длины проветривают нагнетательным и комбинированным способами, а также с помощью вентиляционных скважин.

При нагнетательном способе проветривания выработки большой длины вентиляторы могут располагаться каскадом или рассредоточенно по длине трубопровода. Каскадная установка (рис. 20.9, а) отличается значительным внутренним давлением в трубопроводе, в связи с чем здесь целесообразно применять жесткие трубы.

Используя ранее рассчитанные значения подачи вентилятора (см. выше), выбирают по каталогу такой, который при высоком КПД может обеспечить требуемую подачу. На индивидуальную аэродинамическую характеристику наносят (?,, из этой точки восстанавливают перпендикуляр до пересечения с напорной кривой и определяют давление H_i вентилятора (рис. 20.10). Определяют число вентиляторов, необходимое для проветривания выработки:

$$n = A_{тр} / H_i, \quad (20.53)$$

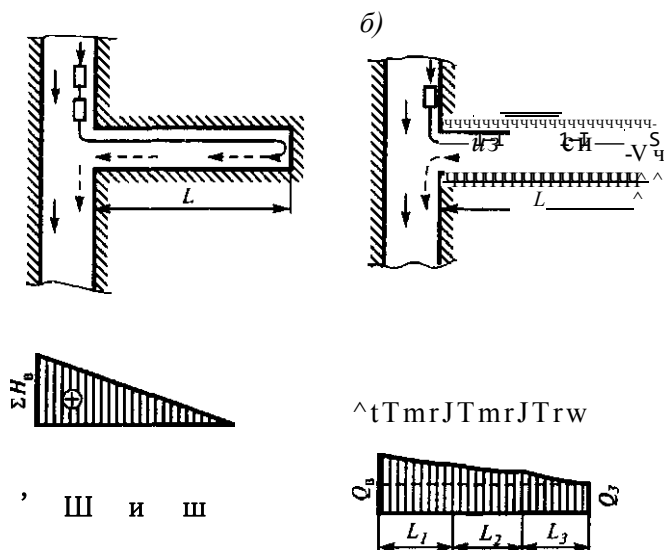


Рис. 20.9. Схемы проветривания протяженных выработок нагнетательным способом при каскадной (а) и рассредоточенной (б) установке вентиляторов

Полученный результат округляют в большую сторону.

Последовательным сложением характеристик строят суммарную напорную характеристику каскада из n вентиляторов (рис. 20.10).

На суммарную характеристику вентиляторов наносят аэродинамическое сопротивление трубопровода при полной его длине L и при нескольких промежуточных значениях длины трубопровода. На рис. 20.10 построена характеристика для одного (I), двух (II) и трех (III) вентиляторов. Кроме полной длины трубопровода L , используется еще два промежуточных (L' и B'_2) ее значения.

По графику определяется подача одного, двух и трех вентиляторов при их совместной работе на трубопровод длиной L' , B'_2 и L (точки 1...9). Для каждого из этих значений длины трубопровода рассчитывают коэффициент утечек k_u и, используя его значение, определяют Q_3 для точек 1...9.

В координатах $Q-L$ строят график зависимости Q_3 от L для одного (рис. 20.11, I), двух (II) и трех (III) вентиляторов. На график наносится расчетное значение Q_3 и по пересечению с кривыми I и II определяют длины трубопровода L_u при которых необходимо подключать следующий вентилятор. Точка пересечения с кривой III будет соответствовать полной длине трубопровода Z_3 .

При *рассредоточенной установке вентиляторов* (см. рис. 20.9, б) очень важен правильный выбор расстояния между соседними вен-

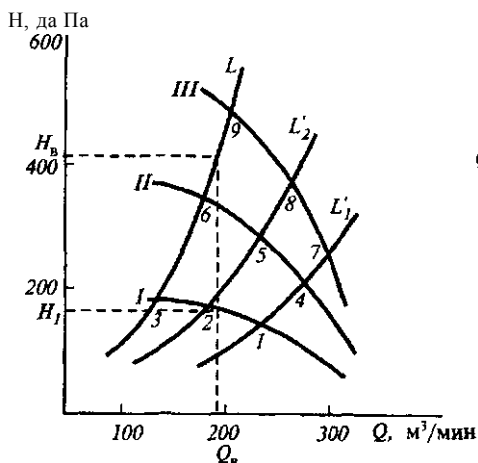


Рис. 20.10. Построение суммарной напорной характеристики каскада вентиляторов и определение необходимого числа вентиляторов

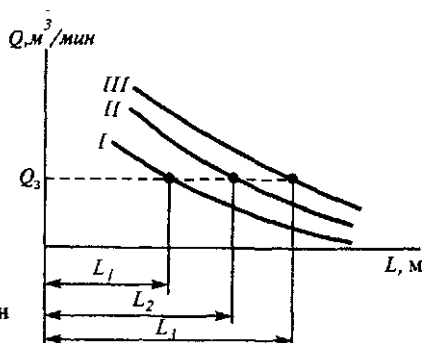


Рис. 20.11. График зависимости подачи от длины трубопровода и определение длины трубопровода, при которой необходимо подключать к каскаду следующий вентилятор

тиляторами. Превышение этого значения приведет к образованию зон разрежения в трубопроводе перед каждым следующим вентилятором. В этих зонах через неплотности в трубопроводе может происходить подсос газов, движущихся по выработке, т.е. будет наблюдаться частичное загрязнение свежего воздуха в трубопроводе.

Расчет можно выполнять в следующем порядке.

- По найденному ранее значению ξ_{Σ} , выбирается тот вентилятор, который при требуемой подаче будет работать с высоким КПД и по его характеристике определяется давление H .
- Ориентировочно определяется число вентиляторов

$$n = V^{0.85} \xi_{\Sigma} \quad (20.54)$$

и среднее расстояние между ними

$$L_c = L/n.$$

Коэффициент 0,85 в формуле (20.54) вводится для того, чтобы исключить возможность образования зон разрежения в трубопроводе.

- Далее можно более точно рассчитать расстояние между вентиляторами.

• Максимальную депрессию на участке трубопровода между первым и вторым вентиляторами приравняем к давлению H_1 .

$$H_1 = \frac{6,5aZ}{n_{3.1}^2} n_{y>}^2 \quad (20.55)$$

где L_1 — расстояние между первым и вторым вентиляторами, м;
 — расход воздуха в трубопроводе перед вторым вентилятором, m^3/c ; κ'_y — коэффициент утечек воздуха на участке трубопровода L_x .
 Приблизненно величину κ'_y можно найти по формуле

$$\kappa_y = -u^{(k*)} \frac{DL}{L}, \quad (20.56)$$

где κ_y — коэффициент утечек для всего трубопровода.

Расход (Q_{31}) определяется по формуле

$$Q_{31} = Q_{32} \kappa'_y. \quad (20.57)$$

• Из формулы (20.55) получаем выражение для расчета ξ_j :

$$\frac{H_A}{A'} \quad (20.58)$$

• Для определения расстояния ξ_2 между вторым и третьим вентиляторами подачу второго вентилятора принимаем равной G_{32} , по напорной характеристике выбранного вентилятора определяется давление H_2 , которое будет создавать вентилятор. В дальнейшем расчеты ведутся в порядке, аналогичном рассмотренному, т.е. для участка La используются величины H_2 и Q_{3-2} , для участка ξ_3 — величины H_3 и Q_{33} и т.д.

При комбинированном способе проветривания (см. § 20.8 и данный параграф выше) расчет параметров нагнетательной магистрали и выбор вентилятора практически ничем не отличаются от рассмотренного для коротких выработок.

На всасывающем трубопроводе вентиляторы могут располагаться каскадом (рис. 20.12, а) или рассредоточенно (рис. 20.12, б). При каскадной установке весь трубопровод постоянно работает на любом участке во всасывающем режиме. Здесь исключено попадание вредных газов из всасывающего трубопровода в выработку.

Выбор типа вентилятора, расчет расстояния между вентиляторами производится аналогично тому, как это рассмотрено выше для каскадной установки вентиляторов при нагнетательной схеме.

И Й И В И Ш в и ш ш *

б)

о Оі
гсЁШва,^
о -

Оі *щит* оі
ч' \ "h"

Рис. 20.12. Схемы расстановки вентиляторов при комбинированном способе проветривания:
а — каскадная; б — рассредоточенная

При рассредоточенной установке вентиляторов (рис. 20.12, б) режим работы участков трубопровода непостоянен. Сразу после установки очередного вентилятора трубопровод работает практически в нагнетательном режиме, и при этом возможны утечки загрязненного воздуха через неплотности в выработку.

По мере удлинения трубопровода перед последним вентилятором и забоем режим работы трубопровода меняется на всасывающий. Следовательно, и при такой схеме расстановки вентиля-

торов использование гибких труб возможно только в том случае, когда между вентилятором и забоем нет вентиляционных труб.

Выбор вентилятора и расстояния между вентиляторами аналогичен рассмотренному при рассредоточенной установке для нагнетательного способа.

Порядок расчета параметров вентиляционной системы при использовании скважин рассмотрим на примере схемы рис. 20.6, в.

Первоначально необходимо выбрать вентилятор местного проветривания, устанавливаемый в выработку. Для этого, как при проветривании по нагнетательному способу коротких выработок, выбирается тип и диаметр вентиляционных труб; определяется подача воздуха в забой и подача вентилятора; рассчитывается депрессия трубопровода при длине трубопровода, равной расстоянию между скважинами; выбирается вентилятор. Далее определяется расход воздуха по скважине. При этом необходимо учитывать, что вентилятор над скважиной должен создавать сквозную воздушную струю по выработке. Производительность вентилятора в выработке по ПБ должна составлять не более 70% от расхода воздуха в сквозной струе.

С учетом подсосов на устье скважины определяется подача вентилятора. Рассчитывается суммарная депрессия скважины и горной выработки.

По найденным значениям Q_v и h выбирается вентилятор.

20.11. Паспорт проветривания

Проветривание горизонтальных разведочных выработок при их проведении осуществляется в соответствии с паспортом проветривания. Паспорт составляется на отдельную выработку или на группу выработок, имеющих общую систему вентиляции. Он составляется руководителем горных работ и утверждается главным инженером экспедиции или партии. С паспортом проветривания все работающие в выработке должны быть ознакомлены под роспись.

Форма и содержание паспорта проветривания действующими правилами строго не регламентируются. Основные положения сводятся к следующему.

В текстовой части паспорта шесть разделов. В *первом разделе* приводятся сведения о горной выработке (название, глубина заложения от поверхности, площадь поперечного сечения в свету, длина выработки).

Во *втором разделе* содержится характеристика системы проветривания (способ проветривания, расход воздуха, поступающего к забою; подача вентилятора, работающего на нагнетание; по-

дача первого вентилятора, работающего на Всасывание; средняя скорость воздушного потока в выработке; количество вентиляторов в системе проветривания; общая мощность вентиляторов; время проветривания после взрыва ВВ, по истечении которого в забой допускаются люди, и другие сведения).

В *третьем разделе* дается характеристика трубопроводов и вентиляционных труб (назначение трубопровода, материал вентиляционных труб, диаметр труб; способ соединения звеньев, способ подвески трубопроводов в выработке).

В *четвертом разделе* приводится характеристика вентиляторов (тип вентиляторов, их подача и давление при работе в системе проектной протяженности, потребляемая мощность, габариты вентиляторов и их масса).

Пятый раздел посвящен режиму работы системы в случае пожара (излагаются мероприятия согласно плану ликвидации аварии).

Наконец, в *шестом разделе* приводятся дополнительные сведения о способе и средствах проветривания и борьбы с запыленностью призабойной зоны.

В графической части паспорта проветривания приводится схема проветривания на плане выработки в масштабе 1:100 и поперечный разрез выработки в масштабе 1:50. Дается также эскиз монтажа вентилятора и способа подвески трубопровода (к крепи, горной породе).

При изменении конкретных условий в паспорт проветривания могут вноситься изменения и дополнения.

20.12. Общие сведения об уборке породы и применяемом оборудовании

Под уборкой породы понимают ее погрузку и транспортировку до обменного пункта или основной транспортной выработки. Эта операция является одной из основных при проведении горизонтальных выработок.

При буровзрывном способе проведения выработок она занимает до 30% времени проходческого цикла и на нее приходится значительная часть всех трудовых затрат. В связи с этим важное значение имеет использование высокопроизводительного погрузочного оборудования и наиболее эффективных технологических схем уборки породы.

Наиболее распространенным средством механизированной погрузки породы при проведении штолен, штреков, квершлаггов, реже рассечек являются погрузочные машины. Подробно конструкции погрузочных машин рассмотрены в разделе IV.

Более широко в практике горноразведочных работ применяются ковшовые погрузочные машины. Они успешнее, чем машины непрерывного действия, работают при погрузке неравномерно раздробленных, крупнокусковых, плотных горных пород. Вместе с тем, машины непрерывного действия являются более производительными. С учетом более высокой стоимости этих машин их использование становится эффективным лишь при обеспечении хорошей загрузки в течение смены, т.е. при наличии фронта работ. Это условие на горноразведочных работах трудновыполнимо.

Погрузку породы производят чаще всего непосредственно в вагонетки. Наиболее широко при проведении горноразведочных работ применяются вагонетки типа ВО и ВГ. Первые являются опрокидными. Их кузов после открывания специального замка поворачивается на угол, достаточный для его разгрузки. Вагонетки типа ВГ имеют кузов, жестко соединенный с рамой. Разгрузка этих вагонеток производится с помощью специальных устройств, называемых опрокидывателями вагонеток (круговые, боковые, лобовые опрокидыватели). Вагонетки типа ВО могут разгружаться без опрокидывателя или с использованием опрокидывателя.

Техническая характеристика вагонеток рассмотренных типов приведена в табл. 20.10.

Таблица 20.10. Техническая характеристика вагонеток

Модель вагонетки	Вместимость кузова, м ³	Допустимая нагрузка, кН	Колея, мм	Размеры, мм			Жесткая база, мм	Масса, т
				длина	ширина	высота		
ВО-0,4	0,4	10	600	1300	870	1250	400	0,52
ВО-0,8	0,8	20	600	1900	1000	1250	600	0,7
ВГ-1,0	1,0	18	600	1500	850	1300	500	0,52
ВГ-1,1	1,1	22	600	1800	850	1300	550	0,58
ВГ-1,3	1,3	23	600	2000	850	1300	550	0,62
ВГ-1,4	1,4	25	600	2400	850	1230	650	0,65
ВГ-1,6	1,6	30	600	2700	850	1200	800	0,69

Погрузка породы может осуществляться в составы вагонеток без их расцепки. Состав устанавливается в таком случае под консолью забойного перегружателя (табл. 20.11).

При проведении выработок небольшой протяженности (до 100 м) и с небольшой площадью поперечного сечения (до 4 м²) для уборки породы применяются скреперные установки. Скреперная установка состоит из скреперной лебедки, скрепера (см. раздел IV), канатов и концевого блока. При погрузке породы в вагонетку в состав установки входит также скреперный полук, под которым размещается вагонетка.

Таблица 20.11. Техническая характеристика забойных перегружателей

Показатели	Тип перегружателя	
	ПСК-1	ПСК-1 А
Производительность, м ³ /мин	2	2,5
Привод	Пневматический	
Установленная мощность, кВт	18	18
Ширина колеи	600,750	600,750
Длина консольной части, мм	11800	15500
Размеры, мм:		
длина	15380	15950
ширина	1350	1350
высота	2000	2200
Масса, кг	9000	11000

Достоинствами скреперных установок являются совмещение погрузки и транспортировки или доставки, простота устройства, монтажа и управления, небольшие габариты, невысокая стоимость. Недостатки скреперных установок связаны с прерывностью работы, снижением производительности при увеличении дальности транспортирования, высоким удельным расходом энергии, повышенным износом канатов и другими факторами.

В практике разведочных работ нашли применение в основном гребковые скреперы вместимостью до 0,4 м³.

Основными параметрами скрепера являются его вместимость, ширина и приведенная (относительная) масса, т.е. отношение его массы к ширине рабочей кромки. Для гребкового скрепера приведенная масса принимается равной, кг/см: при мелкораздробленных породах — 1,2—2,5; при породах средней крупности — 2,5—4; при крупных, неравномерно раздробленных плотных породах — 4—7.

Ширина скрепера должна соответствовать ширине выработки (см. § 20.5).

Выбор лебедки производится по тяговому усилию. Для приближенного расчета максимального тягового усилия на барабане скреперной лебедки можно пользоваться формулой

$$F = \kappa(m_n + nQ)f'g, \quad (20.59)$$

где κ — коэффициент добавочных сопротивлений из-за неровностей почвы и трения на блоках; $\kappa = 1,35 \cdot 1,45$; m_n — масса породы в скрепере, кг; m_c — масса скрепера, кг; f' — суммарный (усредненный) коэффициент трения скрепера, породы и канатов о породу; $\Gamma = 0,65 \cdot 0,8$.

Масса породы в скрепере рассчитывается по формуле

$$t_{п} = K_{р} \frac{V_c}{\rho}, \quad (20.60)$$

где V_c — вместимость скрепера, m^3 ; ρ — плотность породы, kg/m^3 ; k_3 — коэффициент заполнения скрепера, $k_3 = 0,5-0,8$; $k_{р}$ — коэффициент разрыхления пород.

Проверочный расчет мощности привода лебедки выполняют по формуле, кВт

$$N_{л} \geq \frac{V_{п} \cdot c}{1000 \eta} \quad (20.61)$$

где $V_{п}$ — скорость навивки грузовой ветви каната на барабан лебедки, m/s ; $c = 0,8-0,85$ — КПД лебедки.

Разрывное усилие каната проверяют также по максимальному тяговому усилию:

$$F_{раз} \sim F_m,$$

где $t = 5-6$ — запас прочности каната.

При небольшой дальности транспортирования для уборки породы могут применяться погрузочно-транспортные машины. В условиях горноразведочных работ при относительно небольшой площади поперечного сечения возможно применение машин только **первых двух типоразмеров** (табл. 20.12).

Таблица 20.12. Техническая характеристика погрузочно-транспортных машин

Показатели	Типоразмеры и марки машин			
	I		II	
	ПД-2	ПТ-2,5	ПД-3	ПТ-4
Грузоподъемность, т	2	2,5	3	4
Вместимость кузова, m^3	—	1,0	—	1,5
Вместимость ковша, m^3	1	0,12	1,5	0,2
Ширина (максимальная), м	1,32	1,4	1,7	1,8
Площадь сечения выработки, m^2	5 - 7	5 - 7	7 - 9	7 - 9
Рациональная дальность транспортирования, м	75	150	100	225
Привод	ДЭ	ДП	дэ	ДП

Примечание. Приводы: Д — дизельный, Э — электрический, П — пневматический.

20.13. Технология уборки породы и производительность

При погрузке породы машиной кромка развала породы постепенно перемещается к забою, в связи с чем при использовании машин с колесно-рельсовой ходовой частью возникает необходимость в наращивании рельсовых путей. Для этого применяют временные короткие переносные звенья или выдвижные звенья рельсового пути. На практике более целесообразным оказался второй способ, заключающийся в том, что из последнего звена постоянного рельсового пути выдвигается по мере необходимости временное рельсовое звено. Оно изготавливается из рельсов меньшего типоразмера по сравнению с рельсами основного пути. Их укладывают повернутыми на 90° головками внутрь и соединяют друг с другом металлическими стяжками. Во время работы машины реборды ее колес перемещаются по шейкам выдвижных рельсов. Выдвигание звена 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 выработки превосходит фронт погрузки, то часть породы может быть погружена только после предварительного перемещения ее вручную в зону работы ковша. Для разведочных условий такая ситуация не типична, поскольку ширина однопутных разведочных выработок немногим отличается от фронта погрузки применяемых машин.

Однако объемы работы с применением ручного труда могут существенно возрастать при проходке различного назначения уширений, камер и т.д.

Обязательной операцией процесса погрузки породы в одиночные вагонетки является замена груженых вагонеток на порожние. В однопутных выработках она выполняется с использованием тупиковых и замкнутых разминок, накладной разминки, вагонперестановщиков и роликовых платформ.

Тупиковые и замкнутые разминки (рис. 20.13, а и б) представляют собой ответвления от основного рельсового пути на одну вагонетку или на состав. При недостаточной ширине выработки в месте оборудования разминки выработку расширяют до необходимых размеров. Маневровые операции успешнее выполняются с использованием малогабаритных электровозов. Расстояние между разминками составляет 40—60 м, достигая в некоторых случаях 125 м.

Накладная разминовка (рис. 20.13, *в*) изготавливается из легких рельсов, смонтированных на металлической плите, которая укладывается на основной рельсовый путь. Концевые секции разминовки имеют стрелочные переводы для съезда на основной рельсовый путь. Одна ветвь разминовки используется как грузовая, а другая — как порожняковая. Состав порожних вагонеток электровозом подается на порожняковую ветвь, а затем, по одной вагонетке — к погрузочной машине. Для откатки груженных вагонеток и размещения их на грузовой ветви может использоваться маневровая лебедка.

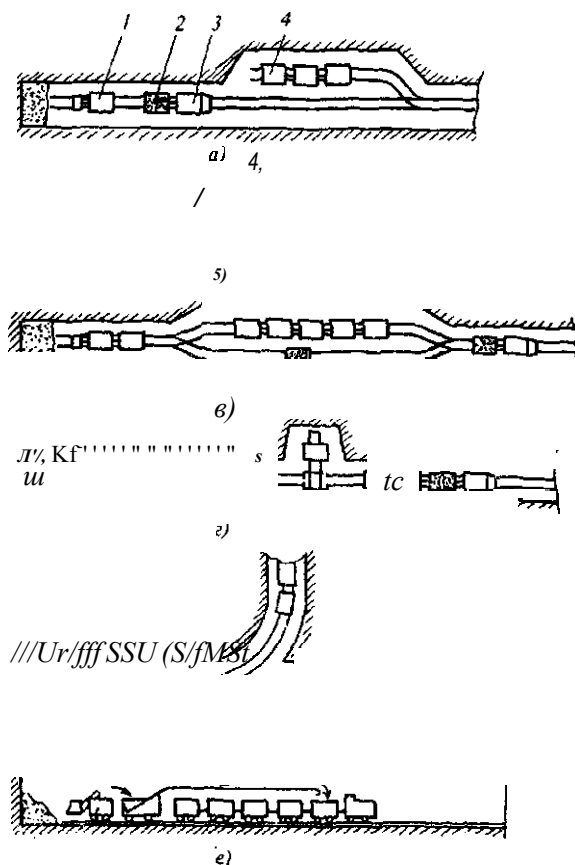


Рис. 20.13. Схемы к способам обмена вагонеток:
а — тупиковая разминовка; *б* — замкнутая разминовка; *в* — накладная разминовка; *г* — вагоноперестановщик или роликковая платформа; *д* — с использованием расчески; *е* — с применением забойного перегружателя; / — погрузочная машина; 2 — груженная вагонетка; 3 — электровоз; 4 — порожняя вагонетка

Вагоноперестановщики и роликовые платформы (рис. 20.13, г) располагают от погрузочной машины на расстоянии, не меньшем длины поезда. Для установки вагоноперестановщика или платформы в выработку с недостаточной шириной сооружают нишу глубиной около 1,5 м. С помощью вагоноперестановщика или платформы в нише размещается порожняя вагонетка, которая подается к погрузочной машине после загрузки и удаления предыдущей.

Ближе к забою эти обменные средства переставляют через 30—40 м. Их достоинством является то, что они не препятствуют функционированию основного рельсового пути.

Применение рассмотренных средств обмена груженных вагонеток на порожние характеризуется затратой от 2 до 10 мин на одну вагонетку, дополнительными затратами труда и средств на их сооружение.

При использовании забойных ленточных перегружателей (рис. 20.13, д) (см. § 20.12) под консоль перегружателя устанавливается состав из 5—8 вагонеток. От погрузочной машины порода поступает в приемный бункер перегружателя, а из него по ленточному транспортеру — в состав вагонеток. Загруженный состав может транспортироваться до места разгрузки или обмена на порожний состав. Расстояние между пунктами обмена в этом случае может быть существенно увеличено. Затраты времени на обменные операции сводятся к минимальным.

Необходимо иметь в виду, что при использовании перегружателя в комплексе с другим самоходным оборудованием, например, с бурильными установками, для его размещения в однопутной выработке необходимо сооружать тупиковый заезд.

При проходке штолен и штреков с рассечками последние могут успешно использоваться для выполнения обменных операций (рис. 20.13, е). 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 оборудование, что и в основной выработке.

В редких случаях проведения при разведке месторождений двухпутных выработок обмен вагонеток по сравнению с однопутными выработками упрощается. Здесь отпадает необходимость в расширении выработок или сооружении специальных ниш. Обмен вагонеток при наличии двух путей производят с помощью накладных съездов, накладных плит-разминок и роликовых платформ.

Эксплуатационная производительность уборки породы различными видами оборудования может быть рассчитана по формуле, м³/смен

$$O \wedge \frac{JfEz bzZblLls^*}{(/_0+U(1+*_0))} \quad (20.62)$$

где T — продолжительность смены, ч; t_m — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин/смену; t_m — время на личные надобности, мин/смену; — время на обслуживание рабочего места, мин/смену; t_q — норматив времени на выполнение основных операций, мин/м³ горной породы в массиве; $t^{\wedge}$ — норматив времени на выполнение вспомогательных операций, мин/м³ горной породы в массиве; k_0 — коэффициент, учитывающий норматив времени на отдых.

Нормативы времени и содержание подготовительно-заключительных, вспомогательных операций, работ по обслуживанию рабочего места приводятся в нормативных документах.

При отсутствии нормативов (например, для нового оборудования или новой технологии использования оборудования) эксплуатационную производительность можно рассчитать по формулам, аналогичным по структуре формуле (20.62).

Эксплуатационная производительность уборки породы погрузочной машиной, м³/смен:

$$Q_3 = \frac{60T - t_{nz} - t_{мг} - t_{об}}{k_p \left(\frac{k_{кр}}{Q_T} + t_a + \frac{2L}{60v_c V_a k_s n_s} \right) (1 + k_0)}, \quad (20.63)$$

где k_p — коэффициент разрыхления горной породы, среднее значение, $k_p = 1,6 \dots 1,8$; $k_{кр}$ — коэффициент крупности кусков в развале породы; при размере кусков до 300 мм $k_{кр} = 1$, более 400 мм $k_{кр} = 1,3$; Q_T — техническая производительность погрузочной машины, м³/мин, по породе в разрыхленном состоянии; 4 — удельные затраты времени на вспомогательные операции (кайловка и перекидка породы от периферии к центру выработки, очистка и выдвигание рельсов); для выработок, ширина которых равна фронту погрузки машины, $t_B = 1,5$ мин/м³ для машин ковшовых и 1 мин/м³ для машин непрерывного действия на лусеничной ходовой части; если у ковшовых машин фронт погрузки в 1,5—2 раза меньше ширины выработки, то $t_B = 3,3\text{--}5,6,9$ мин/м³; L — расстояние от забоя до пункта обмена вагонеток, м; $v_c \ll 0,6$ м/с — средняя скорость движения вагонеток с учетом перецепки при одиночном обмене и $v_c = 0,9$ м/с — при обмене составами (при использовании забойного перегружателя); V_B — вместимость вагонеток, м³; $k_z = 0,9$ — коэффициент заполнения вагонеток; n_s — количество

вагонеток в составе; определяется типом перегружателя (длиной консольной части) и типом вагонеток (длиной вагонетки).

Сменная эксплуатационная производительность скреперной установки при скреперовании в отвал, из расчески в состав вагонеток, размещенный в основной выработке (т.е. без затрат времени на обменные операции), м³/смен:

$$\frac{(60 - t_{го} - t_m) v^{\wedge} V_c k_x}{A \cdot A \cdot (1 + \alpha)} \quad (20.64)$$

где L_c — длина пути скреперования, м; $v^{\wedge}$ и v_x — скорости движения скрепера, соответственно, при рабочем и холостом ходе, м/мин; принимаются по технической характеристике скреперной лебедки; $t_{зр}$ — время на загрузку и разгрузку скрепера, в среднем $t_{зр} = 0,5$ мин; V_c — вместимость скрепера, м³; k_x — коэффициент заполнения скрепера; $k_x = 0,5-10,8$ в зависимости от кусковатости (большие значения — при мелком дроблении).

Сменная эксплуатационная производительность скреперной установки при скреперовании в вагонетку через скреперный полк с последующим обменом груженой вагонетки на порожнюю или ее разгрузкой, м³/смен:

$$\frac{(60 - T - t_m - t_{гв} - t_{пв}) V_c k_z}{V_k \cdot \frac{v_x}{v_{гв}} + \frac{A}{v_{пв}} + \frac{L}{v_c} (1 + \alpha) + t_p} \quad (20.65)$$

где V_v — вместимость вагонетки, м³; k_z — коэффициент заполнения вагонетки; V_c — вместимость скрепера, м³; k_c — коэффициент заполнения скрепера; L — расстояние от скреперного полка до пункта обмена вагонеток, м; v_c — средняя скорость движения вагонетки при обмене; $v_c \ll 40$ м/мин; t_p — время разгрузки вагонетки; $t_p = 1$ мин (если разгрузка не производится, то $t_p = 0$).

Эксплуатационная производительность погрузочно-транспортной машины типа ПД, м³/смен:

$$\frac{Q}{3 \cdot \left(\frac{L_{пв}}{v_{пв}} + \frac{L_{пг}}{v_{пг}} + \frac{L_{гв}}{v_{гв}} \right) (1 + \alpha)} \quad (20.66)$$

где V_k — вместимость ковша машины типа ПД, м³; k_k — коэффициент заполнения ковша ($k_k = 0,75$); $t_{пв}$ — время погрузки ковша ($t_{пв} \ll 1,1$ мин); $t_{дв} = 2L/v_c$ — время движения на пути L при сред-

ней скорости $v_c = 75-80$ м/мин; $t_p \ll 1$ мин — время разгрузки ковша; t_b — время выполнения вспомогательных операций (маневры, орошение породы, разбивка негабарита, зачистка пути и пр.); $t_b \ll 2$ мин; k — нормативный коэффициент, учитывающий отдых; $A = 0,11$.

Эксплуатационная производительность погрузочно-транспортной машины типа ПТ, м³/смен:

$$k_p \left(\frac{60 T - t_m - t J V_{\text{куз}} k_{\text{куз}}}{V_k k_k \cdot t_u + t_p + t_m + t_n} \right) (1 + k_o), \quad (20.67)$$

где $V_{\text{куз}}$ — вместимость кузова машины типа ПТ, м³; $k_{\text{куз}}$ — коэффициент заполнения кузова; $k^{\wedge} = 0,9$; $t_u = 0,8$ мин — среднее время заполнения, подъема, разгрузки и опускания ковша; 4 — время выполнения вспомогательных операций; $4 = 1,5$ мин.

20.14. Общие сведения об оборудовании для локомотивной откатки

Откаткой называют транспортирование грузов по рельсовым путям. Из всех рудничных локомотивов (электровозы, дизелевозы, гировозы — инерционные локомотивы и воздуховозы, работающие на энергии сжатого воздуха) на геологоразведочных работах применяются только электровозы. Их подразделяют на два типа: 1) аккумуляторные и 2) контактные. При разведке месторождений применяются преимущественно электровозы первого типа, достоинством которых являются взрывобезопасность, автономность питания, низкий электротравматизм. Их можно эксплуатировать в выработках меньшей высоты и, следовательно, меньшей площади поперечного сечения. Но аккумуляторные электровозы уступают контактным в мощности, скорости движения, они сложнее по конструкции, дороже в эксплуатации.

Важнейшим параметром электровоза является *цепной вес*. Под ним понимают ту часть собственного веса электровоза, которая приходится на ведущие оси. Поскольку у большинства рудничных электровозов все оси ведущие, то их цепной вес равен полному конструктивному весу.

По цепному весу электровозы подразделяются на легкие (до 50 кН), средние — от 50 до 140 кН и тяжелые — более 140 кН.

Наиболее широкое применение на подземных горноразведочных работах получил электровоз 4,5 АРП-2М (4,5 — цепная масса, т; А — аккумуляторный; Р — рудничный; П — повышенной

надежности при использовании в шахтах, опасных по газу и пыли). Буква «В» в марке электровоза означает взрывобезопасное исполнение, «К» — электровоз контактный.

Жесткой базой электровоза (или другого транспортного средства) 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 электровоза 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 электромеханической характеристике, представляющей собой зависимость силы тяги F на ведущих колесах, скорости движения электровоза v и коэффициента полезного действия η от силы тока в двигателе.

Номинальным режимом работы тяговых двигателей является часовой, при котором допускаемая температура обмоток двигателя достигается через 1 ч его работы. В характеристике электровоза указывается часовая сила тяги $F_{\text{ч}}$, часовая скорость k , и часовой ток $I_{\text{ч}}$. Длительному режиму соответствует ток такой силы при которой допускаемая температура обмоток достигается за неограниченно длительное время. Отношение $I_{\text{дл}}/I_{\text{ч}} = 0,4+0,5$. Техническая характеристика электровозов приведена в табл. 20.13.

Таблица 20.13. Техническая характеристика электровозов

Параметры	Электровозы			
	аккумуляторные		контактные	
	2АРП	4,5АРП-2М	4КР	7КР1У
Сцепной вес, кН	22	45	40	70
Ширина колеи, мм	600	600, 900	600	600, 900
Двигатели:				
тип	МТ-2	ЭДР-7	ЭДР-11	ЭДР-25Б
количество	1	2	2	2
мощность, кВт	4	2х6	2х10,2	2х25
напряжение, В	45	80	250	250
Сила тока (А) в режиме:				
длительном	40	45	22	50
часовом	97	105	50	115

Продолжение табл. 20.13

Параметры	Электровозы			
	аккумуляторные		контактные	
	2АРП	4.5АРП-2М	4КР	7КР1У
Тяговое усилие (кН) в режиме:				
длительном	0,7	2,1	2	4,4
часовом	2	7	9	16,5
Скорость движения (км/ч) в режиме:				
длительном	10,0	10,2	7,5	16,2
часовом	4,3	6,4	5,0	10,5
Жесткая база, м	0,65	0,8	0,9	1,2
Размеры, мм:				
длина	2015	3300	3120	4500
ширина	900	1000	1300	1332
высота	1180	1300	1515	1500
Тип аккумуляторной батареи	36ТНЖШ-300	66ТНЖШ-500	-	-

Для аккумуляторных электровозов применяют батареи тяговых щелочных никель-железных аккумуляторов серии ТЖН. Щелочные аккумуляторы по сравнению с кислотными свинцовыми обладают большим сроком службы и выносливостью в работе, простотой в обслуживании и способностью находиться длительное время в разряженном состоянии. Однако напряжение одного аккумулятора у них более низкое, поэтому батареи таких аккумуляторов более громоздки.

Цифры, стоящие перед буквами в обозначении типа аккумуляторной батареи соответствуют числу отдельных аккумуляторов, 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.

Гараж для аккумуляторных электровозов имеет отделения для стоянки, осмотра и ремонта и зарядное отделение, в котором расположены столы для зарядки батарей. Гараж должен иметь не менее двух выходов, хорошо освещаться и проветриваться.

Транспортирование грузов по рельсовым путям осуществляют в вагонетках. Техническая характеристика основных типов грузовых вагонеток, применяемых при горноразведочных работах, приведена в табл. 20.10.

Основным параметром *рельсовых путей* является *ширина рельсовой колеи*, под которой понимают расстояние между внутренними кромками головок рельсов. На горноразведочных работах принята ширина колеи 600 мм. Ширина колесной колеи, или ширина колесной пары, на 10 мм меньше ширины рельсовой колеи, тем самым исключается возможность зажатия реборд колес между рельсами.

Рельсовый путь (рис. 20.14) состоит из нижнего и верхнего строений. В горных выработках нижним строением является почва выработки. К верхнему строению относится балластный слой, шпалы, рельсы и крепления.

Для снижения сопротивления движению составов, уменьшения износа рельсов и колес радиусы закруглений берутся по возможности большими с учетом жесткой базы подвижного состава и скорости движения. Согласно ПБ при геологоразведочных работах радиус закругления рельсовых путей должен быть при электровозной откатке не менее десятикратной величины наибольшей жесткой базы подвижного состава, а при ручной — не менее семикратной.

Горизонтальные выработки, по которым производится откатка по рельсовым путям, проходят с уклоном в сторону устья выработки или ствола шахты. Уклон рельсового пути оценивается отношением разности между уровнями головок рельсов на рассматриваемом участке к длине этого участка пути. Уклон измеряется тангенсом угла наклона пути и выражается десятичной дробью или в промилле (‰). Уклон выбирают таким образом, чтобы сопротивление движению груженого состава, движущегося, например, к устью штольни, были равны сопротивлениям движению порожнего состава в обратном направлении. Такой уклон рельсового пути называют *уклоном равного сопротивления*. Для горизонтальной выработки с электровозной откаткой по ПБ он должен составлять 0,003—0,005.

На отдельных участках рельсовые пути имеют уклон, при котором необходимая сила тяги равна нулю. Такой уклон называется *уклоном равновесия*. Пути с уклоном равновесия оборудуют, например, в околоствольных дворах, где вагонетки должны двигаться без применения усилий, самокатом.

Тип рельса определяется округленной до целого значения массой 1 м рельса. Промышленностью выпускаются рельсы массой от 8 до 75 кг. Для откатки вагонеток вмес-

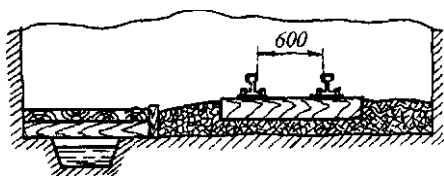


Рис. 20.14. Устройство рельсового пути

тимостью до 2 м³ применяются рельсы типа Р18 или Р24. При большей вместимости вагонеток (на горных предприятиях) применяют рельсы Р33 и Р38. Техническая характеристика некоторых типов рельсов приведена в табл. 20.14.

Таблица 20.14. Техническая характеристика рельсов

Тип рельсов	Основные размеры, мм				Теоретическая масса 1 м, кг	Площадь по- перечного се- чения, см	Номинальная длина, 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

Рельсы соединяют накладками с болтами или сваркой. Сваривают рельсы на путях со сроком службы не менее 5 лет. При соединении обычным способом стык для безударного перехода колеса с одного рельса на другой располагают между сближенными шпалами, а зазор между концами рельсов на стыке должен быть не более 5 мм. При использовании вагонеток грузоподъемностью менее 1,2 т допускается располагать стык на шпале. Рельсы укладывают на шпалы через подкладки, чем обеспечивается увеличение опорной поверхности рельсов.

В развездочных выработках применяют деревянные и иногда металлические шпалы. Пропитка деревянных шпал, обычно сосновых, антисептиками (фтористым натрием, хлористым цинком и другими веществами) увеличивает срок службы шпал с 3 до 10 лет и повышает прочность. Расстояние между осями шпал должно быть не более 0,7 при электровозной откатке и не более 1 м — при ручной.

Для укладки стрелочных переводов применяют не шпалы, а брусья. Для рельсовой колеи 600 мм длина шпал составляет 1200 мм, а длина брусьев — от 1300 до 3000 мм. К шпалам и брусьям рельсы крепятся костылями или специальными мощными шурупами. Все элементы рельсовых скреплений должны соответствовать типу применяемых рельсов.

Балластный слой обеспечивает равномерную передачу нагрузки 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 служит щебень крепких и средней крепости пород с размером зерен 20—70 мм. Толщина балластного слоя под шпалой — не менее 100 мм, пространство между шпалами засыпают балластом на 2/3 толщины шпалы.

Для исключения вредного влияния центробежной силы, при настилке рельсовых путей на криволинейных участках наружный рельс укладывается с превышением над внутренним за счет увеличения толщины балластного слоя со стороны наружного рельса. Величина превышения устанавливается расчетом, а его минимальное значение для колеи 600 мм составляет 10 мм. Кроме того, на криволинейных участках, во избежание значительного увеличения сопротивления движению и износа ширину рельсовой колеи увеличивают в зависимости от величины жесткой базы подвижного состава на 5—20 мм передвигкой внутреннего рельса к центру кривой.

20.15. Расчет локомотивной откатки

Максимальная сила тяги электровоза не может быть больше силы сцепления ведущих колес с рельсами, Н:

$$F = 1000P_{\text{сц}}\gamma = Mqu, \quad (20.68)$$

где $P_{\text{сц}}$ — сцепной вес электровоза, кН; M — масса электровоза, приходящаяся на ведущие оси, кг; u — коэффициент сцепления колес с рельсами, принимается по данным табл. 20.15.

Таблица 20.15. Значение коэффициента сцепления Ψ

Состояние поверхности рельсов	Коэффициент сцепления u	
	без подсыпки песка	с подсыпкой песка
Чистая, сухая	0,18	0,24
Чистая, влажная	0,12-0,17	0,17-0,2
Мокрая, покрытая грязью	0,09-0,12	0,12-0,16

Допустимый вес груженого состава определяется путем сравнения силы тяги электровоза с сопротивлениями движению при различных режимах — трогание с места (по сцеплению колес с рельсами), равномерное движение с длительной силой тяги (по нагреву двигателей), торможение на среднем уклоне (по тормозным средствам поезда). По наименьшему из трех полученных значений рассчитывают количество вагонеток в составе.

Вес груженого состава из условия сцепления колес с рельсами при трогании с места, кН:

$$Q_4 = P + n(G + G_0) = \dots, \quad (20.69)$$

где P — вес электровоза, кН; p — количество вагонеток в составе; ($/$ — вес груза в вагонетке, кН; G_0 — вес порожней вагонетки, кН; $a_{..}$ — пусковое ускорение (ускорение при трогании, $a^{\wedge} = 0,03 \text{ м/с}^2$);
— удельное сопротивление движению, Н/кН; принимается по данным табл. 20.16.

Таблица 20.16. Цельное сопротивление движению вагонеток

Грузоподъемность, т	Н/кН'			
	При движении вагонетки		При трогании вагонетки с места	
	груженой	порожней	груженой	порожней
1	7	9	9	12
2	6	8	8	10
3	5	7	7	9

Примечание. ' Для засоренных и плохо уложенных путей приведенные значения удельных сопротивлений в расчетах следует увеличить в 1,5 раза.

Сопротивление движению за счет уклона $/_c$ численно равно уклону в промилле; если уклон равен 3‰, то $4 = 3 \text{ Н/кН}$.

Вес груженого состава (кН) из условия нагревания двигателей при работе с длительной силой тяги F_m (см. табл. 20.13):

$$ИлM\tau\text{'-с)}$$

где ζ — коэффициент, учитывающий дополнительный нагрев двигателей при выполнении маневров; принимается равным 1,4 при длине откатки 1—1,5 км и 1,1 — при длине откатки более 2 км; τ — относительная продолжительность движения:

$$\tau = \Gamma_{TO} / (\Gamma_{ДБ} + \Gamma_{ман}). \quad (20.71)$$

Продолжительность движения $T_{\mathcal{L}_\theta}$ (мин):

$$T_{ДВ} = 2Z / (60 \cdot 0,75 v_w), \quad (20.72)$$

где L — расстояние откатки, м; 0,75 — коэффициент, учитывающий уменьшение скорости на закруглениях пути, при трогании, торможении и т.д.; $u_{да}$ — скорость при длительном режиме работы электровоза, м/с (см. табл. 20.13).

Продолжительность маневров $T_{ш.,}$ электровоза у мест погрузки и разгрузки зависит от количества вагонеток в составе и способов погрузки и разгрузки; определяется экспериментально или принимается приближенно равной 15—20 мин на один рейс.

Вес груженого состава (кН) по условию торможения на среднем уклоне:

где P_m — тормозной вес электровоза, принимается равным сцепному весу, кН; $a^\wedge$ — замедление при торможении, м/с². Следует отметить, что тормозными средствами оборудуются только колеса электровоза.

В соответствии с ПБ тормозной путь на преобладающем уклоне при перевозке грузов $4 = 40$ м. (Преобладающим считается наибольший по величине уклон протяженностью более 200 м, но не менее длины состава плюс длина тормозного пути, установленная ПБ.) Отсюда, приняв, что на участке торможения режим движения поезда равнозамедленный,

$$(20.74)$$

$$2l \cdot$$

где v_T — скорость поезда в момент торможения, принимается равной u_d .

Коэффициент сцепления u в данном случае принимается равным 0,12 — без подсыпки песка и 0,17 — при торможении с подсыпкой песка.

По наименьшему значению веса груженого состава определяется количество вагонеток:

$$n = \frac{Q \cdot P}{G + G_0'} \quad (20.75)$$

Вес породы в вагонетке G определяется по формуле, кН

$$G = l^\wedge k, p_H g V_t, \quad (20.76)$$

где k_3 — коэффициент заполнения вагонетки, равный 0,9; p_H — насыпная плотность горной породы ($p_H = p/\xi p$), кг/м³; K — вместимость вагонетки, м³.

Число рейсов электровоза, необходимое для откатки всей породы в одном цикле проходки выработки:

$$= \frac{l(\Gamma^3 Y_{pr} \cdot i_{с}}{nG} - \frac{я, \cdot Лс}{У.пк,} \quad (20.77)$$

где $k_{y,x}$ — коэффициент излишков сечения выработки (см. табл. 9.11); S — проектная (вчерне) площадь сечения выработки.

Сила тяги в период установившегося движения (Н):
для груженого состава

$$fj p = (P^+ nGrp) \cdot (W_{тр} - /c), \quad (20.78)$$

где Gp — вес груженой вагонетки, кН;
для порожнего состава

$$F_{nop} = (P + nG_0) \cdot (w_{nop} + /c). \quad (20.79)$$

Сила тяги, приходящаяся на один двигатель электровоза

$$F_{l_{rp}} = F_{rp} / n_{дв};$$

$$F_{l_{nop}} = F_{nop} / n_{дв},$$

где $n_{дв}$ — количество двигателей на электровозе.

По найденным значениям $F_{l_{rp}}$ и $F_{l_{nop}}$ и электромеханической характеристике двигателя электровоза определяются токи I_{rp} и I_{nop} тяговых двигателей и действительные скорости $v^{\wedge}$ и v_{nop} движения электровоза.

Время движения груженого и порожнего составов, мин:

$$T_{rp} = \frac{L}{60 - 0,75 v_{rp}}, \quad (20.80)$$

$$T_{nop} = \frac{L}{60 - 0,75 v_{nop}} \quad (20.81)$$

Продолжительность рейса:

$$T_p = T_{rp} + T_{nop} + T_{ман}. \quad (20.82)$$

Эффективный (эквивалентный) ток двигателя, А:

$$I_{эф} = \omega \sqrt{\frac{I_{rp}^2 T_{rp} + I_{nop}^2 T_{nop}}{T_{rp} + T_{nop} + T_{ман}}}, \quad (20.83)$$

где $\omega \sim 1,15-1,4$ — коэффициент, учитывающий ухудшение охлаждения двигателей во время маневров.

Для нормальной работы электровоза необходимо, чтобы

$$ЛФ < 4л * 0,4/ч. \quad (20.84)$$

Если это условие не выполняется, то количество вагонеток в составе должно быть уменьшено.

Расход электроэнергии при откатке всей породы в одном цикле проходки выработки, кВт ч:

$$F-mn \text{ и } \frac{LsIkL^{\wedge}Lst.}{P \text{ бол } 1000} \quad (20.85)$$

где $\phi = 1,1+1,3$ — коэффициент, учитывающий потери энергии во время маневров; U_p — среднее разрядное напряжение батареи, В.

20.16. Вспомогательные процессы при проведении горизонтальных выработок

Наряду с основными операциями при проведении горизонтальных выработок буровзрывным способом выполняются и вспомогательные. К ним относятся настилка рельсовых путей, устройство водоотводной канавки, оборудование освещения, прокладка трубопроводов и кабелей и др.

Здесь остановимся на тех из них, порядок выполнения которых не рассмотрен ранее.

Оборудование водоотводной канавки. При минимальных размерах сечений разведочных выработок канавка сооружается в почве выработки со стороны, предназначенной для прохода людей. Поэтому ее необходимо по всей длине перекрывать настилом из досок (см. рис. 20.14).

Для стока воды в канавку выработке в поперечном направлении придается уклон в 0,01—0,02. Продольный уклон для канавки соответствует уклону выработки, т.е. он составляет 0,003—0,005. При таком уклоне вода перемещается самотеком по канавке со скоростью около 0,5 м/с. Площадь сечения канавки в разведочных выработках составляет 0,05—0,1 м², что вполне достаточно для удаления воды при значительных водопритоках. Обычно канавки имеют трапециевидное сечение, в устойчивых породах их не крепят, а в неустойчивых крепят деревянными рамками с затяжкой боков тонкими досками.

При составлении паспорта буровзрывных работ предусматривают бурение одного основного или дополнительного шпура по почве (в сечении канавки) под большим углом для рыхления породы. До проектных размеры канавки доводят после взрывных работ с использованием ручного инструмента.

Освещение горных выработок. Для освещения горных выработок применяются специальные и переносные светильники. Хорошее освещение имеет большое значение в создании условий для безопасной и высокопроизводительной работы при высоком качестве результатов.

В зависимости от условий применяют светильники нормального рудничного исполнения (РН), повышенной надежности (РП) и взрывобезопасные (РВ). Они могут быть с лампами накаливания или люминесцентными. Мощность ламп от 15 (РВЛ-15) до 200 (РП-200) Вт. Допускаемое напряжение для питания стационарных светильников в подземных выработках — 127 В, в околоствольных дворах и камерах, если высота подвески светильника не менее 2,5 м — 220 В.

Правилами безопасности нормируется освещенность в подземных выработках. Например, по почве выработки у забоя она должна составлять не менее 15 лк, на забое — не менее 10 лк, на пункте обмена вагонеток — не менее 20 лк, на складе ВМ — не менее 30 лк. Необходимый уровень освещенности в призабойной зоне обеспечивается при использовании светильников мощностью 100 Вт при расстоянии между ними 4—6 м. По ПБ находящийся в подземных горных выработках человек должен иметь индивидуальный аккумуляторный светильник с продолжительностью нормального непрерывного горения не менее 10 ч.

Прокладка трубопроводов и кабелей. Трубопроводы, прокладываемые в выработке, предназначены для обеспечения вентиляции, подачи в забой сжатого воздуха, воды, по силовым кабелям подается напряжение для питания горнопроходческого оборудования, с помощью слаботочных кабелей обеспечивается связь с забоями выработок и сигнализация при возникновении аварийных ситуаций. Трубопроводы для сжатого воздуха и воды в разведочных выработках прокладываются обычно по почве выработки вдоль одного из боков.

Кабели связи и сигнализации должны прокладываться по стороне выработки, свободной от силовых кабелей. Если такой возможности нет, то малоточные кабели должны размещаться на расстоянии не менее 0,2 м от силовых. Кабели всех видов подвешивают к крепи или непосредственно к горной породе выше габарита подвижного состава.

20.17. Цикличная организация работ

Наиболее совершенной формой организации труда является проведение выработок комплексными проходческими бригадами. Бригада состоит из проходческих звеньев, выполняющих работу по

графику цикличности. Такая организация работ предусматривает выполнение технологических операций в определенной последовательности и в установленное время. График цикличности увязывает во времени выполнение всех работ с учетом их объема, производительности оборудования, количества исполнителей и их расстановки по рабочим местам. Его разрабатывают, исходя из заданных темпов проведения выработки, основываясь на использовании конкретного комплекса проходческого оборудования.

Примерная **последовательность** отдельных этапов при разработке графика цикличности следующая.

- Устанавливают перечень проходческих операций в цикле. При буровзрывном способе возможный перечень операций может включать бурение шпуров, зарядание и взрывание зарядов ВВ, проветривание, уборку и транспортировку породы, крепление, вспомогательные операции.

- При известной глубине шпура (см. § 20.16) определяются объемы работ по проходческим операциям и рассчитывается трудоемкость (N_i) каждой операции по формуле:

$$N_i = V_i H_i \quad (20.86)$$

где V_i — объем работ по операции в соответствующих единицах; H_i — норма времени по данной операции, чел.-ч на единицу объема работы.

Объемы работ по операциям должны быть рассчитаны в тех единицах, на которые приводятся в нормативных документах нормы времени. Например, объем работы по бурению шпуров определяется в м шпуров, по погрузке породы — в м³ породы в целике; при креплении анкерами отдельно учитывается бурение шпуров под анкеры и собственно установка анкерov и т.д.

- Суммируя трудоемкости по всем запланированным к выполнению операциям, включая вспомогательные, определяют суммарную трудоемкость работ в цикле $N_{\text{ц}}$, по которой находят численный состав рабочих в проходческом звене:

$$n = \frac{N_{\text{ц}}}{T_{\text{сн}}} \quad (20.87)$$

где $T_{\text{сн}}$ — продолжительность смены, ч; $к_{\text{ц}} = 1,05 + 1,15$ — коэффициент выполнения нормы.

При округлении результата, рассчитанного по формуле (20.87), до целого значения, необходимо обеспечить фактическое значение $к_{\text{ц}}$ на требуемом уровне. Это можно сделать, корректируя значение $N_{\text{п}}$ путем исключения из перечня работ, поручаемых звену, некото-

рых операций (или одной операции), не являющихся для проходчиков основными. При необходимости увеличить трудоемкость цикла можно предусмотреть организацию работы звена в двух забоях (если горнотехническая ситуация позволяет) или с выполнением не одного, а двух циклов в смену, что безусловно приведет к интенсификации работ и изменению сроков проведения выработки.

- Далее рассчитывается продолжительность каждой операции, ч

$$, \quad \_ \text{No.} \quad (20.88)$$

где p — количество рабочих, занятых на выполнении данной операции; a — коэффициент, учитывающий затраты времени / на проветривание, если оно выполняется не в междусменный перерыв; рассчитывается по формуле

$$a = \frac{J - ZL}{T_a}, \quad (<^{20} - ^{89})$$

Если проветривание выполняется в междусменный перерыв, то $a = 1$. Междусменные перерывы организуются когда число рабочих смен в сутки меньше четырех. Например, при продолжительности смены 6 ч и трех сменах в сутки, можно организовать двухчасовые перерывы между сменами. При четырехсменном режиме работы в течение суток выполнение всех работ, обусловленных технологией проведения выработок, но не входящих в обязанности проходчиков, необходимо организовывать в специально выделенные дни и смены.

В зависимости от трудоемкости проходческих операций и состава звена работы могут производиться при последовательном или параллельном их выполнении. Наиболее полное использование оборудования и исключение потерь рабочего времени достигается при последовательном выполнении основных и параллельном с основными выполнением вспомогательных операций.

Удельный вес каждой технологической операции в общей продолжительности проходческого цикла колеблется в широких пределах и зависит от перечня операций в цикле, используемой технологии, трудоемкости операции и количества ее исполнителей.

20.18. Проходка горизонтальных выработок в мягких и неоднородных породах

В данном случае к мягким относятся такие породы, при проведении выработок по которым отделение породы возможно и без применения взрывчатых веществ. Технологические схемы проведе-

ния таких выработок основаны на использовании отбойных молотков, средств гидромеханизации, проходческих комбайнов и в некоторых случаях — взрывчатых веществ. На горноразведочных работах применяются лишь технологии с использованием отбойных молотков и других ручных инструментов. Основными операциями проходческого процесса являются отбойка породы от массива, ее погрузка и крепление выработок.

При отделении породы от забоя отбойными молотками забой выработки делится на три части: средняя, нижняя, верхняя. Вначале двумя отбойными молотками вынимают среднюю часть забоя, образуя вруб на глубину 1—1,5 м. Затем обрабатывается нижняя часть забоя и в последнюю очередь — верхняя. Углы обрабатывают, располагая один молоток параллельно боковой поверхности, а второй под углом к первому.

Погрузка породы производится погрузочной машиной или, в выработках с небольшой площадью поперечного сечения, вручную.

Важнейшей операцией при проведении выработок по мягким породам является крепление выработок. Нередко породы не допускают отставания крепи от забоя. Тогда применяют временную призабойную крепь или даже опережающую (забивную). Основной конструкцией крепи, как и при проведении выработок трапцевидной формы поперечного сечения по крепким породам, является крепежная рама, в том числе полная.

Вспомогательные операции (настилка рельсового пути, прокладка коммуникаций, устройство водоотводной канавки и пр.) выполняются, как и в общем случае, по мере продвижения забоя.

Скорость проведения выработок с помощью отбойных молотков может достигать 150 м в месяц.

Применяемая на некоторых горных предприятиях *технология гидромеханизации* основана на отделении породы от забоя с помощью специальных аппаратов для создания плотных высоконапорных водяных струй и управления их полетом — гидромониторов. Гидромонитор располагают в нескольких метрах от забоя выработки. Струя воды под большим давлением (10—12 МПа) направляется на участок забоя с наиболее слабыми породами. Если породы однородны, то вначале делается вруб в нижней части забоя на глубину 2—2,5 м, а затем в направлении снизу вверх забой обрабатывается по всей площади.

Отбитая порода увлекается водой по желобу и направляется к установкам (эрлифтам, углесосам), подающим пульпу на поверхность. Отработанная вода на поверхности в специальных отстойниках осветляется и снова подается насосами к гидромониторам.

После обработки всего забоя на глубину 2—2,5 м гидромонитор выключают и производят крепление выработки. Через каждые 6—8 м проходки гидромонитор передвигают ближе к забою. Применяют гидромониторы с ручным и дистанционным управлением. Обслуживают гидромонитор два человека. Производительность гидромонитора достигает 6 м в смену.

Комбайны для проходки выработок применяют преимущественно на предприятиях по добыче угля и калийных солей. На использовании комбайнов основана поточная (непрерывная) технология проведения выработок.

При комбайновой проходке удается совместить во времени операции по выемке и погрузке породы в забое и крепление выработок.

Наиболее высокие технико-экономические показатели проходки достигаются при использовании комбайновых комплексов, включающих, кроме комбайна, перегружатели, конвейеры, бункер-поезда, составы вагонеток, оборудование для возведения крепи.

Высокая производительность комбайна и труда работающих достигается за счет четкой организации труда в бригаде.

Скорости проведения выработок комбайнами достигают 2500 м/мес и более.

По *неоднородным породам* горизонтальные выработки проходят при разведке месторождений, представленных жилами небольшой мощности или тонкими пластами. Технологический процесс может выполняться с одновременной или раздельной выемкой пород. Последняя схема применяется, когда полезное ископаемое представляет особую ценность или когда ведется попутная добыча сырья или систематическое валовое опробование. Если нет необходимости в раздельной выемке, то при проведении выработки буровзрывным способом вруб располагают в более слабых породах.

Выбор способа и технологии проведения выработок с раздельной выемкой определяется условиями залегания пород и ценностью полезного ископаемого. Выемка полезного ископаемого может производиться с помощью ручных инструментов, отбойных молотков и с применением буровзрывных работ. Например, ручные инструменты самых разнообразных видов широко применяются при проходке выработок по полезному ископаемому на месторождениях цветных камней и пьезооптического сырья. Если пласт или жила имеют меньшую крепость, чем вмещающие породы, то выработку располагают так, чтобы продуктивная зона находилась в центральной части забоя. В таком случае удобнее использовать ручные породоразрушающие инструменты. Если для разрушения вмещающих пород в таких условиях применяют бу-

ровзрывные работы, то выработанное пространство в центральной части забоя здесь удобно использовать в качестве врубовой полости. Если продуктивный слой, наоборот, 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 пустых пород лежащего или висячего бока. При отбойке породы с использованием ВВ целесообразно использовать наклонные врубы в связи с наличием границы раздела между породами различной крепости.

Раздельная выемка при проведении разведочных выработок создает благоприятные условия для всесторонней оценки полезного ископаемого и горно-геологических условий.

С другой стороны, раздельная выемка затрудняет механизацию работ, снижает производительность труда рабочих и скорость проведения выработок.

20.19. Краткие сведения о специальных способах проведения горизонтальных выработок

Специальные способы применяют при проведении выработок в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях. Очень часто водонасыщенными оказываются рыхлые породы, слабосвязные и сыпучие породы, которые под действием гидростатического давления приобретают свойство текучести. Устойчивые скальные, но сильнотрещиноватые горные породы могут быть так сильно обводнены, что обычным способом водоотлив невозможен или нецелесообразен. Наконец, породы могут быть просто неустойчивы, причем в такой степени, что они не допускают не только обнажения боков и кровли, но даже и забоя.

К специальным способам проведения выработок относятся: применение забивной крепи, щитовой, искусственное водопонижение, тампонаж, замораживание пород, кессонный способ, комбинированные способы (водопонижение и тампонаж, водопонижение и щитовой, водопонижение и замораживание). Выбор способа определяется глубиной заложения выработки, физико-механическими свойствами, структурными особенностями массива, гидрогеологическими условиями.

Забивную крепь применяют в основном при проведении выработок на россыпных месторождениях по слабым породам при небольших водопитоках в забой выработки. До начала очередного этапа проходки по контуру сечения выработки возводят ограждающую крепь, под защитой которой выполняют проходческие операции. При сравнительно устойчивой породе боков и почвы забив-

ную крепь применяют только со стороны кровли. Специфика процесса возведения такой крепи заключается в том, что в массив породы с наклоном от контура сечения выработки забиваются шпунты (узкие щиты) из досок или металлические длиной до 2 м и более. При забивке шпунты располагают так, чтобы они плотно прилегали один к другому и опирались на последнюю раму.

После забивки шпунтов начинают выемку породы в верхней части забоя, чтобы можно было установить верхняк хотя бы одной рамы. Затем производят выемку породы по бокам и устанавливают одну или несколько рам вплотную одна к другой. Почву выработки иногда укрепляют вертикальными деревянными кольями, забой полностью затягивают досками. Плывун из забоя вынимают осторожно, после уменьшения водопритока, небольшими порциями.

Способ проходки выработок с забивной крепью характеризуется большим расходом леса, низкой скоростью (около 1 м в сутки) и высокой стоимостью.

При **щитовом способе** основным элементом конструкции щита является цилиндрическая металлическая оболочка, под защитой которой осуществляются все работы, связанные с разрушением породы на забое, погрузкой и перемещением ее, креплением выработки постоянной крепью. Щиты применяют в породах с коэффициентом крепости $f = 0,5 \cdot 6$.

При проведении выработок в относительно слабых породах головная часть, выполненная в виде ножеопорного кольца, вдавливается в забой усилием щитовых домкратов. Домкраты опираются на специальное кольцо и одновременно прессуют бетонную смесь, поданную в замкнутое пространство между передвижной опалубкой и оболочкой щита. Порода на забое подрабатывается специальными механизмами и конвейером подается в состав нерасцепленных вагонеток. При наличии более крепких пород щит снабжается исполнительными органами бурового или стреловидного типа. По мере разрушения породы передвижка щита осуществляется с использованием двух систем гидродомкратов.

Проведение выработок с использованием щитовых комплексов позволяет достигать скорости 700 м/мес и более.

Водопонокение (искусственное понижение уровня грунтовых вод) представляет собой временное снижение гидростатического напора подземных вод и создание более благоприятных и безопасных условий проведения выработок в частично или полностью осушенных породах. Это является следствием того, что после водопонижения породы уплотняются и их прочностные характеристики возрастают.

Применяются три способа водопонижения: 1) поверхностное водопонижение, 2) водопонижение из подземных выработок, 3) комбинированный способ.

При *водопонижении с поверхности* на расчетную глубину бурят и оборудуют скважины, через которые с помощью мощных насосов или другого водоподъемного оборудования в нужной зоне породного массива создают искусственную депрессионную воронку.

В идеальном случае искусственный уровень подземных вод располагается ниже глубины заложения выработок.

Забойное водопонижение применяется в обводненных слабоустойчивых породах при небольших объемах проходческих работ. Суть способа заключается в том, что порода в забое осушается с помощью специальных труб — иглофильтров, внедряемых в забой выработки на глубину до 8,5 м. В иглофильтры вода поступает за счет разрежения, создаваемого специальным оборудованием, включающим водоструйный насос, насосный агрегат, систему трубопроводов с задвижками. Осушение породы способствует ее уплотнению и стабилизации. Способ применяется в породах с коэффициентом фильтрации 0,1—3 м/сут.

Комбинированное водопонижение применяют при значительной обводненности и высоких водопритоках в выработку. При этом с поверхности оборудуют водопонижающие скважины, а в забое используют установку забойного водопонижения.

Предварительное **тампонирование** (тампонаж) пород позволяет изолировать выработки от притока в них воды, укрепить несвязные водонасыщенные или сухие, нарушенные породы. Сущность способа состоит в искусственном заполнении пустот, трещин и пор материалом, способным цементировать зерна породы, затвердевать и препятствовать движению подземных вод.

Тампонаж выполняют с использованием цементных и глинистых растворов, битума, жидкого стекла, химических растворов. Чаще для скальных пород применяют цементно-глинистые растворы, для рыхлых — химические. Тип цемента выбирают с учетом данных химического анализа подземных вод. Если воды неагрессивны, то применяют обычный портландцемент. В цементный раствор вводят добавки — ускоритель схватывания (CaCl_2 в количестве около 3% по массе от массы цемента), поверхностно-активные вещества, стабилизатор (для придания раствору структурной устойчивости). Химические тампонажные растворы изготавливаются на основе карбамидных смол. В качестве отвердителя применяют щавелевую кислоту. Цементные тампонажные растворы готовят на поверхности, а химические — в забое.

Перед бурением скважин для подачи цементного раствора в забое сооружается бетонная перемычка, в которую вмонтированы

кондукторы, оборудованные запорной арматурой. Через кондукторы, не ранее чем через трое суток после укладки бетона в перемычку, производится нагнетание бетона в массив, при давлении, которое на 2—2,5 МПа выше гидростатического давления подземных вод на данной глубине.

Для нагнетания химических растворов используется специальный комплекс оборудования, включающий инжекторы, установку для внедрения и извлечения, насосные агрегаты с контрольно-измерительными приборами, буровую колонку и пр.

Стоимость тампонажа цементом в несколько десятков раз выше химического укрепления пород.

Предварительное **искусственное замораживание** водоносных пород производят с помощью аммиачных, углекислотных или фреоновых холодильных установок, а в экстренных случаях и при небольших объемах работ — с помощью жидкого азота. Наибольшее распространение получили аммиачные холодильные установки. Метод искусственного замораживания заключается в создании ледопородного цилиндра (ограждения) в породном массиве и проведения в нем выработок обычным способом. Эта задача решается следующим образом.

Проходку выработки ведут заходками по 11—12 м, для чего бурят скважины на глубину около 15 м. Перед началом каждой заходки выработку разделявают в буровую камеру, высота которой в свету на 2—2,5 м больше высоты сечения выработки.

Скважины бурят параллельно оси выработки или под углом 2-3° к оси в один ряд, если проектная толщина ледопородного цилиндра не более 2 м, или в два ряда, если толщина больше. В целом толщина ледопородного цилиндра зависит от величины гидростатического давления подземных вод и суммарного горного давления. В скважины устанавливаются специальные герметичные конструкции — замораживающие колонки. Они соединены с холодильной установкой трубопроводами. По одному из них — питающему трубопроводу — хладоноситель (рассол CaCl_2) поступает от замораживающей станции в замораживающую колонку, проходит по ней и отбирает тепло у горных пород. По второму трубопроводу хладоноситель сбрасывается в коллектор, а оттуда снова попадает на замораживающую станцию. Процесс промерзания пород контролируется с помощью специальных контрольных скважин.

В период проведения выработок по ледопородному ограждению работа холодильной станции продолжается с прежней мощностью во избежание оттаивания пород, т.е. в пассивном режиме.

Проведение выработок с предварительным замораживанием пород является одним из самых дорогих.

Кессонный способ, или проходка выработок под сжатым воздухом, в настоящее время практически не используется.

Все рассмотренные специальные способы проведения выработок, кроме способа с использованием забивной крепи, из-за высокой сложности технологии и стоимости в условиях горноразведочных работ применения пока не нашли.

20.20. Проходка камер

При разведке месторождений полезных ископаемых, наряду с проведением горизонтальных, вертикальных и наклонных выработок, проходят выработки, называемые *камерными* или *камерами*. Большинство камер входит в комплекс выработок *околоствольного двора*. Околоствольный двор — совокупность выработок для соединения шахтного ствола со всеми остальными выработками шахты и для размещения ряда общешахтных производственных служб.

Камеры различного назначения предназначены для обеспечения нормального функционирования всей системы подземных выработок. К основным в разведочных условиях относятся камеры: сопряжения околоствольного двора со стволом шахты, насосной станции, электроподстанции, электровозного депо, подземного расходного склада ВМ, слесарных мастерских, газозубежища, для размещения станков подземного бурения скважин. Чаще всего размеры камер в сечении не превосходят размеров одно- или двухпутных выработок. Но размеры отдельных из них (насосная, электроподстанция, буровая камера) могут в несколько раз превышать размеры сечений обычных выработок.

Форма камерных выработок в плане может быть сложной, а поперечное сечение — изменяющимся. Например, форма и размеры камеры для бурения подземных скважин выбираются в зависимости от размеров бурового оборудования и направления бурения. Так, камеры для бурения наклонных и вертикальных скважин имеют более сложную форму, так как над основной камерой размещается ее шатровая часть.

Камеры стремятся проходить в устойчивых крепких породах, поэтому применяют буровзрывной способ с использованием обычного проходческого оборудования. Одной из сложных операций является погрузка горной породы. Здесь целесообразно использовать скреперное оборудование, погрузочную машину с гусеничной ходовой частью или погрузочно-транспортную машину. Для крепления камер в зависимости от свойств пород, размеров камеры и ее назначения применяют деревянную, анкерную, набрызгбетонную, комбинированную или монолитную бетонную

крепь. Камеры обычно проводят сплошным забоем. Иногда проводят выработку обычного сечения по длине, равной длине камеры, а затем расширяют ее в обе стороны.

Рассмотрим кратко конструктивные и технологические особенности проведения некоторых камер.

Камера сопряжения околоствольного двора со стволом шахты проходится одновременно с проходкой ствола. Ширина сопряжения — не менее длинной стороны поперечного сечения или диаметра ствола. Высоту сопряжения A (рис. 20.15, *а*) рассчитывают, исходя из необходимости доставлять через ствол шахты в горизонтальные выработки околоствольного двора длинномерные материалы (трубы, рельсы и пр.):

$$A = \frac{l}{\sin 45^\circ} \operatorname{atg} 45^\circ = 0,71l \text{—or,} \quad <^{20^\circ}_{90^\circ}$$

где l — длина доставляемого материала; a — длина короткой стороны сечения ствола или диаметр ствола.

При неустойчивых породах проходку сопряжения ведут слоями. На рис. 20.15, *б* приведена схема проходки в два слоя. В процессе проведения камеры под неустойчивой кровлей устанавливается металлическая распорная крепь. По завершении проходки камеры возводится постоянная крепь. При проведении камеры сопряжения независимым забоем вначале проходится верхняя (сводчатая) часть сечения камеры, затем две боковые выработки, после чего устанавливаются стойки под крепь свода. После выемки оставшегося целика в центральной части сечения вся камера крепится бетоном.

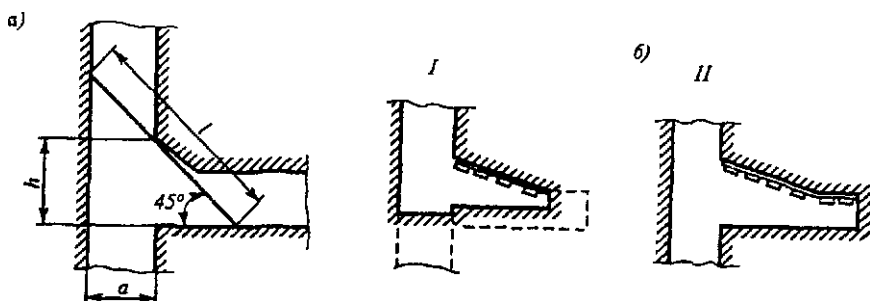


Рис. 20.15. Схема проходки сопряжения околоствольного двора с горизонтальными выработками"

а — схема к расчету высоты сопряжения, *б* — схема проходки в первом (I) и втором (II) слоях

В специальных камерах **насосные станции** размещают при больших (более 30 м³/ч) водоприитоках. Камера располагается в непосредственной близости у ствола шахты. Каждая насосная камера имеет два выхода: транспортно-людской ходок, соединяющий камеру с выработками околоствольного двора, и трубный — для выхода нагнетательных трубопроводов в ствол шахты. Уровень пола насосной камеры должен быть выше уровня головок рельсов выработок околоствольного двора не менее чем на 1 м.

В зависимости от устойчивости пород камера насосной станции может сооружаться без крепи или крепится деревянной, анкерной с металлической сеткой, набрызгбетонной крепью.

Для сбора воды сооружаются водосборники, представляющие собой горизонтальные горные выработки с двумя изолированными секциями. Полезная вместимость водосборников должна быть равна нормальному водоприитоку в течение не менее 4 ч.

Камера подземной электроподстанции обеспечивает питание электроэнергией насосов водоотлива, вентиляторов местного проветривания, бурильных установок, буровых станков, различных лебедок (скреперных, маневровых и пр.), устройств для зарядки аккумуляторных батарей электровозов, стационарных и переносных сетевых светильников.

Часто электроподстанция сооружается в блоке с насосной камерой. В этом случае один выход камера имеет в сторону насосной, а другой — в выработку околоствольного двора. Выход в выработку околоствольного двора оборудуется водонепроницаемой и металлической решетчатой дверями, со стороны насосной — сплошной металлической дверью с вентиляционным окном, закрываемым в случае пожара в камере. Пол камеры выполняют на уровне пола насосной камеры.

В связи с использованием на подстанциях оборудования с масляным заполнением их крепь выполняют только из негорючих материалов: бетона, набрызгбетона или анкеров с металлической сеткой.

Камеры электровозного депо предназначены для размещения ремонтно-технической мастерской, преобразовательной подстанции (если она не совмещена с трансформаторной подстанцией) и зарядной. Депо предназначено для профилактического осмотра, текущего ремонта, для разборки и сборки электровозов при выдаче отдельных узлов на поверхность для среднего и капитального ремонта.

Конструкция и размеры **камеры слесарной мастерской** определяются размерами оборудования для ее оснащения и видами выполняемых ремонтных работ. Здесь производится профилактический осмотр, замена изношенных деталей бурового оборудования, заточка коронок.

Камеры подземного расходного склада ВМ включают собственно хранилища ВМ и вспомогательные камеры. Со склада имеется два выхода — основной и запасной. Склад камерного типа должен располагаться на расстоянии не ближе 100 м от ствола шахты, вентиляционных дверей и выработок околоствольного двора. Каждый из двух выходов со склада выполняется не менее чем тремя выработками, расположенными под прямым углом друг к другу. В подходной выработке основного выхода размещают камеры для выдачи ВМ, проверки и маркировки СИ, изготовления зажигательных трубок и противопожарного инвентаря.

Высота поперечного сечения основной камеры (хранилища) склада не отличается от высоты основных выработок, а ширина — около 3 м.

Все выработки склада должны быть закреплены несгораемой крепью и побелены. Если породы устойчивы, то крепление подходных выработок не обязательно.

Проветривание всех выработок склада должно осуществляться струей свежего воздуха, а исходящая струя не должна попадать в выработки со свежей струей. Подача свежего воздуха должна быть такой, чтобы обеспечивался четырехкратный часовой обмен во всех выработках.

Камеры-газоубежища предназначены для размещения в них работающих под землей при возникновении аварийных ситуаций и невозможности безопасно выйти на поверхность. Такие камеры сооружают в разведочных шахтах с одним выходом на поверхность при удалении забоев горизонтальных выработок от ствола шахты более чем на 100 м или в штольнях с забоями, удаленными более чем на 500 м от земной поверхности.

Расположение и удаленность газоубежищ от стволов шахт или устьев штолен принимаются в соответствии с конкретными горнотехническими условиями по согласованию с местными органами Госгортехнадзора.

Размеры камеры-газоубежища принимаются из условия размещения оборудования для оснащения и нормального пребывания людей в течение 24 ч. Высота поперечного сечения камер-газоубежищ равна высоте основных выработок и составляет около 2,7 м, а ширина — около 3,6 м. Вместимость камеры должна соответствовать максимальному числу людей в смене. Газоубежище изолируют от основной выработки двумя бетонными перемычками с герметичными дверями на расстоянии 3 м друг от друга.

Обеспечение воздухом для дыхания возможно по одной из двух схем: от сети сжатого воздуха с использованием изолирующих самоспасателей и с помощью скважин, подающих свежий воздух с поверхности или с ближайшего действующего горизонта.

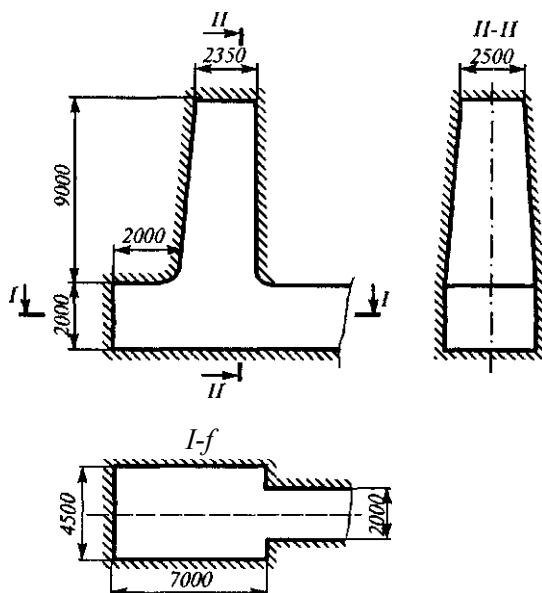


Рис. 20.16. Формы и размеры камеры для бурения вертикальных скважин глубиной до 650 м

Камеры для подземного бурения скважин (их размер и форму) выбирают в зависимости от размеров бурового оборудования, взаимного расположения единиц оборудования, глубины и наклона скважин, длины свечи, физико-механических свойств пород.

При проектировании основных размеров камер в соответствии с ПБ и технической эксплуатацией оборудования предусматривают свободные проходы (зазоры), составляющие 0,7—1,0 м.

Для бурения горизонтальных и пологих скважин камеры просты по форме и сооружаются путем незначительного увеличения размеров подземной выработки.

Для бурения наклонных и вертикальных скважин непосредственно над машинным залом (рис. 20-16), т.е. основной частью камеры, сооружают ее шатровую часть — небольшой восстающий, в котором размещается талевая оснастка.

При проведении основной выработки выемку породы производят преимущественно сплошным забоем. Но применяют и другую схему. Вначале на длину камеры проводят выработку малого сечения, а затем ее в обе стороны расширяют до требуемых размеров.

В неустойчивых породах машинный зал крепят (деревом, анкерами или набрызгбетоном). Шатровую часть буровой камеры проходят как восстающий квадратной формы с площадью сечения 3,5—4 м².

ГЛАВА 21. ПРОВЕДЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

21.1. Вскрытие месторождения полезного ископаемого

Для обеспечения доступа с поверхности к разведваемым рудным телам проходятся капитальные вскрывающие выработки: вертикальные и наклонные шахтные стволы, околоствольные дворы, квершлагги, штольни, шурфы, уклоны, бремсберги и др.

Наиболее трудоемким процессом является проходка вертикальных и наклонных шахтных стволов.

Шахтный ствол — горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для обслуживания работ по разведке и эксплуатации месторождения полезного ископаемого или по сооружению и эксплуатации специальных инженерно-технических объектов.

В среднем на долю стволов приходится около четверти общего объема горных выработок, которые проходятся в период строительства шахты, а продолжительность их сооружения составляет 35—50% общего срока строительства шахты. Глубина вертикальных стволов разведочных шахт находится в пределах от 50—100 м до 300—700 м; площадь их поперечного сечения составляет 6,9–19,6 м².

Так как проходка стволов разведочных шахт является наиболее сложным, трудоемким и дорогостоящим видом горноразведочных работ, то при их проектировании необходимо предусматривать возможность использования этих выработок и при эксплуатации месторождения. В настоящее время более половины шахтных стволов проходятся в разведочно-эксплуатационном варианте: круглой формы поперечного сечения диаметром 4,5—6 м, с бетонной крепью. Опыт показывает, что строительство таких стволов снижает капитальные затраты при подготовке месторождений к эксплуатации в среднем на 25%.

На небольших разведочных шахтах правилами безопасности допускается иметь всего один выход на поверхность. Если забои горизонтальных выработок удалены от ствола более чем на 100 м, то должны предусматриваться специальные мероприятия по обеспечению безопасности горнорабочих, например, сооружение камер — газубежищ. Если на разведочной шахте планируется попутная добыча полезного ископаемого, а расстояние от ствола до отдельных забоев превышает 500 м, то обязательно наличие не менее двух выходов на поверхность.

При проведении стволов разведочных шахт приходится пересекать горные породы различного литологического и петрографи-

ческого состава, с большим разнообразием физико-механических свойств. Это создает дополнительные трудности для выбора эффективного способа механизации труда и технологии проходки.

Проектирование шахтных стволов ведется одновременно с проектированием сети горизонтальных и наклонных разведочных выработок, с учетом геологических и гидрогеологических особенностей месторождения полезного ископаемого. Принятые проектом параметры шахтного ствола должны обеспечить безопасность спуска и подъема людей, бесперебойное снабжение всех проходческих забоев свежим воздухом и выдачу на поверхность горной массы из забоев разведочных выработок на всех горизонтах шахты. Разработка проектной документации осуществляется на базе нормативных документов (ГОСТ, СНиП, ЕПБ и др.) Проекты на проходку стволов шахт глубиной более 50 м разрабатываются только специализированными проектными организациями. В задании на проектирование указываются основные технико-экономические показатели проектируемого объекта, сроки строительства и источники финансирования. К заданию прилагаются: ситуационный план местности, акт о выборе площадки для заложения ствола, литологическая колонка по оси ствола, план разведки месторождения горными выработками с нанесением рудных тел и план-график развития разведочных работ на месторождении.

Важной задачей проектирования разведочных работ, от правильного решения которой впоследствии будут существенно зависеть все технико-экономические показатели горных работ и их безопасность, является выбор места заложения ствола шахты. Чаще всего разведочный ствол закладывается в средней части линии простирания полезного ископаемого. Это дает возможность организовать горноразведочные работы в двух направлениях от ствола и ускорить процесс разведки, уменьшить длину горизонтальных выработок, улучшить условия проветривания, повысить производительность внутришахтных транспортных средств. Для горнодобычных работ схема вскрытия с центральным расположением стволов также считается предпочтительнее и поэтому разведочный ствол, пройденный в центре шахтного поля, наиболее вероятно может использоваться и как эксплуатационная выработка.

Ствол — самая ответственная выработка, поэтому любые подвижки пород вокруг обрабатываемого полезного ископаемого его не должны затрагивать и при сооружении шахтных стволов вокруг них предусматривается оставление специальных охранных целиков.

Стволы разведочных шахт могут быть *вертикальными* и *наклонными*. Разведку наклонными стволами обычно выполняют, когда угол падения полезного ископаемого α не превышает 50° . В этом случае ствол проходит под углом к горизонту, приблизи-

тельно равным углу падения полезного ископаемого, что намного сокращает объемы работ по проходке квершлагов (рис. 21.1, а). Для того чтобы уменьшить потери полезного ископаемого в охраненных целиках, которые необходимо оставлять вокруг капитальных выработок, ствол проходится обычно вне контуров оруденения, в лежащем боку полезного ископаемого. Если угол падения рудного тела $\alpha < 20^\circ$, то наклонный ствол, пройденный под таким углом, получается очень большой протяженности, и вскрытие месторождения осуществляют вертикальными стволами. В этом случае ствол закладывается висячем боку с пересечением полезного ископаемого и переходом в лежащий бок, что позволяет существенно уменьшить длину квершлагов (рис. 21.1, б).

Выемка полезного ископаемого вызывает сдвигание и обрушение вмещающих пород. Эти процессы могут проявляться на дневной поверхности в виде деформаций, создающих опасность как для ствола, так и для зданий и сооружений, возводимых вблизи него на поверхности. Область деформаций, проявляющихся на поверхности, называется мульдой сдвижения.

Границы зоны опасных деформаций пород определяются углами сдвижений в коренных породах и в наносах (или выветрелых породах верхней части месторождения).

При выемке крутопадающих рудных тел границу зоны опасных сдвижений определяют по значениям углов сдвижений в висячем Р и лежащем Р! боку залежи (рис. 21.2, а), при этом ρ и $\rho!$ могут быть различны. Углы сдвижения относительно линии простирания θ отличаются от углов Р и ρ , и также зависят от свойств пород.

При пологом залегании рудного тела для построения зоны опасных сдвижений учитывают углы сдвижения пород в висячем боку по нижней Р и верхней у границам отработки (рис. 21.2, б).

Величина углов сдвижения определяется мощностью и глубиной расположения рудной залежи, свойствами и углами падения вмещающих пород. Так, в некрепких ($f < 5$) осадочных породах

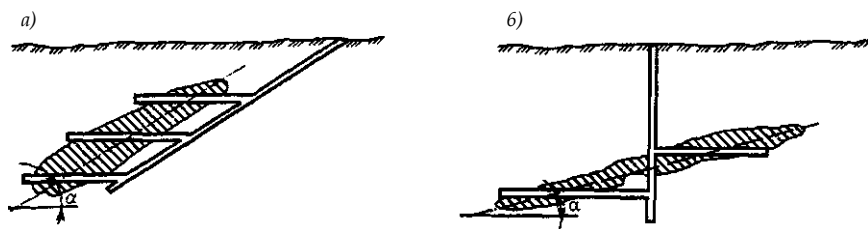
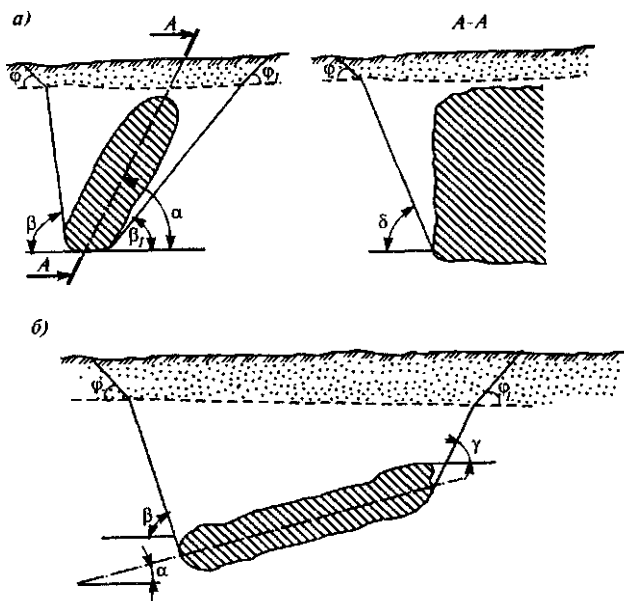


Рис. 21.1. Вскрытие месторождения шахтным стволом:

а — наклонным; б — вертикальным



21.2. Углы сдвижения пород при выемке крутопадающих рудных тел (a) при пологом залегании рудного тела (б): α — угол падения полезного ископаемого; β и γ — углы сдвижений соответственно висячем и лежащем боку залежи по нижней границе отработки; γ — угол сдвижения по верхней границе отработки; δ — угол сдвижения относительно линии простирания залежи; ϕ и ψ — углы сдвижения в наносах и выветрелых породах

при падении рудной залежи под углом $\alpha = 30^\circ + 45^\circ$, мощности ее более 15 м и глубине разработок до 100 м углы сдвижения в висячем боку $\beta = 45^\circ + 40^\circ$, а относительно линии простирания $\delta = 55^\circ$. В крепких изверженных породах для тех же условий $\beta = 60^\circ$ и $\delta = 70^\circ$.

Ствол шахты и поверхностные сооружения должны располагаться за пределами мульды сдвижения на расстоянии не менее 20 м от ее контура. При выборе места заложения ствола стремятся к минимизации затрат на возведение всех необходимых поверхностных зданий и сооружений, подъездных путей и других коммуникаций. Недопустима закладка стволов в низменных местах, в поймах старых рек, ложбинах и оврагах, затопляемых во время ливней или паводковыми водами. Выбирать место заложения ствола следует с таким расчетом, чтобы выработкой по возможности не пересекались зоны тектонических нарушений, пльвуны, карстовые полости и другие неблагоприятные в горно-геологическом отношении участки.

21.2. Мероприятия, предшествующие началу горнопроходческих работ

Перед началом строительства шахты выполняется комплекс организационно-технических и подготовительных работ. К организационно-техническим мероприятиям относятся разработка необходимой проектно-сметной документации, оформление отвода участка, решение вопросов материально-технического обеспечения строительства и др. Подготовительные работы выполняются как непосредственно на строительной площадке (внутриплощадочные), так и вне ее (внеплощадочные).

Внеплощадочные подготовительные работы включают в себя сооружение подъездных железнодорожных путей, автомобильных дорог, линий электропередач с трансформаторными подстанциями, канализационных коллекторов с очистными сооружениями, водопроводов и других магистральных линий протяженностью более 3 км.

В состав *внутриплощадочных подготовительных работ* входит создание геодезической сети, необходимой для дальнейшего строительства, инженерная подготовка строительной площадки, организация складского хозяйства, монтаж временных сооружений, закладка фундаментов под постоянные здания и сооружения, а также прокладка подземных коммуникаций. Если имеются государственные электролинии, то строится трансформаторная подстанция, в противном случае монтируются передвижные электростанции. Обычно при проходке стволов разведочных шахт на промплощадке устанавливается 10—20 электродвигателей общей мощностью от 200 до 700 кВт.

При сооружении водопроводов расход воды для технологических потребностей принимается равным 60—80 м³/сут, для хозяйственных нужд — 30—50 м³/сут и на пожаротушение 110 м³/сут. На каждой промплощадке сооружается резервуар вместимостью не менее 110 м³ с аварийным запасом воды. Трубопроводы, подводящие воду к резервуару, должны обеспечивать его заполнение не более, чем за 48 ч; трубопроводы, ведущие от резервуара, должны обеспечивать подачу воды с интенсивностью 10 л/с в течение не менее 3 ч.

Снабжение объектов сжатым воздухом осуществляется передвижными компрессорами; для обеспечения строительства тепловой энергией монтируются котельные установки с расходом пара порядка 1 т/ч и давлением 0,9 МПа. Для монтажа оборудования на рабочей площадке применяют передвижные подъемные установки на унифицированных фундаментах и проходческие лебедки грузоподъемностью до 25 т.

До начала горнопроходческих работ на расстоянии 10—15 м от оси будущего ствола бурят 1—2 скважины конечным диаметром 75—100 мм с полным отбором керна. По результатам бурения уточняются свойства пород и горно-геологические условия, в которых придется вести проходку отдельных интервалов шахтного ствола. Бурить скважину внутри контура ствола не рекомендуется, так как при наличии напорных подземных вод возможно затопление выработки.

К числу геодезических работ, выполняемых на промплощадке, в период, предшествующий началу проходки ствола, относятся:

- топографическая съемка местности с нанесением горизонталей через 0,25—0,5 м в радиусе 150—200 м вокруг ствола и через 1 м в радиусе 250—500 м;
- разбивка главных осей ствола;
- закрепление высотной отметки устья ствола («относительного нуля»), от которой в дальнейшем производятся все высотные разбивки и планировка земной поверхности.

Геодезические работы выполняются после расчистки рабочей площадки, после завершения которых устраивают вертикальную планировку площадки, придавая ей уклон, обеспечивающий сток вод атмосферных осадков.

В подготовительный период проводят и некоторые другие работы нулевого цикла. После окончания всех подготовительных работ приступают к непосредственному сооружению устья ствола разведочной шахты.

21.3. Форма и размеры поперечного сечения вертикального ствола шахты

Вертикальные стволы разведочных шахт проходятся прямоугольной или круглой формы поперечного сечения. Проходка стволов прямоугольной формы сечения весьма трудоемкий процесс. Площадь их поперечного сечения невелика, крепятся они деревом (чаще всего сплошной венцовой крепью) и большинство операций проходческого цикла приходится выполнять вручную. Существующее оборудование позволяет механизировать погрузку породы лишь в тех случаях, когда площадь забоя ствола превышает 14 м². На горных предприятиях прямоугольную форму придают стволам глубиной лишь до 100—150 м. Наибольшее распространение получили стволы с круглой формой поперечного сечения с монолитной бетонной крепью.

Шахтные стволы оснащаются мощными подъемными установками, состоящими из подъемной машины, канатов и подъемных сосудов. Подъемные сосуды — скипы и клетки — перемещаются по

стволу между специальными направляющими — «проводниками». Слип представляет собой открытый сверху сосуд прямоугольной формы. Для загрузки скипов ниже уровня откаточных выработок сооружается бункер, снабженный люковым затвором. Разгрузка скипов на поверхности осуществляется их опрокидыванием. Скипы применяют для подъема сыпучих материалов (полезного ископаемого или породы).

В разведочных шахтах обычно используют клетевые подъемы. В клеть помещается вагонетка с породой и после подъема клетки вагонетка откатывается к месту разгрузки. В клетях осуществляется также спуск-подъем людей и материалов, что в скипах делать запрещено. Каждый ствол разведочной шахты оборудуется одноклетевым или двухклетевым подъемом.

Марку клетки выбирают по габаритным размерам вагонеток. На разведочных шахтах чаще всего применяют одноэтажные непрокидные клетки УКН (табл. 21.1).

Таблица 21.1. Характеристика клеток типа УКН

Тип клетки	Габаритные размеры клетки, мм (длина x ширина)	Тип вагонетки	Материал проводника	Размеры сечения проводника, мм
1 УКН-1,4-1	1400 x 970	УВО-0,5; ВГ-0,7	Дерево	150 x 150
1 УКН-1,9-1	1900 x 960	ВГ-1,0; ВГ-1,1	Дерево	140 x 160
1 УКН-2.55-1	2550 x 1020	УВО-0,8; ВГ-1,2; ВГ-1,3; ВГ-1,4	Дерево	160 x 180

В процессе проходки стволов горная масса из забоя на поверхность выдается в бадьях. Бадьевого подъем применяется иногда на небольших разведочных шахтах и в период проходки горизонтальных выработок.

Размеры поперечного сечения ствола определяются после выбора подъемного оборудования, которое будет смонтировано в стволе в процессе его эксплуатации. Для этого необходимо знать прогнозируемую производительность рудника или шахты в период максимального развития горно-добычных работ. Если разговор идет о разведочной шахте, то надо знать требуемую максимальную производительность подъема при наибольших объемах проходки разведочных выработок. С этой целью на стадии проектирования составляется план-график производства работ и погоризонтные планы горных выработок. По плану-графику устанавливается период максимального развития горноразведочных работ на месторождении и для этого периода определяется требуемая производительность подъема.

По каждому забоя подсчитывается годовой объем горной массы K ; $\text{м}^3/\text{год}$

где $S^\wedge$ — площадь в черне i -го забоя, м^2 ; l_n — продвижение забоя за цикл, м ; K_i — коэффициент разрыхления пород; n'_{ib} , $n'_{сib}$, $n^\wedge$ — соответственно, число циклов в смену, смен в сутки и рабочих дней в году для i -го забоя разведочной выработки.

Суммарный объем в период максимального развития горнопроходческих работ будет равен, $\text{м}^3/\text{год}$

$$n=1$$

Зная максимальный годовой объем горной массы, выдаваемой по стволу, определяют вместимость подъемных сосудов, при которой достигается минимум суммарных годовых затрат на амортизацию и эксплуатацию оборудования. Согласно исследованиям проф. Г.М. Еланчика оптимальная вместимость для двухсосудного (двухклетевого) подъема составляет, м^3

$$v_{\text{дв}} = \frac{V_r K (t_i H^\wedge h + T)}{3600 n_q n_m} ,$$

а для однососудного, м^3

$$v_{\text{од}} = 2v_{\text{дв}} ,$$

где K — коэффициент неравномерности подачи горной массы к стволу, $K = 1,25 + 1,35$; H_c — проектная глубина ствола, м ; h — высота приемной площадки; для копров разведочных шахт можно принимать $h = 7 \text{ м}$; T — пауза между подъемами; при бадьевом подъеме паузу между рейсами рекомендуется принимать равной 60 с , а при клетевом — $15\text{—}20 \text{ с}$; n_q — число часов работы в сутки подъемной установки по выдаче горной массы, $n_q = 12 + 14 \text{ ч}$; $\text{Я}_{\text{рд}}$ — число дней работы подъемной установки в год; при шестидневной рабочей неделе $\text{Я}_{\text{рд}} = 300$.

В любом случае $\text{Я}_{\text{рд}}$ должно быть не меньше максимального числа рабочих дней в проходческих забоях.

Необходимая вместимость кузова вагонетки для каждого из вариантов подъема:

$$V_{\text{в}} = \frac{V_n}{K_{\text{нв}}}$$

где $K_{\text{нв}} = 0,9$ — коэффициент наполнения вагонетки.

В настоящее время в разведочных шахтах чаще всего используются вагонетки вместимостью от 0,5 до 1,4 м³. При выборе вагонеток необходимо учитывать следующее. С увеличением их вместимости, с одной стороны, повышается производительность подъема, но, с другой стороны, увеличивается трудоемкость операций по обмену вагонеток в шахтных клетях. При использовании вагонеток вместимостью более 0,7 м³ следует предусматривать монтаж в околоствольном дворе специального комплекса оборудования для механизации обмена вагонеток.

После выбора подъемного оборудования графоаналитическим методом определяют площадь поперечного сечения ствола разведочной шахты, исходя из условия размещения в стволе подъемных сосудов, лестничного отделения и отделения коммуникаций — трубопроводов различного назначения и электрических кабелей.

Лестничные отделения должны предусматриваться во всех стволах. За исключением случая, когда два ствола расположены рядом, и в одном из них подъем оборудован двумя независимыми подъемными машинами.

Лестничное отделение ствола шахты должно отделяться от подъемного сплошной перегородкой. Толщина отшива лестничного отделения составляет 50 мм. Ширина лазов лестничного отделения должна быть не менее 0,6 м, длина — не менее 0,7 м и лазы не должны находиться друг под другом. Исходя из этих требований, минимальная ширина лестничного отделения должна быть 1200 мм, длина площадки лестничного отделения принимается равной 1400—1500 мм. Наименьшее расстояние от основания лестницы до крепи выработки должно составлять 0,5 м, угол наклона лестниц — 80°, ширина их — минимум 0,4 м, а расстояние между лестничными площадками (полками) не должно превышать 6 м.

В стволах, закрепленных бетоном, устанавливают металлические расстрелы из специального коробчатого профиля или двутавра, а при креплении деревом расстрелы делают из брусьев сечением 150х200 или 180х 220 мм.

Максимально допустимые зазоры между подъемным сосудом и крепью составляют 150 мм при металлических проводниках и 200 мм — при деревянных.

Порядок построения поперечного сечения ствола разведочной шахты прямоугольной формы при двухклетевом подъеме следующий:

- 1) в выбранном масштабе на чертеже изображается толщина расстрела a_x (рис. 21.3, а);
- 2) проводится осевая линия сечения ствола и по обеим сторонам расстрела изображаются два проводника;
- 3) наносятся контуры подъемных сосудов и оставшихся проводников;
- 4) на чертеж наносится второй расстрел с перегородкой между лестничным и подъемным отделениями;

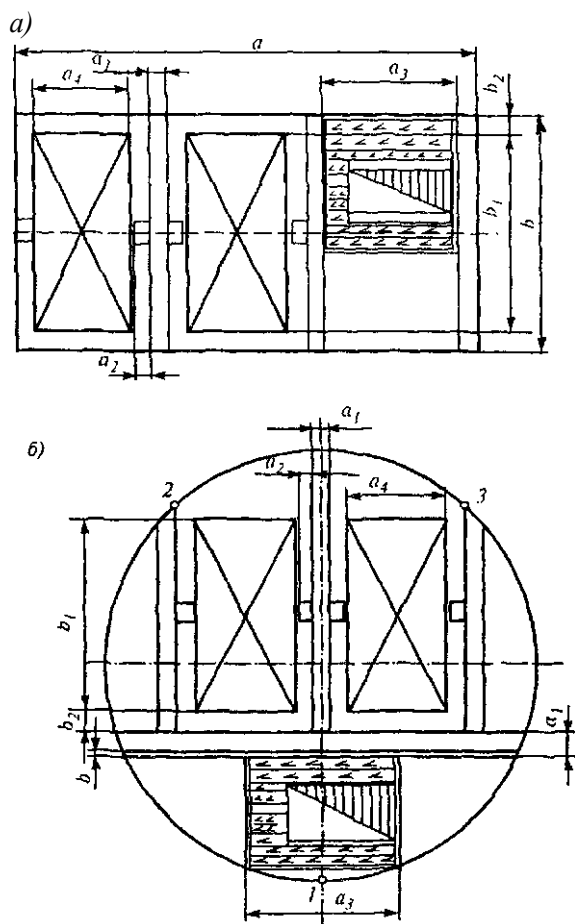


Рис. 21.Б. К методике построения поперечного сечения вертикального ствола разведочной шахты при прямоугольной (а) и круглой (б) формах сечения

5) фиксируется длина лестничного отделения (с отшивом от крепи) и вычерчивается сечение ствола в свету. Длина и ширина поперечного сечения ствола в свету соответственно составляют:

$$a = 2a_x + 2c + 4a_2 + a_3 + 2a_4, \quad b = B_x + 2B_2,$$

где a_x — толщина расстрела; c — толщина отшива лестничного отделения; a_2 — толщина проводников; a_3 — длина лестничного отделения; a_4 — ширина подъемного сосуда; B_x — длина подъемного сосуда; B_2 — зазор между подъемным сосудом и крепью.

Построение *поперечного сечения круглой формы* (рис. 21.3, б) выполняют следующим образом:

- 1) на чертеже изображают толщину расстрела и два проводника;
- 2) наносят контуры подъемных сосудов и оставшихся проводников;
- 3) на расстоянии B_2 от нижнего края клеток изображают второй расстрел с отшивом лестничного отделения;
- 4) изображают в масштабе лестничное отделение, фиксируя точку /;
- 5) на расстоянии 150—200 мм от наиболее выступающих кромок подъемных сосудов фиксируют точки 2 и 3 и через полученные три точки проводят окружность;
- 6) изображают дополнительные расстрелы, уточняют размеры лестничного отделения (при необходимости увеличивая его длину) и окончательно оформляют чертеж.

После определения размеров и площади поперечного сечения ствола в свету и расчета крепи можно определить площадь его сечения в черне. Полученное графоаналитическим способом значение площади поперечного сечения округляют до ближайшего большего типового размера и проверяют его на скорость движения воздуха. Скорость движения воздуха в стволах, оборудованных для спуска и подъема людей, не должна превышать 8 м/с; в стволах, предназначенных для спуска и подъема только грузов — 12 м/с; в стволах, не оборудованных постоянно действующим подъемом — 15 м/с.

Типовые сечения стволов разведочных шахт разработаны Гипрогеолстроем. Рекомендации по выбору типоразмера ствола и некоторые параметры поперечных сечений стволов разведочных шахт прямоугольной формы сечения со сплошной деревянной крепью и круглой формы с креплением бетоном приведены в табл. 21.2.

В отдельных случаях на разведочных шахтах сооружаются не предусмотренные в альбоме типовых сечений стволы диаметром в свету 5—5,5 м. В этих стволах используются клетки 1УКН-2,55-1 и 1УКН-2,55-2.

Таблица 21.2. Типоразмеры стволов разведочных шахт

Рекомендуемая глубина ствола, м	Форма поперечного сечения	Типоразмер ствола	Площадь сечения, м ²	Вид подъема	Типоразмер клетки или бады
До 100	Прямоугольная	I	6,9	Однобадьевой	БПН-0,75
До 200	То же	II	8,9	Одноклетевой	1УКН-1,4-1
До 300	«	III	12,7	Двухклетевой	1УКН-1,4-1
До 300	«	IV	14,2	То же	1УКН-1,9-1
До 200	Круглая	I	12,6	Одноклетевой	1УКН-1,4-1
Свыше 200	То же	II	15,9	Двухклетевой	1УКН-1,4-1
Свыше 200	«	III	19,6	То же	1УКН-1,9-1

21.4. Проходка устья вертикального шахтного ствола

21.4.1. КОНСТРУКЦИЯ УСТЬЯ СТОЛА РАЗВЕДОЧНОЙ ШАХТЫ

В шахтном стволе выделяют верхний участок — *устье*, основную часть и *зумпф* — часть ствола, которая расположена ниже почвы выработок околоствольного двора и используется для размещения подъемных сосудов при их загрузке и разгрузке и для собирания стекающей по стволу воды.

Протяженность устья — от земной поверхности до коренных пород — обычно не превышает 30 м; в случае выхода коренных пород на поверхность устьем вертикального ствола называют его верхний участок длиной не менее 10 м. Часть устья, непосредственно примыкающая к земной поверхности, называется *оголовком*.

Устье ствола служит фундаментом для станка копра и колонн надшахтного здания, опорой для подвески временной крепи и проходческого оборудования. Конструкция устья определяется назначением ствола и формой его поперечного сечения, величиной вертикальных нагрузок, передаваемых сооружениями, опирающимися на устье, материалом крепи и организацией работ по проходке устья.

В небольших разведочных шахтах весь ствол, включая устье, может крепиться деревом. Вне зависимости от крепости пород устье должно быть закреплено сплошной несгораемой крепью или крепью с огнестойким покрытием на протяжении не менее 5 м. Так как устье ствола зачастую закладывается в малоустойчивых породах, а на крепь устья, кроме горного давления, дополнительно действуют вертикальные и горизонтальные составляющие нагрузок

от расположенных вблизи ствола сооружений и оборудования, крепление устья выполняется обычно бетоном повышенной прочности или железобетоном. В целях предотвращения подтопления ствола поверхностными водами, крепь оголовка возводят на 200 мм выше земной поверхности. Для придания устью устойчивости в вертикальном направлении внешнему контуру его крепь придают ступенчатую или ступенчато-венцовую форму.

Одноступенчатое устье с коническим основанием (рис. 21.4, *а*) сооружается при наличии плотных пород у поверхности земли и небольших вертикальных нагрузках; двухступенчатое с коническим основанием (рис. 21.4, *б*) — также в плотных породах при средних вертикальных нагрузках, действующих на устье. Одно-венцовое устье с двухконическим венцом (рис. 21.4, *в*) возводят при проходке стволов любого диаметра и при различных нагрузках на крепь в случае, когда прочные породы залегают на глубине 6—15 м от земной поверхности. Одноступенчато-венцовое с плоским основанием и двухконическим венцом (рис. 21.4, *г*) также сооружают в том случае, когда прочные породы залегают на глубине 6—15 м и когда на устье располагаются опоры сооружений, выходящих за пределы поперечного сечения цилиндрической части устья. Двухступенчато-венцовое устье с плоским основанием и двухконическим венцом (рис. 21.4, *д*) может быть предусмотрено при проходке стволов в различных породах с любыми вертикальными нагрузками на крепь.

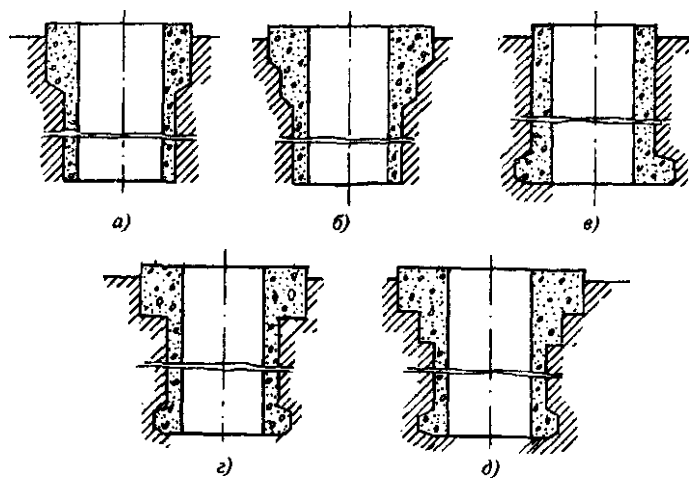


Рис. 21.4. Конструкции устьев вертикальных стволов:

а — одноступенчатое; *б* — двухступенчатое; *в* — одновенцовое; *г* — одноступенчато-венцовое; *д* — двухступенчато-венцовое

Опорный венец крепи устья всегда располагают в прочных породах, ниже зоны промерзания. При малой мощности наносов опорный венец размещают в коренных породах на глубине не менее 2 м, считая от наносов. Толщина крепи устья 0,6—0,8 м, а в верхней части и в опорном венце — 1,2—1,5 м.

К устью ствола примыкают вентиляционный и калориферный каналы, трубокабельные каналы и запасной выход (рис. 21.5). Верхняя отметка проема для вентиляционного канала должна располагаться на 3—7 м ниже верхней отметки устья ствола. Площадь

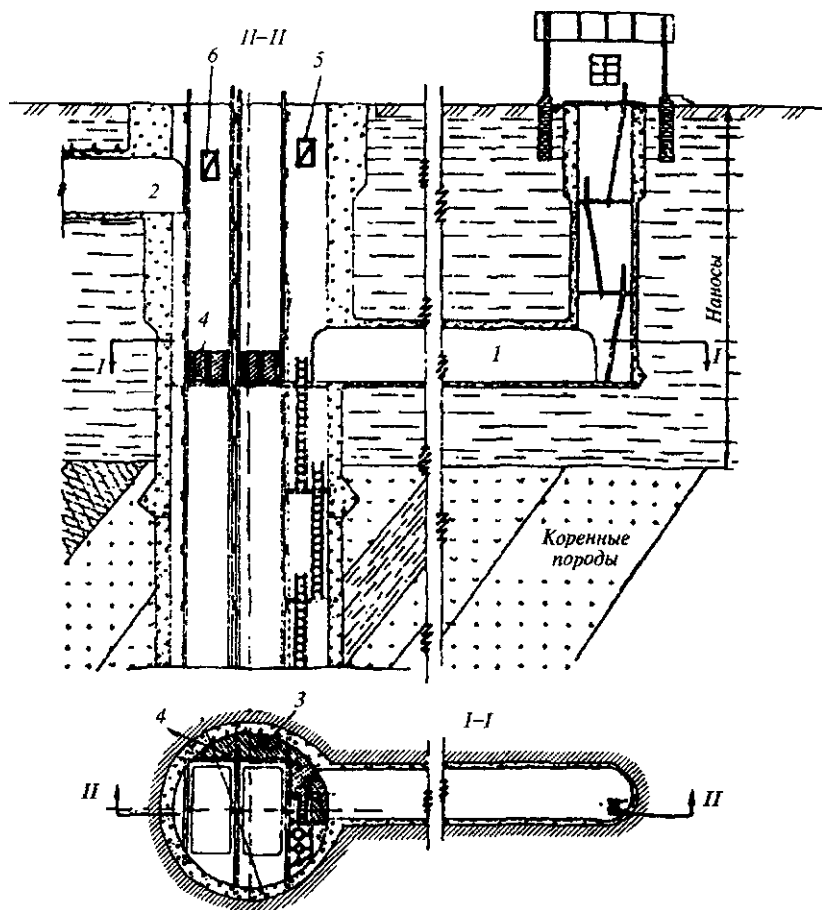


Рис. 21.5. Устье ствола круглой формы сечения с бетонной крепью:
 / — канал запасного хода; 2 — вентиляционный (калориферный) канал; 3 — площадка;
 4 — ограждение; 5 — проем для электрических кабелей; 6 — канал для труб водоотлива и сжа-
 того воздуха

поперечного сечения канала выбирается в зависимости от количества проходимого воздуха и составляет от 4 до 20 м². Калориферный канал с площадью поперечного сечения 2—8 м² проходится на расстоянии 1,5—6 м от верхней отметки устья. При нагнетательной схеме проветривания калориферный канал, как правило, совмещается с вентиляционным. На глубине 2—3 м от верхней отметки устья в крепи ствола оставляют проемы для водоотливных труб и трубопровода сжатого воздуха, а на глубине 1—2 м — проем для электрических кабелей и кабелей связи. Площадь поперечного сечения трубных и кабельных каналов принимают от 0,8 до 4 м². Радиус дуги сопряжения кабельного канала с внутренней поверхностью крепи устья должен быть не менее 25 диаметров самого крупного из прокладываемых кабелей.

В устье ствола над запасным выходом устанавливают металлические противопожарные ляды, плотно перекрывающие сечение ствола при возникновении пожара в надшахтном здании.

Проходческое и эксплуатационное оборудование в поперечном сечении выработки должно размещаться таким образом, чтобы центр ствола оставался свободным, так как в нем подвешивается центральный отвес, необходимый для различных контрольных замеров.

21.4.2. ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ УСТЬЯ

Верхний участок ствола, до сооружения которого невозможно разместить оборудование, предназначенное для проходки выработки на проектную глубину, называется *технологическим отходом*. Технологический отход совпадает в пространстве с устьем ствола, однако бывает и значительно глубже. Протяженность его зависит от выбранной схемы проходки и комплекса забойного оборудования; в отдельных случаях его длина достигает 70 м.

Проходка устья ствола может осуществляться либо с применением передвижного проходческого оборудования, предназначенного для проходки только устья и технологического отхода, либо сразу с применением оборудования, используемого для проходки основной части ствола.

Проходка устьев с использованием передвижного (временного) оборудования может выполняться по двум технологическим схемам: по совмещенной и последовательной. При совмещенной технологической схеме выемку породы и крепление монолитным бетоном проводят сверху вниз с использованием призабойной металлической опалубки или с навеской железобетонных тюбингов. При последовательной технологической схеме выемку породы осуществляют заходками небольшой величины с **установкой**

временной крепи. Затем в направлении снизу вверх возводят постоянную крепь. Последовательная технологическая схема проходки устья используется при глубоком заложении примыкания вентиляционных каналов (12—16 м). В этом случае нередко разрабатывается общий котлован под устье и каналы. Выемку породы осуществляют экскаваторами, а транспортирование ее в отвал — автомобилями-самосвалами. Материалы и оборудование спускаются и перемещаются башенными, гусеничными или пневмоколесными кранами. После возведения крепи устья и примыкающих к нему частей каналов проводят обратную засыпку фунта равномерно со всех сторон (во избежание деформаций крепи).

Достоинством технологии проходки устья с использованием передвижного оборудования является небольшой объем подготовительных работ, а недостатком — значительные затраты времени и средств на переоснащение для проходки основной части ствола. Кроме того, при последовательной схеме проходки устья в неустойчивых породах часто применяется временная металлическая крепь, извлечь которую в ряде случаев не удастся и ее приходится оставлять за бетоном, что увеличивает стоимость сооружения устья.

Для проходки устьев стволов разведочных и эксплуатационных шахт применяются комплексы оборудования, включающие средства механизации погрузки и подъема породы — грейферные грузчики или шахтные экскаваторы и подъемные краны.

Наиболее широко применяются комплексы КПШ-2, КПШ-3, Темп-1, Темп-2 и стволовой комплекс КС-14.

Комплекс передвижного оборудования КПШ-2 (рис. 21.6) предназначен для проходки устья ствола на глубину до 50 м, а комплекс КПШ-3 — до 40 м. Диаметр ствола в свету может быть от 4 до 8,5 м. Комплекс КПШ включает следующее оборудование: экскаватор Э-505А с крановой стрелой 5 для подъема бадей 6 вместимостью 1 м³, пневмогрузчик КС-3 2, автокран 1 и подвесную опалубку 3. Кроме того, в состав комплекса входят два передвижных компрессора ЗИФ-51, передвижная электростанция, четыре лебедки 4 для подвески опалубки, трубопроводов и для разгрузки бетона, два насоса Н-1м, передвижной разгрузочный бункер для перегрузки породы в автомобили-самосвалы, а также отбойные молотки, пневмоломы, став труб 9 для подачи бетона и другое оборудование. В стволах диаметром 4—6 м используется один грейферный грузчик, в стволах диаметром 6—8,5 м одновременно работают два грейферных грузчика на двух автокранах.

Комплексы оборудования Темп-1 и Темп-2 оснащаются соответствующими канатными грейферами, подвешиваемыми на мощных автокранах или экскаваторах с крановыми стрелами. Комплекс

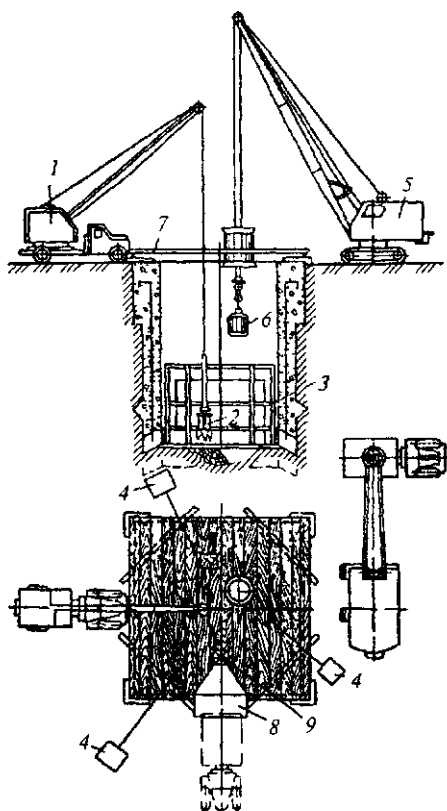


Рис 216 Комплекс оборудования КПШ для проходки устьев стволов

1 — автокран, 2 — пневмопогрузчик, 3 — подвесная опалубка, 4 — проходческие лебедки, 5 — экскаватор, 6 — две бады, 7 — универсальная рама, 8 — бункер для бетонной смеси, 9 — став труб

Темп-1 применяется при проходке стволов диаметром в свету не менее 5 м при глубине до 25 м, а комплекс Темп-2 — при проходке устьев диаметром не менее 4 м на глубину до 12 м.

Комплекс КС-14 предназначен для проходки устьев и неглубоких стволов с полной механизацией основных операций проходческого цикла и возведением постоянной бетонной или тубинговой крепи. Комплекс применяется при проходке стволов в наносных отложениях, а также в коренных породах с использованием БВР. В состав комплекса входят: проходческий копер с разгрузочным устройством и подъемной установкой, самоопрокидывающаяся скипо-клеть и проводники для нее, подвесной предохранительный полук и кран для монтажа крепи. Погрузка по-

роды осуществляется породопогрузочной машиной ковшового типа, которая перемещается по специальному опорному круговому кольцу. Кольцо монтируется на кронштейнах, вделанных в постоянную крепь, и перемещается по мере углубки забоя. Комплекс КС-14 обеспечивает проходку стволов диаметром в свету от 5 до 12 м и глубиной до 40 м.

Проходка устьев стволов небольших разведочных шахт начинается с установки рамы-шаблона (рис. 21.7). Рама-шаблон изготавливается из деревянных брусков, соединяемых между собой болтами. К ней подвешиваются кольца временной крепи, которые выполняют обычно из швеллера или спецпрофиля. В устойчивых породах кольца устанавливают через 1 м, а в слабых — через 0,5 м. Для затяжки стенок между кольцами используют доски или железобетон. В последние годы широко применяют и металлические рамы-шаблоны.

После установки рамы-шаблона приступают к проходке устья. Отбойку пород осуществляют отбойными молотками и до глубины 1,5 м породу вручную выбрасывают на бровку котлована. С глубины более 1,5 м породу выдают в бадах с помощью экскаватора, проходческого крана или подъемной установки. Погрузку породы в бады до глубины 2—3 м осуществляют вручную, а затем на автокран навешивают грейферный грузчик. После углубки на 3—3,5 м устанавливают деревянную опалубку и бетонируют верхнюю часть устья (оголовок). Иногда выемку грунта под оголовки проводят в подготовительный период. Выемку осуществляют открытым способом экскаваторами на глубину 3—4 м, и этот участок крепят постоянной крепью.

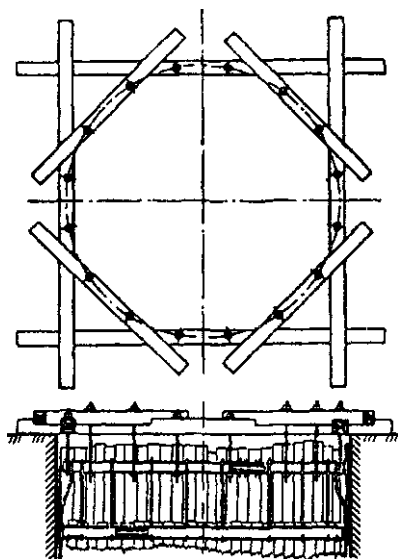


Рис. 21.7. Рама-шаблон для проходки устьев круглой формы

На постоянную крепь оголовка устанавливают основную (нулевую) проходческую раму, при этом раму-шаблон демонтируют. Основную раму изготавливают из двутавровых или швеллерных балок № 20—36. Каркас рамы перекрывают металлическим настилом, а проемы в раме (для лестничного отделения, трубопроводов и пропуска бадей) оборудуют металлическими двусторонними крышками — лядами. После укладки основной рамы

монтируют передвижную опалубку для возведения бетонной крепи. Дальнейшую разработку ведут заходками по 1—1,5 м с последующим бетонированием каждой заходки. Когда глубина ствола достигает 10—12 м, на основную раму устанавливают пневматическую лебедку, к которой подвешивают пневмогрузчик, высвобождающий автокран. Породу из бадей разгружают с помощью разгрузочного станка в автомобили-самосвалы и отвозят в отвал.

Воду из забоя выдают *либо* вместе с породой в бадьях, либо откачивают на поверхность забойным насосом.

После сооружения устья и технологического отхода монтируют копер, необходимое проходческое оборудование, и начинается проходка основной части ствола. Скорость сооружения устьев стволов в разведочной практике составляет 15—20 м/мес.

При сооружении небольших стволов на россыпных месторождениях глубина устья принимается не менее 5 м, и устье разрешается крепить деревянной сплошной венцовой крепью с последующим покрытием торкрет-бетоном. После проходки устья на глубину 1,5—2 м раму-шаблон заменяют на основную проходческую раму, состоящую из двух рядов деревянных венцов из брусев сечением 250 х 250 мм.

21.5. Проходка основной части вертикального ствола

21.5.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА ШАХТЫ

При проходке вертикальных стволов с помощью БВР выделяют следующие основные технологические схемы: последовательную, параллельную, параллельно-щитовую и совмещенную.

Последовательная схема проходки (рис. 21.8) заключается в том, что ствол разделяют на отдельные звенья длиной от 1,5 до нескольких десятков метров (в зависимости от устойчивости пород), и каждое звено проходится на полную глубину либо без крепления, либо с использованием временной крепи. Затем проходку прекращают, вблизи забоя устанавливают опорный венец и с подвесного полка в направлении снизу вверх возводят постоянную крепь. Монолитная бетонная крепь сооружается с помощью передвижной опалубки. Подача бетона осуществляется с поверхности по специальному трубопроводу.

Эта технологическая схема широко применяется при проходке шурфов, а также на россыпных месторождениях при проходке неглубоких разведочных стволов прямоугольной формы сечения с креплением деревом. После выемки породы с помощью БВР на глубину очередного звена вблизи забоя устанавливают опорный

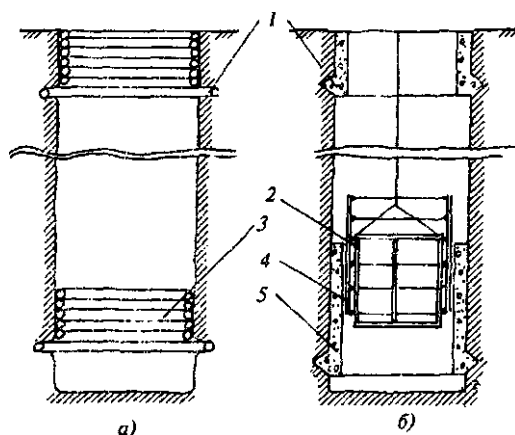


Рис. 21.8. Последовательная технологическая схема проходки ствола при креплении деревом (а) и монолитным бетоном (б):
1 — опорный венец; 2 — подвесной проходческий полук; 3 — венцовая крепь; 4 — передвижная опалубка; 5 — монолитная бетонная крепь

венец и снизу вверх возводят венцовую крепь. Пустоты между крепью и стенками ствола заполняют мелкой породой. В качестве временной крепи в этом случае используется подвесная венцовая крепь. Очередной венец подвешивают к предыдущему на металлических крючьях или строительных скобах. Оставание временной крепи от забоя принимается равным 2,5—4 м. В относительно устойчивых породах длину звена можно принимать в соответствии с рекомендациями, приведенными ниже (табл. 21.3).

Таблица 21.3. Рекомендуемая длина звена при проходке по относительно устойчивым породам

Площадь сечения ствола в свету, м ²	Рекомендуемая длина звена (м) в породах с коэффициентом крепости /		
	до 9	от 9 до 14	свыше 14
6,7	до 10	10-20	15-25
9,8	10-15	20-25	25-35
11,3	15-20	25-30	—

В менее устойчивых породах углубку ведут на глубину шпура (1,5—2,5 м), после чего укладывают опорный венец и возводят крепь. В неустойчивых породах углубка осуществляется на величину, равную толщине крепежного леса и каждый последующий венец строительными скобами пришивается к предыдущему. Венцы дополнительно скрепляют металлическими планками длиной по 1,5—1,6 м со штырями через каждые 20 см. На россыпных

месторождениях венцовую крепь стволов часто усиливают прогонами, которые устанавливают вдоль ствола по углам поперечного сечения и через каждые 1,5 м раскрепляют дополнительными расстрелами.

Параллельная схема проходки (рис. 21.9, *а*) предусматривает одновременное проведение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи в двух смежных звеньях ствола. Работы в нижнем звене выполняются под защитой предохранительного натяжного полка 1 и временной крепи 2, а в верхнем звене снимают временную крепь и с двухэтажного проходческого полка 4 в направлении снизу вверх возводят постоянную бетонную крепь 3. Эта схема проходки обычно применяется при сооружении стволов глубиной свыше 300 м и диаметром более 5 м. Крепление осуществляется с помощью металлической передвижной опалубки, длина звена может достигать 50 м. В стволе одновременно работают два звена проходчиков: одно звено занято работами, связанными непосредственно с углубкой ствола, а второе — с креплением в предыдущем звене. Так как скорость возведения крепи выше скорости работ по выемке породы, число рабочих смен в сутки по креплению принимается меньше, чем по выемке породы. Средняя скорость проходки стволов по данной схеме в 2—2,5 раза выше, чем при последовательной, а максимальные скорости проходки превышают 200 м/мес. К недостаткам схемы относятся: повышенная сложность и опасность работ (особенно для проходчиков, непосредственно занятых на углубке ствола); дополнительное перекрытие ствола натяжным полком, усложня-

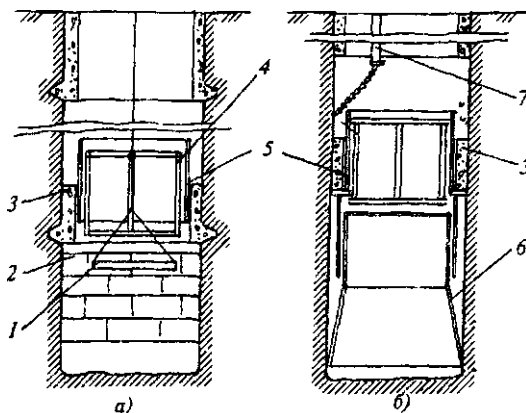


Рис. 21.9. Параллельная (*а*) и параллельно-щитовая (*б*) технологические схемы проходки

ющее работу подъема; большое количество канатов, лебедок, подвешенного оборудования; необходимость применения временной крепи и, как следствие, недостаточная механизация работ.

Параллельно-щитовая схема проходки (рис. 21.9, б) применяется в относительно устойчивых породах. Постоянную крепь 3 возводят с проходческого полка 4 на расстоянии около 30 м от забоя с применением передвижной опалубки 5 со специальным опорным поддоном. Опалубка и опорный поддон имеют самостоятельные канатные подвески. Бетонная смесь подается с поверхности по трубопроводу 7. На незакрепленном участке вместо временной крепи размещают металлический щит-оболочку 6. Между щитом и стенками ствола оставляют зазор 150—200 мм, поэтому щит не раскрепляет боковые породы и не исключает возможность их обрушения, но обеспечивает безопасные условия для находящихся в забое рабочих. Операции по выемке породы и бетонированию выполняются одновременно. С применением этой схемы в Донбассе были достигнуты скорости проходки 390 и 400 м/мес. Недостатком схемы являются усложнение организации проходки и большие капитальные затраты на оснащение ствола. Применяется схема при сооружении глубоких шахтных стволов.

Совмещенная схема проходки (рис. 21.10) заключается в том, что работы по выемке породы и возведению монолитной бетонной крепи проводятся в одном звене и могут выполняться параллельно (рис. 21.10, а) или последовательно (рис. 21.10, б). При параллель-

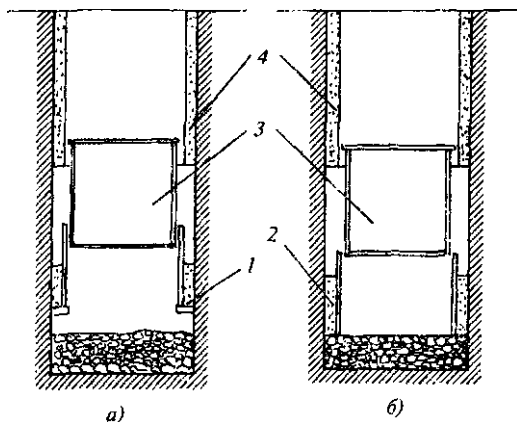


Рис. 21.10. Совмещенная технологическая схема проходки ствола при параллельном (а) и последовательном (б) выполнении основных операций цикла:

У — опалубка с опорным поддоном; 2 — то же без поддона; 3 — проходческий полук; 4 — постоянная крепь

ном способе бетонирование осуществляется с помощью передвижной опалубки с опорным поддоном, который устанавливают в 1,5—2 м от забоя. Одновременно с бетонированием в забое ведется и уборка породы. При последовательном способе опалубку устанавливают на выровненную взорванную породу. После укладки быстротвердеющей бетонной смеси по всему периметру ствола на высоту около 1 м, в стволах, диаметром более 5 м, можно начинать уборку породы из центральной части. Через 2—3 ч, когда бетон наберет прочность около 0,8 МПа, приступают к уборке породы по всей площади забоя с одновременным бетонированием оставшейся части заходки. Временная крепь при этой схеме отсутствует. Работы в забое прекращают только на время взрывания шпуровых зарядов и перемещения проходческого оборудования.

К недостаткам совмещенной схемы проходки относятся большой объем последовательно выполняемых операций, что снижает темпы проведения выработки, и нахождение вблизи забоя постоянной крепи и опалубки, которые стесняют рабочее пространство и затрудняют использование бурильных установок при выполнении контурного взрывания. Однако эта схема получила в настоящее время наибольшее распространение во всех горнодобывающих районах страны, так как обеспечивает комплексную механизацию всех процессов, упрощение армирования ствола, повышение безопасности труда проходчиков и достаточно высокую скорость проходки (130—150 м/мес).

Кроме рассмотренных технологических схем существуют и другие, имеющие ограниченное применение.

21.5.2. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПРОХОДКИ СТВОЛОВ

Все работы в забое ствола во время его проходки выполняются под защитой специального предохранительного полка, который подвешивается в стволе на канатах и опускается по мере углубки выработки. К проходческому полку навешивается породопогрузочная машина, на нем размещают устройства для закрепления проводниковых канатов бадьевого подъема, рабочее место оператора, осуществляющего прием и выдачу бадей, оборудование для возведения крепи. Для защиты людей, находящихся на подвесном полке, его перекрывают (т.е. он становится двухэтажным). При сооружении глубоких стволов, когда проходка ведется одновременно с креплением и армированием, применяются трехэтажные проходческие полки.

Двухэтажный полок (рис. 21.11) состоит из этажных перекрытий 1, соединенных между собой вертикальными стойками 2, ограждений бадейных проемов 3 и ограждения 4 по периметру пе-

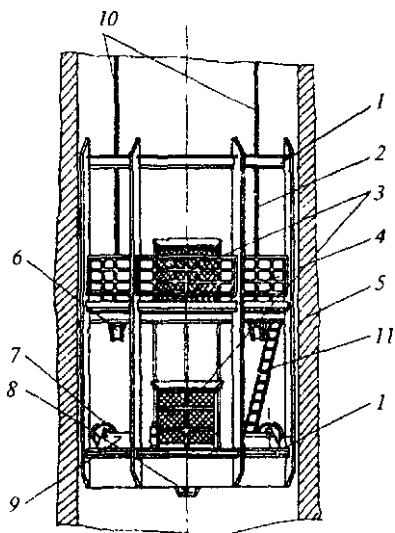


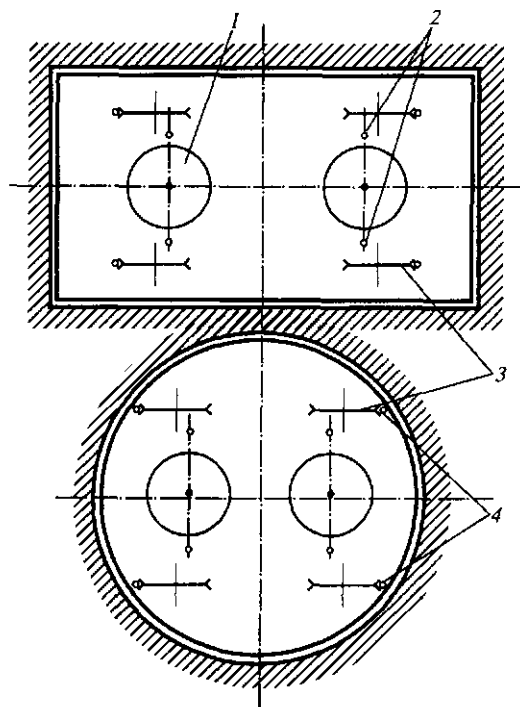
Рис. 21.11. Двухэтажный проходческий полок

рекрытия второго этажа. Высота раструбов бадейных проемов принимается не менее 1,6 м. Зазор 5 между стенками ствола и ободом нижнего перекрытия не должен быть более 120 мм, он перекрывается откидными щитами. На втором этаже монтируются шкивы подвески 6, а на нижнем — отклоняющие шкивы 7 для направления проводниковых канатов. Вертикальные стойки, соединяющие этажи, — сварные конструкции из швеллеров, которые являются также направляющими лыжами при перемещении полка по стволу. При механической погрузке породы в стволах круглого сечения в центре нижнего этажа полка монтируется устройство 8 для присоединения погрузочной машины, а обод этажа выполняется в виде кругового мо-

норельса для перемещения тележки поворота. На нижнем этаже устанавливают гидродомкраты 9 для распора и центровки полка. Для прохода с этажа на этаж служат лестницы 77 и лыды. Полки в стволе подвешивают по полиспастной схеме на четырех ветвях каната 10 с помощью двух специальных лебедок, устанавливаемых на поверхности. В сечении ствола канаты размещают по схемам, приведенным на рис. 21.12.

В том случае, если уборка породы ведется с помощью породопогрузочных машин, полки в период погрузки находятся на высоте 10—12 м от забоя; при ручной погрузке породы это расстояние уменьшается до 2—3 м. Во время взрывных работ полки поднимаются на высоту, обеспечивающую сохранность оборудования от разлетающихся кусков породы.

Над устьем шахтных стволов устанавливают копры, которые предназначены для размещения шкивов подъемных установок, крепления направляющих проводников, разгрузочных кривых для опрокидных клетей и скипов и другого оборудования. Копер воспринимает нагрузку от натяжения подъемных и проводниковых канатов, различных устройств и оборудования, находящегося в стволе. В геологоразведке чаще всего используются шатровые или полушатровые копры, основные параметры которых приведены в табл. 21.4.



21.12. Схемы расположения канатов подвески полка в стволах прямоугольной и круглой формы поперечного сечения:

1 — проемы для бадей; 2 — направляющие канаты бадьегов подъема; 3 — шкивы подвески полка; 4 — канаты подвески полка

Таблица 21.4. Техническая характеристика копров разведочных шахт

Характеристика копра	Типоразмер	Высота под- шкивной пло- щадки, м	Масса, т
<i>Копры конструкции Гипригеолстроя</i>			
Металлический для прямоугольных стволов площадью сечения вчере до 12 м ² и глубиной более 300 м	I	17,6	32
То же, при глубине ствола до 300 м	II	13,6	24
То же, при площади сечения от 9 до 12,7 м ² и глубине до 300 м	III	14,1	13
Деревянный для прямоугольных стволов площадью сечения до 9 м ² и глубиной до 100 м	IV	13,4	16
<i>Копры конструкции ВНИИОМШС</i>			
Металлический для круглых стволов диаметром до 5 м и глубиной до 400 м	I	19,0	51,5
То же, при глубине до 800 м	II	20,5	81

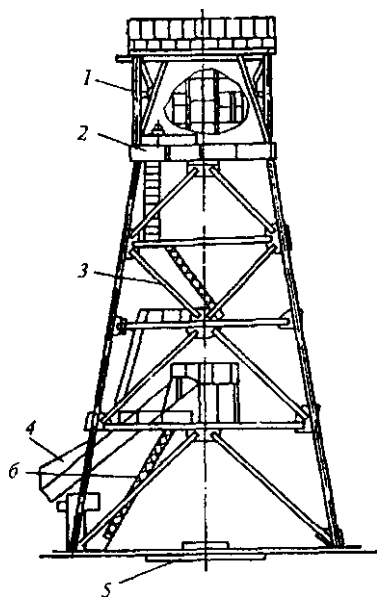


Рис. 21.13. Шатровый проходческий копер

Шатровый копер (рис. 21.13) обычно применяют при использовании двух подъемных машин, которые располагаются под углом 180° друг относительно друга. Копер включает надстройку 1, подшивную площадку 2, шатер 3, разгрузочный станок 4, нулевую раму 5, лестницы с площадками 6 и обшивку. Копер устанавливают на четырех или шести фундаментах из монолитного бетона. В качестве обшивки используются асбоцементные листы или специальные панели. Иногда подшивная площадка выполняется двухъярусной: на нижнем ярусе устанавливают шкивы для подвески проходческого оборудования при проходке ствола, а на верхнем — шкивы бадьевых подъемов и оборудование для клетьевого подъема. Это позволяет в минимальных

сроки переоборудовать копер для проходки горизонтальных выработок.

Полушатровые копры представляют собой пространственную конструкцию, в которой передняя стенка перпендикулярна плоскости основания. Эти копры применяют при использовании одной подъемной машины.

Перемещение грузов по шахтным стволам осуществляется с помощью шахтных подъемных установок, которые подразделяют на проходческие передвижные, временные стационарные и постоянные. Передвижные и временные стационарные применяют в период проходки и армирования стволов, а временные стационарные и постоянные — во время проведения горизонтальных и наклонных разведочных выработок. Выбор подъемных машин, устанавливаемых на первом этапе, проводят с учетом обеспечения оптимальных условий организации проходки ствола (по заданной вместимости бадей, по времени, отводимому в цикле на уборку породы и т.п.), а при выборе машин для следующих этапов определяющим является необходимая производительность подъема в период максимального развития работ. При сооружении разведочных шахт подъемное оборудование часто выбирается сразу по необходимой часовой производительности подъема.

По конструктивному исполнению подъемные машины бывают одно- и двухбарабанными. Однобарабанные машины применяются в одноклетевых подъемных установках с противовесом. Двухбарабанные машины позволяют поднимать груз с нескольких горизонтов и по сравнению с однобарабанными имеют большую канатоемкость. Такие машины устанавливаются на двухсосудных подъемных установках при работе с нескольких горизонтов. Рекомендации по выбору подъемной машины приведены в табл. 21.5.

Уборка породы при сооружении вертикальных стволов занимает 35—50% времени проходческого цикла. В стволах прямоугольной формы поперечного сечения площадью до 14 м² погрузку осуществляют вручную.

Таблица 21.5. Подъемные машины, рекомендуемые для проходки стволов разведочных шахт

Тип подъемной машины	Максимальная глубина ствола, м	Количество клетей	Тип клетки
Щ-1,2-1	500	1	1УКН-1,4
2Щ-1,6-0,8	600	2	1УКН-1,4
2Щ-2-1,1	650	2	1УКН-1,9
2Щ-2,5-1,2	700	2	1УКН-2,55

Для механизации погрузки породы в забоях стволов площадью более 14 м² применяют машины с грейферным исполнительным органом: КС-3, КСМ-2у, КС-2у/40. В стволах диаметром вчерне до 5,5 м используется одна погрузочная машина, при диаметре до 7 м — 2—3, более 7 м — 4. При использовании в стволе одной погрузочной машины можно принять, что на ее обслуживании занято звено проходчиков из трех человек, при двух погрузочных машинах — звено из четырех человек и при трех машинах — из пяти человек.

Процесс погрузки породы грейферным грузчиком подразделяется на две фазы. В первой фазе грузчик работает в режиме черпания, достигая максимальной производительности, во второй — в режиме подгребания, когда производительность оказывается существенно меньшей. Высота слоя породы (в целике), загружаемой грейфером во второй фазе, зависит от его вместимости (для грейферов вместимостью 0,22, 0,40 и 0,65 м³ соответственно 0,2, 0,25 и 0,3 м). При увеличении глубины шпуров удельные затраты времени на погрузку породы во второй фазе сокращаются.

Кроме того, на производительность работ влияет и диаметр бабды, в которую загружают породу. Чем меньше диаметр бабды, тем больше просыпается породы при раскрытии грейфера. Рекомен-

мендации по выбору породопогрузочного оборудования приведены в табл. 21.6.

Таблица 21.6. Рекомендуемые породопогрузочные машины для проходки стволов разведочных шахт

Тип ствола	Площадь сечения в черне, м ²	Глубина ствола, м	Рекомендуемая погрузочная машина
Прямоугольные, закрепленные деревом	14,2	До 300	КС-3
Круглого сечения с бетонной крепью	12,56	До 100	КС-3
	15,9	До 200	КС-3; КСМ-2у
	19,6	До 300	КС-3; КСМ-2у
	28,3	Более 300	КСМ-2у; КС-2у/40

Из забоя ствола на поверхность породы выдается в проходческих баднях. Эти же подъемные сосуды используются для спуска-подъема людей, инструментов и материалов. Подъем может быть одно- и двухконцевым. В первом случае одна бадня находится под погрузкой, а вторая — после разгрузки опускается на забой. Затем производится перецепка бадей. При двухконцевом подъеме две бадья, одна из которых груженная, а вторая — порожняя, движутся в стволе. В это время третья бадня находится под погрузкой. Бадья, поднятая на поверхность, без отцепки каната разгружается, а в забое производится перецепка бадей. Одноконцевой подъем применяют в случаях, когда время погрузки породы в бадю больше времени полной оборота бадья. При большой глубине ствола и высокой производительности погрузки целесообразно применять двухконцевой подъем.

Цикл подъема осуществляется в следующей последовательности: груженую бадю поднимают на высоту 1,5—1,6 м для обorkи днища и чтобы «успокоить» бадю. Затем бадня со скоростью не более 2 м/с движется к подвесному полку и проходит через его раструбы со скоростью 0,3—0,6 м/с. Далее скорость подъема увеличивается до максимальной, при подходе к нулевой раме вновь снижается до 0,3—0,6 м/с и бадня поднимается на разгрузочную площадку копра.

Проходческие бадья применяют двух типов: несомопрокидывающиеся (БПН) и самопрокидывающиеся (БПС). Вместимость бадей выбирается с учетом принятой технологии подъема и производительности погрузочного оборудования. При уборке породы вручную чаще используют бадья вместимостью 0,75—1,0 м³, при использовании грейферных погрузочных машин размеры бадей выбирают с таким расчетом, чтобы диаметр бадья был не менее 0,6 диаметра раскрытого грейфера. При проходке стволов большо-

го диаметра и глубины вместимость бадей может быть до $6,5 \text{ м}^3$. В том случае, если в бадьях осуществляется не только подъем породы, но и спуск-подъем людей, применение самопрокидывающихся бадей запрещено. Минимальная вместимость бадей — $0,12 \text{ м}^3$.

Бурение шпуров в стволах прямоугольной формы поперечного сечения с площадью вчерне до 14 м^2 выполняется переносными перфораторами ПП-50 или ПП-63С, при этом перфораторы ПП-63С обычно применяют в породах с $\rho > 15$. Количество одновременно работающих в забое машин выбирается из расчета $2,5\text{—}3 \text{ м}^2$ площади забоя на каждый перфоратор; при скоростных проходках площадь сокращается до $1,5\text{—}2 \text{ м}^2$.

В стволах прямоугольной площади сечения с площадью вчерне более 14 м^2 , а также в стволах круглой формы сечения диаметром вчерне 4,0 и 4,5 м для бурения шпуров целесообразно применять бурильные установки БУКС-1у2 с бурильными головками БГА (при проходке стволов в породах с $\rho < 14$) или с колонковыми перфораторами. В породах с $14 < \rho < 17$ целесообразно применять перфораторы ПК-60, а при $\rho > 17$ — перфораторы ПК-75.

В стволах диаметром вчерне 5,0 и 5,5 м наряду с БУКС-1у2 могут применяться установки БУКС-2у5 с двумя—тремя колонковыми перфораторами или бурильными головками. В стволах диаметром вчерне 6,0 м кроме БУКС-1у5 используется и установка СМБУ-4м с бурильными головками БГА.

Количество проходчиков, обслуживающих одну бурильную установку с двумя и более бурильными машинами можно принимать равным трем.

В качестве породоразрушающего инструмента при бурении шпуров перфораторами применяются коронки долотчатой формы (КДП), крестовые (ККП) и трехперые штыревые (КТШ). Тип коронки определяется свойствами горных пород. Коронки диаметром 40 мм используются, как правило, при бурении шпуров переносными перфораторами, а диаметром 43, 46 и 52 мм — как переносными, так и колонковыми.

Коронки для бурения шпуров головками БГА в монолитных и трещиноватых породах — БУ43-25, БУ52-25 и КУВШ43-25. Эта маркировка присваивается коронкам Кузнецким машиностроительным заводом; коронки, выпускаемые другими изготовителями, могут иметь другие диаметры и маркировку.

21.5.3. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

При проходке стволов шахт повышенные требования предъявляются к выбору рациональных параметров и организации ведения буровзрывных работ. Определяется это близостью крепи и

оборудования к забою, изменчивостью свойств горных пород и существенным влиянием качества дробления породы взрывом на производительность ее уборки.

Работы буровзрывного комплекса занимают 20—30% общей продолжительности проходческого цикла.

В качестве ВВ на проходческих работах в условиях, не опасных по взрыву газа и пыли, чаще всего применяются патронированные аммониты, аммоналы и детонит М. Считается, что в породах с $\sigma < 12$ целесообразно применять ВВ с работоспособностью до 400 см^3 , а в более крепких породах — ВВ с большей работоспособностью. Диаметры шпуров и патронов ВВ должны быть взаимосвязаны: для патронов диаметром 32 и 36 мм врубовые и вспомогательные шпуры следует бурить коронками диаметром соответственно 36 и 40 мм.

Глубина шпуров является одним из важнейших организационно-технических параметров процесса горнопроходческих работ. С увеличением глубины шпуров продолжительность цикла увеличивается, но снижаются удельные затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций по отдельным проходческим процессам и создаются предпосылки для повышения общей производительности труда.

На практике глубину шпуров обычно выбирают с учетом выполнения всех работ цикла за время, кратное продолжительности рабочей смены, при этом продолжительность цикла принимается равной 12—18 ч.

При бурении шпуров переносными перфораторами глубина шпуров, в соответствии с требованиями СНиПа, должна находиться в пределах 2—3 м для пород с $\sigma < 10$ и 1,5—2 м для более крепких пород. Ориентировочно глубина шпуров может быть определена по формуле, м

$$l_{\text{шп}} = 1,2 \cdot \sigma^7 - 0,004 \cdot \sigma^2, \quad (21.1)$$

где σ — площадь поперечного сечения ствола в черне, м^2 ; k — коэффициент крепости пород по М.М. Протоdjяконову.

Значение $l_{\text{шп}}$, установленное расчетом, уточняется в процессе работы.

Глубину шпуров при применении бурильных установок, исходя из минимизации затрат времени на бурение 1 м шпура, желательно принимать близкой к максимальному ходу автоподатчиков бурильных машин. В случае пересечения выработкой сильно трещиноватых нарушенных пород, когда резко возрастает трудоемкость заряжания шпуров, глубина их уменьшается. Глубина шпуров зависит также от схемы их расположения в забое.

В любом случае длину врубовых шпуров $l_{вр}$ принимают с таким расчетом, чтобы их забои располагались на 10—30 см глубже забоев остальных шпуров комплекта, м

$$4_p = \frac{l_{вр} + (0,1 \dots 0,3)}{\sin \alpha} \quad (21.2)$$

где α — угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя.

Удельный расход ВВ может быть определен либо по формуле М.М. Протодяконова (21.3), либо по формуле Н.М. Покровского (21.4), кг/м³:

$$d = 0,4 \frac{q}{\sigma_d} + \dots \quad (21.3)$$

$$q = \frac{t}{e} \quad (21.4)$$

где e — коэффициент относительной работоспособности ВВ — отношение работоспособности эталонного ВВ к работоспособности А принятого ВВ. При этом необходимо иметь в виду, что М.М. Протодяконов в качестве эталонного ВВ принимал 93%-ный динамит с работоспособностью 525 см³, а Н.М. Покровский — 62%-ный труднотвердеющий динамит с работоспособностью 380 см³; до — удельный расход аммонита 6-ЖВ на дробление породы в контурах воронки нормального выброса, кг/м³

$$\sigma_d = 0,1 \frac{d}{V} = 0,1 \frac{q}{V} \quad (21.5)$$

где σ_d — коэффициент крепости породы с поправкой проф. Л.И. Барона на ее разрушаемость взрывом; $1/V$ — коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протодяконова; f^1 — коэффициент структуры породы; $f^1 = 2$ для пород вязких, упругих и пористых; 1,4 — для пород дислоцированных с малой трещиноватостью; 1,3 — для пород со сланцевым залеганием с меняющейся крепостью, с напластованием, перпендикулярным направлению шпура; 1,0 — для монолитных пород и 0,7—0,8 — для мелкослоистых плотных пород, исключаящих утечку газа; со — коэффициент, учитывающий влияние зажима пород на их разрушаемость взрывом.

С учетом последующей корректировки параметров БВР этим выражением можно пользоваться и для определения удельного расхода ВВ при проходке стволов с небольшой (до 12—13 м²) площадью поперечного сечения. Более точное значение коэффи-

циента зажима породы для забоев нисходящих выработок с одной обнаженной поверхностью при прямых врубах может быть определено по формуле

$$\omega = \frac{7\sqrt{l_{\text{mn}}}}{\sqrt{S_q}}.$$

Для клиновых и воронкообразных врубов при $l_{\text{mn}} / J s^{\wedge} = (0,5—0,7)$ можно принимать $\omega = 2+2,5$.

Число шпуров в забое определяется из выражения

$$L T - \Phi \frac{K_3}{K_1}, \quad (21.6)$$

где d_n — диаметр патрона ВВ; ρ — плотность ВВ в патронах, кг/м³; K_3 — коэффициент заполнения шпуров патронированным ВВ. Для патронов диаметром 32, 36 и 40 мм в породах с $\rho < 10$ $K_3 = 0,4+0,5$, а в более крепких породах $K_3 = 0,5+0,65$. Для патронов диаметром 45 мм значения K_3 в породах с $\rho < 10$ и $\rho > 10$ принимают соответственно равными 0,35—0,45 и 0,45—0,5, а для патронов большего диаметра 0,3—0,4 и 0,4—0,45.

При выборе типа вруба необходимо прежде всего учитывать опыт, накопленный при проведении выработок в аналогичных горно-геологических условиях, поскольку конкретные рекомендации по расположению шпуров в зависимости от свойств пород и сечения выработки дать трудно. При проходке стволов применяют врубы с наклонными шпурами и прямые врубы. Для повышения эффективности работы врубовых шпуров иногда дополнительно бурят один или несколько холостых шпуров такого же или большего диаметра.

В прямых врубах заряжаемые шпуры должны буриться по возможности ближе к холостым (на расстоянии двух—трех диаметров холостого шпура), обеспечивая полное и на всю длину шпура разрушение породной перемычки. Расстояние между заряжаемыми шпурами составляет 10—30 см, а в очень крепких породах — 5—10 см. Расстояние между соседними холостыми шпурами принимается равным полутора—двум диаметрам. Все шпуры должны быть строго параллельны между собой.

Число незаряжаемых шпуров может быть определено по формуле:

$$N_x = \left(\frac{\eta_x}{9,35} \right)^3 \cdot \frac{1}{V_x}, \quad (21.7)$$

где V_x — объем холостого шпура, м^3 ; 4 — длина холостого шпура, м; λ — коэффициент использования шпуров, значения которого варьируют в пределах от 0,75 для трудно взрываемых пород до 0,9 в слабых, легко взрываемых породах.

Примерные схемы врубов с различным количеством холостых шпуров приведены на рис. 21.14.

Шпуры наклонных врубов бурят под углом $60\text{--}80^\circ$ к забою. Ближайшие к врубу вспомогательные шпуры бурят также с наклоном в сторону вруба; по мере удаления от вруба угол наклона увеличивается.

В стволах круглой формы поперечного сечения шпуры располагаются по концентрическим окружностям. Число шпуров на каждой окружности относится друг к другу как 1:2:3:4... Диаметр окружности шпуров наклонного вруба можно принимать равным четверти диаметра ствола в черне. Забои врубовых шпуров располагаются по окружности диаметром 30—40 см.

В стволах прямоугольного сечения принимают обычно клиновые или пирамидальные врубы.

Оконтурирующие шпуры бурятся на расстоянии 0,6—0,8 м друг от друга; забои их не должны пересекать проектный контур выработки. Иногда их заряды уменьшают, чтобы исключить отбойку излишней породы.

При глубине шпуров более 3 м в породах средней крепости эффективным оказывается так называемое «ярусное» взрывание. Врубовые шпуры располагаются по углам концентрических квадратов,

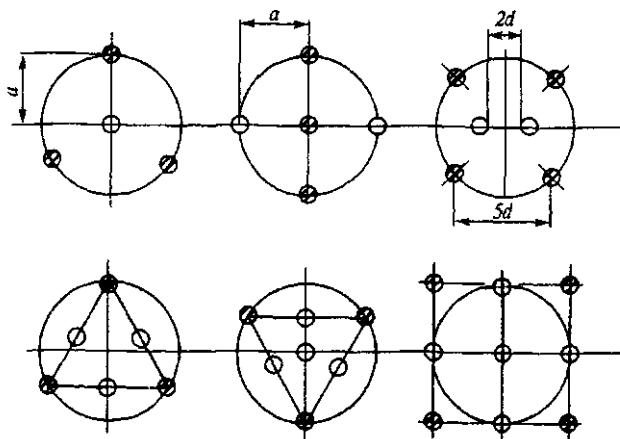


Рис. 21.14. Возможное расположение холостых и заряжаемых шпуров в прямых врубах: d — диаметр шпура; a — расстояние между шпурами

повернутых друг относительно друга на утя 45° (рис. 21.15). Каждый шпур заряжается в два яруса, верхняя часть шпурового заряда принимается равной 30—35% от общей его массы. Промежуточная забойка между ярусами должна быть не короче 30 см. В каждой части заряда помещается патрон-боевик; направление инициирования принимается обратным. Очередность взрывания зарядов следующая: I — первый ярус шпуров внутреннего квадрата, II — первый ярус шпуров среднего квадрата, III — второй ярус шпуров внутреннего квадрата, IV — первый ярус шпуров наружного квадрата, V — второй ярус шпуров среднего квадрата, VI — второй ярус шпуров наружного квадрата. Этим достигается снижение зажима породы при образовании врубовой полости.

С увеличением притока воды глубину шпуров целесообразно увеличивать, с тем чтобы сократить удельные затраты времени на спуск-подъем насосов.

В процессе работы выбранная схема расположения шпуров уточняется.

Общий расход ВВ за цикл, фактический заряд каждого шпура, длина заряда, коэффициент заполнения шпуров и другие параметры определяются так же, как и при расчете паспорта БВР для горизонтальных выработок.

Если операции по обурированию забоя и уборке породы хотя бы частично совмещаются по времени, то бурение начинают со шпуров, расположенных у контура выработки. В случае последовательного выполнения работ бурение начинается с центрального шпура. Во всех случаях положение шпуров намечают с помощью специального шаблона.

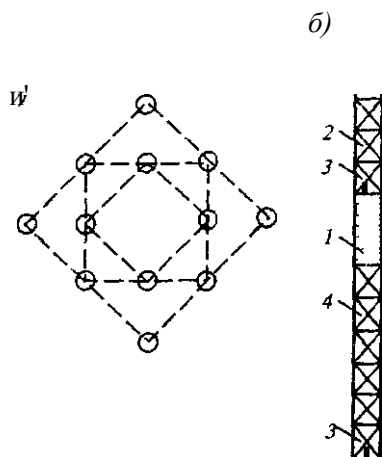


Рис. 21.15. Схема расположения шпуров при ярусном взрывании (а) и конструкция заряда (б): 1 — забойка; 2 — заряд 1-го яруса; 3 — патрон-боевик; 4 — заряд 2-го яруса

Перед заряджанием шпурь очищают от шлама продувкой сжатым воздухом; горный мастер проверяет глубину и расположение шпуров и дает разрешение на заряджание. Заряджание производится в строгом соответствии с паспортом БВР; в подавляющем большинстве случаев применяется электрический способ взрывания.

Врубовые шпурь в симметричных врубах с четным числом зарядов рекомендуется взрывать попарно. Вслед за врубовыми взрывают вспомогательные шпурь первой окружности, затем второй и т.д. Для лучшего дробления желательно, чтобы шпурь в комплекте взрывались за 8—12 ступеней замедления. Интервалы замедления, мс

$$t = AW, \quad (21.8)$$

где A — коэффициент замедления, принимаемый равным для врубовых шпуров 6—8, а для остальных шпуров комплекта 3—6 (чем крепче порода, тем меньше значение A); W — линия наименьшего сопротивления, которая для врубовых шпуров может приниматься равной длине уходки, а для остальных шпуров она выбирается по схеме расположения шпуров в забое как кратчайшее расстояние до свободной поверхности, образованной зарядами предыдущих очередей взрывания.

Соединение электродетонаторов — последовательное, параллельно-ступенчатое или параллельно-пучковое. Концевые проводники электродетонаторов до подключения их к соединительным проводам должны быть замкнуты накоротко.

После забойки в шпурь вставляют колышки высотой 0,7—1 м, на которых монтируют детонаторные и соединительные провода. Все соединения электровзрывной цепи выполняют с помощью специальных соединительных муфт.

От соединительных проводов до предохранительного полка прокладывают двухпроводный участковый провод, который подключается к магистральному кабелю. Кабель хомутами крепят к тросу специальной лебедки, установленной на поверхности.

В качестве автономных источников тока применяются конденсаторные взрывные приборы ПИВ-ЮОМ или КВП-1/100М. Часто взрыв осуществляется от сети переменного тока напряжением 127 или 220 В с помощью специальных взрывных рубильников.

Перед взрывом все ляды открывают, оборудование поднимают на безопасную высоту. Иногда для повышения эффективности взрыва забой подтапливают на 0,5—0,6 м.

После взрыва взрывник и горный мастер осматривают забой и стенки ствола. После приведения ствола в безопасное состояние разрешается допуск рабочих.

21.5.4. КРЕПЛЕНИЕ СТВОЛОВ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ

Выбор материала крепи определяется формой и размером поперечного сечения выработки, сроком ее службы, физико-механическими свойствами пород и величиной горного давления. Долгое время основным крепежным материалом при проведении вертикальных стволов разведочных шахт было дерево. В настоящее время с увеличением глубины стволов и срока их службы дерево повсеместно вытесняется более прочными и долговечными материалами.

Деревянная крепь. Основной конструкцией деревянной крепи стволов прямоугольной формы поперечного сечения является венец. Стволы, сооружаемые в породах неустойчивых или средней устойчивости, крепятся сплошной венцовой крепью, при проходке выработок в устойчивых породах венцы устанавливаются на расстоянии 0,5—1,2 м друг от друга. Через каждые 5—30 м устанавливаются основные венцы, короткие элементы которых имеют опорные пальцы длиной 0,3—0,8 м. Эти пальцы заводят в лунки в стенках ствола, и венец устанавливается строго по уровню.

Вандруты изготовляют из брусьев сечением 150 x 180 мм длиной по 6 м, расстрелы — из брусьев сечением 180 x 220 мм. При установке расстрелов вандруты распираются винтовыми домкратами и *после установки* расстрелов крепь приобретает необходимую жесткость. На расстрелы навешивают проводники, которые служат направляющими для клетей и изготовляются из брусьев сечением 130 x 150, 150 x 150 и 150 x 180 мм.

При креплении вразбежку стойки, устанавливаемые между соседними венцами, делают из бревен, диаметры которых на 2—4 см меньше диаметра бревен венца. Стенки ствола при этом затягиваются досками толщиной 30—50 мм, и пространство между ними и стенками ствола тщательно забучивается породой. Типовыми проектами шахтных стволов предусматривается использование круглого леса диаметром 200 мм. Проверочными расчетами устанавливается достаточен ли этот диаметр для конкретных условий. Если полученные расчетом значения диаметра окажутся меньше, то принимается диаметр, предусмотренный типовым проектом, если больше — необходимо выбрать ближайшее большее его стандартное значение. Расчет крепи выполняется по приведенной в разделе III методике.

Лестничные отделения стволов отгораживаются от подъемных дощатой перегородкой или металлической сеткой.

Монолитная бетонная крепь в настоящее время является наиболее распространенной. Она возводится с помощью створчатых или секционных металлических передвижных опалубок различ-

ных конструкций. Из секционных опалубок следует отметить опалубки с механизированным отрывом секций ОМ и передвижные самоцентрирующиеся опалубки типа ОСД (без поддона) и ОСП (с поддоном).

Подвешиваются опалубки на четырех канатах, которые одновременно служат и направляющими для бадей. Подача бетона с поверхности к забою ствола осуществляется по трубам. Трубы удерживаются на специальных канатах, либо крепятся к стенкам ствола. В глубоких стволах вблизи опалубки на бетонопроводе монтируются гасители скорости. Быстротвердеющий бетон через 3 ч после его укладки за опалубку достигает прочности при сжатии $\sigma_{сж}$ и 0,8 МПа. По достижении такой прочности допускается передвижка опалубки на очередную заходку.

Минимальная толщина крепи на протяженных участках ствола по конструктивным соображениям принимается равной: при наклонном и пологом падении пород 200 мм (при глубине ствола до 500 м) и 250 мм (при глубине свыше 500 м), при крутом падении — 250 и 300 мм (в стволах глубиной соответственно до 500 и свыше 500 м). Если по расчету толщина крепи окажется больше этих значений, то принимается толщина крепи, полученная по расчету. Если расчетная толщина крепи оказывается более 500 мм, то необходимо брать бетон более высоких марок; марка бетона должна быть не менее 150. Методика расчета прочностных параметров монолитной бетонной крепи приведена в разделе III.

Набрызгбетонная крепь является крепью облегченной конструкции, которая не распирает породы, а упрочняет их, препятствуя образованию вывалов. Сухая бетонная смесь (песок, заполнитель, цемент и ускорители твердения) обычно готовится на поверхности, откуда по бетонопроводу и резиновому шлангу поступает в забой. Вода для затворения смеси подается по водяному шлангу из проходческой бады, стоящей на верхнем этаже проходческого подвешного полка. Толщину слоя набрызгбетонной крепи варьируют в пределах от 2—3 до 15—20 см, при этом размер зерен заполнителя не должен превышать 0,1—0,15 толщины крепи. При глубине ствола до 500 м и углах падения пересекаемых стволом пород до 35° и более СНиПами предусматривается толщина слоя набрызгбетонной крепи 80 и 120 мм, а при глубинах более 500 м — соответственно 100 и 150 мм. Возводится набрызгбетонная крепь с помощью специальных пневмобетоносмесителей БСМ-3М и БСМ-5 и характеризуется высоким уровнем механизации труда. Большим преимуществом ее является то, что крепь можно возводить непосредственно за подвиганием забоя, при этом первый слой выполняет функции временной крепи, являясь в то же время составной частью постоянной крепи.

Применяется набрызгбетонная крепь в стволах, пройденных в устойчивых породах и не подверженных влиянию очистных работ. Не рекомендуется использовать ее в выработках, сооружаемых с предварительным замораживанием пород.

Анкерная крепь применяется при проходке стволов в устойчивых и весьма устойчивых породах и как временная может возводиться в породах средней устойчивости и неустойчивых. В породах средней устойчивости в сочетании с набрызгбетоном по металлической сетке она может служить и в качестве постоянной крепи.

В стволах применяют преимущественно железобетонные анкера, состоящие из отрезка арматурной стали диаметром 16—20 мм и бетонного заполнения зазора между стержнем и стенками шпура по всей его длине. Расстояния между анкерами определяются из условия предотвращения вывалов породы в ствол. В однородных ненарушенных породах расстояния между анкерами по горизонтали а и вертикали б определяются по формулам, м:

$$U = 2 \cdot L \cdot \sin \left(1 + \frac{L}{R_r} \right), \quad (21.10)$$

где L — радиус ствола в черне, м; α — угол внутреннего трения пород; $L_{кр}$ — критическая длина анкера, связанная с активной (полной) его длиной соотношением $L = (1,1 + 1,4) L_{кр}$.

В неоднородных породах, а также в массиве с четко выраженной системой трещин расположение и длина анкеров выбираются с таким расчетом, чтобы анкера пересекали максимально возможное число контактов.

Монолитная железобетонная крепь с гибкой арматурой применяется при проходке стволов в сложных горно-геологических условиях, а также для крепления устьев стволов и их сопряжений с выработками околоствольного двора. Эта крепь трудоемка при возведении, нетехнологична, и ее применение резко снижает скорость проходки. На протяженных участках ствола при работе материала крепи на сжатие применение монолитной железобетонной крепи не рекомендуется.

Широкое распространение находят сборные конструкции крепи вертикальных выработок в виде железобетонных или чугунных тубингов. *Тубинг* — элемент крепи, представляющий собой цилиндрический сегмент с двумя или более ребрами жесткости. Бортовые ребра имеют отверстия для болтового соединения тубингов

друг с другом. В «спинке» тубинга имеются также специальные отверстия для заполнения свободного пространства за крепью цементным раствором. Тубинговые крепи вступают в работу немедленно после их возведения, могут применяться в качестве наружного слоя крепи при сооружении стволов в особо тяжелых условиях. Чугунная тубинговая крепь обладает высокой несущей способностью и благодаря чеканке швов — водонепроницаемостью.

Стандартные тубинги разработаны на базе тубингов Метростроя и выпускаются для крепления стволов диаметром в свету от 6 до 9 м с количеством тубингов в кольце от 12 до 17. В зависимости от ширины тубингового кольца (1 или 1,5 м) и толщины «спинки» тубинга (от 25 до 80 мм) масса одного тубинга варьирует в пределах от 650 кг до 2,7 т.

При строительстве глубоких стволов в особо сложных горно-геологических условиях при наличии высоконапорных водоносных горизонтов применяется многослойная крепь, являющаяся комбинацией нескольких видов крепи. Наиболее распространена тубинго-бетонная крепь, представляющая собой чугунную или железобетонную тубинговую колонну с бетонным заполнением пространства между тубингами и породой.

21.5.5. УБОРКА ПОРОДЫ В ЗАБОЕ СТВОЛА

В процесс уборки породы входят погрузка породы в бады и выдача бадей на поверхность. Состав работ по уборке включает: осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние, спуск и подготовка к работе погрузчика, собственно погрузка породы, разборка и разбивка крупных кусков породы, зачистка забоя, подача сигналов, приемка и направление бадей, обслуживание забойного насоса и заключительные операции. С учетом затрат времени на все эти операции и определяется сменная производительность стволовой погрузочной машины.

При использовании грейферных грузчиков процесс погрузки разделяют на две фазы. Сменная производительность стволовой погрузочной машины в 1-й и во 2-й фазах погрузки (m^3 породы в массиве) равна, $m^3/смен$

$$a \quad \frac{t_{\text{л}}}{t_{\text{п}} \cdot K_{\text{п}}} \quad \text{И ф.} \quad (21.11)$$

$$2\phi = \frac{t_{\text{п}} K_{\text{п}}}{v_{\text{гр}} K_{\text{н гр}}} + \frac{t_{\text{з}}}{l_{\text{ум}} \eta} K_{\text{отк}}, \quad (21.12)$$

где t — продолжительность смены, мин; t_m — время подготовительно-заключительных операций, которое можно принимать равным 100 мин/смен; t_n — время на личные надобности рабочего, 10 мин/смен; $t_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла черпания, мин; берется по технической характеристике грейферного грузчика; K_g — коэффициент разрыхления породы; t_3 — время на зачистку 1 м² площади забоя, равное 27,2 мин; $K_{\text{отд}}$ — коэффициент отдыха рабочего (для КС-3 = 1,12; для КСМ-2у и КС-2у/40 $A_{\text{на}} = 1,05$); V_p — вместимость грейфера, м³; $K'_{\text{нв}} = 0,9+1,1$ — коэффициент наполнения грейфера в 1-й фазе; $K'' = 0,7+0,9$ — коэффициент наполнения грейфера во 2-й фазе погрузки.

Если бурение шпуров производится установкой БУКС с устройством, позволяющим бурить шпур без предварительной зачистки забоя, то производительность погрузочной машины определяется по формуле (21.11) при коэффициенте наполнения 0,7-0,9.

Нормы выработки на одного проходчика в 1-й и во 2-й фазах погрузки равны:

$$^{в\text{ыр}}.1\phi = 0\text{щ}/^n \setminus \text{Н}^{в\text{ыр}}.2\phi = \&\phi/\ll, \quad (21.13)$$

где n — количество рабочих, занятых на обслуживании стволовой породопогрузочной машины.

Продолжительность уборки породы в каждой фазе составит, мин

$$M\Gamma \approx 360 M_{\Gamma} 3 z M_{\Gamma}, \quad (21.14)$$

$$, 3605 \underline{Д}. \quad (21.15)$$

где $A_{\text{с}}$ — высота слоя породы, загружаемой грейфером во 2-й фазе, м.

Общая продолжительность уборки в цикле будет равна, мин

$$\gamma\phi = +/2\phi- \quad (21.16)$$

При уборке породы вручную производительность труда проходчика и продолжительность этой операции определяется с учетом Единых норм выработки (ЕНВ). В состав работ по уборке входят: приведение рабочего места в безопасное состояние, разделька негабарита (10% от объема горг А массы), установка вре-

менной крепи, погрузка породы в бады, прием и отправка бадей и обслуживание забойного насоса.

Норма выработки в метрах ствола на одного человека в смену определяется по формуле м/чел.-смен

$$N_{\text{выр}} = \frac{60t_{\text{см}} - t_{\text{пз}} - t_{\text{ж}}}{S_{\text{к}}(t_{\text{вс}} + t_{\text{ос}}) \cdot (1 + K_{\text{отх}})} \cdot K_{\text{дл}}, \quad (21.17)$$

где $t_{\text{см}} = 6$ ч — продолжительность смены; $t_{\text{пз}} = 10$ мин/смен; $t_{\text{ж}} = 10$ мин/смен; — продолжительность основной операции, зависящая в том числе от свойств пород. Согласно ЕНВ принимается равным для пород до XII категории 83 чел.-мин на 1 м³ породы, а для более крепких пород — 88 чел.-мин на 1 м³ породы; $t_{\text{к}}$ — продолжительность вспомогательных операций: оконтуривание сечения ствола, прием и установка бадей в забое, подача сигналов и направление бадей, ремонт крепи после взрыва и монтаж временной крепи, обслуживание забойного насоса, разбивка негабаритов и т.п. Суммарная продолжительность всех этих операций — 12 чел.-мин на 1 м³ породы; $K_{\text{тд}} = 0,15$ — коэффициент, учитывающий отдых горнорабочих; $K_{\text{м}}$ — коэффициент, учитывающий длину перекидки породы при погрузке ее в бады. При проходке стволов площадью поперечного сечения от 8 до 15 м² этот коэффициент принимается равным 0,9.

Продолжительность уборки породы вручную

$$t_{\text{уб}} = \frac{V}{a \cdot n} \quad (21.18)$$

где n — количество рабочих, занятых на уборке породы.

21.6. Проветривание, водоотлив и освещение при проходке стволов

В начальный период сооружения устья ствола специальных средств для проветривания обычно не требуется, так как обмен воздуха в забое бывает достаточно интенсивен за счет отработанного сжатого воздуха при наличии пневматических машин и движения бадей. Однако уже при глубине более 5 м во время нахождения в забое людей в соответствии с правилами безопасности стволы должны непрерывно проветриваться с помощью вентиляторов. На поверхности конец вентиляционного трубопровода или вентилятор местного проветривания должны находиться не ближе 15 м от устья ствола. При этом должна исключаться возможность загрязнения свежей струи, подающейся в выработку. В стволе рас-

стояние от конца вентиляционных труб до забоя не должно превышать 15 м, а при использовании грейферных грузчиков — не более 20 м.

Забои стволов разведочных шахт чаще всего проветриваются по нагнетательной схеме проветривания, при которой свежий воздух подается в забой по трубам. При проходке глубоких стволов ($H_c > 600$ м) применяют также комбинированную схему проветривания. Трубы нагнетающего воздух вентилятора при этом опускают на 3—4 м глубже труб всасывающего, а производительность последнего берется на 20% больше нагнетательного.

При глубине стволов до 500 м устанавливают два вентилятора. Один из них должен обеспечивать проветривание после производства взрыва в заданное время и работает еще в течение двух часов после этого. Другой вентилятор, меньшей производительности, должен обеспечивать нормальное состояние атмосферы и работает все остальное время, пока в стволе находятся люди. При глубине стволов 1000 м и более на воздухопроводе устанавливают два последовательно включенных вентилятора. После взрыва зарядов в течение двух часов должны работать оба вентилятора, а в остальное время — один. В холодное время нагнетаемый в ствол воздух подогревается калориферами, чтобы его температура у забоя не опускалась ниже $+2^\circ \text{C}$. Исключение составляет лишь проветривание стволов, сооружаемых в мерзлых породах.

Применяются вентиляторы осевые местного проветривания типа ВМ-3М, ВМ-4М, ВМ-5М, ВМ-6М, ВМ-8М; трубы — металлические, текстовинитовые или прорезиненные (для стволов глубиной до 100 м). Скорость движения воздушной струи у забоя должна быть в пределах 0,35—6,0 м/с, а скорость движения воздуха по трубам не должна быть более 20 м/с. Количество воздуха, подаваемого к забою, должно быть таким, чтобы не более, чем за 30 мин образовавшиеся при взрыве ядовитые газы были разжижены до концентрации менее 0,008% по объему в пересчете на условный оксид углерода.

Расчет проветривания ведется так же, как и для горизонтальных выработок.

Водоотлив при проходке стволов может быть бадьевым или осуществляться подвесными насосами. При водопритоках до $3 \text{ м}^3/\text{ч}$ вода выдается из забоя ствола в бадьях вместе с породой. Считается, что для создания нормальных условий работы проходчиков при уборке породы уровень воды в шахтном стволе не должен превышать 0,1 м. При этом должно выполняться условие незатопляемости ствола (или другой нисходящей выработки):

$$q \wedge z S A c / ш „Л + 0,1), \quad (21.19)$$

где q_B — ожидаемый приток воды в забой ствола, м³/ч; S — площадь сечения ствола в черне, м²; t — время перерыва в работе водоотлива из-за ведения взрывных работ, ч; c — коэффициент пористости породы в разрыхленном состоянии, равный для мягких пород 0,3—0,4 и для крепких — 0,5—0,6; γ — коэффициент использования шпуров; 0,1 — допустимый наибольший уровень воды над взорванной породой, м.

Вместимость бады q_6 должна выбираться с учетом обеспечения водоотлива совместно с уборкой породы.

Перекачка воды в бадью осуществляется легкими перекачными забойными насосами с электрическим или пневматическим приводом марок НПП-1, ПН-100, «Малютка» и др. Все проходческие насосы приспособлены для откачки сильно загрязненной воды. За период уборки породы забойным насосом необходимо выдать на поверхность то количество воды, которое поступило в ствол за время, когда насос не работал (за время зарядания и проветривания) и за время собственно уборки породы. Исходя из этого и определяется требуемая производительность забойного насоса.

Во время бурения шпуров и крепления ствола в забое делается специальный приямок, куда собирается вода и откуда насосом она перекачивается в бадью. Чтобы не загромождать забоя, бадья в это время устанавливается на полке. Для того чтобы убедиться в возможности организации бадьевого водоотлива, делается проверочный расчет по следующей схеме.

1. Рассчитывается количество циклов спуско-подъемов бадей для уборки всей породы, отбитой за взрыв:

$$n_{c-n} \sim \frac{S_{j.m} T K_p}{V_{\text{бад}} K_{н\&}} > \quad (21.20)$$

где K_p — коэффициент разрыхления породы; $K_{н\&}$ — коэффициент наполнения бады.

2. Определяется количество воды, которое может быть выдано в одной бадье вместе с породой, м³

$$V_{\text{бад}} K_{н\&} (K_p - 1) \quad (21.21)$$

3. По известному ожидаемому водопритоку рассчитывается, какое количество воды необходимо будет удалить из ствола за период уборки породы, м³

$$Q_{\text{в}} = 9\text{в} * l(y_6 + h + h + \gamma_3), \quad (21.22)$$

где q_s — ожидаемый водоприток, м³/ч; $\wedge = 1,3+1,5$ — коэффициент неравномерности притока; $\wedge$ — общая продолжительность уборки в цикле, ч; $t_1 = 0,5+0,75$ ч — продолжительность проветривания; $t_2 = 0,5-5-0,75$ ч — продолжительность подъема и спуска насоса после взрывных работ; $t_3 = 1,5+1,7$ ч — время на доставку в забой ВМ и заряжание шпуров.

Если $Q_B < q'_{вп_{с-л}}$, то бадьевого водоотлива возможен и производительность забойного насоса должна быть не меньше, м³/ч

$$n \wedge \underline{g. "с-} \quad (21.23)$$

Если $0_B > 9_B \ll \text{л.}^{\text{то}}$ необходимо монтировать подвесные насосы (ППН-50-12, ППН-30-250, ВП-2 и др.) и специальный трубопровод для откачки воды. Водоотлив может быть одноступенчатым и двухступенчатым.

Одноступенчатый водоотлив (рис. 21.16) применяется, когда глубина ствола меньше напора подвесного насоса. В этом случае насос 1 подвешивают на двух ветвях каната 2 специальной лебедки 3 на высоте 4—5 м над забоем. В породе делается приямок для храпка всасывающего шланга 4. По мере уборки породы этот приямок углубляется, чтобы храпок всегда был погружен в воду. По напорному водяному ставу 5 вода подается на поверхность в водоотводную канавку 6. Перед взрывными работами насос поднимают на 20—25 м. При этом необходимо сверху частично демонтировать став. Став собирается из труб и крепится хомутами к тем же канатам 2. На отсоединение и последующее (после опускания насоса) подсоединение двух—трех труб уходит много времени и в этом недостаток одноступенчатого водоотлива.

При двухступенчатом водоотливе (рис. 21.17) забойный насос 1 крепится к подвесному полку 3 и по шлангу 2 откачивает воду в промежуточный резервуар 4. Из резервуара подвесным насосом большего напора 5 вода по трубопроводу 6 выдается на поверхность. При подготовке к взрыву из забоя поднимают на подвесной полок только забойный насос 1 с гибким нагнетательным шлангом 2.

Производительность водоотлива подвесными насосами определяется по формуле, м³/ч

$$\wedge \underline{AG_{1Д.} (/_1 + /_2 + /_3 + /_4) - c5, /_{ДВЛ}} \quad (21.24)$$

где $\wedge$ — продолжительность взрывных работ ($/_1 = 0,5 \dots 1,7$ ч); t_2 — продолжительность про" тривания ($t_2 = 0,5—0,75$ ч); $Ц$ — время на приведение ствола в безопасное состояние и спуск насоса

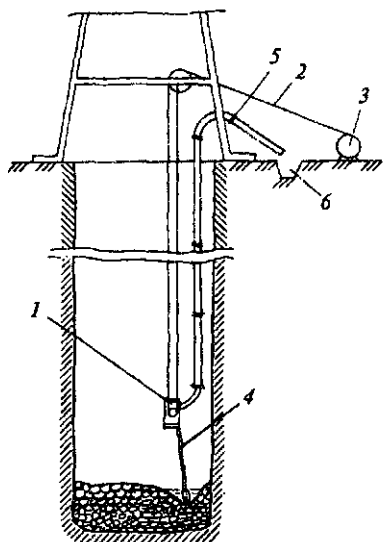


Рис. 21.16. Одноступенчатый водоотлив из забоя ствола

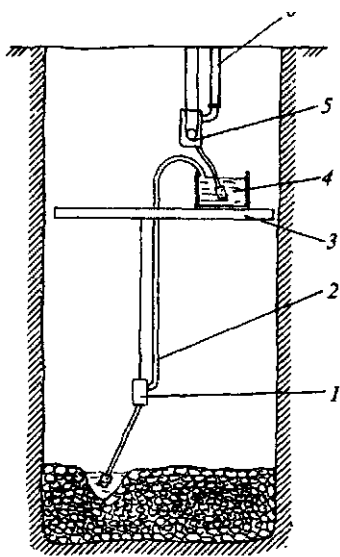


Рис. 21.17. Двухступенчатый водоотлив

($t_3 = 0,3—0,5$ ч); u — продолжительность откачки воды до начала уборки породы, $0,5—1,0$ ч.

По требуемой производительности насоса Q и необходимому напору выбирают по каталогу насос и определяют необходимую мощность двигателя, кВт

$$лг_{\text{—}} \frac{QHmg}{3600 \cdot 10^3 \cdot \gamma'} \quad (21.25)$$

где H — требуемый напор, м, $I = H_k + B_{\text{,,}} + H_3$, м; $H_k = 5$ м — высота всасывания; $B_{\text{,,}}$ — высота нагнетания, равная глубине ствола плюс 2 м; H_3 — запас напора, равный $10—15\%$ ($H_k + B_{\text{,,}}$); γ — $1015—1025$ кг/м³ — плотность шахтной воды; $\tau] = 0,85$ — КОД насоса.

По правилам безопасности в стволе надо иметь два насоса. При водопритоках до 30 м³/ч производительность каждого насоса должна быть в 2 раза больше ожидаемого водопритока, а при большем притоке — в 1,5 раза.

Диаметр нагнетательного трубопровода, м

где v — скорость движения воды по трубопроводу, м/с, в зависимости от производительности насоса, принимаемая равной от 1,32 до 2,56 м/с.

Диаметр всасывающего трубопровода, м

$$- 4. + 0,025. \quad (21.27)$$

Вычисленные по формулам (21.26) и (21.27) значения диаметров округляются до ближайших стандартных размеров.

Нагнетательные трубопроводы подвешиваются на канатах специальных тихоходных лебедок. На поверхности вблизи устья ствола должны находиться полностью исправные резервные насосы такой же производительности, как и работающие.

При двухступенчатом водоотливе производительность подвесного и забойного насосов должна быть не меньше, $\text{м}^3/\text{ч}$

$$QZq \cdot K_{\text{г}}. \quad (21.28)$$

Если напор подвесного насоса недостаточен для выдачи воды на поверхность, то в стволе устраивают перекачные станции с промежуточными водосборниками, вместимостью не менее часового притока воды. В перекачных станциях устанавливают один (при водопритоках до $10 \text{ м}^3/\text{ч}$) или два перекачных насоса. Общая производительность насосов должна быть вдвое больше, чем ожидаемый водоприток.

Для освещения забоев вертикальных выработок обычно применяются люстры с рефлекторами и герметичными колпаками. Люстры подвешивают на высоте 4—7 м от забоя или полка. В люстре помещают одну-три лампы мощностью 150—500 Вт.

Широко применяются светильники «Свет-2», представляющие собой сварной стальной корпус с защитным стеклом и взрывобезопасным патроном. Используются также прожекторные зеркальные светильники ПЗС-45, которые устанавливают друг от друга на расстоянии 20—25 м по высоте. Для освещения ствола на всем его протяжении через каждые 20—30 м допускается навешивать электролампы мощностью не менее 100 Вт.

Количество и мощность электроламп в светильниках и прожекторах определяется расчетом с учетом норм освещенности рабочих мест. Особое внимание уделяется освещению насосов, грейферов, подвесных полков. Так, в забоях стволов шахт должно быть не менее 15 Вт мощности электроламп на каждый квадратный метр площади забоя, на подвесных полках — $10 \text{ Вт}/\text{м}^2$, на устье ствола — $5 \text{ Вт}/\text{м}^2$. Ток подводит к лампам по двужильному брони-

рованному кабелю, который закрепляют на стальном тросе диаметром не менее 8 мм, навитом на барабане специальной лебедки.

В качестве переносных применяются аккумуляторные головные или ручные светильники различных типов.

21.7. Организация работ при проходке вертикальных стволов шахт

В настоящее время темпы сооружения стволов разведочных шахт составляют 50—75 м/мес; стволы эксплуатационных шахт сооружаются специализированными шахтостроительными организациями и темпы проходки составляют 100—130 м/мес. Проходки со скоростью более 150 м/мес считаются скоростными.

Повышение производительности труда и увеличение скорости проходки стволов достигается прежде всего правильным выбором комплекса оборудования и формы организации труда. Так, замена пневмогрузчика с ручным вождением грейфера (КС-3) на погрузочные машины КС-2у/40 и переносных перфораторов на установки БУКС позволяет увеличить скорость проходки в 50%.

В настоящее время стволы проходят в основном по совмещенной технологической схеме. Работы организуются по непрерывной неделе в четыре 6-часовые или три 8-часовые смены в сутки. Очередность выполнения отдельных операций проходческого цикла фиксируется графиком организации работ. Продолжительность цикла определяется численным составом проходческого звена, технологией и механизацией работ и может составлять 12—18 ч. Желательно, чтобы проходческий цикл выполнялся за время, кратное продолжительности рабочей смены, т.е. кратное 6 или 8 ч.

Расчет затрат времени на выполнение отдельных производственных операций и составление циклограммы работ производится в следующем порядке.

1. Определяются объемы работ в цикле по каждой производственной операции V_i — по бурению шпуров и их заряданию, м/цикл, по уборке породы, м³/цикл, и креплению (венцов/цикл при креплении деревом или м³/цикл при креплении монолитным бетоном).

2. Определяется норма выработки на одного проходчика по основным операциям цикла ρ . Эти нормы либо принимаются по справочникам ЕНВ, либо устанавливаются расчетом фактической производительности бурильной установки, грейферного грузчика или другого оборудования.

3. Рассчитывается трудоемкость работ в цикле. Трудоемкость по каждой из основных операций определится из выражения, чел.-смен/цикл

$$T_p = \frac{V_i}{H'_{\text{нпр}}}.$$

Суммарная трудоемкость основных операций цикла будет равна, чел.-смен/цикл

$$\text{Щ} = \Gamma_p^{\text{суп}} + \Gamma_p^{\text{нпр}} + T^* + 77. \quad (21.29)$$

4. Трудоемкость выполнения работ, не входящих в номенклатуру основных (навеска вентиляционных труб, удлинение энергетических коммуникаций, обслуживание насоса и т.п.) принимается равной 10–12% от трудоемкости основных операций чел.-смен/цикл

$$7^*7 = (oД - oД2)E\Gamma_p. \quad (21.30)$$

5. Организация работ. По суммарной трудоемкости операций проходческого цикла и принятой продолжительности смены устанавливается численный состав проходческой бригады, численный состав звена, решаются общие вопросы организации труда (количество рабочих смен, междусменные перерывы, порядок выполнения операций в цикле и др.). Определяется коэффициент перевыполнения норм основным составом проходческой бригады (он не должен превышать 10–15%) и с учетом этого коэффициента рассчитывается продолжительность каждого вида работ и строится график цикличности.

21.8. Сооружение наклонных выработок

На стадии разведки месторождений из всех выработок наклонными проходятся чаще всего стволы шахт и восстающие. Кроме них, в процессе эксплуатационной разведки некоторых месторождений проходятся бремсберги и уклоны.

Восстающий — вертикальная или наклонная выработка, проводимая по восстанию залежи (пласта) и служащая для проветривания, передвижения людей, спуска полезного ископаемого и породы, доставки материалов и оборудования, а также для разведочных целей.

Бремсберг — наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, пройденная, как прави-

ло, по падению пласта полезного ископаемого, служащая для спуска полезного ископаемого на нижележащий транспортный горизонт с помощью разнообразных транспортных средств.

Уклон — выработка, также не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, и предназначенная для подъема полезного ископаемого на вышележащий горизонт с помощью конвейерного транспорта или в вагонетках с канатной откаткой.

Наклонный ствол шахты является наиболее ответственной выработкой. В устойчивых породах (например, вечномёрзлых) наклонный ствол, по сравнению с вертикальным стволом при одинаковой глубине залегания полезного ископаемого, характеризуется следующими преимуществами:

- проще оснащение поверхности шахты;
- требуется меньшее количество проходческого оборудования; обеспечивается большая безопасность для находящихся в шахте горнорабочих;
- сооружение выработки менее трудоемко, несмотря на то, что длина наклонного ствола может быть в 2—5 раз больше, чем вертикального.

В малоустойчивых породах, например в талых россыпях, наклонные стволы, как правило, не проходятся, так как чрезвычайно трудоемким и дорогостоящим процессом оказывается поддержание и ремонт крепи. Кроме того, в наклонных стволах сложнее и дороже организация подъема полезного ископаемого, спуска и подъема людей, а также работ по углубке ствола.

Наклонные стволы разведочных шахт и уклоны обычно проходят по рудным залежам или в лежащем боку, поэтому угол их наклона соответствует углу падения рудного тела. До начала проходки этих выработок возникает необходимость в выполнении следующих подготовительных работ: при сооружении ствола разведочной шахты готовят промплощадку, сооружают устье наклонного ствола, возводят основные надшахтные здания и сооружения, устанавливают и монтируют проходческое оборудование; при сооружении уклонов предварительно подготавливается площадка в месте пересечения уклона с горизонтальной выработкой, сооружается машинная камера, монтируются подъемные машины и проходческое оборудование.

21.8.1. ФОРМА И РАЗМЕРЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Определение размеров поперечного сечения наклонных выработок производится графоаналитическим методом, т.е. по той же методике, что и горизонтальных выработок.

Форма поперечного сечения наклонных выработок может быть различной. Так, в породах средней крепости, а также при разведке и разработке мерзлых россыпей наклонные стволы обычно проходят прямоугольной формы поперечного сечения, в вязких водонасыщенных породах стволам придается сводчатая форма поперечного сечения, а в породах с пучащей почвой — круглая.

В выработках, оборудованных канатным подъемом, передвижение людей запрещено, поэтому проход для них не предусматривается. В отдельных случаях при оборудовании ствола скиповым подъемом делается ходок, который служит запасным выходом, а также используется для осмотра ствола. При работающем подъеме находиться в ходке запрещается.

Поперечное сечение наклонного ствола разбивается на несколько отделений: ходовое, скиповое (рельсовое), конвейерное. Отделения часто друг от друга не отшиваются. Размеры поперечного сечения стволов зависят от вида подъемного оборудования. При прямоугольной форме поперечного сечения размеры их для стволов разведочных шахт приведены в табл. 21.7.

Вид и вместимость подъемного сосуда выбирают по необходимой суточной производительности подъема. При скиповом подъеме и подъеме в вагонетках зазор между откаточным сосудом и крепью принимают равным 0,3—0,5 м. В выработках с углом наклона более 10° шпалы с балластом укладывают в поперечные канавки, чтобы предотвратить сползание рельсового пути.

В выработках с углом наклона до 45° организация проходческих работ принимается такая же, как и при проходке горизонтальных выработок, а при угле наклона более 45° — как при проходке вертикальных.

Таблица 21.7. Размеры поперечного сечения наклонных стволов разведочных шахт

Параметр	Вид подъемного оборудования			
	Скип вместимостью 1,5—2,5 м ³	Скреперная установка	Конвейер	Автотранспорт (МоАЗ, Татра)
Угол наклона, град	28-30	20-25	12-15	8-10
Ширина, м	4	3,5	3,5	4,2
Высота, м	2,2	2,2	2,2	3,3
Площадь, м ²	8,8	7,7	7,7	13,8

21.8.2. КРЕПЛЕНИЕ И АРМИРОВКА ВЫРАБОТОК

Выбор материала крепи зависит от срока службы выработки, устойчивости пород и угла наклона к горизонту. При небольшом сроке службы применяется деревянная и металлическая податли-

вая крепь, при большом сроке — бетонная, железобетонная и комбинированная.

Расчет горного давления на крепь наклонных выработок проводится по методике, приведенной в разделе III.

При креплении деревом основной формой крепи является полная или неполная крепежная рама с распорками или без распорок в зависимости от угла наклона выработки.

При $\alpha < 10^\circ$ выработку крепят неполными рамами (рис. 21.18, а). Рамы делают трапециевидной формы, а в мерзлых породах — прямоугольной. Соединение стоек с верхняком выполняют в простую или косую лапу. Стойки ставят перпендикулярно к оси выработки, концы стоек помещают в лунки небольшой глубины или устанавливают на почву.

При $\alpha = 10+20^\circ$ возникает необходимость в более глубокой заделке концов стоек в лунки и в установке распорок в кровле между рамами (рис. 21.18, б).

При $\alpha = 20+30^\circ$ при креплении вразбежку распорки устанавливают у кровли и у почвы выработки (рис. 21.18, в). В мерзлых породах при креплении сплошную неполными рамами стойки углубляют на 300 мм, а через каждые 3—4 м устанавливают опорную раму (рис. 21.18, г). Верхняк опорной рамы с каждой стороны выступает на 500 мм и заводится в лунки. Наклонные стволы при $\alpha = 20+30^\circ$ на мерзлых россыпях обычно крепят неполными рамами сплошную. Стойки углубляют в породу на 350—400 мм. Чтобы нижние концы стоек не выпирало из лунок, вдоль стенок ствола по почве укладываются прогоны. Прогоны через каждые 2—3 м распираются лежнями (рис. 21.19).

При $\alpha > 30^\circ$ применяют полные крепежные рамы (рис. 21.20). Между рамами по почве и кровле пробивают распорки. Через каждые 4—5 м устанавливают опорные рамы с удлиненными верхняками и лежнями. Такую крепь возводят участками снизу вверх.

При $\alpha = 60+80^\circ$ применяется венцовая крепь, как и в вертикальных выработках.

Металлическая арочная податливая крепь из стального проката применяется для крепления только пологих выработок (обычно уклоны и бремсберги). Конструкция крепи аналогична крепи горизонтальных выработок. Арки ставят перпендикулярно оси и для обеспечения их устойчивости обязательно устанавливают межрамные металлические стяжки из полосовой стали, уголков или спецпрофиля, а также деревянную или железобетонную затяжку. При наклонном и крутом падении такую крепь не применяют.

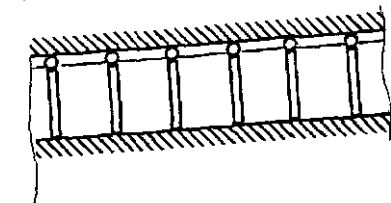
Бетонную и комбинированную крепь чаще всего используют при проходке наклонных стволов. При 15° выработке придают коробовый свод с вертикальными стенками. При больших углах наклона

для устойчивости стен фундамент закладывается горизонтально, приобретая ступенчатую форму по падению пласта (рис. 21.21). При каменной кладке стены возводятся горизонтальными рядами, а бетон за опалубку укладывается горизонтальными слоями.

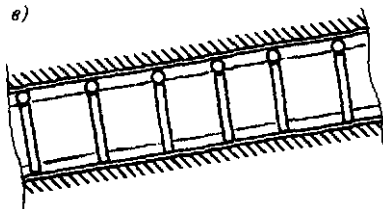
При крутом падении применяется *крепь замкнутой формы* — круглая (бетонная) или прямоугольная (железобетонная, сборная). Через каждые 15–20 м сооружают опорные венцы.

а)

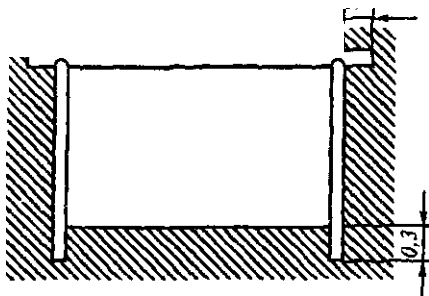
б)



в)



г)



1

Рис. 21.18. Деревянная рамная крепь выработок с различным углом наклона α к горизонту:

$a - \alpha < 10^\circ$, б — $\alpha = 10-20^\circ$, в — $\alpha = 20-30^\circ$, г — опорная рама

Широко используется комбинированная крепь — анкерная с набрызгбетоном по металлической сетке. Вначале кровлю и бока выработки закрепляют железобетонными анкерами из расчета приблизительно три анкера на 1 м^2 площади поверхности. Затем к анкерам подвешивают крупноячеистую металлическую сетку и выработку покрывают слоем набрызгбетона толщиной 7—10 см. Такая крепь экономичнее бетонной и металлической.

При армировании наклонных выработок в них при необходимости прокладываются рельсовые пути и направляющие брусья. Оборудуется ходовое отделение, которое отшивается от грузового досками или металлической сеткой. В специальном отделении на-

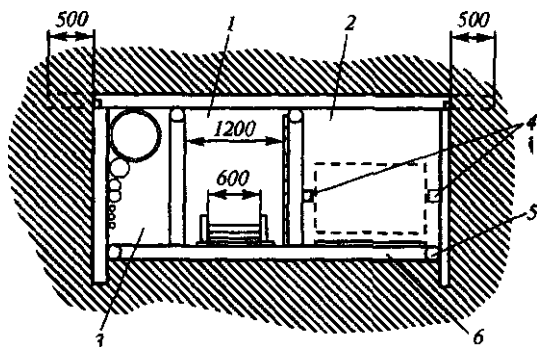


Рис. 21.19. Поперечное сечение наклонного ствола разведочной шахты:
/ — ходовое отделение; 2 — скиповое отделение, 3 — трубокабельное отделение; 4 — направляющие; 5 — прогон; 6 — лежень

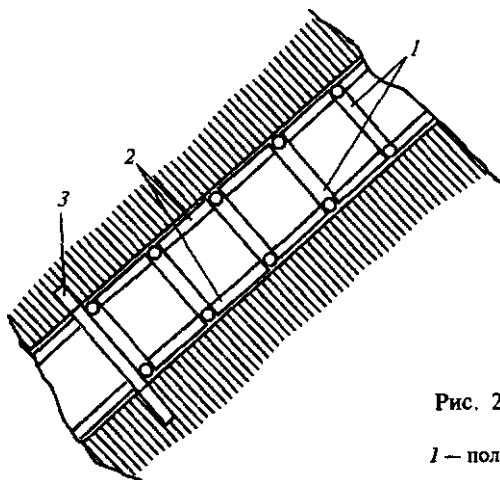


Рис. 21.20. Деревянная крепь выработок с углом наклона $\alpha > 30^\circ$:

1 — полные крепежные рамы; 2 — распорки;
3 — опорная рама

Рис. 21.21. Возведение постоянной крепи в выработке с большим углом наклона

вешиваются кабели и различные трубопроводы. Поперечное сечение небольшого разведочного ствола или бремсберга приведено на рис. 21.19.

При $\alpha = 7+15^\circ$ ходовое отделение оборудуется перилами, которые прикрепляются к крепи, при $\alpha = 15+30^\circ$, кроме перил, в ходке настилаются сходни со ступеньками, при $\alpha = 30+45^\circ$ устанавливаются лестницы с горизонтальными ступенями шириной 30 см и с перилами, а при $\alpha > 45^\circ$ лестничные отделения ходка оборудуются как и в вертикальных выработках, т.е. максимум через 6 м устанавливаются горизонтальные полки и под углом не более 80° ставятся лестницы шириной не менее 40 см. Лестницы над каждым полком выступают не менее, чем на 1 м или над лазом в полке в крепь вбиваются скобы на расстоянии 30 см друг от друга.

21.8.3. СООРУЖЕНИЕ УСТЬЯ НАКЛОННОГО СТВОЛА ШАХТЫ

Первым этапом проходческих работ является обустройство поверхности: строительство здания компрессорной станции, административно-бытового помещения, вентиляторной установки, трансформаторной подстанции, технологического комплекса разгрузки транспортных средств и подъемной установки. В зависимости от длины наклонного ствола для выдачи горной массы и доставки материалов подъем оборудуют подъемными машинами ЛГЛ-1600, БМ-2000/1500-3А и др.

Устья стволов на протяжении 20—30 м должны крепиться неогораемым материалом. На случай пожара в надшахтном здании в

устье устраивают металлические противопожарные ляды, ниже которых из лестничного отделения сооружают запасной выход. Стволы, рассчитанные на несколько лет работы, обязательно крепят по всей длине сплошную или вразбежку с затяжкой боков и кровли.

Рассмотрим один из возможных вариантов сооружения устья наклонного ствола шахты (рис. 21.22) при отработке мерзлых россыпей.

Начинается проходка ствола с сооружения траншеи (рис. 21.22, а). Размеры траншеи определяются сечением ствола, углом его наклона к горизонту и свойствами пород. Так, например, для ствола сечением 4 x 2,2 м и с углом наклона 20° размеры траншеи составляют 6 м по верху и 4 м по низу; глубина траншеи принимается равной 6 м, а ее длина оказывается 16—17 м. Порода из контуров траншеи складировается у ее устья, образуя отвал, шириной по верху равной ширине траншеи (по верху), а ширина отвала по низу определяется углом естественного откоса пород.

После сооружения траншеи делают две-три отпалки в контурах будущей выработки (рис. 21.22, б) и устанавливают так называемую «зеркальную» (основную) раму. Козырек рамы затягивают круглым лесом или обаполами.

Участок выше устья ствола, находящийся в траншее, на 2/3 длины закрепляется сплошную, а на 1/3 — спаренными рамами вразбежку через 1 м с затяжкой боков и кровли.

Затем на крепь накладывают теплоизоляционный слой (мох или опилки) и траншеею засыпают (рис. 21.22, в).

На поверхности возводят галерею (рис. 21.23), предохраняющую устье ствола от теплового воздуха. При необходимости в устье между двумя перемычками сооружают холодильную камеру.

При сооружении устьев наклонных разведочных выработок в некрепких малосвязанных породах проходческие работы иногда начинают сразу с укладки рамы-шаблона (рис. 21.24). К раме-шаблону крепят рамы временной крепи. Крепление осуществляется либо «на бабках», либо на специальных стальных крючьях. Расстояние между рамами зависит от свойств пород — либо сплошную, либо вразбежку с шагом до 1 м. Стенки выработки затягиваются обаполами.

Постоянную крепь (рис. 21.25) возводят снизу вверх. При угле наклона выработки до 45° ее возводят выше уровня поверхности для сооружения портала 4. Для предотвращения сползания кровли устанавливают опорный башмак 5 и ступенчатый оголовок 6. В малоустойчивых породах при возведении постоянной крепи временную крепь не удаляют.

Для приема и разгрузки транспортных сосудов, выдаваемых из ствола, сооружают временные или постоянные эстакады

(рис. 21.26), конструкция которых зависит от угла наклона выработок. Эстакады оборудуются люками для загрузки породы в автомобили-самосвалы. Чаще *в с е г о* применяются металлические сборно-разборные эстакады.

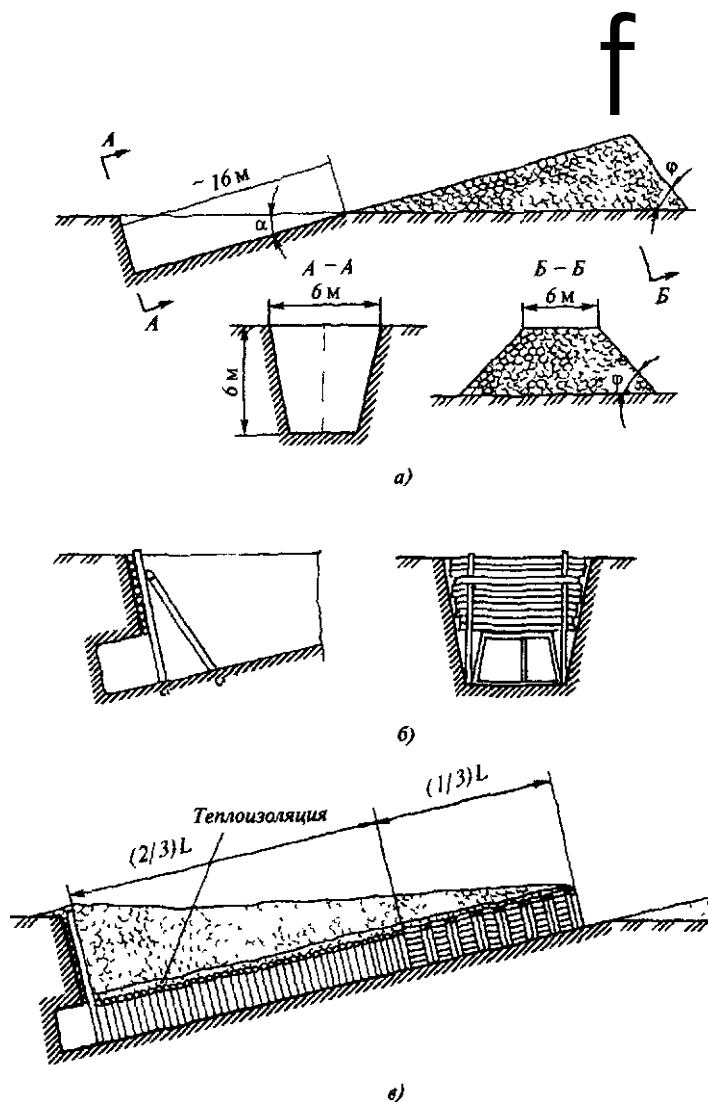


Рис. 21.22. Проход/си устья наклонного ствола при отработке мерзлых россыпей:
 я — сооружение траншеи, б — установка основной рамы, в — крепление устья ствола в траншее

При углах наклона свыше 45° устье ствола сооружают по тем же схемам, что и устья вертикальных стволов. При сооружении устьев разработку горной массы в котловане в любом случае ведут экскаваторами, грейферами, скреперами и т.п.

Объем выемки породы в устье ствола в зависимости от крепости пород при равнинной местности составляет от 250 до 600 м³. В устойчивых породах стенки котлована делают вертикальными высотой до 6 м и закрепляют их легкой крепью.

Для предотвращения попадания поверхностных вод в ствол устраивают гидроизоляцию постоянной крепи от насыпного грунта, а на поверхности возле портала делают водоотводную канавку.

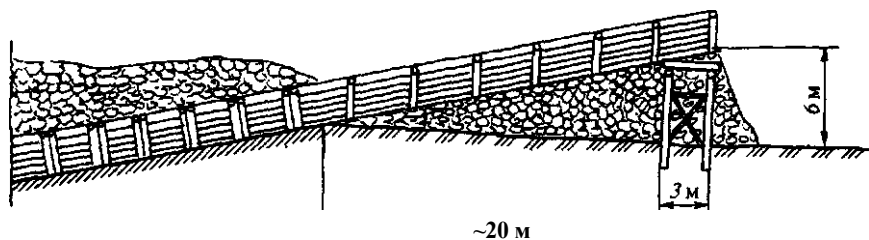


Рис. 21.23. Галерея на устье наклонного шахтного ствола

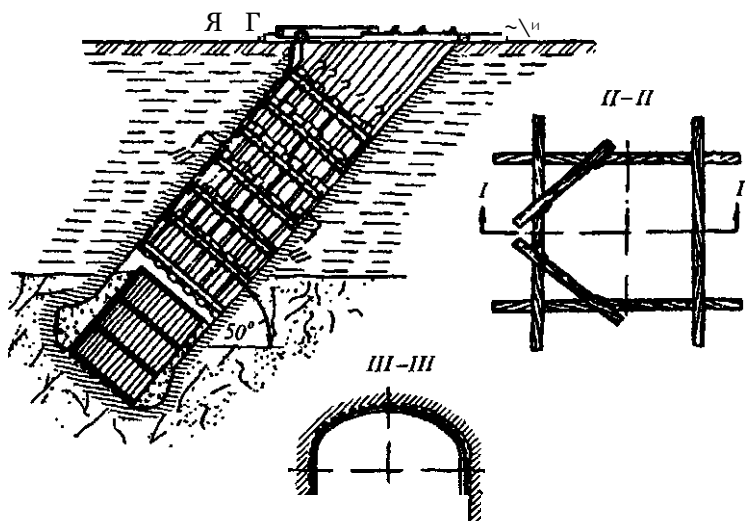


Рис. 21.24. Крепление устья наклонного ствола в неустойчивых породах

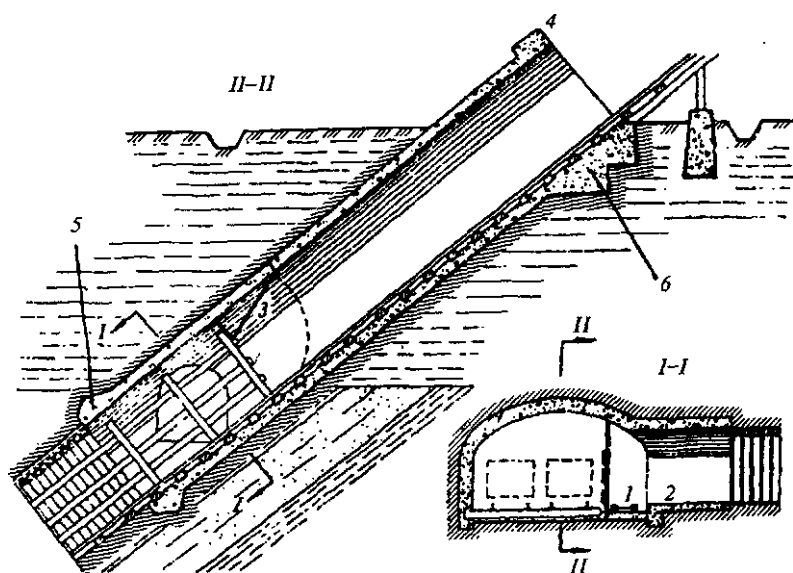


Рис. 21.25. Устье ствола с бетонным сводчатым перекрытием:

1 — лестничное отделение; 2 — запасной выход; 3 — противопожарные яды; 4 — портал;
5 — опорный башмак; 6 — ступенчатый оголовок

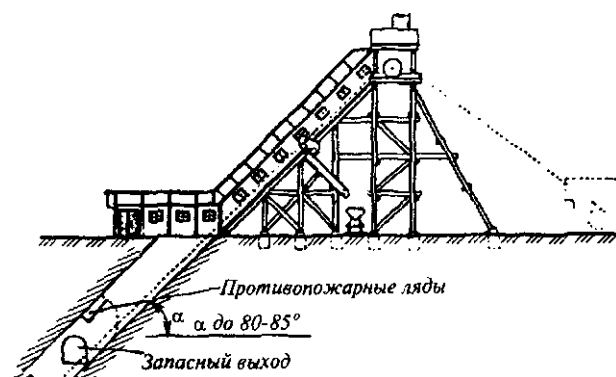


Рис. 21.26. Эстакада на устье наклонного шахтного ствола

21.8.4. МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

В зависимости от свойств пород бурение шпуров осуществляется электросверлами, перфораторами или бурильными головками вращательно-ударного действия типа БГА.

В выработках с углом наклона до 30° буровое оборудование (бурильные головки или колонковые перфораторы) обычно крепят на манипуляторах породопогрузочных машин.

В слабонаклонных выработках с небольшой площадью поперечного сечения используются переносные перфораторы, смонтированные на распорной колонке УПБ-1 (ЛКРУ).

Серийно выпускаемые бурильные установки предназначены для работы в выработках с углом наклона до 8° , поэтому для применения их в выработках с углами наклона $8-30^\circ$ они снабжаются прицепными предохранительными устройствами, с помощью которых установку для спуска и подъема по выработке подсоединяют к скипу или скреперу.

Бурение шпуров в выработках с углом наклона более 30° осуществляют обычно переносными перфораторами на пневмоподдержках.

В качестве ВВ могут применяться патронированные, гранулированные и водонаполненные ВВ. Взрывание зарядов в шахтах, не опасных по взрыву газа и пыли, производят электроогневым или электрическим способом. В частности, на мерзлых россыпях широко применяется электроогневое взрывание с обратным иницированием заряда в шпуре.

Проветривание при проходке наклонных выработок принимается нагнетательным.

Для уборки породы в выработках с углом наклона до 8° может применяться машина 2ПНБ-2 с навесным бурильным оборудованием НБ-1п или машина ПНБ-3 в сочетании с автомобилями-самосвалами или самоходными вагонами типа ВС.

При проходке нисходящих выработок с углом наклона до $18-20^\circ$ можно применять и машину ППН. При этом на устье выработки устанавливают лебедку, а на самой машине — специальный барабан, связанный с редуктором ходовой части. В процессе разгрузки ковша при включении обратного хода машины на этот барабан наматывается трос, обеспечивая перемещение ее вверх по выработке на расстояние, необходимое для начала следующего цикла погрузки (1,5—2 м). Погрузочную машину целесообразно использовать в комплексе с ленточно-скребковым или ковшовым перегружателем. Такие перегружатели применяют при проходке выработок с углом наклона к горизонту более $7-9^\circ$.

При проходке шахтных стволов или уклонов с углом $18-25^\circ$ используются погрузочные машины 1ПНБ-2у или ППМ-4у. Эти машины удерживаются и перемещаются в призабойном пространстве с помощью лебедок, установленных в 30—40 м от забоя.

В выработках с углом наклона до 25° и площадью поперечного сечения 5 м^2 и более (при высоте выработки не менее 1,9 м) может использоваться машина ППН-7. Машину подвешивают на канате, один конец которого закреплен на барабане лебедки, имеющейся на машине, а второй закрепляется специальным устройством в выработке. Внедрение ковша производится без перемещения машины по рельсам (ковш загружается как у экскаватора, цепями). В комплект машины входят два навесных манипулятора для бурильных машин. Наиболее целесообразно использование машины ППН-7 в сочетании с рельсовым транспортом, так как это позволяет сразу применить стационарное откаточное оборудование — лебедки, рельсы и др.

Для механизации погрузки породы в нисходящих выработках с углом наклона до 45° разработана погрузочная машина ППБ-1 с грейферным погрузочным органом вместимостью $0,4 \text{ м}^3$.

При проходке выработок с углом наклона до 45° широко применяются скреперные комплексы СКУ, СКМ, УСП и др. Каждый комплекс включает скреперный полук, который монтируется на лыжах и перемещается после продвижения забоя выработки на 30—80 м. Погрузка породы осуществляется скрепером через полук в скипы, вагонетки или на конвейер.

В настоящее время комплексы оборудования, состоящие из передвижного скреперного полка с лебедкой 17ЛС-2П и конвейерного или рельсового (скип, вагонетки) транспорта имеют несколько модификаций и при небольшой длине скреперования (около 15 м) обеспечивают производительность уборки породы $45-50 \text{ м}^3/\text{ч}$. Применение этих комплексов не требует увеличения площади поперечного сечения выработки, а передвижка скреперного полка осуществляется благодаря тяговому усилию скреперной лебедки.

При проведении восстающих при небольшой их длине применяют скреперование непосредственно в вагонетки, которые размещаются в откаточной выработке.

При больших углах наклона применяется люковая погрузка. Люками оборудуются устья выработок и через специальные затворы порода под действием силы тяжести поступает в вагонетки, находящиеся в горизонтальной выработке.

Кроме скреперных комплексов, разработаны и применяются комплексы оборудования «Сибирь-1» и «Сибирь-2» для проходки нисходящих выработок с углами наклона соответственно до 35 и

до 18° . Комплексы состоят из платформы на колесно-рельсовом ходу, которая служит для размещения гидравлических погрузочных машин с боковой разгрузкой ковша, скребкового конвейера-перегрузателя с бункером, бурильных установок и ленточного конвейера.

Комплекс «Сибирь-1» предназначен для механизации проходки выработок сечением в свету $7-16 \text{ м}^2$ в породах с $\rho \leq 14$ и при $\alpha \leq 35^\circ$; «Сибирь-2» — при сечении в свету $12-22 \text{ м}^2$ в породах с $\rho < 14$ и при $\alpha < 18^\circ$. Комплекс «Сибирь-2», в отличие от комплекса «Сибирь-1», имеет две бурильные установки и две погрузочные машины (правую и левую), а также крепеукладчик. Длина комплекса 14 м , производительность — до $100 \text{ м}^3/\text{ч}$, масса — 25 т .

Транспортирование породы по капитальным выработкам с углом наклона до 10° часто осуществляется с помощью ленточных или скребковых конвейеров.

Ленточные конвейеры обладают высокой производительностью (до 420 т/ч по углю), но их монтаж и наладка весьма трудоемки и требуют больших временных затрат, поэтому их устанавливают в выработках с большим сроком службы. Длина конвейеров достигает 1400 м , мощность двигателей — до 400 кВт (сверхтяжелые конвейеры могут оснащаться несколькими двигателями суммарной установочной мощностью до 1000 кВт). Ленты конвейеров могут быть плоскими и желобчатыми (рис. 21.27). Скорость движения ленты $v = 1,5-3,0 \text{ м/с}$, ширина ленты $B = 0,8-1,2 \text{ м}$; производительность ленточного конвейера определяется по формуле, т/ч :

$$Q_k = 3,6 \gamma / \rho_n C', \quad (21.31)$$

где F — площадь сечения груза на ленте (F_m — на плоской; $F_{\text{жел}}$ — на желобчатой), м^2 (чтобы избежать сыпания груза по краям ленты должны оставаться свободные поля шириной $6-8 \text{ см}$); ρ_n — насыпная плотность горной породы, кг/м^3 ; C' — коэффициент, учитывающий угол наклона ленты конвейера (с увеличением угла наклона от 3 до 25° C' уменьшается от 1 до $0,7$).

Скребковые конвейеры (рис. 21.28) состоят из решетчатого става 1 , грузовой 2 и холостой 3 ветви цепи со скребками. Загрузка конвейеров может производиться по всей длине става, разгрузка — на конечных головках. Перемещение горной массы осуществляется ее волочением по желобу скребками, поэтому такие конвейеры применяются для транспортирования нетяжелых ($\gamma < 2 \text{ т/м}^3$) и неабразивных пород по выработкам с углами наклона до 30° вверх и до 25° вниз. Конвейеры могут быть одно- и

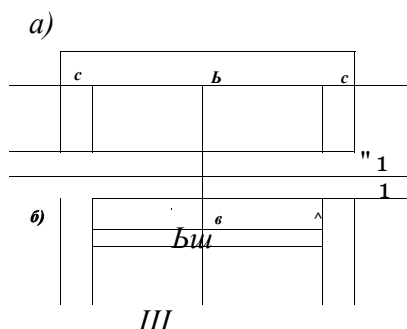


Рис. 21.27. Расположение груза на плоской (в) и желобчатой (б) лентах конвейера

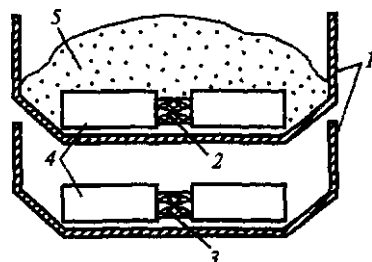


Рис. 21.28. Скребковый конвейер:
1 — решетчатый став; 2 — грузовая ветвь цепи; 3 — холостая ветвь цепи; 4 — скребки; 5 — перемещаемый груз

двухцепными, секции рештаков могут располагаться друг над другом или рядом в одной плоскости. Длина конвейеров 60—300 м, скорость движения цепей 0,8—1 м/с, производительность (по углю) — до 300 т/ч. По мере необходимости длину конвейера можно изменять, в этом — преимущество скребковых конвейеров перед ленточными.

При проходке слабонаклонных выработок применяется канатная откатка породы в вагонетках с помощью тяговых лебедок.

При больших углах наклона откатка производится в скипах — прямоугольных сосудах без передней стенки. К раме опрокидного скипа (рис. 21.29) крепится канат. Двигаясь по уклону

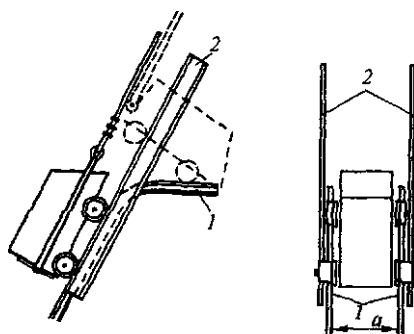


Рис. 21.29. Схема разгрузки скипа:
1 — основной путь; 2 — дополнительный путь (о — ширина колеи основного пути)

скип катится по рельсовому пути на четырех колесах, но задние колеса имеют более широкий обод, чем передние. Поэтому при переходе на разгрузочные кривые передние колеса скипа катятся по изогнутым рельсам, являющимся продолжением основной колеи, а задние колеса попадают на дополнительные рельсы с более широкой колеей. На разгрузочных кривых передние колеса скипа опускаются, и скип разгружается.

21.8.5. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

Кроме наклонных стволов, бремсбергов и уклонов в ряде случаев приходится проходить вспомогательные выработки, имеющие, как правило, небольшую площадь поперечного сечения. К таким выработкам, в частности, относятся скаты, печи, гезенки, которые используются для передвижения людей, проветривания, спуска на нижележащий горизонт различных грузов. Наиболее характерны эти выработки для угольных шахт.

Выемку угля при проходке этих выработок производят буросблочными машинами, нарезными комбайнами, буровзрывным способом и отбойными молотками.

При проходке с помощью БВР шнуры бурят ручными электросверлами. Глубина шнуров 1,5–2 м, число шнуров принимают из расчета 2–3 на 1 м² площади забоя. В зависимости от мощности пласта шнуры располагают в 1–2 ряда, а при крутом поперечном сечении — по концентрическим окружностям.

Проветривание призабойного пространства производится по нагнетательной схеме с помощью вентиляторов местного проветривания и прорезиненных труб; иногда используют сжатый воздух от общешахтной магистрали.

Отбитый уголь при проведении восстающих выработок с углом наклона более 35–40° движется вниз по почве выработки под действием собственного веса. При углах наклона 20–35° для снижения трения на почву укладывают неподвижные металлические решетки, а при меньших углах наклона в выработке монтируют конвейеры или скреперные установки.

Скаты проводят в пластах угля без подрывки или с подрывкой боковых пород в зависимости от мощности пласта и требуемой пропускной способности ската. При небольших количествах пропускаемого угля скаты проходят только по пласту, при значительных количествах угля высоту поперечного сечения скатов принимают равной 1,5–1,8 м, для чего в случае необходимости подрывают кровлю пласта.

Ширина скатов принимается 2—2,5 м. Форма их поперечного сечения при проведении без подрывки породы прямоугольная, а при подрывке породы — прямоугольная или трапецевидная.

В скатах оборудуют два отделения: одно для спуска угля, второе — ходовое. Если по скатам спускают отдельно уголь и породу, то их оборудуют тремя отделениями — ходовым, углеспускным и породоспускным. Ходовое отделение отшивается от других досками. В отшивке через каждые 5 м устраиваются окна размером 0,2х0,2 м, которые закрываются задвижками. Окна предназначены для разборки застрявших кусков угля и породы. Для предохранения крепи от разрушения углеспускное и породоспускное отделения обшивают листовым железом или оборудуют металлическими трубами.

При проходке скатов нисходящим забоем постоянную крепь возводят с отставанием от забоя на 2—3 м. Оформление и крепление ската производят с подвешного полка, удерживаемого лебедкой. Крепежные материалы спускают в скипах. Скаты крепят обычно деревянной крепью, а в настоящее время довольно широкое распространение получила анкерная крепь.

Печи проходят, как правило, минимальной площадью поперечного сечения, поэтому в некрепких породах их часто выбуривают с использованием буровых станков БГА-2М или буровых машин «Стрела-68» и «Стрела-77».

Для проведения выработок по тонким крутопадающим пластам угля также без присутствия людей в забое используются нарезные машины МРТ-2 и МРС-2, имеющие приблизительно одинаковое устройство. Вначале между горизонтами бурится скважина и на нижнем горизонте готовится ниша для размещения машины. На верхнем горизонте устанавливается лебедка, с помощью которой машина подается на забой. Размеры выработки в проходке составляют 1120х500 мм, длина может достигать 150 м.

Для проходки прямолинейных печей небольшого поперечного сечения с углом наклона до 20° используются нарезные комплексы КН. Комплекс включает базовый комбайн, скребковый перегружатель, распорные стойки и переносной пульт управления. Размеры выработки в проходке при использовании комплекса КН-78 составляют 4000х1200 мм.

В настоящее время для проходки наклонных выработок в породах ниже средней крепости широкое применение находят горные комбайны, механизующие процесс отбойки породы и погрузку ее на конвейер или в вагонетки. Это позволяет в 4—5 раз увеличить скорость проходки, в 2—3 раза повысить производительность труда. Отечественной промышленностью выпускается несколько модификаций проходческих комбайнов.

Комбайны серии ПК предназначены для проходки выработок с углом наклона до 10° в породах с коэффициентом крепости $< 2+4$ любой формы поперечного сечения (кроме круглой) и с площадью забоя свыше $5,3 \text{ м}^2$. Комбайны ГПК и ГПКС предназначены для тех же условий, но обладают меньшими габаритами и могут использоваться в выработках с площадью поперечного сечения 4 м^2 и более. Комбайн ГПKN-375 может быть применен для проходки выработок с углом наклона к горизонту до 25° .

Для пород с коэффициентом крепости < 6 выпускается комбайн 4ПП-2, позволяющий проходить выработки с углом наклона к горизонту до 10° и площадью поперечного сечения свыше 9 м^2 .

21.9. Проходка разведочных шурфов

Проходка шурфов — широко распространенный вид геолого-разведочных работ. Их проходят на всех стадиях геологических исследований: при съемках, поисках, детальной и эксплуатационной разведке месторождений полезных ископаемых, а также при инженерно-геологических изысканиях.

Шурфы проходятся в разнообразных горно-геологических и географических условиях: около 45% объемов шурфов приходится на породы свыше IV категории по буримости, что вызывает необходимость во взрывной отбойке. Почти 90% шурфов имеют глубину до 10 м. Примерно 70% шурфопробоческих работ выполняются на стадии поисков и съемки.

По глубине шурфы подразделяют на мелкие (до 5 м), средней глубины (5—10 м) и глубокие (более 10 м). В отдельных случаях глубина шурфов может достигать 35—40 м. Из глубоких шурфов, как правило, проходят дополнительные горизонтальные выработки протяженностью от 10 до 100 м в одну или в обе стороны от шурфа. Уборку горной массы при проходке горизонтальных выработок осуществляют обычно скреперными установками.

В зависимости от горно-геологических условий шурфы проходятся вручную, буровзрывным или машинным способами.

Проходка шурфа начинается с подготовки площадки. На ней вырубают кустарник, убирают валуны, делают водоотводную канавку, подготавливают место для отвала породы, размещают проходческое оборудование. Площадка должна быть горизонтальной. При углах наклона местности более 5° для планировки поверхности применяют бульдозеры, а в скальных породах — буровзрывные работы. Над устьем шурфа укладывают раму-шаблон из брусьев сечением $20 \times 20 \text{ см}$, предназначенную для контроля размеров ВЫ-

работки и подвески временной крепи. Размеры рамы-шаблона в свету соответствуют размерам шурфа вчерне.

Породный отвал при проходке шурфа должен иметь компактную форму и располагаться вблизи устья выработки для облегчения рекультивационных работ. Для ограждения шурфа от подтопления поверхностными водами вокруг него сооружают водоотводную канавку, обеспечивая сток воды с учетом рельефа местности.

Форма поперечного сечения шурфов может быть прямоугольной, квадратной и круглой. Прямоугольная и квадратная формы сечения придаются шурфам, проводимым вручную или буровзрывным способом с применением деревянной венцовой или анкерной крепи. Круглая форма сечения характерна для шурфов, проводимых машинным способом или способом уплотнения пород взрывом. Типовыми сечениями, разработанными Гипрогеолстроем (ОСТ-41-03-206-81), предусматривается проходка шурфов прямоугольной (П), квадратной (Кв) и круглой (Кр) формы поперечного сечения размерами в свету от 0,8 до 4,0 м² и более.

Лестничное отделение шурфов отшивается от подъемного сплошной перегородкой. Отставание лестничного отделения от забоя при буровзрывном способе проходки допускается не более 10 м, а при проходке без взрывных работ — не более 3 м. От нижнего полка лестничного отделения до забоя опускают подвесную лестницу. В разведочных шурфах глубиной до 20 м при наличии подвесной лестницы устройство лестничных отделений не обязательно. Подвесная лестница должна быть прикреплена к крепи устья шурфа. Требования к оборудованию лестничного отделения в шурфах и в шахтных стволах одинаковые.

Устья разведочных шурфов площадью сечения свыше 2 м² и глубиной более 10 м при механизированном подъеме горной массы должны быть закреплены и оборудованы лядами. Крепь возводится выше поверхности на 0,3 м.

21.9.1. ПРОХОДКА ШУРФОВ ВРУЧНУЮ И БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

При проходке вручную проходческий цикл включает отбойку породы, погрузку и подъем ее на поверхность, крепление, проветривание, водоотлив и вспомогательные операции. Этот способ допустим только при небольших объемах шурфопроходческих работ.

Отбойка породы осуществляется лопатами, ломami, кайлами или с помощью отбойных молотков. При использовании отбойных молотков разрушение породы начинают с образования в середине забоя или у одной из его стенок вруба щелеобразной формы. Отбойка породы на остальной площади забоя произво-

дится в сторону вруба, чем значительно повышается эффективность процесса. Порода по всему забою разрушается на глубину около 20 см.

До глубины 2 м порода без погрузки в бадью выбрасывается непосредственно на поверхность, а при большей глубине на устье шурфа устанавливается ручной вороток и породу поднимают в бадье вместимостью 0,03 м³.

Шурфы, проводимые в неустойчивых породах, крепятся сплошной венцовой крепью, крепью на стойках или инвентарной крепью КШП и КШИ. При креплении всплошную крепь устанавливают вплотную к забою.

Проветривание шурфа до глубины 5 м может происходить естественным путем, а при глубине более 5 м (в то время, когда в шурфе находятся люди) выработка должна непрерывно проветриваться с помощью вентиляторов. Рекомендуется использовать портативные вентиляторы СВЦ-78М и гибкие трубы диаметром 200 мм. Способ проветривания нагнетательный.

Водоотлив осуществляется с помощью забойных насосов Н-1, которые могут использоваться как для перекачки воды в бадью, так и выдачи ее непосредственно на поверхность.

При проходке шурфов с помощью БВР большая часть технологических процессов цикла (заряжание шпуров, уборка горной массы, крепление) также выполняется вручную. Проходческий цикл складывается из разрушения породы, проветривания, погрузки и подъема горной массы, водоотлива, крепления и вспомогательных операций.

Непосредственно с поверхности после установки проходческой рамы разрушение породы целесообразно производить, если это возможно, отбойными молотками. В породах средней крепости и крепких устьевую часть шурфа (до глубины 2—2,5 м) проходят с применением взрывов на рыхление и выдачей породы непосредственно на поверхность лопатой.

Так как площадь поперечного сечения шурфов мала, глубина шпуров обычно не превышает 1,5 м, и комплект буров состоит из забурника и одной штанги необходимой длины. Количество шпуров зависит от свойств пород, площади сечения и может достигать 10—15 шт. По окончании бурения каждый шпур закрывается деревянной пробкой, чтобы в него не попали мелкие куски породы.

Бурением шпуров занимается, как правило, один проходчик. Из-за малой площади поперечного сечения чаще применяют прямые врубы; врубы с наклонными шпурами возможны лишь в шурфах сечением более 2 м². Шпуры наклонных врубов бурят под углом 65—80° к поверхности забоя. В шурфах малой площади поперечного сечения врубовые шпуры могут отсутствовать,

особенно при проведении выработок в некрепких породах. Так при проходке шурфа сечением в свету $1,3 \text{ м}^2$ на интервале растительного слоя для рыхления уплотненных или замерзших грунтов достаточно пробурить один шпур по центру забоя (рис. 21.30, а), в породах III—ГУ категории — два шпура (рис. 21.30, б), V—VI категории — три шпура (рис. 21.30, в), в породах VII категории — четыре шпура (рис. 21.30, г). При проходке шурфов большей площади сечения и в более крепких породах приходится бурить большее количество шпуров и оформлять пирамидальный или прямой врубы (рис. 21.30, д). Глубина врубовых шпуров принимается равной

$$4p * (0,7 - 1) B,$$

где B — размер длинной стороны шурфа в черне.

Оконтуривающие шпуры бурят на 10—20 см короче. Устья оконтуривающих шпуров располагают на расстоянии 0,1—0,3 м от стенок выработки, исходя из условия: чем крепче порода, тем меньше это расстояние. Забои оконтуривающих шпуров не должны выходить за проектный контур поперечного сечения. Расстояние между оконтуривающими шпурами устанавливают в пределах 0,5—0,8 м.

На практике глубина шпуров при проходке шурфов составляет от 0,6 до 1,5 м. При разведке россыпных месторождений глубину шпуров устанавливают, исходя из величины интервала опробования (обычно 0,2—0,4 м).

Количество шпуров определяют, исходя из опытных данных или путем расчета по общепринятой методике с учетом поправок на малую площадь поперечного сечения выработки.

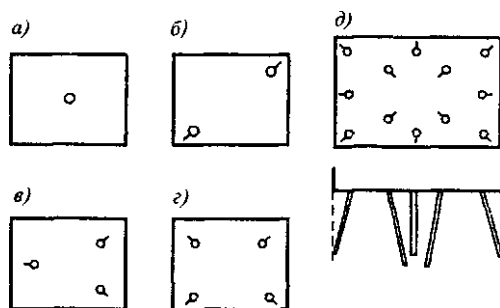


Рис. 21.30. Схема расположения шпуров при проходке шурфов:
а — в растительном слое; б — в породах III—IV категории; в — в породах V—VI категории;
г — в породах VII категории; д — в крепких породах

Для заряджания шпуров применяют аммонит 6-ЖВ, реже — дeтонит М и гранулиты. Удельный расход ВВ варьирует в пределах от 1 до 3,5 кг/м³, КИШ обычно составляет 0,8—0,9, иногда достигающая 0,95. Способ взрывания — либо электрический, либо электроновой.

Способ проветривания шурфов — только нагнетательный, с использованием вентиляторов серии СВЦ различных модификаций. Эти вентиляторы легко разбираются на транспортабельные блоки, пригодные для перевозки во въюках или переноски вручную. Ими можно проветривать шурфы глубиной до 40 м. В шурфах глубиной 30—40 м можно применять и вентиляторы серии ВМ наименьшего типоразмера.

Параметры вентиляции устанавливают по обычной методике. Гибкие трубопроводы диаметром 200—400 мм в глубоких шурфах подвешивают на тросах, в неглубоких — просто опускают в выработку. Конец вентиляционного трубопровода не должен отстоять от забоя более, чем на 5 м.

После проветривания забой шурфа приводят в безопасное состояние: восстанавливают поврежденную крепь, удаляют с крепи куски породы. Шурф разрешено осматривать, стоя в незагруженной бадре, но применяя предохранительный пояс. Скорость движения бады не должна превышать 0,3 м/с. Ремонт крепи выполняется с *хорошо укрепленного неподвижного или* подвесного полка.

Горную массу грузят вручную в бады БШ вместимостью 0,03—0,27 м³. Производительность ручной погрузки горной массы в среднем составляет 1,2—1,4 м³/ч. Погрузкой занимается один проходчик. Во время движения бады он должен находиться под защитой деревянного предохранительного полка, сооружаемого в 2—2,5 м от забоя и перекрывающего приблизительно треть сечения шурфа. Разгрузкой горной массы на поверхности также занимается один человек, затрачивая 0,5—1,5 мин на бадю.

При проходке неглубоких шурфов и использовании бадей вместимостью 0,03 м³ в качестве подъемного средства иногда применяют деревянный ручной вороток с барабаном диаметром 200—250 мм и длиной 1—1,2 м. Вороток закрепляется в опорах и оснащается рукоятками, исключаяющими проворачивание барабана. Барабан снабжается храповым механизмом. При полностью раскрученном канате на барабане должно оставаться не менее трех витков — так называемые витки трения. При подъеме горной массы вручную на воротке должны работать двое рабочих. Вместо деревянных воротков в настоящее время чаще применяют металлические воротки — механизмы типа ВМШ и КМШ.

В шурфах глубиной до 20 м при использовании бадей вместимостью 0,12 м³ применяются подъемники ПМШ-2М с элект-

родвигателем мощностью 3 кВт. Скорость подъема грузов этими подъемниками составляет 0,8 м/с, масса подъемника 947 кг.

В шурфах глубиной до 40 м при использовании бадей вместимостью 0,15 м³ применяются краны КШ-1М, а при использовании бадьей большей емкости — краны КШ-2М. Эти краны имеют вылет стрелы соответственно 2,4 и 3,5 м, скорость подъема груза 0,88 и 0,93 м/с, мощность электродвигателя по 4 кВт и массу 1200 и 2500 кг.

Подъемный канат должен иметь запас прочности не менее 7,5. К канату бадью крепят прицепным устройством в виде крюка с кольцом и предохранительным затвором. При спуске-подъеме в бадьях люди снабжаются предохранительными поясами. При спуске в шурф в бадьях длинномерных предметов (лес, трубы и т.п.) свободные концы предметов прочно привязывают к канату.

Тип и конструкцию крепи выбирают, руководствуясь общими принципами. Шурфы глубиной до 10 м при малом сроке их службы крепят распорной крепью. Распорки изготовляют из круглого леса диаметром 10—16 см. В отслаивающихся породах в качестве затяжки между распорками устанавливают деревянные щиты из досок толщиной 40—60 мм и длиной 1,5—2 м. В неустойчивых породах шурфы крепят сплошной венцовой крепью при диаметре элементов венца 10—16 см.

Если породы допускают обнажение, то сплошная венцовая крепь возводится снизу вверх звеньями по 4—8 м. Опорные венцы делают из сдвоенных брусев. В породах, не допускающих обнажения, крепь возводят сверху вниз с помощью строительных скоб и металлических полос. Иногда между рядовыми венцами оставляют расстояние 3—5 см.

Возведение крепи производят с переносных полков. Для этого по длинным сторонам шурфа закрепляют брусья, на которые настилают толстые доски. Правильность возведения крепи контролируют уровнем и отвесами, подвешенными к углам венца предыдущего звена крепи. Если венцы устанавливают на стойках, то диаметр стоек берется на 2—3 см меньше, чем венцов, а соединяют стойки с венцами «в шип».

Водоотлив при малых водопритоках осуществляется в бадьях, при больших притоках воды применяют насосы типа «Малютка», «Байкал» и другие, с помощью которых воду на поверхность откачивают по трубам.

Для проходки шурфов глубиной до 15 м и площадью поперечного сечения до 1,5 м² выпускается комплекс оборудования КМШ-15, в который входят кран грузоподъемностью 1 т, подвесной проходческий насос ПВН-15А, вентилятор, ручное электро-

сверло и бензоэлектрический агрегат, вырабатывающий электрический ток напряжением 230 В и мощностью 8 кВт.

Для проведения шурфов буровзрывным способом организуют бригады из шести-девяти проходчиков. Работы ведутся одновременно в нескольких шурфах. За бригадой закрепляется машинист компрессорной установки, электрослесарь и взрывник. Проходка осуществляется в течение светового дня, как правило, в две смены продолжительностью 6 или 7,2 ч. Средняя скорость проходки шурфов буровзрывным способом составляет 25—30 м/мес.

В настоящее время широкое распространение получил машинный способ проходки шурфов (проходка шурфов бурением, см. гл. 23).

21.9.2. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ШУРФОВ В НЕУСТОЙЧИВЫХ, МЕРЗЛЫХ И ПЛАСТИЧНЫХ ПОРОДАХ

В рыхлых и сыпучих породах, а также в плывунах шурфы проходятся под защитой **опережающей (забивной) крепи**. Эта крепь представляет собой ограждение из устанавливаемых вплотную друг к другу шпунтов. Чаще применяют металлические шпунты, которые перекрывают неустойчивые грунты и внедряются в плотные породы на 1—2 м. Металлические шпунты забивают вертикально на глубину до 15 м. Комплект шпунтов, забитых по всему периметру шурфа, называется *посадом*. Под защитой такой крепи осуществляется выемка породы. Установка забивной крепи характеризуется высокой трудоемкостью и определяет низкие скорости проходки шурфов.

При проведении шурфов в мерзлых породах осадочной толщи разрушение пород иногда проводят путем **оттайки**. Естественное оттаивание породы является длительным процессом и может иметь значение лишь при работе в летнее время при значительном количестве мелких шурфов, близко расположенных друг к другу. Более эффективны способы оттайки мерзлых пород паром или электропрогревом.

В первом случае оттаивание происходит за счет тепла пара, который поступает в породу через пустотелые буры, называемые *пойнтами*. Пойнты забивают на глубину 0,6—1,2 м и в течение 12—18 ч в них подают пар. Затем пойнты извлекают и приступают к отгрузке оттаявшей породы. Для забивки пойнтов в мерзлые пески на глубину 1,2 м затрачивается 10—15 мин, а в мерзлую глину — 20—50 мин. Глубина зоны оттаивания соответственно составляет 0,3—0,5 и 1—1,2 м.

Для оттайки электропрогревом используют металлические стержни — электроды диаметром 18—20 мм. Один конец электрода приострают, на другом делают отверстие для подключения провод-

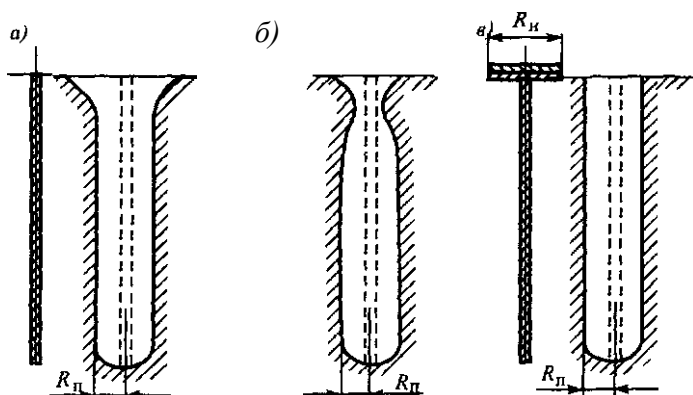


Рис. 21.31. Проходка шурфов уплотнением пород взрывом простого удлиненного заряда (а); с недозарядом (б) и с накладным зарядом (в)

ника. При напряжении 120—220 В электроды располагают с шагом 40—50 см. Средний расход электроэнергии на 1 м³ оттаиваемой породы при глубине шурфа 0,7—1,5 м составляет 30—70 кВт/ч, а длительность оттайки — 25—30 ч.

Для проходки шурфов в породах типа глин, супеси, суглинков и т.п., которые под воздействием ударной взрывной волны могут сжиматься и уплотняться, применяют способ уплотнения пород взрывом. С этой целью по оси будущей выработки бурят скважину диаметром 50—250 мм, в которую помещают сплошной заряд порошкообразного или гранулированного ВВ. После взрыва получают выработку нужного диаметра (рис. 21.31). Уплотнение пород достигает такой степени, что при малом сроке службы шурфа его можно не крепить.

Радиус цилиндрической полости (радиус шурфа) определяют по формуле:

$$R_n \approx \sqrt{\frac{Q}{\rho_{\text{вв}}}} \quad (2U2)$$

где $K_{\text{нод}}$ — коэффициент податливости пород, принимаемый равным для глин 0,215—0,355, для суглинков 0,20—0,30 и для супеси 0,18—0,20; ρ — вместимость скважины, кг/м, $\rho = 0,785 \text{ сР}_{\text{ВВ}}$; e — коэффициент относительной работоспособности ВВ; d — диаметр скважины; $\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ.

Масса заряда для образования выработки длиной / равна

$$Q = lp,$$

а необходимый диаметр скважины

$$d = \sqrt[0,785p]{P} \quad (21.33)$$

Для предотвращения образования воронки выброса в устье шурфа при его диаметре до 3 м (рис. 21.31, а) верхнюю часть скважины не заряжают («недозаряд», рис. 21.31, б), либо взрывают с накладным зарядом у устья скважины (рис. 24.31, в). В последнем случае скважинный и накладной заряды формируются из гранулированного ВВ, а верхняя часть каждого заряда — из порошкообразного аммонита 6-ЖВ. Взрыв осуществляется с помощью ДШ, причем оба заряда взрываются одновременно. Радиус накладного заряда R_h определяется радиусом *требуемой* полости Y_n и принимается равным $D_n = 1,25i^n$, а высота накладного заряда берется на 10–40% больше диаметра взрывной скважины.

21.9.3. ЛИКВИДАЦИЯ ШУРФОВ

После окончания работ все горные *выработки* подлежат ликвидации или консервации с проведением работ по рекультивации нарушенных земель. Указанные работы должны вестись по утвержденному проекту. Ликвидация шурфов должна производиться засыпкой. Эта операция выполняется с помощью бульдозеров или экскаваторов.

Ликвидацию шурфа глубиной более 10 м осуществляют перекрытием двумя прочными полками (из дерева, бетона или металла): один полок устанавливают на глубине расположения коренных пород, но не менее 10 м от поверхности, другой — на уровне поверхности. Пространство между полками засыпается. Вокруг устья ликвидируемого шурфа устанавливают ограждение высотой не менее 2,5 м. Если шурфы пройдены в слабых и обводненных породах, то их ликвидация разрешается только путем засыпки с последующей досыпкой породы после просадки.

Извлечение крепи из шурфа при погашении допускается, если это предусмотрено конструкцией крепи, оговаривается в проекте и если при извлечении крепи не будет происходить проседание поверхности. Если крепь деформирована (перекосы, сдвиги и т.п.), извлекать ее из шурфа не разрешается.

Извлечение крепи допускается только с поверхности отдельными секциями с помощью подъемных устройств. До извлечения очередной секции (кольца) выработка должна быть предварительно засыпана до уровня извлекаемой секции, причем засыпка выработки путем частичного обрушения ее стенок не допускается.

21.10. Проходка восстающих

На горнодобывающих предприятиях восстающие проходятся для перепуска полезного ископаемого и породы с вышележащего горизонта на нижележащий, доставки материалов на вышележащий горизонт, проветривания, обустройства блоков полезного ископаемого при магазинировании руд, создания компенсационного пространства при подготовке массового взрыва. При этом большинство восстающих проходится с углом наклона к горизонту более 60° . Протяженность восстающих на горнодобывающих предприятиях достигает в отдельных случаях 300—600 м.

В зависимости от назначения восстающего, поперечное сечение его может состоять из одного, двух или трех отделений — материального, рудоперепускового и лестничного. Если в восстающем предполагается оборудование лестничного отделения, то минимальная ширина выработки должна быть такой, чтобы лестничное отделение имело размеры $1,2 \times 1,5$ м. Оборудуются лестничные отделения с соблюдением тех же правил, что и для других вертикальных и наклонных выработок.

Минимальный размер рудоперепускового отделения принимается равным трем максимальным диаметрам куска перепускаемой породы, минимальный размер в свету материального отделения (для спуска-подъема лесоматериалов и инструмента) принимается обычно $0,4—0,6$ м.

Проходка восстающих может осуществляться по различным технологическим схемам: обычным способом, с помощью подвешенной клетки, с помощью проходческих комплексов, взрыванием скважинных зарядов и др.

21.10.1. ОБЫЧНЫЙ СПОСОБ ПРОХОДКИ ВОССТАЮЩИХ

Особенность этого способа заключается в том, что уже в период проходки выработки оборудуется лестничное отделение.

Работы начинаются на нижнем горизонте с сооружения камеры для сопряжения восстающего с откаточной горизонтальной выработкой. Если при проходке и эксплуатации восстающего горная масса будет выпускаться непосредственно на почву горизонтальной откаточной выработки, то камера оформляется на уровне ее почвы, если предусматривается загрузка горной массы в вагонетки, то камеру целесообразно сооружать на уровне кровли откаточной выработки.

В первом случае в боку горизонтальной выработки зарезается ниша шириной $2—2,5$ м и длиной $2,5—4$ м. Впоследствии ниша

используется для размещения сменного запаса материалов и инструментов и как вход в лестничное отделение. В горизонтальной выработке в месте сопряжения с нишей устанавливается усиленная камерная рама, и выработка крепится половинными рамами. Две камерные рамы устанавливают в нише — у устья и забоя. Обе рамы раскрепляют между собой распорками, а бока затягивают пиломатериалом.

Во втором случае в месте сопряжения восстающего увеличивают высоту горизонтальной выработки, крепят ее П-образными рамами увеличенной и нормальной высоты. Кровлю камеры обязательно затягивают, а верхняки рам нормальной высоты перекрывают дощатым настилом, оставляя лаз для прохода людей. Лоток для перепуска горной массы оборудуется люком, днище люка делается из досок или пластин. Угол наклона днища для сухой породы принимается равным $45-50^\circ$, для влажной — $50-60^\circ$. Ширина выпускного отверстия люка должна составлять (0,6—0,7) длины кузова вагонетки, высота отверстия — не менее трех диаметров наиболее крупного кондиционного куска. Нижний край люка должен быть выше кузова вагонетки на 150—200 мм и выступать внутрь выработки до линии ближайшего рельса. Люк должен иметь надежный и легко регулируемый затвор.

Отбойку породы в контурах ниши осуществляют зарядами в шпурах глубиной 0,5—0,7 м, чтобы обеспечить сохранность крепи горизонтальной выработки и не разрушить породу вокруг устья восстающего.

Проходка первых пяти-восьми метров осуществляется с временных полков без разбивки поперечного сечения восстающего на отделения. Затем устье восстающего закрепляют. Первый опорный венец устанавливается на станок ниши и имеет опорные пальцы длиной по 30—50 см. После этого отшивается лестничное отделение, а в нижней части породопускного отделения оборудуется лоток или люк с затвором.

На расстоянии 1,8—2 м от забоя на распорках устанавливают рабочий полук 1 из бревен диаметром 14—18 см (рис. 21.32). Временные распорки укладывают на специальные крючья из круглой стали диаметром 30—36 мм. Для установки крючьев по длинным сторонам восстающего бурят шпуры глубиной 0,5—0,7 м. На распорки кладут дощатый настил.

Шпуры бурят телескопными перфораторами с интенсивной промывкой водой. Для снижения запыленности воздуха вблизи забоя и через каждые 20—30 м устанавливают водяные завесы.

Площадь полка, приходящаяся на один перфоратор, должна быть не менее $1 \times 0,5$ м. Глубина шпуров в комплекте обычно

Рис. 21.32. Оборудование восстающего при проходке обычным способом:

/ — рабочий полок; 2 — предохранительный полок, J — распорки; 4 — отбойный полок,
5 — вентиляционная труба

составляет 1,5—2 м. Количество шпуров в забое восстающего может быть определено по формуле [обозначения аналогичны (21.6)]

Расстояние между шпурами принимается в пределах 0,2—0,6 м, а количество шпуров на 1 м² площади забоя должно быть не менее 3—5. Наиболее распространенными врубами являются конусный, клиновой, спиральный и боковой.

Вруб целесообразно размещать над рудоспуском. В этом случае порода, отбиваемая взрывом зарядов других шпуров, попадает на поверхность вруба, теряя первоначальную скорость и меньше разрушая отбойный полок и крепь восстающего. Оконтуривающие

шпур в породах с $\sigma = 1,5+9$ не должны выходить за проектный контур в проходке, а в породах с $\sigma = 10+20$ выход их за проектный контур не должен превышать 0,1 м.

Параметры БВР рассчитываются так же, как и при проходке других выработок. Заряжание шпуров осуществляется вручную патронированным ВВ, способ взрывания — либо электрический, либо электроогневой. Забойка шпуровых зарядов обязательна.

Перед взрывом рабочий полук разбирают. После каждой уходки восстающий крепят и вновь сооружают рабочий полук. На 1—1,5 м ниже рабочего полка сооружается предохранительный полук, который тоже перекрывает все сечение восстающего. Над ходовым отделением на расстоянии около 1,5 м от предохранительного полка устанавливают отбойный полук из бревен диаметром 10—14 см. Его укладывают на распорках под углом 35—45° к горизонту, полностью перекрывая ходовое отделение. Под ним во время взрыва хранят инструмент, шланги и доски рабочего и предохранительного полков. Рудоспускное отделение перекрывают лядой, которую открывают перед взрывом (см. рис. 21.32).

Проветривание восстающего при работе и особенно после взрыва — сложный процесс, так как имеются большие сопротивления движению воздуха. Обычно восстающие проветривают по нагнетательной схеме с использованием вентиляторов ВМ-5м и ВМ-6м и металлических труб диаметром 300 и 400 мм. Иногда на проветривание забоя восстающего после взрыва приходится затрачивать 2,5—3 ч.

Проходческая бригада сооружает, как правило, одновременно 2—3 восстающих и в каждом забое работает звено из двух человек. Продолжительность цикла нередко составляет 12—18 ч и в сутки выполняется не более одного-двух циклов. Начинается цикл с приведения рабочего места в безопасное состояние. Эту работу выполняет наиболее опытный проходчик, а второй в это время готовит крепежный материал для подъема к забою восстающего. Затем оба проходчика приступают к подъему крепежного материала и возведению крепи. Для подъема материалов и инструмента к забою у устья восстающего устанавливают лебедку с ручным или электрическим приводом.

Когда восстающий достигает верхнего горизонта и предполагается его использование для перепуска руды, он обычно выходит в специальную нишу верхней горизонтальной выработки. В выработке для ската руды разделяют небольшой откос, который перекрывают грохотом.

Скорости проходки восстающих обычным способом в породах с $\sigma = 10+12$ составляют около 25 м/мес. Основное достоинство

этого способа — возможность проходки выработки в любых горно-геологических условиях.

Сооружение восстающих значительно облегчается в том случае, если предварительно между двумя горизонтами бурится разрезная скважина диаметром 100—200 мм. Скважина играет роль дополнительной обнаженной поверхности при взрыве врубовых шпуров, существенно улучшая эффективность взрывных работ. Забой восстающего в этом случае обустраивается комплектом шпуров с прямым врубом. Врубовые шпуров располагают на расстоянии $\ll 1,8^*/$ от оси скважины диаметром d . Коэффициент заполнения их принимается равным 0,9—0,95. Отбойные и оконтуривающие шпуров заполняются взрывчатым веществом на 70—60% их объема. Врубовые шпуров взрываются попарно или поочередно, оптимальный интервал замедления в крепких породах составляет 15—50 мс, а в пластичных и мерзлых — 30—75 мс. Такая технология ведения взрывных работ при диаметре разрезной скважины 150—200 мм обеспечивает достижение КИШ в пределах 0,9—0,98, причем удельный расход ВВ уменьшается на 30—40%, а удельный объем бурения — на 30—35% по сравнению с проходкой таких же восстающих без разрезной скважины.

Существенно повышается и эффективность проветривания. На устье разрезной скважины диаметром 150 мм и более можно устанавливать дополнительный вентилятор, работающий на всасывание, благодаря чему продолжительность проветривания забоя после взрыва сокращается до 20—30 мин. Все это обеспечивает при проходке восстающих с разрезной скважиной выполнение двух-трех циклов в сутки.

21.10.2. ПРОХОДКА ВОССТАЮЩИХ С ПОМОЩЬЮ ПОДВЕСНОЙ КЛЕТИ

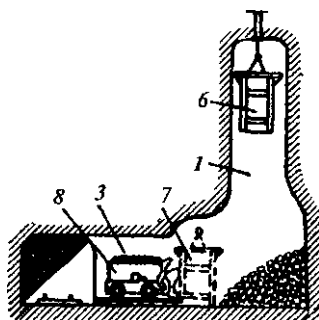
Этот способ применяется при проходке вертикальных прямолинейных восстающих большой протяженности. Восстающие проходятся без крепления, поэтому способ применим только в крепких устойчивых породах. Обязательным условием является наличие выработки на вышележащем горизонте.

Работы начинаются с сооружения на верхнем горизонте камеры, монтажа бурового станка и бурения скважины по оси будущего восстающего. Минимальный диаметр скважины 90 мм, оптимальный — 180—200 мм. При бурении особое внимание следует обращать на уменьшение отклонения скважины; приемлемой точностью бурения считается такая, при которой отклонение скважины не превышает 80—90 см на 100 м длины.

После бурения скважины на верхнем горизонте монтируется подъемная машина с подъемным шкивом и вентилятор (рис. 21.33).

Рис. 21.33. Схема проходки восстающего с помощью подвесной клетки:

1 — восстающий; 2 — камера лебедки; 3 — выработка нижнего горизонта; 4 — лебедка; 5 — вентилятор; 6 — рабочее положение клеш; 7 — положение клетки во время взрыва; 8 — погрузочная машина



Подъемный канат машины опускают в скважину и на нижнем горизонте к нему подвешивают легкую сварную металлическую клеть для выполнения всех подъемно-транспортных операций по доставке к забою восстающего людей и материалов. Клеть оборудуется легкими откидными крышками, защищающими рабочих от падения кусков породы. При бурении шпуров крышки откидываются в стороны и на них укладывают дощатый полук. С этого полка производят бурение и зарядание шпуров. В рабочем положении клеть распирается в восстающем винтовыми распорками. Через скважину пропускаются трубопроводы сжатого воздуха, воды, электрические кабели и кабель телефонной связи с машинистом подъемной машины. Перед взрывом клеть опускают на специальную платформу и откатывают в безопасное место. Уборка породы может осуществляться погрузочными, погрузочно-доставочными машинами и скреперами. Обычно эта операция частично совмещается по времени с бурением шпуров. Армирование восстающего выполняется после его проходки.

При взрывании в некоторых случаях устье скважины на 20—30 см забивается породной мелочью. Для предотвращения этого на время взрыва в разрезной скважине подвешивают на канате металлический стержень длиной 1,3—1,5 м. Параметры БВР принимают такими же, как и при проходке восстающих обычным способом с разрезной скважиной.

Достоинством данной технологической схемы являются упрощение организации труда, повышение безопасности работ, уве-

личение производительности и снижение стоимости проходки. Скорость проходки восстающих с помощью подвесной клетки достигает 130—165 м/мес.

21.10.3. СООРУЖЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ ПРОХОДЧЕСКИМИ КОМПЛЕКСАМИ

Широкое распространение на горнодобывающих предприятиях получили комплексы для проходки восстающих конструкции НИПИГормаш — «КПВ», предназначенные для проходки выработок под углом 60—90° (рис. 21.34).

В состав комплекса входит самоходная кабина и рабочий полук 1, которые с помощью пневмодвигателя 2 с редуктором 3 и шестеренчатого зацепления перемещаются по монорельсу 4. 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 к короткой стороне восстающего с помощью кантовых штанг 5 длиной 1,2—1,5 м. Сжатый воздух к пневмодвигателю подают по шлангу 6, который при подъеме и спуске полка автоматически наматывается на барабан шланговой лебедки 7. Вода и сжатый воздух к перфораторам подается по трубам 8 и 9, подсоединяемым к трубам монорельса. По мере под-

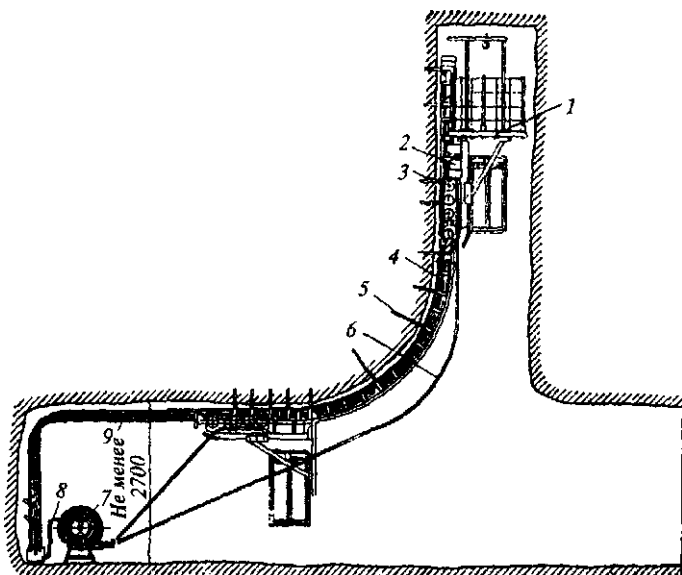


Рис. 21.34. Комплекс проходки восстающих «КПВ»

вигания забоя восстающего монорельс наращивают. В неустойчивых породах, когда восстающий крепится сплошной венцовой крепью, монорельс с помощью специальных захватов может крепиться непосредственно к венцам сруба. В этом случае в монтажной камере устанавливают дополнительную лебедку для подачи в забой восстающего лесоматериалов.

Проведению восстающего предшествуют следующие подготовительные работы: сооружение монтажной камеры и сопряжения с горизонтальной выработкой и монтаж проходческого комплекса.

Ширина монтажной камеры принимается равной 3—3,5 м, длина 4,5—5 м, а минимальная длина с учетом сопряжения — 6 м. Высота камеры должна быть не менее 2,8 м. Монтажная камера, необходимая для сборки и укрытия комплекса в период взрывных работ, может быть расположена параллельно выработке (рис. 21.35, а), перпендикулярно ей (рис. 21.35, б) и в ее кровле (рис. 21.35, в). Радиус сопряжения монтажной камеры с восстающим должен быть не менее 3 м.

В крепких устойчивых породах восстающий проходится выше кровли монтажной камеры на 3—5 м с помощью временных деревянных полков. Затем в забое укрепляют блок для монтажных работ. На почве камеры собирают став монорельса, состоящий из необходимого количества кривых и двух прямых секций. Этот став с помощью пневматической лебедки ЛПТ-2,5 и монтажного блока поднимают, закрепляя к висячему боку восстающего. После этого монтируют ходовую часть комплекса и другие секции монорельса. На весь комплекс работ по монтажу оборудования затрачивается 50—60 чел.-ч.

Во время подъема полка к забою со скоростью 0,2 м/с проходчики осматривают крепление секций монорельса и при необходимости подтягивают болтовые соединения. В забое проходчики через люк выходят на рабочую платформу, производят тщательную оборку забоя и наращивают секцию монорельса. На наращивание секции два проходчика затрачивают 20—35 мин (без учета времени на бурение шпуров под штанги). Глубина шпуров выбирается с таким расчетом, чтобы величина уходки за взрыв равнялась длине секции монорельса. После бурения перфораторы убирают в кабину, из кабины поднимают ВМ и приступают к заряданию. Проветривают забой воздушно-водяной смесью, образуемой туманообразователем, который питается водой и сжатым воздухом по трубам монорельса. Время проветривания по правилам безопасности должно быть не менее 1 ч. Это время может быть сокращено до 15—20 мин при наличии разрезной скважины. Проходческое звено обычно состоит из двух человек, в обязанности которых уборка

породы не входит. По сравнению с обычным способом проходки этот способ позволяет повысить скорость проходки в три-четыре раза, производительность труда приблизительно в 1,5 раза и снизить стоимость работ на 30—40%.

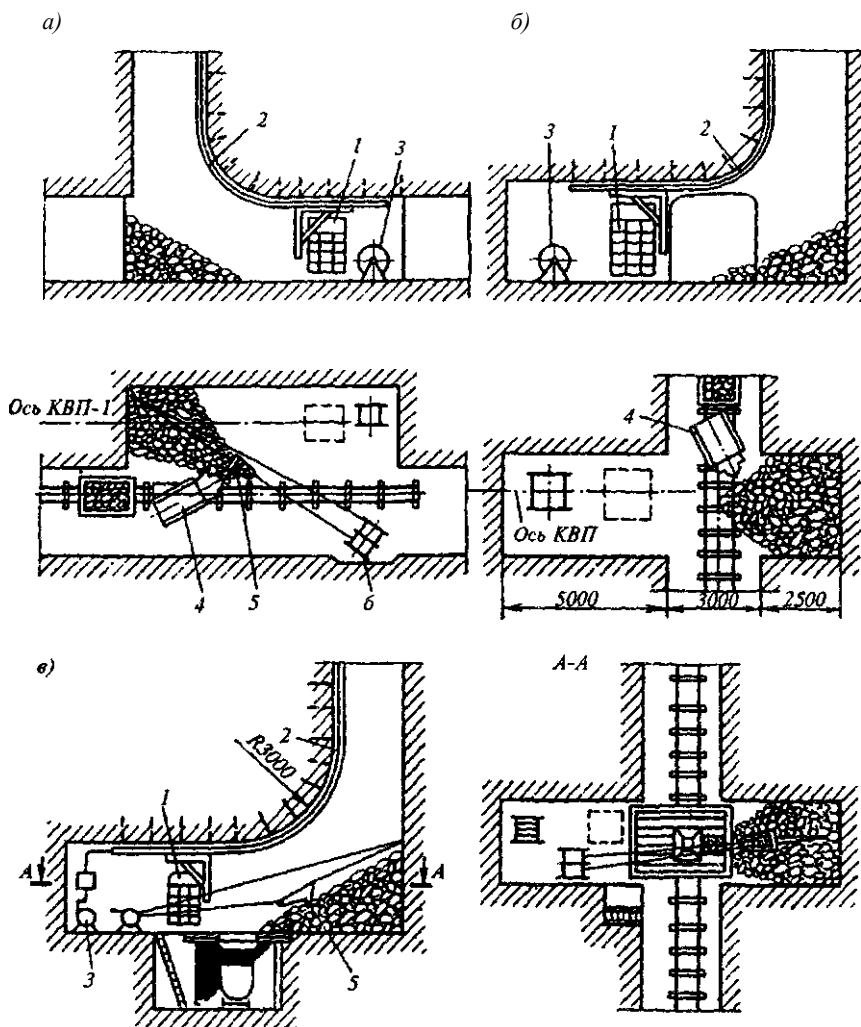


Рис. 21.35. Схемы расположения монтажных камер при работе с комплексом КПВ-1 параллельно (а) и перпендикулярно (б) выработке, в кровле перпендикулярно выработке (в):
 /—кабина; 2—монорельс; 3—шланговая лебедка; 4—погрузочная машина; J—скрепер; 6—скреперная лебедка

Для проходки восстающих со сплошной венцовой крепью при наличии в забое неустойчивых пород создан комплекс проходки «КПК», который дополнительно снабжен проходческим шитом в виде каркаса с двумя перекрытиями (верхним и нижним). Обустройство забоя производится через люки верхнего перекрытия. После заряжания верхнее перекрытие опускается в наклонное положение, люки закрываются и проходчики опускаются в кабине вниз. Комплекс «КПК» предназначен для восстающих, у которых минимальное сечение в проходке составляет 1,8х3,6 м. Имеются также комплексы типа «КПН» для проходки восстающих с углом наклона 30–60° и длиной до 120 м.

21.10.4. ПРОХОДКА ВОССТАЮЩИХ ВЗРЫВАНИЕМ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Этот способ применяется при проходке восстающих между двумя горизонтальными выработками в любых по крепости породах, кроме сыпучих. На верхнем горизонте оборудуется камера и устанавливается буровой станок. Размеры камеры под самоходный буровой станок должны быть не менее 3,5х3,5 м, под несамоходный — не менее 3х3 м. Устья скважин и направление бурения задаются маркшейдером. Скважины бурятся на всю длину восстающего. После бурения производится маркшейдерская съемка и составляется схема фактического расположения скважин для корректировки конструкции зарядов и порядка их взрывания. Длина восстающих ограничивается величиной отклонения скважин в процессе бурения. Одним из путей, обеспечивающих увеличение длины восстающих, проводимых взрыванием скважинных зарядов, является увеличение диаметра взрывных скважин. В настоящее время при проходке восстающих диаметры скважин принимают 50–200 мм. Важное значение имеет правильный выбор бурового оборудования, инструмента и режимов бурения. Опыт показывает, что наибольшая точность бурения обеспечивается при использовании шарошечных долот. Реально при бурении скважин диаметром 105 мм станками НКР-ЮОМ протяженность восстающих не превышает 30–35 м.

После бурения скважин их подсекают короткой восстающей выработкой для размещения горной массы, получаемой от первого взрыва скважинных зарядов. Длина этой выработки может быть 3–3,5 м.

Взрыв осуществляется следующими способами:

- небольшими (по 3–4 м) секциями с уборкой породы после каждого взрыва и заряжанием следующей секции после взрыва предыдущей;

- с одновременным заряджанием нескольких секций и короткозамедленным или замедленным их взрыванием;
- с заряджанием скважин и взрыванием их на всю длину восстающего.

Последний способ применяется при проходке коротких восстающих. При глубоких скважинах и бессекционном взрывании возможно простреливание зарядов и запрессовка горной массы, ликвидация которой — весьма трудоемкий процесс.

Единой методики расчета зарядов для проходки восстающих взрывным способом пока нет. Большой опыт сооружения выработок этим способом в породах с $f = 14+16$ накоплен в республике Казахстан на рудниках Лениногорского комбината, на Дзержинском руднике, при отработке Быкогорского месторождения (Лермонтовский горно-химический комбинат) и на ряде других горнодобывающих предприятий бывшего СССР.

На Лениногорском комбинате забои восстающих обуривали комплектом скважин со целевым врубом (рис. 21.36, а). Диаметр

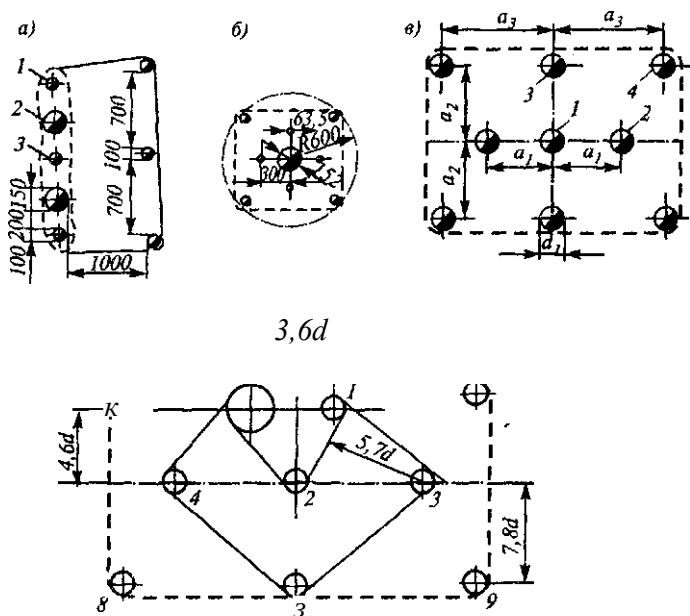


Рис. 21.36. Схемы расположения скважин при проходке восстающих на Лениногорском и Дзержинском рудниках:

а — при целевом боковом врубе; б — при врубовой скважине большого диаметра; в — при центральном врубе и скважинах одинакового диаметра; г — при расположении скважин по вершинам равнобедренных треугольников

разрезной скважины принимался равным 150 мм, а взрывных скважин — 100 мм. Расстояние между контурами скважин во врубке 200 мм, между отбойными — 700 мм, а между врубом и отбойными скважинами — 1000 мм.

При небольшой площади поперечного сечения возможен вариант расположения скважин малого диаметра с центральной разрезной скважиной увеличенного диаметра (рис. 21.36, б).

Технология, освоенная на Джезказганском руднике, заключается в том (рис. 21.36, в), что по центру восстающего бурится разрезная скважина 1 диаметром d_x . Врубовые скважины 2 такого же диаметра бурятся от разрезной на расстоянии, м

$$a_2 = \frac{0,1 d \sqrt{p}}{\sqrt{W}}, \quad (21.34)$$

где d — диаметр заряда врубовой скважины, м; p — плотность заряжения, т/м³; e — коэффициент работоспособности принятого ВВ.

Расстояние между осями разрезной и отбойной скважин 3 определяется по формуле, м

$$a_2 = 2,3(c - d_1). \quad (21.35)$$

При различных диаметрах взрывных и разрезной скважин имеем

$$, \quad [7] \quad (21.36)$$

где d' — расстояние между контурами скважин, м.

Большое распространение получили схемы расположения скважин по вершинам равнобедренных треугольников (рис. 21.36, г). При диаметре компенсационной скважины 150 мм и диаметрах заряжаемых скважин 100 мм расстояния между ними принимаются равными 3,6, 4,6, 5,7 и 7,8 диаметров разрезной скважины. При использовании ВВ со скоростью детонации «4000 м/с и высоте секции 20 м врубовые скважины № 2—4 рекомендуется взрывать с интервалом замедления относительно скважины № 1 в 45, 105 и 210 мс. Затем взрывается вспомогательная скважина № 5 (через 200—250 мс) и оконтуривающие скважины № 6—9 с интервалом замедления 500—1000 мс. При использовании ВВ с большей скоростью детонации интервал замедления уменьшают.

При секционном взрывании сквозных скважин сначала устанавливают пробку в нижней части скважины. После чего насыпают забойку высотой 0,5 м из мелкой породы. Заряжание скважины производится до половины длины заряда, затем опускается патрон-боевик с двумя электродетонаторами, направленными кумулятивными выемками в разные стороны, после этого проводят дозаряжание секций. При этом монтируют две независимые электровзрывные цепи — основную и дублирующую.

На Лермонтовском горно-химическом комбинате восстающие (рис. 21.37) сооружались в гранит-порфирах для создания компенсационных щелей при дроблении руд в контурах блоков подземного выщелачивания. Площадь поперечного сечения выработок принималась равной 25 м², а их длина 40—60 м. В контурах восстающего бурились 17 параллельных скважин диаметром 105 мм. Взрыв осуществлялся секциями по 8—10 м. Очередность взрывания скважин показана на рис. 21.37. Заряжание каждой секции осуществлялось с верхнего горизонта. Вначале на прочном шпигате в скважину опускались ограничительные патроны аммонита

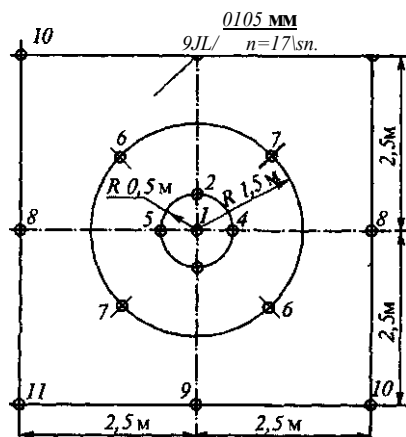


Рис. 21.37. Схема расположения скважин при проходке восстающих на Лермонтовском горно-химическом комбинате

- Взрывной провод В17-05-08

Детонирующий шнур ДШ

Забойка
Патроны боевики
аммонит 6-ЖВ 090мм

Промежуточный иницирующий
патрон (аммонит 6-ЖВ 090 мм)

Гранулит АС-8

У

Ограничительные патроны
(аммонит 6-ЖВ 090мм)

Рис. 21.38. Конструкция скважинных зарядов при проходке восстающих на Лермонтовском горно-химическом комбинате

6-ЖВ диаметром 90 мм с детонирующим шнуром, который прокладывался по длине всей секции, и затем формировался скважинный заряд, конструкция которого приведена на рис. 21.38. Как и в предыдущем случае монтировались основная и дублирующая электровзрывные цепи.

Способ проходки восстающих взрыванием скважинных зарядов существенно упрощает технологию проходки. Удельный расход ВВ по сравнению с проходкой обычным способом увеличивается (в частности, на Джезказганском руднике он варьирует в пределах 6,7—11 кг/м³, а на Лермонтовском горно-химическом комбинате — 5,5—6,5 кг/м³), однако затраты труда и себестоимость сооружения 1 м выработки сокращаются на 30—50%.

ГЛАВА 22. ПРОХОДКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

22.1. Типы, назначение и условия проходки открытых горноразведочных выработок

Открытыми геологоразведочными выработками называются искусственные обнажения, создаваемые на земной поверхности с целью геологического изучения близповерхностных слоев земной коры, а также с целью поисков и разведки закрытых наносными отложениями месторождений полезных ископаемых. Открытые геологоразведочные выработки, открывающие доступ к рудным телам, позволяют изучать состав и строение рудных тел, определять их форму и размеры, отбирать пробы, получать характеристику горнотехнических условий в заранее заданных местах.

К открытым геологоразведочным выработкам относят разведочные канавы, разведочные траншеи и копуши.

Разведочная канава — это открытая горная выработка трапецевидного, реже прямоугольного сечения, имеющая при значительной длине небольшую глубину и ширину. Канавы проходят с целью вскрытия коренных пород и полезного ископаемого или изучения разреза рыхлых отложений. В отличие от других (подземных) горных выработок характерной чертой канав является незамкнутый по сечению контур.

Разведочные траншеи, как и разведочные канавы, относятся к открытым горным выработкам, поскольку также имеют незамкнутое поперечное сечение и могут служить для вскрытия и изучения верхнезалегающих пород земной коры. В отличие от канав их обычно проходят для отбора крупнообъемных, валовых проб,

что требуется при поисках, вскрытии и документировании россыпных месторождений полезных ископаемых.

Копуш — наиболее простая открытая геологоразведочная выработка, проходима обычно для вскрытия выходов коренных пород и полезных ископаемых путем удаления перекрывающего их маломощного слоя рыхлых отложений. По существу — это неглубокая выемка, выполняемая, как правило, вручную с целью возможного обнажения и последующего изучения коренных пород.

Открытые геологоразведочные выработки имеют свое определенное назначение на различных стадиях геологических изысканий. При этом они характеризуются конкретными техническими параметрами и особенностями проведения, что влияет на выбор способа (средств) выполнения соответствующих работ и должно учитываться при решении вопросов проектирования и проходки этих выработок.

Разведочные каналы проводятся при геологической съемке для выяснения геологического строения и закономерностей, определяющих размещение полезных ископаемых в пределах изучаемых крупных регионов, с целью создания основы для проведения последующих геологических исследований. На стадии поисков каналы проводятся для изучения рудоконтролирующих структур и проявлений полезных ископаемых. Значение каналов возрастает в подстадиях детальных поисков и при поисково-оценочных работах. На этом этапе с помощью разведочных каналов получают данные для съемки масштаба 1:10000, а также для составления схематических геологических карт масштаба 1:10000 и 1:5000, для определения структурно-морфологического типа проявлений полезного ископаемого и выделения площади выявленной и прогнозируемой концентрации полезных минеральных образований.

При поисково-оценочных работах, когда обосновывается выбор месторождений для предварительной разведки и отбраковываются проявления, не имеющие промышленного значения, все проявления полезного ископаемого опробуются. Составляются схематические геологические карты и разрезы в масштабе 1:10000 и 1:1000.

Каналы проводятся на стадии предварительной разведки для уточнения границ распространения и вскрытия выходов полезных ископаемых на поверхности и прослеживания их по простиранию.

Размеры поперечного сечения разведочных каналов зависят от мощности и свойств покровных отложений и способа проходки. Глубина каналов H определяется мощностью покровных отложений и величиной углубки в коренные породы, m

$$H = H_0 + c, \quad (22.1)$$

где H_0 — мощность покровных отложений, м; c — величина углубки в коренные породы (0,2—0,3 м).

Ширина канавы по подошве может быть принята равной 0,7—0,8 м, что обеспечивает удобство при проведении геологической документации. В общем случае ширина канавы по подошве зависит от габаритов применяемого проходческого оборудования. Длина канавы может достигать нескольких сотен метров (магистральные канавы). Магистральные канавы нередко проводят прерывистыми и в этом случае они называются пунктирными или пунктирно-магистральными. Длина «пунктиров» принимается равной 5, 10, 20 м и более. Форма поперечного сечения канавы может быть прямоугольной, трапецевидной или ступенчатой (рис. 22.1). Прямоугольная форма придается канаве, если она проходится в устойчивых породах. При этом глубина канавы не превышает двух метров. Трапецевидную форму придают канavam различной глубины, проводимым без крепления или с креплением в неустойчивых породах. Высота уступа принимается равной 1,5—2 м, ширина горизонтальной площадки уступа — 0,5 м. Боковым стенкам (бортам) канав для обеспечения устойчивости придается наклон, соответствующий углу естественного откоса, значения которого приведены в табл. 22.1.

Таблица 22.1. Значения угла естественного откоса горных пород

Породы	Угол естественного откоса, град, при состоянии горной породы		
	сухом	влажном	мокром
Глина	40-45	25-35	15-25
Гравий	35-45	25-35	—
Растительный слой	40	35	—
Песок мелкозернистый	28-30	35	25
Песок крупнозернистый	30-35	35-40	25-35
Суглинок	20-40	15-20	20-25
Нарушенные скальные породы	55-70	—	—
Крепкие скальные породы	60-85	—	—

При креплении канав углы наклона их бортов принимают равными 80—90°. Для засыпки канавы и последующей рекультивации почвенного слоя используют предварительно убранный почвенный слой.

При ручной и экскаваторной проходке вынимаемая порода отсыпается в ленточные отвалы, располагаемые с одной или с двух сторон вдоль выработки на расстоянии не менее 0,3 м от бортов откоса канавы.

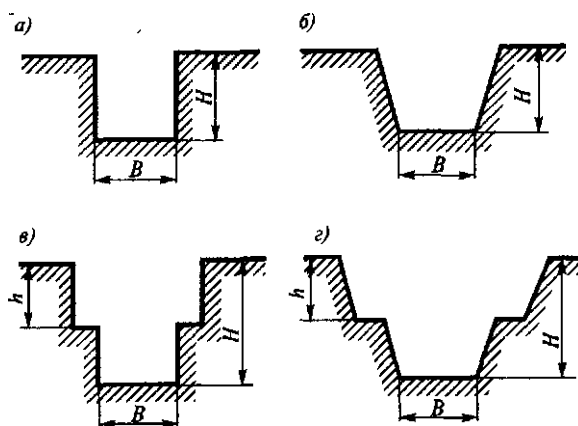


Рис. 22.1. Формы поперечного сечения канав:
 а — прямоугольная; б — трапециевидная; в, г — ступенчатые

При проведении канав скреперами и бульдозерами форма отвала чаще всего веерная или конусообразная.

Проведение канав и траншей может осуществляться без предварительного рыхления (в породах до IV категории и немерзлых) или с предварительным рыхлением с помощью ВВ (для пород выше IV категории и мерзлых) и уборкой породы одним из следующих способов: 1) вручную (только канавы); 2) скреперами; 3) экскаваторами.

Выбор способа проведения канав и траншей определяется многими факторами, в том числе свойствами пород, и в каждом конкретном случае решение принимается на основании экономических расчетов. На способ проведения канав или траншей влияют объем и концентрация выработок, географические условия, время года, транспортные условия, сроки разведочных работ, наличие в геологоразведочной партии или экспедиции соответствующего проходческого оборудования и, наконец, физико-механические свойства пород. Признавая важность экономического фактора, следует также учитывать качество пройденной выработки с точки зрения получения достаточной надежности и полноты геологической информации, а также возможности сохранения и последующей рекультивации земной поверхности. Примерное распределение объемов проведения канав различными способами*, %: бульдозерами — 20; экскаваторами — 4; канавокопателями — 0,5; скрепер-

* Данные на начало 80-х годов XX в.

ными установками — 0,5; вручную — 20; взрывом на рыхление и взрывом на выброс — 45*. Все *траншеи проводились бульдозерами и экскаваторами.*

22.2. Технология проходки канав вручную

Ручной способ проведения канав чаще всего используют на стадиях региональных геолого-съёмочных работ и поисках, характеризующихся специфическими условиями производства работ. Его применение наиболее рационально при сравнительно небольших объемах работ, большой разбросанности объектов и труднодоступности для машин.

Выемку породы осуществляют ручными инструментами в соответствии с категориями пород (табл. 22.2).

Таблица 22.2. Инструмент для выемки породы вручную

Категория пород	Инструмент
I	Подборочные и штыковые лопаты
II	Штыковые лопаты с частичным предварительным рыхлением кирками
III	Штыковые лопаты со сплошным рыхлением кирками и частично ломami
IV	Штыковые лопаты со сплошным рыхлением кирками, лопатами и частично клиньями

При глубине канавы до 1,5—2 м породу выбрасывают из забоя непосредственно на поверхность, при больших глубинах — на берму вышерасположенного уступа с последующей перекидкой ее на следующую берму или на поверхность.

С целью сокращения объема выемки при недостаточной устойчивости пород (выемка при ручном способе особенно малопродуктивна и трудоемка) применяют крепление канав. Крепь возводится на каждом небольшом участке канавы, пройденном на всю глубину. Основные виды крепи канав приведены на рис. 22.2.

Простейшей конструкцией крепи являются распорки (рис. 22.2, а); применяют этот вид в сравнительно устойчивых породах при необходимости сохранения выработки на длительное время.

Канавы, пройденные в неустойчивых породах, крепят рядами распорок, устанавливаемых между опорными стойками (рис. 22.2, б) или досками. При весьма неустойчивых породах или значительной

* Технология буровзрывных работ при проходке канав с использованием зарядов рыхления изложена в гл. 9.

а)

б)

в)

Рис. 22.2. Основные виды крепи разведочных канав:
а — распорки; *б* — распорки со стойками; *в* — распорки со стойками и затяжкой

их обводненности к распоркам и стойкам добавляют затяжки из горбылей (рис. 22.2, **в**), укрепляющие стенки выработки.

Затраты труда рабочих определяются по нормам (ЕНВ) на основании объемов работ.

Разделив общие затраты труда в чел.-ч на продолжительность смены, получают общие затраты труда в чел.-дней на весь объем работ. Количество рабочих определяется делением затрат труда в чел.-дней на количество рабочих смен. С учетом перевыполнения норм рабочими численный состав принимается на 10—15% меньшим по сравнению с расчетным.

22.3. Технология проходки канав землеройными машинами

Проходка канав одноковшовыми экскаваторами. Из всех машинных способов проведения канав наиболее удовлетворительное качество выработок для целей геологической документации получается при проведении канав одноковшовыми экскаваторами, работающими по принципу обратной лопаты. Качество канав уступает лишь канавам, пройденным вручную. Стенки канав получаются ровными и в устойчивых породах — отвесными. Однако при зарисовке и отборе проб требуется зачистка стенок и подошвы в связи с замазыванием и затиранием их глинистым материалом при экскавации. Размеры поперечного сечения канав (ширина по подошве) определяются габаритами ковша.

Целесообразность использования экскаваторов определяется наличием большого объема работ, сконцентрированных на участках со сравнительно спокойным рельефом, доступным для экскаватора. Проведение выработки включает следующие процессы: разметку канавы на местности, подготовку подъездных путей для экскаватора (при необходимости проводят вырубку леса и корчевку пней) и экскаваторную выемку породы в пределах контура канавы с разгрузкой ее за пределами канавы, с периодическим подвиганием экскаватора вдоль выработки.

При наличии негабаритных глыб и валунов последние отодвигаются ковшом экскаватора в сторону. Для проходки геологоразведочных канав наиболее удобны универсальные строительные экскаваторы с ковшом вместимостью до 0,6 м³ с механическим или гидравлическим приводом. Одноковшовые экскаваторы выпускаются на гусеничном и пневмоколесном ходу, а также на базе автомобилей и тракторов. Последние удобны для геологоразведочных работ, так как имеют сравнительно высокую транспортную скорость, хорошую проходимость, могут использоваться с различным навесным оборудованием (в качестве подъемного крана, бульдозера и др.).

Цикл работы одноковшового экскаватора состоит из периодически выполняемых рабочих операций: наполнение ковша, подъем его, перемещение к месту разгрузки и возвращение порожнего ковша в первоначальное положение. Опытные машинисты экскаватора при работе совмещают некоторые операции, такие, как наполнение и подъем ковша, поворот и опускание его.

Эксплуатационная производительность одноковшового экскаватора Q_3 вычисляется по формуле, м³/ч

$$\& = 60 \text{ я } V_k \text{ к } \gg A, \quad (22.2)$$

где я — число циклов черпания в минуту (2—3); V_k — вместимость ковша, м³; $\text{к}^\wedge$ — коэффициент наполнения ковша; $\text{к}^\wedge$ — коэффициент использования экскаватора во времени; $\text{к}^\wedge$ и fq в зависимости от свойств пород принимают: для пород I—II категории $\text{к}^\wedge = 0,9$; $\text{К} = 0,55$; для пород III—IV категории $\text{к}^\wedge = 0,7$ — $0,8$, $\text{к}^\wedge = 0,45$ — $0,5$; для скальных пород, разрыхленных взрывом, $\text{кн} = 0,45$ — $0,5$, $\text{к}^\wedge = 0,65$ — $0,75$.

Проходка канав многоковшовыми экскаваторами и канавокопателями. Многоковшовые экскаваторы и канавокопатели используются в породах I—III категорий с кусками размером не более 200 мм. Они являются самоходными землеройными машинами непрерывного действия. Принцип их работы заключается в том, что черпаки, открытые спереди и сверху, или скребки срезают

слой породы и поднимают ее. В верхнем положении ковша разгружаются и порода поступает на отвальный транспортер, которым подается в отвал или на транспортные средства. Скребки перемещают породу по поверхности забоя и выносят ее на поверхность земли, откуда порода перемещается на одну или обе стороны шнековым или скребковыми транспортерами. Следует отметить, что эти экскаваторы могут работать в условиях равнинного рельефа (до 15°). Эксплуатационная производительность их зависит от вместимости черпаков, скорости движения цепи, свойств горных пород, организации и фронта работ и вычисляется по формуле, м³/ч

$$n \frac{3600 E \cdot L}{n l k_p} \quad (22.3)$$

где V — вместимость одного черпака, м³; v — скорость движения черпаковой цепи, м/с; $k^{\wedge}$ — коэффициент наполнения черпака (0,7—0,9); l — число звеньев между смежными черпаками; $/$ — длина звена, м; L_p — коэффициент разрыхления породы; $k^{\wedge}$ — коэффициент использования экскаватора во времени (0,5—0,7).

Проходка канав канатными скреперами. Скреперные установки выпускают передвижными или самоходными. Они могут быть использованы для проведения канав в породах I—IV категории без предварительного рыхления, а с предварительным рыхлением — в породах мерзлых и крепких практически в любых географических условиях. По качеству канавы, пройденные канатными скреперами, незначительно уступают канавам, пройденным экскаваторами, так как в них несколько больше затираются боковые стенки. Канатными скреперами можно проводить канавы глубиной до 5 м.

Работы по проходке канав скрепером включают следующие последовательно выполняемые процессы: разметку и расчистку трассы, снятие и складирование почвенного слоя, скреперование породы в отвал или штабель, крепление канавы (при необходимости), составление геологической документации, засыпку канавы с восстановлением почвенного слоя, демонтаж и перемещение скреперной установки на новое место.

В практике проведения разведочных канав канатными скреперами получили распространение два комплекса оборудования и энергетических установок:

1) комплексы, состоящие из скреперных лебедок, скреперов, концевых и оттяжных роликов и приспособлений для их крепления; энергоснабжение осуществляется от небольших передвиж-

ных дизельных электростанций, от кабельной или воздушной линий электропередач, или от двигателей внутреннего сгорания;

2) комплексы, состоящие из скреперных лебедок, установленных на тракторах или тракторных прицепах.

Для проведения канав в труднодоступных районах разработаны конструкции скреперных установок МСУ-0,1 (рис. 22.3) и СУ-0,2, которые могут разбираться на отдельные узлы и доставляться к месту работ. По форме скреперы разделяют на гребковые, зонтичные и ящичные. Гребковые скреперы применяются при проведении канав в скальных, предварительно разрыхленных породах; зонтичные — в талых породах I–IV категорий; ящичные — в породах I–IV категорий, требующих и не требующих предварительного рыхления.

Скреперование в зависимости от рельефа местности производится в сторону скреперной лебедки или от нее (чаще — в сторону скреперного блока — схема «от себя»).

Эксплуатационная производительность скреперной установки рассчитывается по формуле, $\text{м}^3/\text{ч}$

$$\Pi = \frac{3600 \Gamma \text{Л}^*}{t_{\text{ц}}}, \quad (22.4)$$

где Γ — вместимость скрепера, м^3 ; Л^* — коэффициент наполнения скрепера (0,5–0,8); $\kappa^{\wedge}$ — коэффициент использования скреперной установки во времени (0,5–0,8); $t_{\text{ц}}$ — время одного цикла скреперования, с.

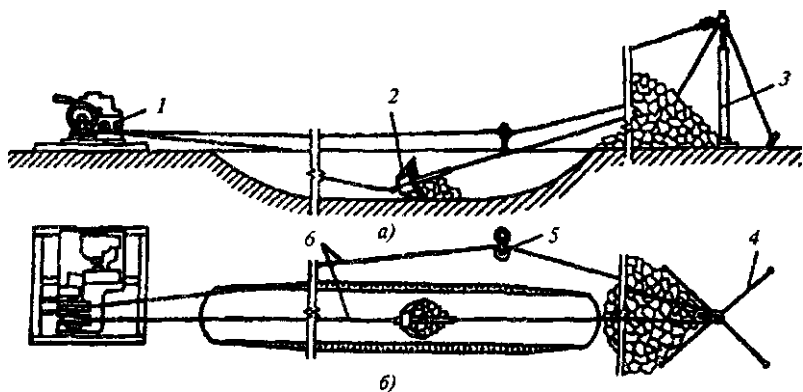


Рис. 22.3. Скреперная установка МСУ-0,1:

1 — привод; 2 — скрепер; 3 — конечная опора; 4 — растяжки; 5 — отклоняющий блок; 6 — кабели

Время одного цикла скреперования, с

$$t = \frac{L}{v_{гр} + v_{пр}} + t_{п}$$

где L — расстояние скреперования, м; $v_{гр}$ и $v_{пр}$ — скорости движения груженого и порожнего скрепера, м/с; $t_{п} = (20-30)$ с — суммарная пауза при двукратном переключении скрепера.

Мощность двигателя скреперной лебедки, кВт

$$N = \frac{Q \cdot L}{\eta \cdot t} \quad (22.5)$$

где Q — сопротивление перемещению груженого скрепера, Н; t — КПД скреперной лебедки (0,8).

Сопротивление перемещению груженого скрепера, Н

$$Q = c(W_1 + W_2 + W_3) \quad (22.6)$$

где W_1 — сопротивление от трения перемещаемой в скрепере породы о почву; W_2 — сопротивление от трения скрепера о почву; W_3 — сопротивление при заполнении скрепера породой; c — коэффициент неучтенных сопротивлений (принимается равным 1,4).

$$W_1 = \gamma \cdot V \cdot (\cos \alpha \pm \sin \alpha) \quad (22.7)$$

здесь γ — плотность горных пород, кг/м³; α — коэффициент трения породы о породу (0,6—0,7); α — угол наклона почвы канавы (угол скреперования), град;

$$W_2 = m \cdot g \cdot f_2 \cdot (\cos \alpha \pm \sin \alpha) \quad (22.8)$$

здесь m — масса порожнего скрепера, кг; f_2 — коэффициент трения скрепера о почву (0,4—0,6);

$$W_3 = k \cdot h \cdot B \quad (22.9)$$

здесь k — удельное сопротивление породы внедрению (копанию) скрепера, Н/м² (табл. 22.3); h — толщина перемещаемого слоя породы, м; B — ширина режущей кромки скрепера, м.

Таблица 22.3. Значения коэффициента удельного сопротивления копанию для различных пород

Породы	*... даН/м'
Гравий мелкий и средний, глина разрыхленная	1000-1900
Конгломерат слабо сцементированный	3100-4100
Конгломерат тяжелый с мелкими камнями	3700-4200
Порода, хорошо разрыхленная взрывом (размер кусков до 150 мм)	2000-3000
Порода, среднеразрыхленная взрывом (размер кусков более 150 мм)	3000-5000
Порода, слабо разрыхленная взрывом	5000-9000

Так как скрепер захватывает породу на определенном пути /п равном двум-трем метрам, можно записать:

$$Bhl_a = V^{\wedge},$$

тогда

$$(22.10)$$

Расчет скреперного каната по сопротивлению на разрыв производится по формуле:

$$P_{pga} = mW^{\wedge}, \quad (22.11)$$

где $\wedge$ — сопротивление каната на разрыв; т — запас прочности, принимаемый равным 4.

22.4. Технология проходки разведочных траншей

Разведочные траншеи проводятся по простиранию или вкрест простирания тел полезных ископаемых. На стадии предварительной разведки для установления качества и технологических свойств полезного ископаемого с помощью траншей отбираются представительные лабораторные пробы, а на стадии детальной разведки — технологические пробы для изучения свойств в полупромышленных масштабах. При этом возможна и пробная эксплуатация.

Форма поперечного сечения траншей трапецевидная: ширина по почве 2—3,5 м, глубина до 6—8 м.

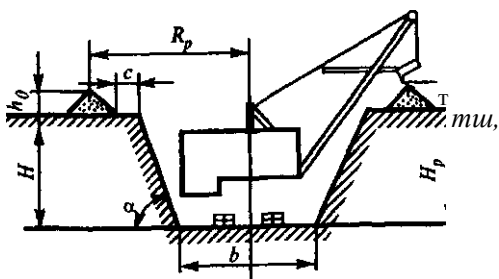


Рис. 22.4. Схема работы экскаватора с разгрузкой породы на борт траншеи

Технология проходки траншей экскаваторами. При проведении разведочных траншей разработка породы производится по принципу «прямая лопата», при котором порода разрабатывается выше уровня установки и возможно копание несколько ниже уровня почвы.

Вначале проходки траншеи экскаватор копает ниже уровня почвы и постепенно опускается в выемку. Породу складывают на борт траншеи или в автомобиль-самосвал. В дальнейшем траншею постепенно расширяют и углубляют по мере продвижения экскаватора вперед. Погрузка породы в отвал у борта может продолжаться до тех пор, пока позволяет максимальная высота разгрузки экскаватора.

Возможны следующие схемы работы экскаватора при проходке разведочных траншей: 1) с разгрузкой в отвал на борт траншеи (рис. 22.4); 2) с разгрузкой в автомобили-самосвалы, находящиеся на верхней площадке борта траншеи; 3) с разгрузкой в автомобили-самосвалы, находящиеся на горизонте установки экскаватора.

Наибольшая производительность достигается при разгрузке в отвал, так как в этом случае нет простоев экскаватора, связанных с ожиданием транспортных средств и не требуется точной наводки ковша. При работе по третьей схеме увеличивается угол поворота экскаватора для разгрузки в транспортные средства, расположенные сзади экскаватора, что приводит к уменьшению производительности машины.

Для нормальной работы экскаватора необходимо выполнять следующие условия.

1. Если проходка осуществляется механической лопатой с вывозкой породы, то ширина траншеи внизу не должна быть меньше двойного радиуса вращения корпуса экскаватора.

2. При проведении траншеи механической лопатой с разгрузкой в отвал на уступ должна быть выдержана следующая зависимость:

$$Я_p \wedge Я + Л_0, \quad (22.12)$$

При

$$Rp = b/2 + h_0 \operatorname{ctgy} + c + Я \operatorname{ctga}, \quad (22.13)$$

где $Я_p$ — высота разгрузки экскаватора, м; $Я$ — глубина траншеи, м; h_0 — высота отвала, м; R_p — радиус разгрузки экскаватора при максимальной высоте разгрузки, м; γ — угол естественного откоса пород; α — угол наклона борта траншеи.

3. При проведении траншей с погрузкой в автомобили-самосвалы, расположенные на уступе, должны соблюдаться зависимости:

$$H_{p_{\max}} > H + h_6 + d; \quad b/2 = Rp - (c + H \operatorname{ctga} + h_0 \operatorname{ctgy}), \quad (22.14)$$

где $Я_{p_{\max}}$ — максимальная высота разгрузки экскаватора, м; c — расстояние от бровки траншеи до оси автомобиля-самосвала, м; h_6 — высота борта автомобиля-самосвала, м; d — зазор между открытым днищем ковша и верхней кромкой борта машины; b — ширина траншеи по дну, м.

Технология проходки траншей бульдозерами. Бульдозеры применяют при работах в породах до IV категории без предварительного рыхления. В породах более высоких категорий и мерзлых породах — с предварительным рыхлением. Рабочим органом бульдозера является отвальный щит, по способу управления которого бульдозеры могут быть канатные и гидравлические.

Толщина и длина снимаемого слоя породы зависит от свойств породы, мощности трактора и размеров отвального щита. При перемещении породы бульдозером часть ее теряется; потери тем больше, чем длиннее путь перемещения породы.

Возможны следующие варианты проведения траншей.

1. Со снятием и перемещением грунта в одном направлении. Рекомендуется при проведении траншей протяженностью 10—20 м. Бульдозер движется вдоль трассы траншеи, срезая и перемещая породу до противоположного конца траншеи и оставляя ее в отвале, за торцевым выездом из траншеи. Затем задним ходом бульдозер возвращается в исходное положение и цикл выемки повторяется. На торцах траншеи, в начале и при выезде, выемка породы производится наклонными слоями, а в донной части траншеи — горизонтальными.

2. Со снятием и перемещением грунта в двух направлениях. Бульдозер снимает и перемещает породу в двух направлениях, оставляя породу в торцевых отвалах.

3. Со снятием и перемещением грунта в двух направлениях с боковыми выездами с образованием промежуточных отвалов. Боковые выезды из траншей могут быть под острым или прямым

Рис. 22.5. Схема проведения траншей бульдозером с торцевыми и боковым выездами:

/ — торцевые выезды; 2 — траншея; 3 — промежуточный отвал; 4 — боковой выезд

углом к оси выработки. Такая организация применяется при проведении длинных траншей, при этом расстояние между промежуточными боковыми выездами принимается равным 20—40 м (рис. 22.5).

Производительность бульдозера определяется по формуле:

$$Q = \frac{360 V_n}{t_u} \quad (22.15)$$

где V_n — объем перемещаемой породы в плотном теле, m^3 ; t_u — продолжительность одного цикла работы бульдозера, с.

Объем перемещаемой породы, m^3

$$V = \frac{b \cdot h \cdot a}{2 K_p} \quad (22.16)$$

где b — ширина лемеха, м; h — высота лемеха по хорде, м; a — длина вала породы впереди лемеха, м:

$$a = A + \operatorname{ctg} \phi,$$

здесь ϕ — угол естественного откоса при движении; γ — коэффициент потерь породы, зависящий от дальности транспортирования:

$$\gamma = 1 + 0,005 L.$$

Продолжительность цикла находят по формуле, с

$$t_u = \frac{Q}{V} + \frac{L}{v_n} + \frac{(p + L)}{v_x} + 2 t_a + t_{\text{АОН}}, \quad (22.17)$$

где l_p — длина пути резания, м; L — длина пути перемещения породы, м; v_p — скорость движения трактора при перемещении породы, м/с; v_x — скорость обратного, холостого хода, м/с; t_n — время поворота трактора, с (до 10 с); $t_{\text{аоп}} = 20$ -Ио с — время на дополнительные операции (переключение скоростей, опускание отвала и т.п.).

Технология проходки траншей с предварительным рыхлением породы зарядами ВВ. Расчет удлинённых зарядов рыхления, взрывааемых при одной обнаженной поверхности, рекомендуется производить в следующей последовательности.

1. Определяется расстояние a между зарядами, в ряду, м

$$a = \frac{L}{n} \cdot \frac{G_p}{q_p} \quad (22.18)$$

где t — принимается в пределах 0,7—0,3; p — вместимость 1 м шпура, скважины, кг/м; q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³.

2. Длина забойки $l_{\text{заб}}$ принимается равной 15—20 диаметрам заряда.

3. Глубина перебура $l_{\text{пер}}$ ориентировочно принимается, м

$$W = 0,5 \cdot p \cdot a. \quad (22.19)$$

4. Глубина шпура l находится из выражения, м

$$l = \frac{W}{q_p} + l_{\text{пер}}. \quad (22.20)$$

5. Масса заряда определяется по формуле, кг

$$Q = P(1-U). \quad (22.21)$$

При многорядном расположении зарядов и порядном короткозамедленном взрывании расстояние между рядами принимается (0,9-1,0) a .

Расчет удлинённых зарядов рыхления, располагаемых в уступе (взрывааемых при обнаженных поверхностях), производится в следующей последовательности.

1. Определяется диаметр скважин. Для заданной высоты уступа диаметр скважин d , при котором максимально используется ее объем (скважина заполняется ВВ на 2/3 длины), определяется по формуле, мм

$$d = 28 \sqrt[3]{\frac{Q}{P}} \quad (22.22)$$

где H — высота уступа, м; d_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; p — плотность заряжения, т/м³.

2. Величину преодолеваемого сопротивления по подошве уступа (СПП) W для одиночного скважинного (шпурового заряда) находят по формуле, м

$$W = \sqrt{\frac{p}{q_p}} \quad (22.23)$$

3. Определяется величина перебура (м):

$$/пер = 0,5 q_p W. \quad (22.24)$$

4. При нахождении длины забойки учитывают, что она влияет на ширину развала. Наибольшая ширина развала получается при максимально допустимой величине забойки, которая принимается для этого случая равной (0,6+0,8)

Когда ширину развала требуется по возможности уменьшить, величину забойки принимают (0,8+1) W .

5. Масса заряда Q определяется по формуле, кг

$$Q = P(!-U). \quad (22.25)$$

6. Расстояние между зарядами в ряду принимается равным, м

$$a = mW, \quad (22.26)$$

где $t = 0,8+1,4$.

При многорядном расположении зарядов расстояние между рядами принимается равным (0,9+1) $Ж$ при короткозамедленном взрывании или 0,85 W при мгновенном взрывании.

Скважины (шпуры) рекомендуется располагать с учетом углов откосов бортов. Для траншей с крутыми откосами две скважины размещают на нижних бровках откосов бортов, другие распределяют равномерно по поперечному сечению (рис. 22.6, *а*). Если расстояния между скважинами не кратны расчетному, их уменьшают. Для улучшения сохранности откосов крайние скважины можно задавать наклонными (рис. 22.6, **б**) к плоскости борта.

В траншеях с пологими откосами бурят неглубокие скважины (шпуры) с шагом, равным расстоянию между основными скважинами (рис. 22.6, *в*). Расположение скважин на уступе показано на рис. 22.6, *д*.

Значения расчетного удельного расхода ВВ приведены в табл. 9.20.

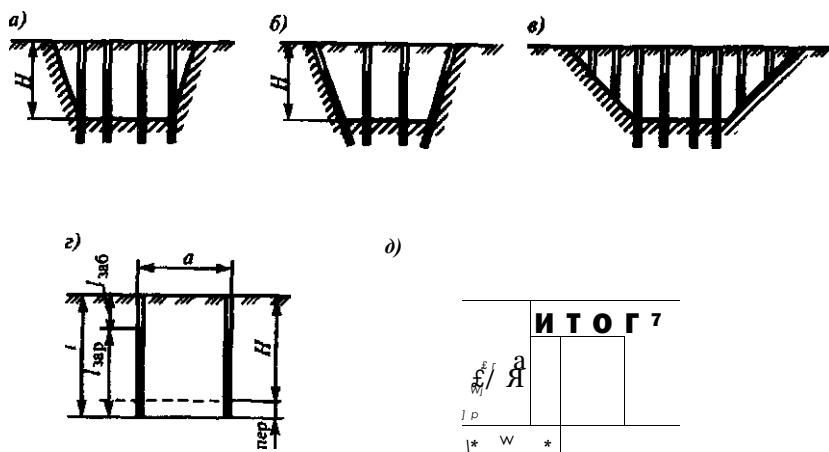


Рис. 22.6. Схемы расположения взрывных скважин (шпуров) при проведении траншей:

а — с крутыми откосами; б — с наклонными скважинами в бортах; в — с пологими откосами; г — параметры шпуровой отбойки; д — расположение скважин на уступе

ГЛАВА 23. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК БУРЕНИЕМ

23.1. Общие сведения о бурении горных выработок

В горнопроходческих работах особое место по сложности их сооружения занимают вертикальные и наклонные горные выработки (технические скважины большого диаметра, шурфы, шахтные стволы и восстающие выработки).

Техническая скважина большого диаметра (в дальнейшем техническая скважина) — вертикальная, наклонная или горизонтальная горная выработка диаметром 0,35—1,7 м, пройденная бурением и предназначенная для решения разведочных и технических задач.

Спуск и подъем людей в технических скважинах, шурфах и восстающих выработках возможен только при площади поперечного сечения в свету не менее 0,8 м² (ОСТ 41-02-206-81).

Сложность сооружения таких выработок при использовании БВР обусловлена стесненностью места работ (призбойная зона) и малой площадью поперечного сечения выработок (шурфы, технические скважины и восстающие выработки). Такие условия работы снижают производительность и увеличивают опасность ведения самих работ.

Использование бурового способа проходки позволяет осуществлять комплексную механизацию работ по разрушению и удалению породы, исключить присутствие людей в призабойной (наиболее опасной) зоне, повысить производительность и безопасность труда.

Вертикальные и наклонные выработки на горноразведочных работах сооружаются для разведки месторождений полезных ископаемых, вентиляции, спуска и подъема материалов и оборудования, прокладки коммуникаций (кабелей электроснабжения и связи, трубопроводов водоотлива и сжатого воздуха), перепуска руды или породы.

Проходка подземных горных выработок бурением осуществляется в основном в породах с коэффициентом крепости f по М.М. Протодяконову от 0,3 до 16.

Шурфы чаще всего бурятся в мягких породах ($f=0,3+1,5$, с прослойками пород с $f < 4$), технические скважины в мягких, средней крепости и крепких породах ($f=0,3+20$), шахтные стволы в мягких и средней крепости породах ($f=0,3+12$), восстающие и горизонтальные выработки в мягких, средней крепости и крепких породах ($f=2+20$).

Как правило, названные выработки проходятся вращательным бурением с применением резцового ($f=0,3+4$) и шарошечного ($f=4+20$) инструмента.

Основные свойства горных пород представлены в табл. 23.1.

Таблица 23.1. Классификация горных пород по крепости (Д твердости по штампу R_f и буримости K^b)

f	Д, МПа		Характеристика пород
0,3-1	50-100	I	А. Мягкие малоабразивные. Песок, супесь, суглинок, глина, валуны, галечник, мергель, мел, глинистый сланец, известняк, гипс, алевролит, магнезит и т.п.
1-2	100-250	II	
2-4	250-300	III	
4-6	500-1000	IV	Б. Породы средней крепости умеренной абразивности, абразивные Известняк, песчаник, аргиллит, доломит, апатит, магнетит, андезит, сиенит, туф, диабаз, скарн и тп.
6-7	1000-1500	V	
7-8	1500-2000	VI	
8-10	2000-3000	VII	
10-14	3000-4000	VIII	
14-16	4000-5000	IX	В. Крепкие породы, твердые и абразивные Скарн рудный, нифелино-сиенит, гранит, габбро, диорит, порфирит, кварц, роговик, яшма и тп.
16-18	5000-6000	X	
18-20	6000-7000	XI	
>20	>7000	XII	

Бурение горных выработок осуществляется по следующим технологическим схемам.

I. Бурение на полный диаметр сверху вниз. Технические скважины и шурфы в породах $c / = 1+4$. Вращательное и ударное бурение: диаметр выработки $D = 0,5+2,0$ м; глубина (длина) $H = 5+30$ м. Шахтные стволы в породах $c / = 1+14$. Роторно-турбинное бурение: $D = 0,5+5$ м; $H \sim 50+1000$ м.

II. Бурение на полный диаметр снизу вверх. Вращательное бурение. Восстающие выработки и технические скважины в породах $c / = 4+20$; $D = 0,5+1,5$ м; $\# = 10+150$ м.

III. Бурение пилот-скважины сверху вниз с последующим ее расширением снизу вверх на полный диаметр. Вращательное бурение. Восстающие выработки в породах $c / = 4+20$; $D = 1+2,5$ м; $\# = 60+200$ м.

IV. Бурение пилот-скважины снизу вверх с последующим расширением ее в несколько стадий. Например, расширение сверху вниз и снизу вверх. Вращательное бурение. Восстающие выработки и технические скважины при небольших объемах бурения, при малых сечениях выработки ($S < 7 \text{ м}^2$); $c / = 4+16$; $D = 0,5+1,5$ м; $\# = 10+100$ м.

Бурение восстающих выработок по II и III схемам используется при объеме проходки более 200 м/год и сечениях выработок, в которых размещается буровое оборудование, $S > 10 \text{ м}^2$.

При проектировании бурения этих выработок решаются следующие основные вопросы: выбор конструкции бура, расчет мощности на бурение, выбор типа буровой установки, выбор оптимальных режимов бурения и выбор крепи выработки.

23.2. Бурение шурфов

Машинный способ проведения шурфов в породах $c / = 0,1+4$ характеризуется тем, что все технологические операции осуществляются без спуска людей в забой выработки.

Разрушение породы и подъем ее на поверхность производится бурами вращательного действия или напорными грейферами. Бурение таких выработок выгоднее использовать в районах, доступных для транспортных средств на колесном или гусеничном ходу, а также в районах с простейшими подъездными путями.

Опыт бурения шурфов показывает, что их оптимальный диаметр изменяется в пределах от 0,7 до 1,5 м, а глубина — от 5 до 20 м.

Для проходки шурфов могут быть использованы установки трех типов: 1) специализированные; 2) комбинированные, обеспечивающие также возможность бурения скважин; 3) скважинные, позволяющие после небольшой переделки проходить шурфы.

Выбор типа шурфопроходческой установки производится только после расчета мощности, затрачиваемой на бурение шурфа. Для этого необходимо выбрать шурфобур. Прежде чем перейти непосредственно к выбору конструкции шурфобура, необходимо решить вопрос о способе подъема бура с разрушенной породой из шурфа.

При машинной проходке возможна цикличная работа, когда разрушенная порода поднимается на поверхность в конце каждого рейса, возможно полное совмещение во времени операций разрушения и подъема породы (при шнековом бурении шурфов диаметром 0,7—1,0 м), могут быть и промежуточные варианты, когда, например, разрушенная за несколько рейсов порода накапливается в призабойном аккумуляторе, а затем поднимается на поверхность (бурение шурфов диаметром 0,7—1,5 м в рыхлых и обводненных породах).

При глубине шурфов до 4—5 м наиболее рационально использовать шурфобуры, спуск и подъем которых производится с помощью ведущей штанги. При глубине шурфа 5—15 м целесообразно применять скользящие шурфобуры, а при больших глубинах — аккумулярующие.

После выбора способа спускоподъемных операций можно переходить к выбору конкретной конструкции бура.

23.2.1. ТИПЫ ШУРФОБУРОВ

Основным рабочим органом **дисковых шурфобуров** (рис. 23.1) является стальной диск 1 (диаметром, равным диаметру шурфа), имеющий две радиальные прорези 2 («окна»), под которыми устанавливаются наклонные режущие ножи 3. В центре бура монтируется опережающее долото 4, представляющее собой, как правило, стальную треугольную армированную пластину.

Наиболее целесообразной областью применения шурфобуров этого типа, которыми комплектуются буровые установки небольшой мощности, является проходка мелких и средней глубины шурфов в малоплотных и рыхлых малообводненных породах глубиной до 5 м.

Этот шурфобур имеет простейшую конструкцию, применим для проходки шурфов, глубина которых не превышает длины буровой штанги или хода подачи бура. Разгрузка шурфобура от породы осуществляется за счет центробежных сил, возникающих при его быстром вращении, вручную или за счет использования отвального лемеха, сгребающего породу с вращающегося диска. При наличии расширителя 5 с ножами 6 можно бурить шурфы диаметром от 0,7 до 1,2 м.

Наличие фиксатора 7, позволяющего перемещать шурфобур по буровой колонне, позволяет бурить шурфы глубиной до 15 м.

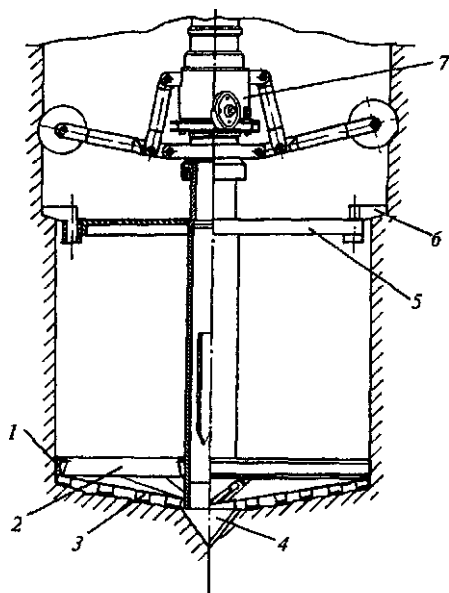


Рис. 23.1. Дисковый шурфобур

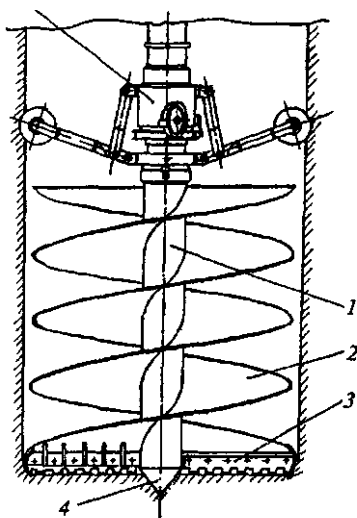


Рис. 23.2. Шнековый шурфобур

В процессе бурения фиксатор 7 не вращается, так как упирается подпружиненными дисками в стенки шурфа.

Основным рабочим органом **шнековых шурфобуров** (рис. 23.2) является ведущая труба 1 со шнеком 2, к нижней кромке винтовых лопастей (реборд) которого крепятся ножи 3. Шнек снабжается опережающим долотом 4. Однозаходные шнеки предпочтительнее при бурении шурфов в мягких и плотных породах, двухзаходные — в рыхлых сыпучих породах. Простые одно- и двухзаходные шнекобуры обеспечивают достижение высоких скоростей бурения шурфов глубиной до 5–7 м, а при наличии на буре устройства 5 для его фиксации и перемещения по колонне буровых труб — до 10–20 м (диаметр бурения 0,5–1,0 м, с расширителем (см. рис. 23.1)—до 1,3 м).

Дисковые и шнековые шурфобуры используются в основном для проходки технических шурфов и водозаборных колодцев.

Корпус 2 **ковшовых буров** (рис. 23.3) представляет собой полый цилиндр, в днище 3 которого имеются окна 5 и установлены ножи 4. По сравнению с дисковыми и шнековыми бурами ковшовые шурфобуры характеризуются меньшей производительностью, но они более приспособлены для бурения шурфов в сыпучих и обводненных породах. При наличии устройства 1 для фиксации бура на нижней трубе буровой колонны и перемеще-

ния его по колонне, глубина бурения шурфов при диаметре от 0,5 до 0,8 м может достигать 25 м.

Ковшовые буры наиболее целесообразно использовать при разведке россыпных месторождений и строительных материалов.

При проходке шурфов в сложных геологических условиях ковшовые буры оснащают расширителями (см. рис. 23.1), при наличии которых в процессе бурения осуществляется крепление выработок.

В породах, содержащих значительное количество гальки, гравия или валунов, бурение шурфов выгоднее осуществлять грейферными шурфобурами одновременно с креплением.

Грейферные шурфобуры (рис. 23.4) работают следующим образом. В рыхлых породах внедрение «челюстей» 1 грейфера 3 в породу осуществляется под действием осевой нагрузки, передаваемой через буровую колонну 4, а смыкание «челюстей» — при вращении буровой колонны. В плотных породах (глинах, суглинках и галечниках) внедрение «челюстей» грейфера осуществляется при его поступательном движении и вращении по часовой стрелке, а смыкание — при вращении против часовой стрелки, за счет ходового винта 2.

Грейферные буры целесообразно использовать для проходки шурфов диаметром 0,7—1,0 м и глубиной до 5—7 м.

Кроме буров такой конструкции используются также напорные грейферы, обеспечивающие проходку шурфов квадратного и круглого сечения глубиной до 10—15 м (установка УГШН-15).

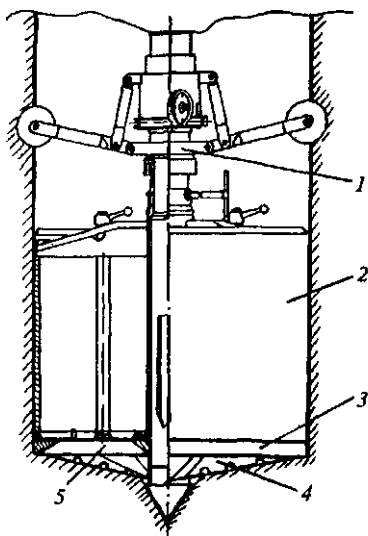


Рис. 23.3. Ковшовый бур

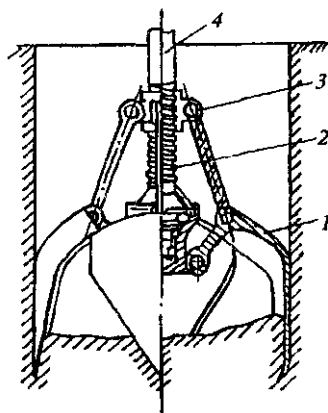


Рис. 23.4. Грейферный бур

Рис. 23.5. Аккумулярующие буры циклического (а) и непрерывного (б) действия:
1 — буровая труба; 2 — корпус бура, 3 — шнек

Колонковые шурфобуры, отличающиеся относительно сложной конструкцией, до настоящего времени не нашли применения в практике геологоразведочных работ, однако промышленные испытания некоторых из них дали положительные результаты (см. § 23.3, рис. 23.15).

Корпус шурфобура представляет собой полый цилиндр с двойными стенками; породоразрушающий инструмент, расположенный на кольцевом основании цилиндра, определяет отличительные особенности этих шурфобуров. Колонковые шурфобуры предназначены для бурения в породах средней крепости и крепких.

Аккумулярующие шурфобуры (рис. 23.5) используют для бурения шурфов и устьев шахтных стволов. При этом разрушенная порода циклично или непрерывно перегружается с забоя в аккумуляторы, расположенные в корпусе бура. Более подробно аккумуляющие буры рассмотрены в § 23.3.

23.2.2. РАСЧЕТ МОЩНОСТИ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ПРОХОДКИ ШУРФА

Мощность, необходимая для бурения, может быть найдена по формуле, Вт

$$N=Mn, \quad (23.1)$$

где U — крутящий момент на валу бура, Н·м; n — частота вращения бура, с⁻¹.

Для ковшовых и дисковых буров:

$$M_k = 0,6L(\wedge_{рез} + FM - R_2), \quad (23.2)$$

где $\wedge_{рез}$ — радиус бура, м; R_2 — радиус вала бура, м; $F_{рез}$ — приведенная сила сопротивления резанию, Н/м; F_n — приведенная сила, затрачиваемая на перемещение породы, Н/м.

Для шнековых буров:

$$M_{ш} = OMiiF^{\wedge} + / \bullet, \bullet) (R_i - R_2) + 1,2 \quad \text{ВД}, \quad (23.3)$$

где F_6 — приведенная сила, затрачиваемая на трение бура о стенки шурфа, Н/м; F_n — приведенные сила сопротивления резанию и сила перемещения породы, Н/м.

Отделяемые элементы породы переходят из состояния покоя, в котором они находятся в массиве, в состояние движения, двигаясь при этом с ускорением, в связи с чем возникает сила инерции, оказывающая дополнительное сопротивление резанию, а следовательно, и вызывающая дополнительный расход мощности, который может быть учтен по формуле:

$$N_a = Lp(2 - \cos a)n^3C</4), \quad <23.4)$$

где h — высота срезаемого слоя за один оборот бура, м; p — плотность породы, кг/м³; a — угол наклона режущих ножей, град.

Значения величин, входящих в формулы (23.1)—(23.4) приведены в табл. 23.2.

Таблица 23.2. Значения некоторых величин в формулах для расчета мощности

Величины	Породы		
	рыхлые	среднеплотные	плотные
κН	10-25	25-35	35-60
Р, кг/м ³	1500-1700	1700-2000	2000-2400
Л, м	0,25-0,75	0,25-0,75	0,25-0,5
Р» м	0,07-0,1	0,07-0,1	0.07-0,1
Н/м	7000-16000	11000-20000	14000-25000
К, н/м	20-60	40-80	50-110
л, с'	2-1	1-0,5	0,5-0,3
Ф«, Н/м	200-1200	400-1500	700-2200
Л, м	0,025-0,035	0,015-0,025	0,005-0,01
а, град	45	65	80
FL, Н/м	30000-150000	50000-180000	70000-210000
Ф, Н/м	1500-2500	2000-3000	2500-3700

Затраты мощности при работе аккумулярующими бурами определяются по формулам для ковшовых буров и умножаются на коэффициент 1,5.

Определив мощность, затрачиваемую на бурение, выбирается тип шурфопроходческой установки по табл. 23.3.

Таблица 23.3. Основные параметры шурфопроходческих установок

Показатели	Установка			
	УБСР-25	КШКЭОА	ПБУ-50	УГШН-15
Мощность на бурение, кВт	37	22	55	30
Максимальная глубина шурфа, м	25	10	16	15
Максимальный диаметр шурфа, м	0,8	1,5	1,0	-
Максимальная площадь сечения шурфа, м ²	0,5	1,77	0,79	2,5
Частота вращения бура, с ⁻¹	0,5-1,0	1,1; 2,2	0,2-1,63	-
Усилие подачи, кН	60	20	50	50
Усилие подъема, кН	150	150	150	25
Ход подачи, м	1,5	1,5	3,2	0,5 (15)
Транспортная база	ТТ-4	Прицеп	ЗИЛ-131	ТДТ-55
Масса, т	12	6	9,5	13

23.2.3. БУРОВЫЕ УСТАНОВКИ

Наиболее часто для бурения шурфов применяются самоходные установки УБСР-25 (рис. 23.6) и ПБУ-50 (рис 23.7).

Установка УБСР-25 используется для бурения скважин и шурфов диаметром 0,4—0,8 м в рыхлых, малоплотных, и обводненных породах при разведке россыпных месторождений золота, янтаря, алмазов в труднопроходимых районах с холмистой и лесистой местностью. *Для* этого она смонтирована на трелевочном тракторе ТТ-4.

Вращение буров обеспечивается ротором 4 посредством буровой колонны. Наряду с вращательным бурением установка УБСР-25 обеспечивает и ударное бурение, для чего ее лебедка снабжена ударным механизмом. Для обеспечения спуско-подъемных и других операций используется телескопическая мачта 3.

Техническая характеристика установки УБСР-25

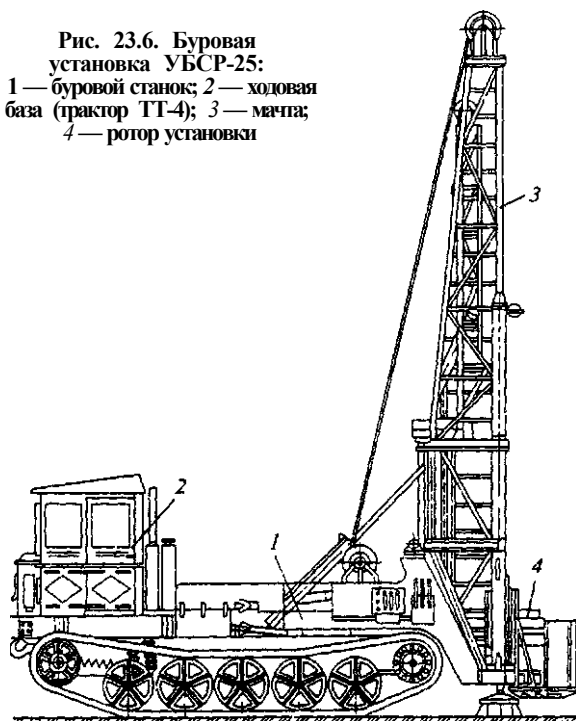
Максимальный крутящийся момент, Н-м	50000
Скорость перемещения ротора, м/с:	
вверх	0,08
вниз	0,25

Лебедка:

грузоподъемность, кН.....	32,5
канатоемкость, м.....	50
Грузоподъемность мачты, кН.....	65
Высота мачты, м.....	9,15
Габаритные размеры (в транспортном положении), м.....	9,2 x 2,5 x 3,5
Масса бурового инструмента, кг.....	10000

Комплект бурового инструмента установки УБСР-25. В комплект инструмента, который перевозится на прицепе санного типа, входит ковшовый бур и колонковая приставка для разбуривания пропластков пород средней крепости (монтируется вместо днища ковшового бура), ударное долото для дробления пропластков после колонкового бурения или для разрушения крупных (размером более 200 мм) валунов, шнековый бур для бурения в устойчивых (плотных) породах. Кроме этого установка снабжена буровыми и обсадными трубами, «сухарями» для соединения буровых труб, роторной вилкой, «башмаком» для спуска и подъема обсадных труб, элеватором для буровых труб и ведущей штангой.

Рис. 23.6. Буровая установка УБСР-25:
1 — буровой станок; 2 — ходовая база (трактор ТТ-4); 3 — мачта; 4 — ротор установки



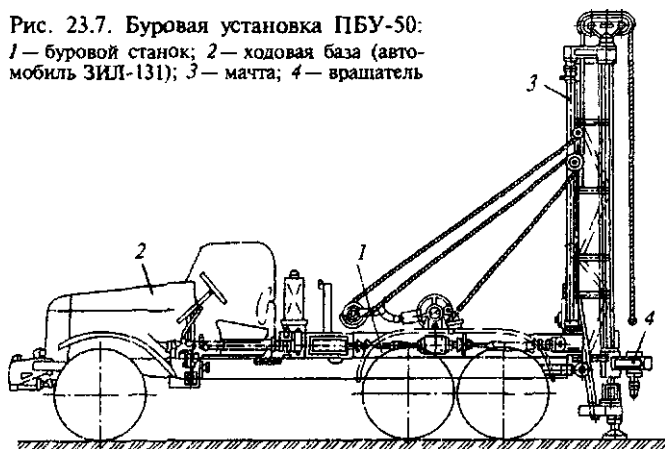
Комплексная самоходная буровая установка ПБУ-50 предназначена для бурения в мягких породах (глинах, суглинках, супесях, песках и т.п. с категорией по буримости до IV по ЕНВ) скважин и шурфов диаметром 0,2; 0,3; 0,5; 0,8; 1,0 м и глубиной, соответственно, 50, 35, 25, 20 и 15 м.

Способы бурения установкой ПБУ-50 следующие: вращательное, всухую шнеками, или колонковыми наборами, заходками до 1,0 м; ударное, с использованием желонки, забивных станков или долот.

Установка смонтирована на автомобиле ЗИЛ-131 (вездеход), приводом установки является двигатель автомобиля, мощностью 175 л.с. (129 кВт). Для подачи вращателя используют два гидроцилиндра, смонтированные на мачте и развивающие усилие подачи, кН: вниз — 56; вверх — 120. Вращатель — шпиндельный (правого и левого вращения) обеспечивающий следующие частоты вращения 14; 38; 63 и 101 мин⁻¹. Ход каретки вращателя составляет 3250 мм, скорость перемещения каретки, м/мин: вверх — 0—0,975, вниз — 0—2,8. Лебедка — планетарная, грузоподъемностью 25 кН, канатоемкостью 60 м; скорость навивки каната — 0,47; 1,28; 2,13; 3,43 м/с. Установка имеет кривошипно-шатунный ударный механизм с числом ударов снаряда в минуту 17; 47; при этом масса ударного снаряда — 400 кг, а величина хода снаряда — 1 м. Мачта установки — телескопическая с гидравлическим подъемником, минимальная высота которого до оси кронблока — 5,1 м, а максимальная 8,4 м.

Перевозка инструмента и оборудования осуществляется установкой на двухосном прицепе грузоподъемностью 2,5 т.

Рис. 23.7. Буровая установка ПБУ-50:
1 — буровой станок; 2 — ходовая база (автомобиль ЗИЛ-131); 3 — мачта; 4 — вращатель



Параметры буровой установки с прицепом
Буровая установка Прицеп

Размеры, мм:

длина.....	8500	6300
ширина.....	2500	2400
высота.....	2700	2400
Масса, кг.....	10000	3500 (с инструментом)

Технические параметры инструмента для установки ПБУ-50 следующие: 1) шнеки диаметром 180 мм, длиной 1,5 м, массой от 35 кг; производительность бурения — 50 м/смену (с отбором проб — 20 м/смену); используются для разведочных целей; 2) шнеки диаметром 280 мм — пустотелые, с внутренним диаметром 145 мм, длиной по 2 м, массой по 100 кг; производительность бурения — 20 м/смену; используются для бурения инженерно-технических скважин и сооружения свай; 3) шнекобур диаметром 500 мм, длиной 1,5 м, массой 1000 кг; используется для бурения технических скважин производительностью 10 м/смену; 4) шнекобуры диаметром 800 и 1000 мм, длиной 1,2 и 1,0 м массой 1450 и 1500 кг; используются для бурения технических и разведочных шурфов, сооружения свайных оснований; производительность 6—10 м/смену; 5) желонки и долота диаметром 100 и 113 мм и т.д. (до 600 мм), длиной по 2,5 м, массой 50 и 70 кг для ударного бурения с одновременной обсадкой; 6) колонковые буры (наборы) и забивные стаканы диаметром 180, 280 и 500 мм, длиной 1,0 м для поинтервального отбора проб грунта при инженерно-геологических изысканиях и 7) буровые штанги (для буров) диаметром 114 мм.

Буровая установка КШК-30А (см. табл. 23.3) относится к специализированным, предназначенным только для бурения шурфов. Буровой станок смонтирован на двухосном прицепе, что позволяет использовать установку совместно с вездеходом. Составит КШК-30А из складывающейся трубчатой мачты, привода, гидросистемы подачи, вращателя и лебедки.

Техническая характеристика буровой установки КШК-30А

Высота мачты, м.....	7
Грузоподъемность мачты, кН.....	70
Грузоподъемность прицепа, кг.....	4500
Высота ведущей штанги, м.....	5
Размеры установки в транспортном положении, м.	7,6 х 2,7 х 3,6

Наиболее выгодно данную установку использовать для проходки шурфов при большом объеме работ. В комплект инстру-

мента могут входить дисковые, шнековые, ковшовые и аккумулирующие буры диаметром от 0,7 до 1,5 м.

Данная установка не выпускается серийно, но может быть изготовлена на любом из заводов по выпуску установок УБСР-25 и ПБУ-50 при наличии спецзаказа.

Шурфопроходческая установка УГШН-15 оснащена напорным грейфером, обеспечивающим проходку шурфов в породах I — IV категорий крепости по ЕНВ. Породы более высоких категорий крепости убирают грейфером из шурфа после их разрыхления с использованием БВР. С помощью установки можно проходить шурфы сечением 1,25—2,0 м² с производительностью до 4,5 м/смен, применяя инвентарную крепь, а в породах более высоких категорий — до 2 м/смен. На установке применен высокоэффективный напорный грейфер ковшового типа.

Ходовой базой установки является трактор ТДТ-55. Грейфер установки оснащается сменными «челюстями», позволяющими проходить шурфы круглой и квадратной формы поперечного сечения.

Техническая характеристика установки УГШН-15

Высота разгрузки грейфера, м.....	1
Радиус разгрузки, м.....	2,7
Вместимость грейфера, м ³	0,2
Скорость передвижения, км/ч.....	до 10
Размеры, м	
длина.....	11
ширина.....	2,56
высота.....	3,5

23.2.4. ВЫБОР ОПТИМАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ БУРЕНИЯ

При выборе оптимальных режимов бурения шнековыми бурами в первую очередь следует задаться критерием оптимизации. Если принять в качестве основного критерия механическую скорость бурения v_m , то соотношение осевой нагрузки $R_{ж}$ и частоты вращения n бура следует подбирать, исходя из следующих значений: $R_{ос} = 10+60$ кН, $n = 15+2$ с⁻¹. Эти значения $R_{ж}$ и «приемлемы для буров диаметром от 1,0 до 1,5 м при бурении по рыхлым породам ($\rho = 1500+1700$ кг/м³). Если шурфобур имеет другой диаметр (в пределах 0,5—1,0 м и 1,5—2,0 м), то качественная картина зависимости v_m (я) остается такой же, однако механическая скорость увеличивается на 10% на каждые 10 см уменьшения диаметра бура и соответственно снижается при увеличении его диаметра.

При бурении по плотным породам ($\rho = 1700\text{-}5\text{-}2000 \text{ кг/м}^3$) необходимо частоту вращения уменьшать в 1,5 раза, а по очень плотным породам ($\rho = 2000\text{-}5\text{-}2400 \text{ кг/м}^3$) — в 2 раза; осевая нагрузка соответственно увеличивается в 1,2 и 1,5 раза. Если выбранные ранее шурфопроходческие установки не обеспечивают необходимой частоты вращения бура или осевой нагрузки, то, задавшись одним из этих параметров, второй подбирают таким образом, чтобы механическая скорость была максимально возможной.

В качестве критерия оптимизации можно также избрать удельную мощность на бурение, особенно при недостаточной мощности привода установки. Увеличение или уменьшение диаметра бура приводит к пропорциональному изменению удельной мощности. Переход к бурению по плотным породам требует соответственно введения коэффициента 1,5—2,0 на увеличение удельной мощности.

Для дисковых и ковшовых буров оптимальные режимы бурения подбирают так же, как для шнековых.

Параметры режимов бурения шурфов в зависимости от типа бура и плотности пород при диаметре бура, равном 1 м, приведены в табл. 23.4.

Таблица 23.4. Параметры режимов бурения шурфов

Тип бура	Плотность породы ρ кг/м ³					
	1500-1700		1700-2000		2000-2400	
	Параметры бурения					
	P , кН	l , с ⁻¹	L , кН	l , с ⁻¹	L , кН	l , с ⁻¹
Шнековый (двухзаходный)	10-20	1,2-0,7	20-40	0,6-0,3	40-60	0,3-0,1
Ковшовый	12-24	0,7-0,4	26-52	0,6-0,3	45-70	0,1-0,05
Дисковый	12-24	1-0,6	30-55	0,6-0,3	45-70	0,2-0,1
Аккумулярующий	15-30	2,0-1,2	-	-	-	-

Для аккумулярующих буров циклического действия (см. рис. 23.5, а) режимы принимаются такими же, как для ковшовых буров равного диаметра. Аккумулярующие буры непрерывного действия (см. рис. 23.5, б) могут работать при бурении по водонасыщенным породам и характерны постоянным вращением шнека. При этом корпус бура не вращается, а опускается вниз под действием собственной массы или осевой нагрузки по мере «перекачки» в аккумулятор породы.

Техническую скорость бурения шурфов можно ориентировочно определить по следующей формуле, м/ч

$$v_T = A - 3600 \kappa^*, \quad (23.5)$$

где A — углубка шурфа за один оборот бура при оптимальной нагрузке, м; p — частота вращения бура, c^{-1} ; kg — коэффициент, учитывающий затраты времени на вспомогательные операции при бурении (наращивание бурового става, спуск-подъем бура, разгрузка и уборка породы и т.п.).

Значение коэффициента kg для скользящих по буровой колонне буров в зависимости от типа шурфобура и его диаметра при глубине шурфов до 15 м приведены в табл. 23.5.

Таблица 23.5. Значения коэффициента A ,

Тип бура	Диаметр бура, м	K
Шнековый	0,5-1,0	0,8-0,4
Дисковый	0,5-1,0	0,7-0,5
Ковшовый (аккумуляционный)	0,6-1,5	0,6-0,3

23.2.5. КРЕПЛЕНИЕ ШУРФОВ

Выбор крепежных материалов и конструкций крепи определяется горным давлением и продолжительностью использования шурфа (см. гл. 13).

Кратковременная крепь возводится в период проведения шурфа или сооружается после его проходки. Эта крепь может быть использована только в период разведочных или инженерно-геологических работ, когда осуществляется опробование пересекаемых пород или взятие пробы в призабойной зоне шурфа.

Кратковременная крепь должна быть легкой и удобной при ее монтаже и демонтаже. Материалами для изготовления элементов кратковременной крепи обычно служат алюминиевые сплавы, сталь и пластмассы (рис. 23.8). Предпочтительнее использовать кольцевую крепь, состоящую из отдельных колец 1, соединяемых между собой, или каркасно-пластинчатую (рис. 23.9), состоящую из каркаса, на который монтируются пластины. Оба этих вида крепи могут использоваться в недостаточно устойчивых породах (перемежающихся глинах, песках, суглинках и т.п.). Кратковременная крепь используется от одного до нескольких дней.

Сезонная крепь применяется в тех случаях, когда срок службы шурфа измеряется месяцами. Эти шурфы чаще всего используются в качестве технических выработок, соединяющих подземные разведочные выработки (рассечки, квершлагги) с земной поверхностью. Крепь таких шурфов должна обладать большей прочностью по сравнению с кратковременной. Это обусловлено тем, что устойчивость стенок шурфа с течением времени снижается, так как прочность пород, слагающих стенки, при длительном воздей-

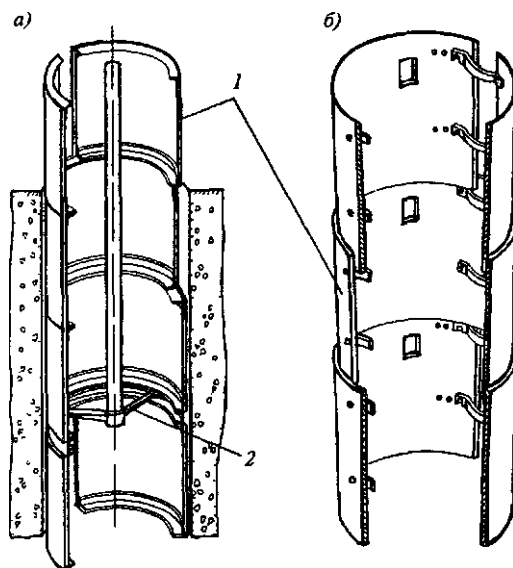


Рис 23.8. Кольцевая крепь:

а — металлическая, б — стеклопластиковая, 1 — кольцо, 2 — спуско-подъемное устройство для монтажа и демонтажа крепи

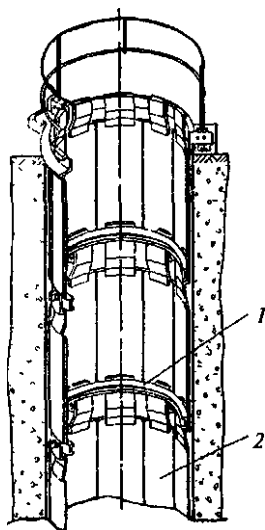


Рис. 23.9. Каркасная крепь—

/ — распорное кольцо,
2 — элемент каркаса

ствии нагрузок уменьшается. Конструировать сезонную крепь для многократного применения в большинстве случаев нецелесообразно, так как с течением времени (несколько месяцев) ее зажимает в шурфе породой, и извлечь крепь обратно без повреждений практически невозможно.

Для повторного применения в лучшем случае могут применяться несущие элементы крепи, например распорные кольца 1 (см. рис. 23.9). Соответственно с этим, вспомогательные детали крепи разового использования могут быть изготовлены из деревянных досок толщиной до 50 мм. Такая крепь называется *каркасной*.

Долговременная крепь применяется для шурфов, эксплуатируемых в течение длительного времени, измеряемого годами. Это крепь одноразового использования, поэтому ее конструкция не предусматривает воз-

возможность демонтажа. К долговременным крепям относят каркасную и анкерную, а также крепь из железобетонных колец, из металлических и пластмассовых труб или колец (см. табл. 23.13). В качестве материалов для пластмассовой крепи применяют стеклопласт, винипласт и полиэтилен.

В зависимости от устойчивости пород в стенках шурфа, их прочности и глубины шурфа давление на крепь можно вычислить по формуле, Па

$$p = (10\rho Y(1 - \sin\phi_v) - 2c \cos\phi_v) / (1 + \tan\phi_v), \quad (23.6)$$

где ρ — плотность породы, кг/м³; Y — глубина шурфа, м; ϕ_v — угол внутреннего трения, град; $\phi_v = 30^\circ$ — для рыхлых пород; $\phi_v = 40^\circ$ — для плотных пород; c — сцепление частиц породы, Па; $c = 5 \cdot 10^4$ — для рыхлых пород; $c = 10 \cdot 10^4$ — для пород средней плотности; $c = 15 \cdot 10^4$ — для плотных пород.

Толщина стенок крепи может быть определена по формуле:

$$\delta = R_k \left(\sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{сж} - 2P}} - 1 \right) \quad (23.7)$$

где R_k — внутренний радиус крепи, м; $\sigma_{сж}$ — предел прочности при сжатии материала крепи, Па.

Подробнее о расчете крепи см. в разделе III.

23.3. Бурение технических скважин и шахтных стволов

При проведении горноразведочных работ особое место отводится проходке технических скважин и шахтных стволов малого диаметра бурением. Использование бурового способа позволяет осуществлять комплексную механизацию, исключить присутствие людей в забое, повысить производительность труда и безопасность работ, снизить уровень загрязнения окружающей среды. Диаметр технических скважин в основном изменяется в пределах от 0,5 до 1,5 м, глубина 50—1000 м, а шахтных стволов соответственно 1,5—4 м и 100—1000 м.

Бурение шахтных стволов и технических скважин наиболее выгодно в породах с пределом прочности при сжатии от 20 до 150 МПа. В более крепких породах необходимо использовать буровзрывной способ проходки.

Наиболее совершенным и распространенным в нашей стране является реактивно-турбинный способ бурения (РТБ) стволов и технических скважин. Сущность способа РТБ заключается в том,

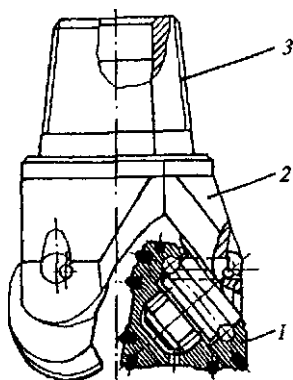


Рис. 23.10.
Трехшарошечное долото:
1 — шарошки; 2 — корпус;
3 — конусная резба

что разрушение породы на забое осуществляется турбинными агрегатами, состоящими из двух или нескольких турбобуров, жесткосоединенных между собой. Каждый турбобур оснащен шарошечным долотом, имеющим от 3 до 8 шарошек, а сам агрегат соединен с буровой колонной. Валы турбобуров, имеющие турбинки, вместе с долотами приводятся во вращение буровой жидкостью, подаваемой в турбобуры под давлением насосами. Мощность турбобуров зависит от напора и подачи насосов, пропускной способности нагнетательного трубопровода. Кроме вращения вокруг своей оси, турбобуры вращаются вокруг оси турбинного агрегата, совпадающей с осью выработки. В результате этого шарошечные долота совершают планетарное движение в плоскости забоя. Если вращение турбинного агрегата (бура) вокруг своей оси осуществляется за счет принудительного вращения его ротором буровой установки через бурильную колонну, то такой способ бурения называется *роторно-турбинным*.

Вынос разрушенной породы на поверхность производится частично восходящим потоком буровой жидкости (до 20% от общего объема) и шламоуловителями, установленными над долотами турбинного агрегата. Наиболее эффективна очистка забоя от шлама при использовании глинистых растворов.

Вынос разрушенной породы на поверхность производится частично восходящим потоком буровой жидкости (до 20% от общего объема) и шламоуловителями, установленными над долотами турбинного агрегата. Наиболее эффективна очистка забоя от шлама при использовании глинистых растворов.

Опыт бурения стволов показывает, что при использовании РТБ угол отклонения оси выработки от вертикали приближается к нулю с увеличением диаметра бура. Конструкциями буров предусмотрено использование практически всех трехшарошечных долот диаметром от 190 до 490 мм (рис. 23.10). Типы РТБ и размеры долот, которыми они оснащаются, подробно изложены в справочной литературе по реактивно-турбинному бурению. Стволы, пройденные бурением, используются для вентиляции, спуска и подъема людей, транспортирования породы и полезного ископаемого, материалов, оборудования и т.п. Для этого применяют бадьи или клетки. При разведке месторождений такие стволы оборудуются так же, как и стволы, пройденные с использованием БВР.

23.3.1. ТЕХНОЛОГИЯ, ОБОРУДОВАНИЕ И ИНСТРУМЕНТ

Технология бурения стволов включает монтаж бурового и вспомогательного оборудования, сооружение устья, бурение, крепление

шахтного ствола и откачку промывочной жидкости. Если в процессе бурения ствола происходит поглощение большого количества промывочной жидкости (свыше 5% от подаваемого количества), работы останавливают для того, чтобы перекрыть зону поглощения обсадной колонной или тампонированием песчано-цементной смесью. В обоих случаях перед перекрытием зоны поглощения откачивают промывочную жидкость из ствола специальными шахтными насосами типа ППН-5012М или ЦНС подачей от 50 до 180 м³/ч и напором от 250 до 900 м. Если поглощения в процессе бурения нет, то откачку жидкости проводят после спуска в ствол обсадной колонны. После этого проходится горная выработка, соединяющая пробуренный шахтный ствол с подземной выработкой.

В устойчивых породах устье (кондуктор) сооружается на глубину до 10—12 м только для размещения бура, а в мягких, склонных к обрушению, — на глубину их залегания, иногда до 30 м. Диаметр устья выбирают в зависимости от конструкции ствола. Для бурения стволов при горноразведочных работах можно использовать буровые установки с электрическим приводом УБВ-600, БУ-75БрЭ, А-50, «Уралмаш 47-76», а в районах, удаленных от линии электропередач, — аналогичные с дизельным приводом.

Буровая установка УБВ-600 (см рис. 23.16) применяется для бурения скважин, шурфов и стволов различного диаметра, с использованием всех видов буров. Шурфы и стволы глубиной соответственно до 40 и 200 м можно бурить диаметром 1,0—1,5 и 1,5—2,5 м.

Техническая характеристика установки УБВ-600

Глубина бурения, м.....	до 600
Диаметр выработки, мм.....	490—1200
Усилие на крюке, кН.....	500
Натяжение каната при оснастке 3х4, кН.....	77
Скорость навивки каната, м/с.....	1,1; 1,9; 4,2; 7,8
Прходное отверстие ротора, мм.....	410
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	105; 183
рабочая.....	29,7; 54 и 235
вспомогательная.....	—
Статическое усилие на ротор, кН.....	147,1
Буровой насос 9 Мгр — 61 (2 шт.);	
подача, л/с.....	7,5—16
давление, МПа.....	2,8—4,4
Компрессор КТ-7:	
подача, м ³ /мин.....	5,3
давление, МПа.....	0,83

Пневматический ударный механизм:

высота подъема инструмента, м.....0,9

частота, мин⁻¹.....30**Размеры установки (ширина х длина х высота), м.....2,6 х 8,6 х 22,4****Масса установки, т.....55**

Все механизмы установки смонтированы на двух автомобилях типа КрАЗ-257. Для бурения выработок способом РТБ два насоса модели 9 Мгр-61 заменяют на один центробежный ЦНС-300/600.

В качестве вспомогательного оборудования и инструмента применяют: глиномешалку МГ-24, насос 9 Мгр-61 для тампонирувания затрубного пространства, вспомогательную лебедку ЛМГ-1 для выноса бурильных труб и других операций, компрессорную станцию КС7-5М, ротор У7-520-3 или Р-560, машинные ключи УМК-1С, вертлюг ШВ 14-160, или БУ-75Бр с ведущей трубой, нагнетательные шланги высокого давления.

Для бурения шахтных стволов диаметром до 4 м наиболее приемлема установка БУ-75БрЭ.

Техническая характеристика установки БУ-75БрЭ

Глубина бурения, м.....300

Диаметр бурения, м.....1,0—4,0

Нагрузка на крюке, МН.....0,75; 1,0

Мощность лебедки, кВт.....320

Скорость подъема при оснастке 5 х 6, м/с.....0,37; 1,82

Мощность, передаваемая на ротор, кВт.....180

Частота вращения ротора, мин⁻¹.....50—165**Количество буровых насосов, шт.:**

при роторном бурении.....2

при РТБ:

поршневых.....2

центробежных.....1

Максимальное давление, развиваемое насосами,**МПа.....20****Мощность двух насосов, кВт.....265****Число двигателей буровой установки.....3**

На промплощадке (рис. 23.11) при бурении ствола размещают: буровое здание 1, тампонажную емкость 2, приемный трап 3, кран 4 (типа КПБ-3М), склад материалов 5, административно-бытовое здание 6, здание лебедок основного 7 и аварийного 8 подъема, нагнетательный трубопровод 9, склад горюче-смазочных материалов (ГСМ) 10, насосное здание 11, трансформаторный блок 12, насосную станцию 13, гидроциклоны 14, отстойник 15, приемный резервуар 16, вибросито 17, глиномешалку 18, желоб 19.

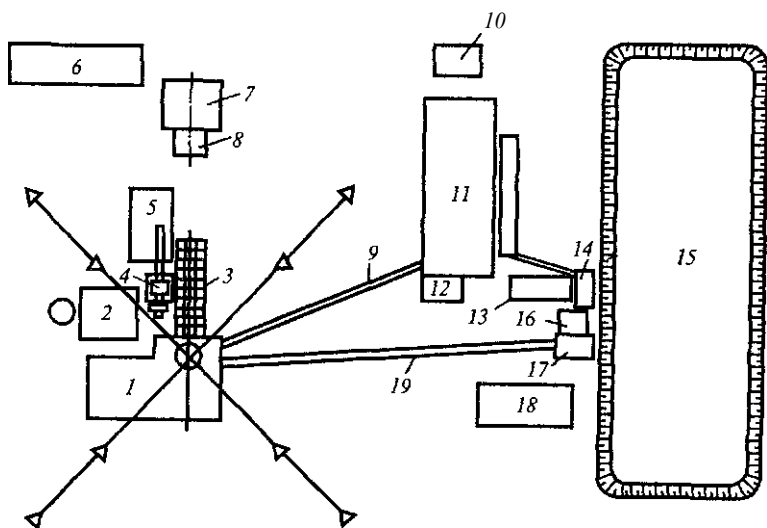


Рис. 23.11. Промплощадка при бурении шахтного ствола

В состав буровых установок входит следующее оборудование, размещаемое на промплощадке: буровая вышка, предназначенная для спускоподъемных операций, основание под вышку, на котором монтируются лебедки, подроторная рама, ротор, буровой ключ АКБ-ЗМ, механизм крепления талевого каната, подсвечники для установки бурильных свечей (труб), основание силового привода, основания буровых насосов и их приводов, приемные мостки и стеллажи для труб.

Здания вышечного блока различных конструкций и размеров предназначены для защиты рабочих и оборудования от атмосферных осадков и холода. Вышки ВМ-41М и ВБ-53-300, применяемые для бурения стволов монтируются подъемниками ПВК-1, ПВУ-35, ПВ2-45, ПВ3-35.

Рациональная область применения указанных буровых установок следующая: глубина бурения не менее 100 м, диаметр — не менее 0,5 м для установки УБВ-600, и соответственно 100 и 1,8 м — для установки БУ-75БрЭ.

23.3.2. РОТОРНО-ТУРБИННЫЕ И РЕАКТИВНО-ТУРБИННЫЕ БУРЫ

Стандартом установлено, что роторно-турбинные буры должны изготавливаться из двух и более турбобуров с двумя несущими продольными стяжками, устройством для смены отработанных турбобуров над устьем выработки и противозахватным устройством. Ре-

активно-турбинные буры изготовляют без указанных устройств, но они должны быть снабжены утяжелителями. Обе конструкции РТБ имеют шламоуловители.

Техническая характеристика роторно-турбинных и реактивно-турбинных буров приведена в табл. 23.6. Цифра в типоразмере агрегата РТБ соответствуют диаметру буримой выработки.

Таблица 23.6. Техническая характеристика агрегатов (буров) РТБ

Типоразмер бура	Количество долог на буре	Диаметр турбобуров и их количество, мм/шт	Диаметр долог, мм	Допустимая нагрузка на бур, кН	Масса бура, т
РТБ-590	2	195/2	269,9	155	15,8
РТБ-640	2	195/2	295,3	165	17,0
РТБ-760	2	240/2	349,2	70	12,0
РТБ-920	2	240/2	444,5	75	13,0
РТБ-1020	2	240/2	490,0	80	13,2
РТБ-1260	3	240/3	444,5	125	21,5
РТБ-1560	3	240/4	490,0	130	22,0
РТБ-1720	3	240/4	393,7	160	26,7
РТБ-2080	3	240/4	490,0	190	32,0
РТБ-2250	3	240/4	490,0	160	26,6
РТБ-2600	3	240/4	490;750	225	38,0
РТБ-3200	4	240/4	490;750	340	57,9
РТБ-4000	4	240/4	620;750	345	59,0

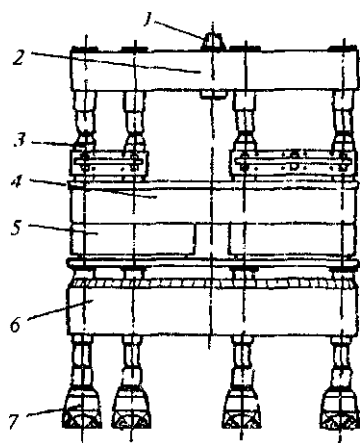


Рис. 23.12. Конструкция бура РТБ

Бур РТБ (рис. 23.12) состоит из траверсы 2, жестко соединяющей турбобуры 3, снабженные шарошечными долотами 7. На турбобурах 3 размещены утяжелители 5, шламоприемники 4 и 6. С помощью переходника 1 бур РТБ соединяется с буровой колонной, состоящей из труб диаметром 168 мм, соединенных между собой резьбовыми замками. Трубы выпускают длиной 6; 8 и 11,5 м.

При бурении стволов в породах с коэффициентом крепости от 6 и более РТБ оснащают либо серийными трехшарошечными долотами типа С, Т, ТЗ (для пород средней крепости) и ОК (для крепких пород), либо спе-

циальными долотами ДРБ-620, 750, 880. Долота ДРБ состоят из четырех и более серийно выпускаемых шарошек. Каждый новый комплект долот должен быть приработан на забое в течение 8—10 мин, при уменьшенных осевых нагрузках на бур и минимальной частоте вращения. Учитывая работу шарошек долот в режиме удара со скольжением, расход промывочной жидкости должен быть не менее 2 л/с.

23.3.3. БУРЕНИЕ УСТЬЕВ СТЕЛОВ ШАХТ В МЯГКИХ ПОРОДАХ

Устья стволов сооружают для размещения РТБ и перекрытия неустойчивых мягких пород. Глубина зависит от горно-геологических условий. Для проходки устьев стволов на глубину до 30—40 м в мягких породах используется обычный способ с применением БВР (см. гл. 21) и передвижных комплексов КПШ-2, КПШ-3 и буровой с применением буровых установок. Основным недостатком всех схем проходки устьев шахтных стволов обычным способом является необходимость присутствия людей в забое.

Технология бурения устьев в мягких породах предусматривает использование шнековых и ковшовых буров типа КАШБ-1, КАГБ-1 и КАГБ-2. При строительстве фундаментов под буровую вышку и оборудование, верхнюю часть крепи устья ствола устраивают в монолите с фундаментом на глубину до 3—4 м.

Бурение устья можно производить комбинированным аккумуляющим шнековым буром КАШБ-1 (рис. 23.13). Корпус бура состоит из двух труб — наружной 6 и внутренней 5, с толщиной стенок соответственно 10 и 16 мм. В днище 7, соединяющем трубы 6 и 5, выполнены четыре вертикальные прорези, в которых перемещаются резцовые ножи 13. Ножи 13 установлены на цилиндрических шарнирах И, с пазами 9 в упорах 10, что позволяет им раздвигаться на максимальный диаметр. Во внутренней трубе 5 размещен однозаходный шнек 12 и забурник 14. Разрушаемая шнеком 12 порода через окна 3 поступает в аккумулятор 2. Бур имеет кулачковую муфту 1, которая позволяет при полном зацеплении вращать также корпус 6 бура. Разгрузка аккумулятора 2 осуществляется через окна 8. Монтажные окна 4 в буре 6 служат для крепления шнека 12 и контроля загрузки бура. Для создания нагрузки на бур при роторном бурении можно устанавливать утяжелители.

При бурении устьев буром КАШБ-1 используют глинистый раствор при минимальной нагрузке 10 кН и частоте вращения 4—6 мин⁻¹. Часть разрушенной породы (до 40%) выносятся глинистым раствором на поверхность и стекает в отстойник.

Техническая характеристика бура КАШБ-1

Высота бура, м.....	4,3
Диаметр буримого устья, м:	
минимальный.....	2,2
максимальный.....	3,0
Диаметр бури, м:	
наружный.....	2,1
внутренний.....	0,8
Диаметр шнека, м.....	0,78
Диаметр вала шнека, м.....	0,2
Угол конусности днища, град.....	60
Количество резцовых ножей.....	4
Высота ножей, м.....	1,4
Ширина ножей, м.....	0,7
Толщина ножей, не менее, м.....	0,06
Угол резания, град.....	52
Величина хода шнека в буре, м.....	0,2
Вместимость аккумулятора, м ⁵	4,8
Масса бура без породы, т.....	9,6

При глубине 4,5—5 м забурник поднимают на поверхность. В выработку опускают сталебетонную крепь, оборудованную специальным режущим ножом и подвешивают ее на фундаменте с помощью упоров. Низ крепи должен отставать от забоя на 0,8—1 м для обеспечения выхода ножей 13 бура. Затем в крепь опускают бур и, не доходя до забоя 0,2—0,3 м, начинают его вращать с частотой 18—24 мин⁻¹. При этом происходит выдвижение ножей 13 и их контакт с забоем. Усилие на забой поддерживают в пределах 20—30 кН. Использование глинистого раствора позволяет обеспечивать устойчивость стенок устья в процессе бурения и монтажа временной крепи. Нарастивание крепи осуществляется вслед за бурением кольцами высотой 1,4—1,6 м. После пересечения мягких пород бур поднимают на поверхность, а обсадную колонну (крепь) опускают на забой и в затрубное пространство закачивают цементно-песчаный раствор.

Для бурения устьев в мягких и обводненных породах применяют комбинированные аккумулирующие гидромониторные буры КАГБ-1 и КАГБ-2. Бур КАГБ-1 (рис. 23.14) состоит из центральной трубы 1 и корпуса 2, соединенных жестко ножами 3. Одновременно с вращением бура через гидромониторные насадки (форсунки) 7 под резцы ножей 3 подается вода. Разрушение породы производится ножами, при этом за счет воды, подаваемой через форсунки 7, происходит размыв породы и превращение ее в рас-

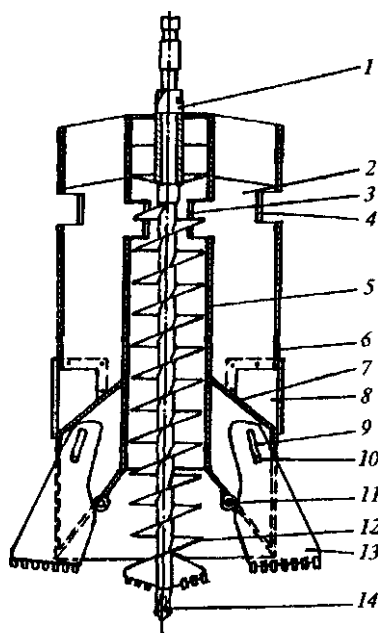


Рис. 23.13. Конструкция бура.
КАШБ-1

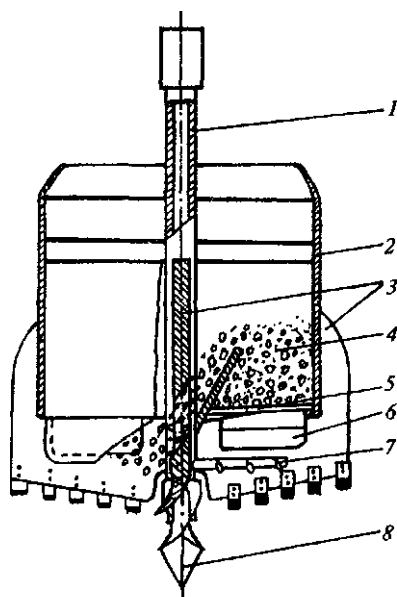


Рис. 23.14. Аккумулирующий
шурфобур КАГБ-1

твор. Неразмытая часть породы поступает через окна 6 в ножах 3 бура и по реборде шнека 8 в аккумулятор 4 со съемным дном 5.

Бурение устья начинается без дна. Большая часть породы (до 80%) при бурении размывается водой и выносится на поверхность, остальная — оседает в аккумуляторе бура, который периодически поднимают на поверхность для разгрузки.

Дальнейшее бурение и крепление устья аналогично таковому при использовании бура КАШБ-1.

Техническая характеристика бура КАГБ-1

Высота бура, м.....	3,7
Диаметр буримого устья, м.....	4,0
Диаметр корпуса (аккумулятора).....	3,6
Вместимость аккумулятора, м ³	8—10
Количество ножей.....	4
Угол резания, град.....	52
Количество гидромониторных насадок на одном ноже.....	6—7
Диаметр отверстий насадок, мм.....	4
Частота вращения бури, мин ⁻¹	16—18
Масса, т.....	10

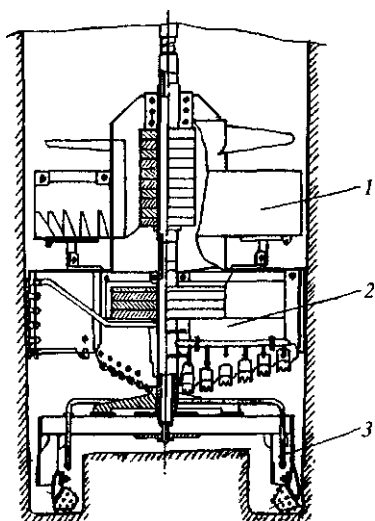


Рис. 23.15. Комбинированный аккумулярующий бур КАГБ-2

В процессе бурения наращивание буровой колонны можно выполнять трубами длиной 1,2—1,5 м, изготовленными из утяжеленных бурильных труб (УБТ) диаметром 203 мм. Забуривание устьев до глубины 4,5—5 м при использовании буров КАШБ и КАГБ производится забурниками — укороченными конструкциями этих буров. Далее бурят полномерным буром КАГБ-1. На глубине 8—10 м укороченную ведущую трубу заменяют на трубу стандартных размеров длиной 14—16 м. При большом скоплении крупного шлама бур следует поднять на 0,5—1 м от забоя, а затем, вращая его с максимальной скоростью и опуская, осуществить повторное разрушение шлама. Значительные скопления в забое твердого шлама (гал-

ки, гравия и т.п.) извлекают с помощью аккумулятора или специального грейфера. Если причиной прекращения проходки является наличие на забое слоя более крепких пород, то бур поднимают на поверхность, а бурение продолжают колонковым шарошечным буром. Закончив процесс колонкового бурения, бур поднимают и демонтируют. После этого опускают крепь в кольцевое пространство и откачивают промывочную жидкость. Затем осуществляют тампонирующее затрубное пространство для предотвращения попадания в него промывочной жидкости. По окончании тампонирующего образовавшийся после колонкового бурения керн разбуривают бурами РТБ, которые также используются для дальнейшей проходки шахтного ствола.

Бур КАГБ-2 (рис. 23.15) в отличие от бура КАГБ-1 состоит из трех частей: забурника 2, шламоборника 1 и колонковой приставки 3. Таким образом, технология бурения устьев этим буром отличается от предыдущих тем, что при достижении глубины бурения 4,5—6 м на забурник навешивают шламоборник, при встрече крепких пород бур поднимают и к нижней части забурника вместо центрального долота присоединяют колонковую приставку 3.

При бурении колонковыми бурами-приставками осевая нагрузка на бур изменяется от 40 до 80 кН, а частота вращения от 30 до 80 мин⁻¹.

Техническая характеристика бура КАШБ-1

Диаметр буримой выработки, м.....	3,0
Диаметр наружной трубы, м:	
аккумулятора.....	2,7
забурника.....	2,9
колонковой приставки.....	2,6
Диаметр ведущей трубы, м.....	0,2
Вместимость аккумулятора, м ³	3,5
Количество ножей забурника.....	3
Количество шарошек колонковой приставки.....	6
Диаметр отверстий форсунок, мм.....	5
Угол резания, град.....	65
Частота вращения бура, мин ⁻¹	24
Высота, м:	
аккумулятора.....	2,1
забурника.....	1,6
колонковой приставки (бура).....	1,8
общая.....	5,5
Масса, т:	
аккумулятора.....	4,0
забурника.....	8,0
колонковой приставки.....	3,5
общая.....	15,5

23.3.4. БУРЕНИЕ ШАХТНЫХ СТОЛОВ В ПОРОДАХ СРЕДНЕЙ КРЕПОСТИ

При глубине залегания коренных пород не более 3—4 м от поверхности устья шахтных стволов сооружают на глубину до 10—12 м только для размещения агрегата РТБ. В этом случае для бурения устьев применяют укороченные турбинные агрегаты УТБ-1 и УТБ-2.

Конструктивное отличие укороченных агрегатов УТБ от обычных РТБ стандартного исполнения заключается в уменьшении длины турбобуров за счет сокращения количества турбин каждого турбобура со 104 до 40, 60 или 80-ти и уменьшении длин остальных деталей турбобуров. В результате этого длина корпусов турбобуров уменьшается до 2,4 м (табл. 23.7). Кроме того, в отверстиях долот, предназначенных для промывки, устанавливают сменные насадки.

Количество турбобуров в агрегате может быть 2; 3 и 4. Диаметр устьев, проходимых такими агрегатами, может изменяться от 0,7 до 2,6 и более. УТБ-2 имеет разборную конструкцию, что облегчает его доставку к месту работ.

Таблица 23.7. Техническая характеристика агрегатов УТБ

Показатели	Тип агрегатов	
	УТБ-1	УТБ-2
Диаметр буримого устья, м	4,0	4,0
Глубина буримого устья, м:		
в мягких породах ($\sigma_{\text{сж}} = 40\text{--}60$ МПа)	50	80
в средних породах ($\sigma_{\text{сж}} = 70\text{--}120$ МПа)	7-8	40
Тип турбобуров	T12PT-240	T12PT-240
Количество турбинок в турбобуре	40	60
Расход промывочной жидкости на турбобур, л/с	35,5-41,5	35,5-41,5
Крутящий момент на валу турбобура, кН • м	0,84	1,0
Перепад давления в турбине, МПа	1,7	2,6
Высота агрегата, м	3,9	6,1
Максимальная масса агрегата, т	27,5	41,6

Для бурения устьев скважин большого диаметра, шурфов и устьев шахтных стволов агрегаты УТБ-1 и УТБ-2 могут быть использованы совместно с крановыми установками повышенной грузоподъемности и с буровыми самоходными роторными установками типа УБВ-600 (рис. 23.16), а также с быстромонтируемыми геологоразведочными буровыми станками и вышками.

Для подачи промывочной жидкости рекомендуется использовать центробежные насосы ЦНС-300/600 с индивидуальным дизельным приводом.

Технология бурения. Бурение начинается агрегатом УТБ-1, смонтированным в заранее сооруженном кондукторе устья глубиной, равной высоте агрегата. Для промывки используют глинистый раствор или техническую воду, подаваемую к каждому турбобуру с расходом не менее 35 л/с. Для улучшения запуска валов турбобуров долота снабжают насадками диаметром 45—50 мм.

Осевое усиление на турбобур 1 (см. рис. 23.16) при роторно-турбинном бурении в зависимости от крепости породы колеблется от 10 до 50 кН, при частоте вращения 1,8—24 мин⁻¹. С увеличением частоты вращения бура нагрузку уменьшают.

Разрушение породы на забое при бурении выработок большого диаметра осложняется недостаточной очисткой забоя от шлама. При роторно-турбинном бурении забой всегда сильно зашламлен разрушенной породой. Одна из причин этого — низкая скорость восходящего потока, обусловленная большим затрубным зазором.

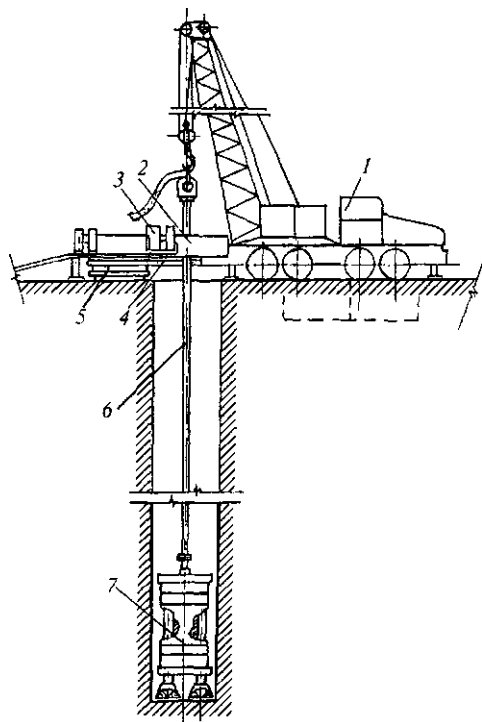


Рис. 23.16. Буровая установка
УБВ-600:

1 — буровой станок с мачтой; 2 — ротор; 3 — привод ротора; 4 — механизм перемещения ротора; 5 — подкладная вилка; 6 — буровая колонна; 7 — бур типа РТБ

За время использования роторно-турбинного бурения испытаны в производственных условиях несколько способов очистки забоя от шлама.

1. Периодическая очистка забоя эрлифтом во время перерывов в бурении. Колонна эрлифта состоит из вертлюга, рабочей трубы и бурильных труб, внутри которых расположены воздушные трубы диаметром 50 мм с шаровыми клапанами. Подача разбуренной породы к пульпоподъемнику осуществляется вращением приподнятого над забоем на высоту 1,5—2 м агрегата УТБ ротором 2 буровой установки (см. рис. 23.16)

2. Очистка забоя через боковую скважину. Жидкость, дойдя до забоя, вместе со шламом попадает в заранее пробуренную пилот-скважину, откуда по боковой эрлифтной скважине, соединенной с пилот-скважиной, поднимается на поверхность. Достоинство этой схемы — хорошая очистка забоя. Недостатки: бурение дополнительных скважин и особенно сложность сбойки боковой скважины с пилот-скважиной.

3. Комбинированный способ очистки забоя от шлама состоит в оснащении агрегатов РТБ двумя шламоуловителями и специаль-

но направленными насадками, очищающими забой от шлама. Первый шлагоуловитель 6 расположен над долотами турбобуров (см. рис. 23.14), а второй шлагоуловитель 4— над утяжелителями 5. Часть насадок размещена в долотах и предназначена для удаления шлама из-под шарошек, а другая часть насадок с лопастями способствует подаче бурового раствора со шламом вверх. В результате направленного потока шлам оседает в шлагоуловителях.

Из перечисленных способов очистки забоя от шлама наиболее часто применяют третий вариант.

Количество промывочной жидкости, проходящей через каждый турбобур агрегата РТБ, должно быть не менее 30—40 л/с.

Вращение РТБ при бурении может осуществляться двумя способами: 1) за счет реактивного момента, возникающего при контакте долот турбобуров с забоем, 2) ротором буровой установки. Чаще всего при бурении стволов и скважин осуществляется принудительное вращение агрегатов РТБ. Для этого используется индивидуальный привод ротора буровой установки. Осевое усилие на агрегат РТБ должно обеспечивать его максимальную частоту вращения и соответственно механическую скорость бурения. Отсюда следует, что для каждой конструкции РТБ, типа долот, прочностных свойств пород можно подобрать оптимальное сочетание параметров режима бурения.

Параметры режима бурения агрегатами РТБ в зависимости от прочности породы при сжатии приведены в табл. 23.8.

Таблица 23.8. Режимы бурения агрегатами РТБ

Предел прочности породы при сжатии $\sigma_{сж}$, МПа	Осевая нагрузка на долото, кН	Частота вращения n , мин ⁻¹
20-40	30-60	10-6
40-70	60-80	6-2
70-120 и более	90-160 до 200	2,4-1,8

Механическую скорость бурения при использовании турбинных буров (агрегатов) можно приблизительно оценить по формуле, м/ч

$$v_M = 3600Vkn, \quad (23.8)$$

где V — объем породы, откалываемый за один удар зубца шарошки по забою, м³; k — плотность поражения забоя зубцами шарошек за один оборот бура, м⁻²; n — частота вращения бура, с⁻¹.

Зависимость параметров бурения от предела прочности породы при сжатии приведена в табл. 23.9.

Таблица 23.9. Значения параметров V и k

Предел прочности породы при сжатии $\sigma_{сж}$, МПа	$K-10^4$, м ¹	$j-10^4$, м ¹
40-60	0,5-0,2	2-3,5
70-90	0,2-0,1	3-4
100-120	0,07-0,02	4,5-6

23.3.5. КРЕПЛЕНИЕ ШАХТНЫХ СТОЛОВ И СКВАЖИН БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА

При проектировании конструкции выработки необходимо учитывать горно-геологическую и гидрогеологическую характеристики района, назначение выработки, ее конечный диаметр и глубину.

Буровой способ проходки устья выработки упрощает ее конструкцию и одновременно повышает устойчивость стенок и надежность крепления выработки, чему способствует гидростатическое давление жидкости на стенки. Помимо этого, наличие промывочной жидкости в выработке облегчает спуск в нее крепежной колонны.

Проектная конструкция выработки должна иметь минимальное количество ступеней разного диаметра. Переход от большего диаметра к меньшему необходимо осуществлять в устойчивых породах, ниже контакта пластов, так как на этом участке возможно поглощение промывочной жидкости и разрушение пород зоны контакта.

Для повышения качества цементации обсадной колонны необходимо перед креплением очистить ствол от бурового шлама. Кондуктор ствола иногда сооружают на глубину до 60 м, что необходимо для крепления неустойчивых и водоносных пород. Нижнюю часть кондуктора устанавливают в устойчивых породах и цементируют.

Кроме устья и кондуктора в конструкции стволов и скважин большого диаметра предусматривается установка промежуточных обсадных колонн для крепления неустойчивых пород, перекрытия подземных горных выработок, ликвидации поглощения промывочной жидкости.

В устойчивых породах вентиляционные скважины со сроком службы до десяти лет могут не крепиться. Если срок эксплуатации скважин больше десяти лет, или они выполняют другие функции, то применяют облегченные конструкции обсадных труб.

При бурении в качестве кратковременной крепи чаще всего используется буровой глинистый раствор, создающий гидростатическое давление на стенки выработки. Функцию постоянной крепи выполняют стальные трубы, сталебетонная и бетонная крепи. Кольца стальной крепи диаметром более 2020 мм изготавливают из

прокатных листов шириной 1,5—2,6 м и толщиной 12—20 мм на специальных сварочных стендах.

Обсадная колонна, которая формируется из колец, свариваемых на поверхности устья, опускается в ствол или скважину, заполненную промывочной жидкостью. При этом дно колонны может быть открытым при небольшой глубине выработки или достаточной грузоподъемности вышки. Иногда для снижения массы колонны ее опускают с закрытым дном или на воздушной подушке.

Проектируемая для спуска обсадная колонна рассчитывается на прочность от внешнего гидростатического давления по формуле

$$E \cdot 5^3$$

где $R_{кр}$ — критическое давление на крепь, МПа; E — модуль упругости, МПа; δ — толщина стенки трубы, см; R — радиус трубы, см; μ — коэффициент Пуассона для стали.

Сталебетонная крепь представляет собой две стальные трубы высотой 3—3,5 м, вставленные одна в другую. Зазор между внутренней и наружной трубой (200—400 мм) заполняется бетоном. Толщина стенок труб изменяется от 10 до 20 мм. Сталебетонную крепь используют для крепления выработок, когда нагрузка достигает 5 МПа, а также для крепления устьев диаметром до 4,2 м и глубиной до 30 м.

Для соблюдения необходимого зазора внешние и внутренние кольца сваривают между собой перемычками. При спуске в ствол (устье) спаренные кольца сваривают, а швы при необходимости усиливают стальными накладками. Зазор между кольцами заполняют щебнем с последующей заливкой песчано-цементным раствором.

Бетонная крепь применяется лишь для крепления устьев стволов и скважин большого диаметра. Подробнее о бетонной крепи см. гл. 14 и 21.

23.4. Бурение восстающих выработок

Достоинством бурового способа проведения восстающих является более высокая безопасность труда по сравнению с буровзрывным способом. Наиболее широко этот способ применяют в породах с коэффициентом крепости 4—15. Диаметр буримых выработок изменяется от 0,5 до 1,5 м и более, длина от 10 до 150 м, а угол наклона от 5 до 90°.

Бурение восстающих предпочтительнее осуществлять либо на полный диаметр снизу вверх, либо с использованием первоначально пробуренной пилот-скважины, которая в дальнейшем может быть увеличена в диаметре за одну или несколько стадий бурения.

Использование последней схемы проходки восстающих наиболее предпочтительно при проведении геологоразведочных работ, так как позволяет применять буровые установки меньших размеров.

При проходке восстающих диаметром 1—1,5 м снизу вверх используются более мощные установки, имеющие большие габариты, которые требуют сооружения специальных буровых камер для их размещения.

Буровой способ проходки восстающих позволяет сократить время на их сооружение в 2—3 раза, получить выработки с гладкими стенками, что при использовании их в качестве вентиляционных снижает сопротивление потоку воздуха. Ровные стенки выработки наиболее надежны при использовании ее в качестве рудоспуска. Кроме этого, выработки, пройденные бурением, можно не крепить в породах с коэффициентом крепости свыше 6.

Средняя механическая скорость бурения выработок диаметром 0,5—1 м в зависимости от свойств пород, технологии бурения и конструктивных особенностей породоразрушающего инструмента изменяется от 0,5 до 5,5 м/ч.

Основной парк буровых установок предназначен для бурения восстающих с углом наклона более 45° и диаметром от 0,5 до 2,5 м. К таким установкам относятся следующие: Роббинс, Ингерсолл-Ренд, Дрессер, Кеннаметалл, Калвелд, Собтеррайнер, Джарва (США); Вирт, Турмаг (Германия); Тамрок (Рино) (Финляндия); Кокен (Япония); «Стрела-77», 1КВ, УБВ-1,25, БГА-4В, Б68, УБВ-600, 2КВ (Россия), табл. 23.10.

Таблица 23.10. Техническая характеристика отечественных установок

Показатели	Тип установки				
	УБВ-1,25 (2КВ)	БГА-4В	Б68	1КВ	«Стрела-77»
Коэффициент крепости пород, /	4-18	2-12-	2-12	6-20	6-12
Диаметр буримой выработки, м	1-1,5 (1,8)	0,3-0,8	0,5-1,5	0,5-1,2	1,0-1,5
Длина выработки, м:					
при минимальном диаметре	150(200)	100	180	-	-
при максимальном диаметре	100	50	80	90	100
Диаметр пилот-скважины, мм	270(600)	190	245	320	190

Продолжение табл. 23.10

Показатели	Тип установки				
	УБВ-1,25 (2КВ)	БГА-4В	Б68	1КВ	«Стрела-77»
Тип породоразрушающего инструмента	Шарошечный, резцовый				
Усилие подачи, кН	500 (1200)	120	350	1000	380
Частота вращения шпинделя, мин ⁻¹	5-120	40; 60; 80	60; 80	5-19	-
Угол наклона выработок, град	60-90 (0-90)	0-90	45-90	60-90	40-90
Размеры в рабочем положении, мм:					
длина	1800 (2000)	2200	1600	1900	2900
ширина	1600 (1900)	1300	1500	1800	1900
высота	2800 (3950)	1700	2700	3950	1400
Масса, т	3,5 (10)	1,6	2,8	15	6,9

Зарубежные установки в основном предназначены для бурения восстающих диаметром свыше 1,5 м и длиной от 60 до 200 м. Использование их при проведении геологоразведочных работ экономически невыгодно и технически очень трудоемко.

Схемы бурения восстающих выработок отечественными установками следующие: бурение на полный диаметр снизу вверх с использованием опережающего долота («Стрела-77», 1КВ); бурение пилот-скважины сверху вниз с последующим расширением снизу вверх в одну или несколько стадий (УБВ-1,25, 2КВ); бурение пилот-скважины сверху вниз (только с поверхности земли) и расширение ее до 1,0 м снизу вверх (УБВ-600); бурение пилот-скважины снизу вверх с последующим расширением в одну или несколько стадий (БГА-4В и Б68).

23.4.1. БУРОВЫЕ УСТАНОВКИ

Наиболее приемлемы для условий горноразведочных работ буровые установки УБВ-1,25 (рис. 23.17), Б68 (рис. 23.18), БГА-4В. Исходя из того, что основные горноразведочные выработки (штольня, штрек, квершлаг), где чаще всего возможно размещение бурового оборудования, имеют площадь поперечного сечения около 6 м², а также учитывая назначение восстающих (вентиляция, рудоспуск, водоотлив и др.), наиболее экономически выгодно использовать буровую установку БГА-4В.

Буровая установка БГА-4ВМ, созданная на базе БГА-4В, позволяет бурить восстающие выработки диаметром до 0,5 м, дли-

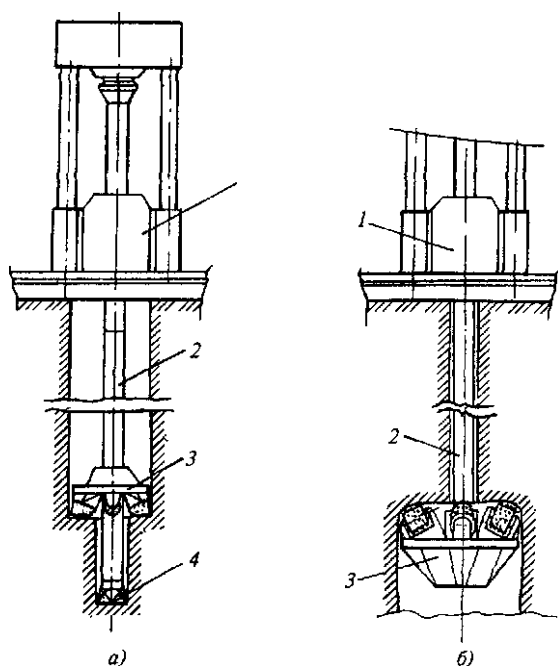


Рис. 23.17. Схема бурения выработок установками УБВ-1,25 (а) и 2КВ (б):
 1 — буровой станок 2 — колонна бурильных труб 3 — расширитель (разбуриватель) 4 — опережающее долото

ной до 60 м в породах с коэффициентом крепости до 16 по шкале М.М. Протодяконова.

Станок БГА-4В (рис. 23.19) смонтирован на транспортной платформе, предназначенной для перевозки его по выработкам и монтажа-демонтажа на месте работ.

Транспортная платформа состоит из ходовой части 1, на которой смонтирована поворотная платформа 2. На платформе 2 установлена съемная рама 3, на которой размещена станина 4 с буровым станком 5. Рама 3 вместе со станком 5 поворачивается на платформе 2 в пределах 0—360° относительно продольной оси ходовой части 1. Такой поворот осуществляется с помощью гидроцилиндра, который также может обеспечивать передвижение станка вперед или назад на 350 мм относительно платформы 2.

Для подъема и опускания станка на раме 3 имеются два гидроцилиндра. Во время бурения рама опирается на почву выработки четырьмя винтовыми домкратами, расположенными в ее углах (рама четырехугольная). Буровая установка снабжена гидроусилителем, позволяющим создавать нагрузку на инструмент до 120 кН.

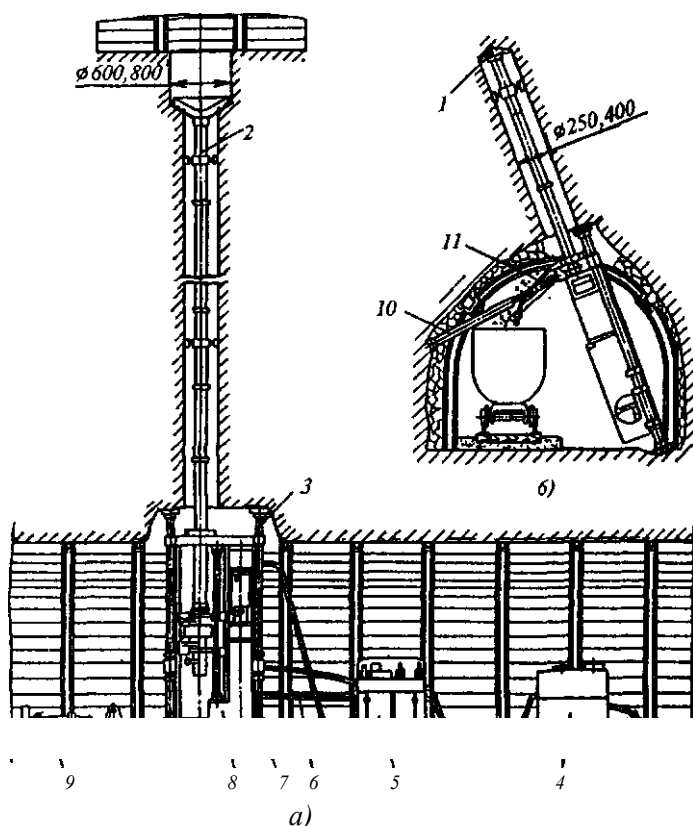


Рис. 23.18. Буровая установка Б68:

1, 2 — буровой инструмент; 3 — опорный домкрат; 4 — пульт управления; 5 — насосная станция; 6 — маслопровод; 7 — домкрат; 8 — буровой станок; 9 — платформа; 10 — винтовые домкраты; 11 — пылеуловитель; а — бурение по схеме сверху вниз (расширение скважины); б — бурение по схеме снизу вверх

Техническая характеристика установки БГА-4ВМ

Основные размеры станка (длина х ширина х высота)

в транспортном положении, мм.....	2200 х 1300 х 1650
Масса установки в сборе, кг.....	2500
Максимальные размеры бура, (диаметр х длина), мм.	500 х 800
Длина и диаметр буровой штанги, мм.....	600 х 76
Масса буровой штанги, кг.....	16
Масса буровой штанги с центратором, кг.....	32
Диаметр пилот-скважины при $i = 2+16$, мм.....	270—190
Минимальная площадь сечения выработки для установки станка, м ²	5,2

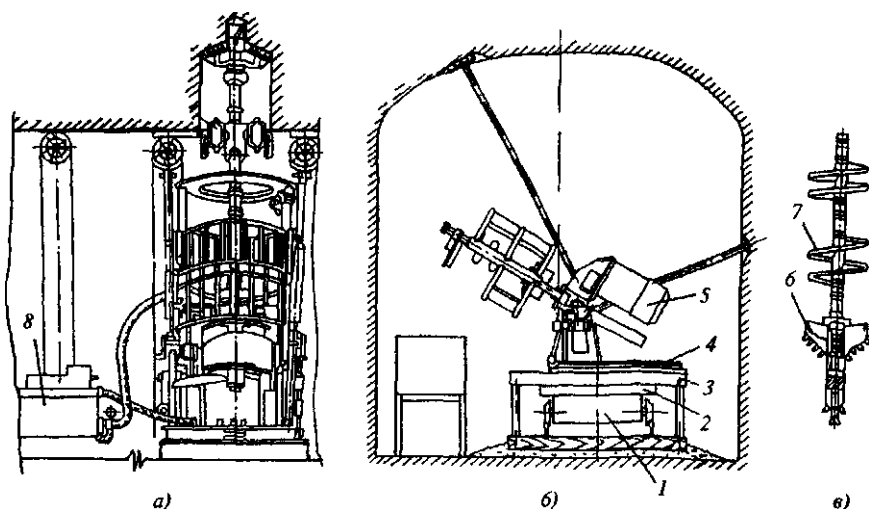


Рис. 23.19. Буровая установка БГА-4ВМ:

1 — ходовая база; 2 — поворотная платформа; 3 — рама; 4 — станина; 5 — буровой станок;
6 — резцовый бур; 7 — шнек; 8 — маслостанция; а — установка в процессе бурения скважины;
б — монтажная схема; в — породоразрушающий инструмент

Угол наклона буримой скважины, град.....0—90

Осевая нагрузка на инструмент, кН.....0—120

Тип породоразрушающего инструмента:

при $\neq 2+6$ резцовый

при $\neq 7+16$ шарошечный

Напряжение питания электродвигателей,

маслостанции и станка, В.....660/380

Мощность электродвигателя станка, кВт.....17 (22)

Мощность электродвигателя маслостанции, кВт.....5,5

Частота вращения шпинделя, мин⁻¹.....60 и 80; 40 и 75

Скорость подачи инструмента, м/мин.....0—2,2

Количество воды подаваемой на забой, л/мин.....5—15

Конечный диаметр скважины, при $\neq 2+16$, мм.....1070—500

23.4.2. ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ

Практика бурения восстающих показывает, что чаще всего используются двухступенчатые буры, состоящие из пилот-долота и разбуривателя (расширителя), соединяемых переходником (рис. 23.20).

Пилот-долото представляет собой, как правило, серийно выпускаемое трехшарошечное долото (см. рис. 23.10).

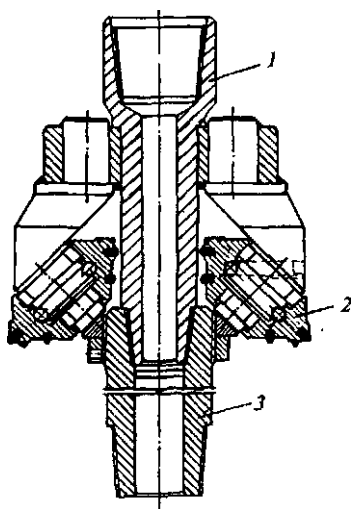


Рис. 23.20. Шарошечный бур-расширитель:

1 – корпус расширителя 2 – конусные шарошки 3 – переходник

Расширитель 1 комплектуется либо конусными 2 (см. рис. 23.20), либо трапециевидными (рис. 23.21) шарошками при бурении в породах с $\gamma = 5+20$. При проведении восстающих в породах с $\gamma < 5$ в качестве пилот-долота используется резцовый бур 6 (см. рис. 23.19), а расширение пилот-скважины осуществляется резцовыми расширителями, аналогичными по конструкции резцовому буру 6.

Дисковые шарошки (рис. 23.21, б) работают эффективно в породах с $\gamma = 4+10$; зубчатые (рис. 23.21, а) при $\gamma = 6+14$; штыревые (рис. 23.21, в) при $\gamma = 12+20$.

Одним из наиболее рациональных способов повышения скорости бурения является применение комбинированного породоразрушающего инструмента, у которого каждая пара шарошек оснащена породоразрушающими элементами соответствующей конструкции, а размещение таких шарошек на корпусе бура обеспечивает равномерную плотность поражения забоя.

Для обеспечения высокой скорости бурения восстающих в породах с коэффициентом крепости от 6 до 14 применяются в основном зубчатые шарошки, которые имеют клиновидные породоразрушающие зубцы, выполненные на корпусе шарошек, либо клиновидные твердосплавные вставки, запрессованные в корпус шарошки (рис. 23.22, а, з).

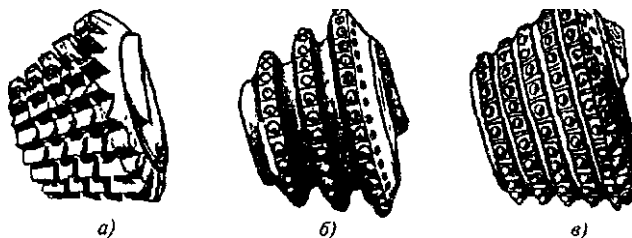


Рис. 23.21. Трапециевидные шарошки:

а – зубчатые б – дисковые в – штыревые

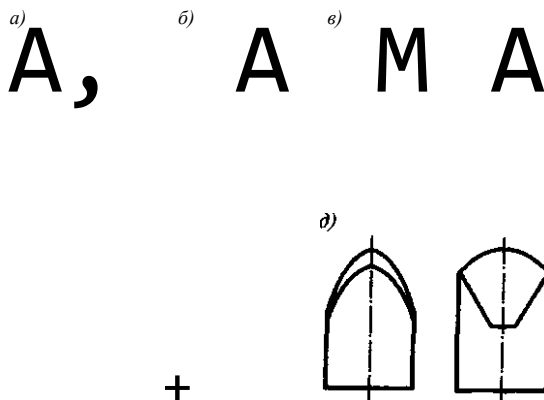


Рис. 23.22. Конструкции породоразрушающих вставок:

а — полусферическая *б* — конусная *в* — клиновидно-конусная *г* — бисилиндрическая
д — бисферическая

При бурении восстающих в породах с коэффициентом крепости более 12 используются штыревые шарошки, армированные породоразрушающими твердосплавными вставками различной формы (рис. 23.22, *а*, *б*, *д*).

За счет оснащения венцов штыревых шарошек вставками различных конструкций можно добиться увеличения механической скорости бурения на 5—10%.

Производственными испытаниями определено, что отношение количества шарошек на буре, армированных вставками меньшего диаметра d , к количеству шарошек с вставками большего диаметра D должно быть в пределах от 1 до 0,5, при этом отношение $d/D = 0,9 \pm 0,4$.

Бурение пилот-скважины целесообразно осуществлять трех-шарошечными зубчатыми или штыревыми долотами диаметром 190,5; 215,9 и 244,5 мм для бурения в породах средней крепости и крепких ($f = 7-16$); буровыми коронками диаметром 130, 170 и 250 мм резцового типа сплошным забоем в мягких породах ($f < 5$) в комплекте со шнековыми забурниками такого же диаметра, длиной до 1,5 м.

При разбуривании пилот-скважины прямым и обратным ходом применяют шарошечные буры-расширители диаметром 300, 400, 500 и 600 мм, оснащенные шарошками от долот 215,9 мм (300 и 400 мм) и 244,5 мм (500 и 600 мм) и резцовые расширители диаметром 400, 570, 850 и 1070 мм.

Бурение восстающих скважин станком БГА-4ВМ осуществляется с промывкой водой, расход которой в зависимости от угла наклона скважин и диаметра (130—850 мм) составляет 5—20 л/мин.

Типовой ряд буров (см. рис. 23.20), оснащенных комбинированным инструментом для проведения восстающих диаметром от 0,5 до 1,5 м буровыми установками БГА-4ВМ, Б-68 и УБВ-1,25, приведен в табл. 23.11.

Таблица 23.11. Типовой ряд шарошечных буров (разбуривателей)

Диаметр разбуривателя (бура), мм	Количество шарошек'	Количество промывочных отверстий	Диаметр долота, мм"	Осевая нагрузка на бур, кН	Частота вращения, МГ"
500	4	4	244,5	100-300	60-80
	4		269,9		
750	5	4	269,9	150-350	40-60
	6		295,3		
1000	6	6	295,3	200-400	20-60
	8		320,0		
1250	8	8	320,0	250-450	20-40
	10		349,2		
1500	10	8	320,0	300-500	20-40
	12		349,2		

Примечание. * Количество шарошек на одной или двух ступенях разбуривателя; " трехшарошечные конусные, серийно выпускаемые долота с зубчатыми или штыревыми шарошками, которые используются для оснащения разбуривателей.

Основным показателем применимости, выпускаемых отечественной промышленностью буровых установок (БГА-4ВМ и УБВ-1,25) при проведении горноразведочных и разведочно-эксплуатационных работ является окупаемость затрат на содержание буровой установки.

Буровые установки экономически выгодно использовать в следующих условиях:

- БГА-4ВМ — при бурении восстающих выработок и скважин в породах с $\gamma=4+12$, диаметром от 0,3 до 1,0 м, минимальной длиной 10 м при объеме бурения восстающих скважин диаметром 0,3 м не менее 50 м, а диаметром 1 м — не менее 20 м в год;
- УБВ-1,25 — при бурении восстающих выработок и скважин в породах с $\gamma=4+20$ диаметром от 0,5 до 1,5 м, минимальной длиной 50 м при объеме бурения восстающих выработок диаметром 0,5 м не менее 250 м, а диаметром 1,5 м — не менее 100 м в год.

Преимущества установки БГА-4В состоят в возможности размещения ее в горных выработках сечением от 5,4 до 12 м², низких затратах времени на монтажно-демонтажные работы (не более 4 ч), невысокой себестоимости по сравнению с другими установками.

Недостатками БГА-4В являются низкая скорость бурения восстающих в крепких породах из-за малого осевого усилия на инструмент и недостаточный диаметр буримых восстающих в крепких породах (не более 0,5 м).

Установка УБВ-1,25 характеризуется возможностью бурения восстающих диаметром до 1,5 м в крепких породах и приемлемой скоростью бурения (0,5—6 м/ч).

К недостаткам УБВ-1,25 относятся высокие затраты времени на монтажно-демонтажные работы (не менее 20 ч), необходимость сооружения буровой камеры при площади сечения выработки менее 9 м² и высокая себестоимость, обусловленная отсутствием серийного производства этой установки.

Перечисленные недостатки устраняются, если годовой объем бурения на каждую установку будет превышать 200 м.

23.4.3. ТЕХНОЛОГИЯ БУРЕНИЯ

Технология бурения восстающих выработок предусматривает сооружение буровой камеры (если размеры выработки не позволяют разместить буровую установку в ней), доставку и монтаж бурового оборудования, бурение выработки, уборку породы, демонтаж.

При использовании шарошечных буров, в зависимости от их диаметра *каждая* шарошка контактирует с забоем выработки двумя-тремя зубцами. Практика использования шарошек показывает, что в зависимости от прочностных свойств горных пород оптимальная нагрузка на один зубец шарошки колеблется от 5 до 26 кН. При этом частота вращения бура соответственно изменяется от 80 до 20 мин⁻¹. Параметры режима бурения, осевая нагрузка на бур P_k и частота его вращения n могут быть выбраны с учетом диаметра бурения и свойств пород: при увеличении диаметра буримой выработки частота вращения уменьшается, а нагрузка увеличивается; при неизменном диаметре буримой выработки, но при повышении предела прочности породы при сжатии увеличиваются и частота вращения бура, и нагрузка на него.

Оптимальное сочетание параметров 4 и γ может быть достигнуто при условии эффективной очистки забоя от шлама. При бурении восстающих количество воды, необходимое для удаления шлама в зависимости от угла наклона выработки, изменяется от 0,5 до 1,5 м³ на 1 м³ разрушенной породы при уменьшении угла наклона от 90 до 5°. Эти параметры приемлемы для условий бурения выработок либо по схеме бурения на полный диаметр снизу вверх, либо при разбуривании пилот-скважин.

Механическую скорость бурения для указанных схем проходки выработок можно ориентировочно определить по формуле (23.8).

Значения величин, входящих в формулу для определения механической скорости бурения в зависимости от предела прочности горных пород при сжатии $\sigma_{сж}$ и оптимальной нагрузки $P_{\text{опт}}$ на один зубец шарошечного бура, приведены в табл. 23.12.

Таблица 23.12. Значения величин, необходимых для определения механической скорости бурения

Предел прочности при сжатии МПа	$V \cdot 10^4, \text{м}^3$	$\kappa \cdot 10^4, \text{м}^{-1}$	кН
50	0,5-0,9	1-1,2	8-11
100	0,4-0,6	1,3-1,5	12-15
150	0,3-0,5	1,5-1,8	16-19
200	0,2-0,3	1,9-2,2	20-23
250	0,1-0,2	2,3-2,6	24-26

Крепление восстающих выработок осуществляется при неустойчивости их стенок, что определяется горным давлением, а также назначением восстающего и сроком его эксплуатации.

Если породы неустойчивы, крепление может быть рассчитано по методике, изложенной в гл. 14. Использование буровых установок БГА-4ВМ и Б-68 позволяет производить крепление выработок одновременно с их бурением.

Для крепления восстающих выработок применяют в основном металлические кольца и трубы. Параметры труб приведены в табл. 23.14.

23.5. Бурение горизонтальных и пологонаклонных выработок

Пологонаклонными условно принято считать выработки с углом наклона от $\pm 1^\circ$ до $\pm 25^\circ$. При этом их разделяют на нисходящие ($-1^\circ \dots -25^\circ$) и пологовосстающие ($1^\circ \dots 25^\circ$).

Бурение горизонтальных и пологонаклонных выработок применяется для проверки состояния массива горных пород и решения технических задач (прокладки коммуникаций, водоотлива, вентиляции и т.п.), а также в качестве компенсационных полостей во врубе при проведении горизонтальных или наклонных выработок с использованием БВР.

В основном бурение таких выработок проводят в породах с коэффициентом крепости / от 0,1 до 12.

Диаметры буримых выработок изменяются от 0,3 до 2,0 м, в зависимости от их назначения (табл. 23.13)

Таблица 23.13. Параметры буримых выработок в зависимости от их назначения

Назначение выработки	Диаметр, м	Длина, м
Разведочные, компенсационные полости	0,3-0,5	10-60
Вентиляционные, водоперепускные, коммуникационные и т.п.	0,3-2,0	5-60

Бурение горизонтальных и пологовосстающих выработок диаметром 0,3—1,0 м и длиной до 60 м в породах с $f=0,1+4$ можно проводить буровой установкой БГА-4ВМ. Для этого используются резцовые буры и разбуриватели (см. рис. 23.19) в комплекте со шнеками.

Наряду с этим при использовании шарошечного инструмента установкой БГА-4ВМ можно бурить такие выработки в породах с $f=5+12$, диаметром 0,8—0,5 м и длиной 60—20 м.

Благодаря наличию в комплекте установки БГА-4ВМ буровых штанг с трехлучевыми центраторами («фонарями») можно в процессе бурения производить крепление выработок в неустойчивых породах. Для этого к центратору, располагающемуся сразу за буром, крепится обсадная колонна, состоящая из колец стальных или пластиковых труб, длиной, равной длине штанги. Это обеспечивается тем, что центраторы при бурении не вращаются.

Характеристика труб и колец, изготавливаемых из этих труб, приведены в табл. 23.14.

Таблица 23.14. Основные параметры обсадных труб, используемых при креплении выработок, нрйденных бурением

Наружный диаметр трубы, мм		Толщина стенки, мм		Масса 1 м трубы, кг	
сталь	полиэтилен	сталь	полиэтилен	сталь	полиэтилен
299	280	7; 8	11	50; 57	9
351	355	8; 9	14	68; 76	15
402	400	4; 10	15	87; 103	19
480	500	10; 11	19	116; 127	29
530	560	10; 11	22	128; 141	37
630	630	10; 11	24	153; 168	47
720	710	10; 11	27	175; 193	59
820	800	10; 11	31	200; 211	75
920	900	10; 11	35	224; 247	95
1020	1000	10; 11	39	249; 274	117
1120	1200	10; И	46	274; 301	168
1220		12; 10		298; 328	
1420		14; 12		485; 417	

Наружный диаметр трубы, мм		Толщина стенки, мм		Масса 1 м трубы, кг	
сталь	полиэтилен	сталь	полиэтилен	сталь	полиэтилен
1620		15; 14		594; 554	
1720		18; 16		755; 672	
2020		18; 20		888; 986	
2300		16		908	
2600		16		1030	
2850		16		1128	
3200		16		1266	
3500		16		1385	

Стальные трубы выпускают длиной 3—13 м, а полиэтиленовые — 5,5; 8; 10; 11,5 и 12 м. Трубы или кольца между собой соединяют сваркой или резьбовыми муфтами.

Если требуется обеспечить бурение горизонтальных и нисходящих выработок (угол наклона от 1 до 25°) в породах с коэффициентом крепости от 6 до 20, то для этого можно использовать буровые станки УБВ-1,25 и 2КВ. Технология бурения этими станками и инструмент такие же, как и при бурении выработок по схеме сверху вниз с углом наклона от 45 до 90°. Диаметр буримых выработок в основном изменяется от 0,3 до 0,8 при бурении прямым ходом, а при разбурировании до 1,5 м.

Для бурения горизонтальных и нисходящих выработок (угол наклона от 1 до 25°) диаметром от 0,3 до 0,8 м в породах с $f = 0,744$ используют также специальные буровые установки типа УГБ и ГБ.

Установки имеют одинаковый принцип действия и аналогичные кинематические схемы (рис. 23.23). Они состоят из рамы 5, на которую монтируют продавливаемую обсадную трубу 4 и двигателя 9 с трансмиссией {10, 11, 13, 14}, обеспечивающего привод шнекобура 16 и лебедки 7. Шнековую колонну набирают из отдельных шнеков 3 диаметром, равным внутреннему диаметру продавливаемой обсадной колонны 4. В головной части первой секции шнека закреплен резцовый бур (долото). Длину первого шнека 3 подбирают таким образом, чтобы буровое долото выходило из обсадной трубы на 5—10 см.

Для снижения усилий вдавливания диаметр бурового долота 16 делают на 10—15 мм больше диаметра продавливаемой трубы 4. Осевое усилие вдавливания и нагрузка на долото создаются с помощью лебедки 7. Вспомогательное оборудование состоит из опорных устройств 5, по которым перемещается продавливаемый

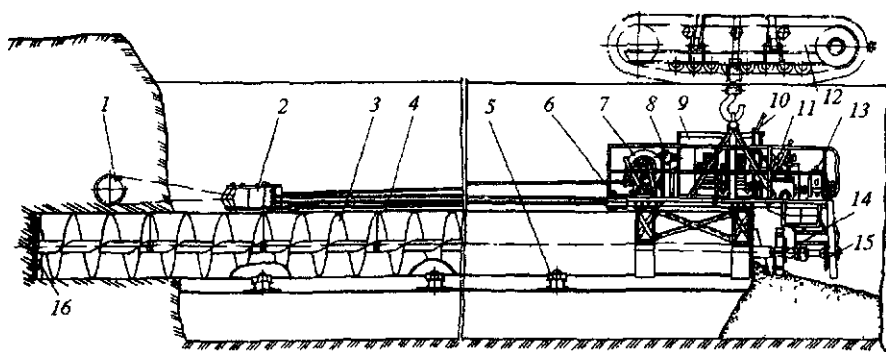


Рис. 23.23. Принципиальная схема установок типа УГБ и ГБ:

1— упорный якорь; 2— неподвижный блок; 3— шнек; 4— продавливаемая труба; 5— направляющая рама с роликами; 6— рабочая площадка; 7— лебедка; 8— ограждение площадки; 9— двигатель установки; 10— коробка передач лебедки; 11— муфта включения; 12— трубоукладчик; 13— двухступенчатый редуктор; 14— муфта; 15— вращатель шнека; 16— шнекобур.

трубопровод 4, и полиспаста 2. Возврат установки 9 в исходное положение осуществляется с помощью трубоукладчика 12.

Основные показатели установок приведены в табл. 23.15.

Таблица 23.15. Техническая характеристика установок горизонтального бурения

Показатели	Тип установки			
	УГБ-4	УГБ-5	ГБ-1422	ГБ-1421
Диаметр обсадных труб, мм	351, 402 529, 630	630, 720 920, 1020	1220, 1420	1220, 1420
Максимальная длина выработки, м	60	60	60	60
Скорость бурения, м/ч	1,8-19	1,8-18	1,8-18,5	1,5-12,7
Средняя скорость проходки, м/смен	15-25	15-25	15-25	20
Мощность двигателя, кВт	30	55	74	55
Максимальное усилие подачи, кН	480	480	1600	800
Масса с полным комплектом оборудования, т	12,87	19,8	22	12

Принцип действия установки ГБ-1621 (рис. 23.24) также основан на сочетании разрушения забоя резцовым буром 2 и транспортирования породы шнеком 3 с одновременным вдавливанием обсадной трубы 12.

Однако в этой установке подача трубы 12 осуществляется гидродомкратным силовым агрегатом 10, а бур 2 имеет независимый привод 9, смонтированный на раме, закрепленной в направ-

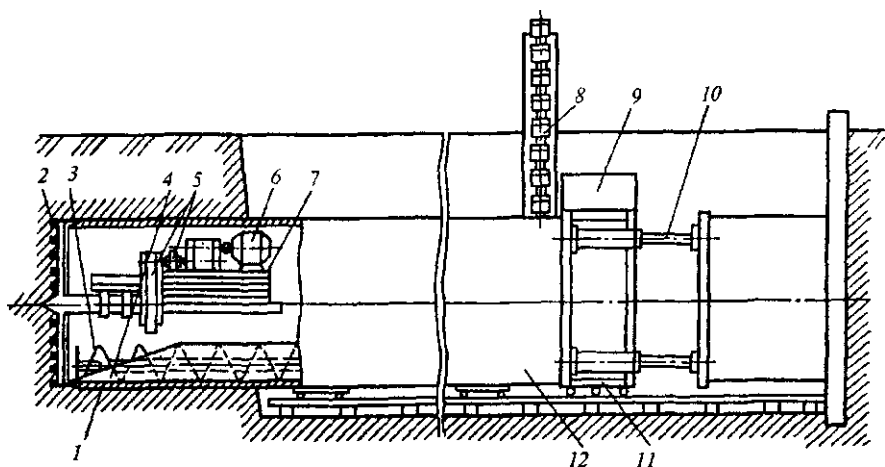


Рис. 23.24. Установка ГБ-1621:

1 — оголовок трубы; 2 — бур; 3 — шнек; 4 — породный лоток; 5 — редукторы; 6 — электродвигатель; 7 — винтовой домкрат; 8 — ковшовый элеватор; 9 — двигатель с редуктором и трехскоростной коробкой передач; 10 — гидродомкраты; 11 — тележка; 12 — продавливаемая труба

ляющем оголовке 1 трубы. Положение бура 2 может регулироваться относительно оголовка 1 с помощью винтового домкрата 7 таким образом, что в устойчивых породах он располагается на 30—50 мм впереди кромки трубы, а в неустойчивых породах передвигается внутрь оголовка на расстояние до 450 мм от его режущей кромки. Гидродомкраты силового агрегата смонтированы на тележке 11, упирающейся в прокладываемую трубу, а на упорную стенку усилия передаются через нажимные патрубки. На этой же тележке смонтирован электропривод шнекового транспортера 3 малого диаметра, прокладываемого в специальном лотке 4 в нижней части трубы 12, и ковшового элеватора 8, выдающего разрыхленную породу из рабочего котлована.

Техническая характеристика установки ГБ-1621

Диаметр прокладываемого трубопровода, мм.....	1720
Длина выработки, м.....	до 60
Скорость проходки, м/ч.....	до 8,37
Усилие гидродомкратов, кН.....	7000
Мощность привода, кВт.....	49
Масса установки, т.....	44,8

Раздел VI

ТРАНСПОРТ ПРИ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТАХ

ГЛАВА 24. ОСОБЕННОСТИ И ЗНАЧЕНИЕ ТРАНСПОРТНЫХ ОПЕРАЦИЙ ПРИ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТАХ

24.1. Особенности проведения транспортных операций

Как и всякий производственный процесс, разведка месторождений связана с осуществлением большого объема транспортных операций. Разнообразие природно-климатических и экономико-географических регионов на территории нашей страны обуславливает возникновение самых различных транспортных проблем. Перемещение основных объемов геологоразведочных работ в восточные и северные районы страны, в труднодоступные малонаселенные районы затрудняет транспортные операции, а также повышает их стоимость. Следует отметить, что в одних условиях возможно и наиболее целесообразно осуществлять перевозки с использованием имеющихся транспортных коммуникаций, в других — появляется необходимость в создании транспортных связей силами геологоразведочных экспедиций.

От надежности, безопасности и эффективности транспортных связей во многом зависят возможность, целесообразность и интенсивность геологоразведочных работ, выполнение производственных планов партий и экспедиций, условия труда и быта геологов.

Трудно найти другие объекты производственной деятельности людей, где бы использовались столь разнообразные транспортные связи, как в геологоразведочных организациях. Все известные способы пассажирских и грузовых перевозок сухопутным, водным и воздушным видами транспорта применяются в процессе геологоразведочных работ, причем объем транспортных операций и их интенсивность возрастают по мере перехода от начальных к последующим этапам работ. Расширение сети железнодорожных, автомобильных, водных и воздушных трасс общего назначения облегчает задачи перевозки грузов и повышает эффективность

транспортных операций геологоразведочных экспедиций, особенно в восточных и северных регионах страны.

Однако в подавляющем большинстве случаев геологоразведочные работы осуществляются в отдаленных районах страны с очень слабо развитой сетью транспортных коммуникаций. Удаленность от железных дорог, судоходных рек, автомобильных дорог, а нередко и полное отсутствие даже временных дорог для автотракторного и гужевого транспорта изменяют ситуацию — перевозка грузов и персонала в этих условиях превращается в сложнейшую проблему. Следует иметь в виду, что даже при равных масштабах геологоразведочных работ по сравнению с другими регионами объемы грузооборотов в этих районах часто возрастают за счет увеличения грузов бытового назначения. В отличие от промышленных путей подъездные пути геологоразведочных экспедиций (партий) обычно характеризуются значительной протяженностью, нередко относительно небольшим сроком эксплуатации и объемом перевозимого груза. Транспортные операции во многих случаях представляют собой смешанные перевозки с включением нескольких видов транспортных средств, что обуславливает необходимость создания на транспортной трассе перевалочных пунктов или промежуточных баз, эксплуатация которых связана с дополнительными транспортными и разгрузочно-погрузочными операциями.

Транспортные связи могут функционировать круглосуточно, в течение всего периода проведения геологоразведочных работ. В этом случае подъездные пути, перевалочные пункты и базы являются непрерывно действующими. В ряде случаев при смешанных перевозках отдельные звенья транспортных связей можно или целесообразно эксплуатировать лишь в течение определенных сезонов или погодных условий. Учитывая периодичность транспортировки грузов, роль и оснащение промежуточных перевалочных пунктов и баз в данном случае приобретают особое значение. Создание необходимых условий, обеспечивающих высокую эффективность разгрузочно-погрузочных работ, складирования и хранения грузов, становится приоритетной задачей.

Существуют свои особенности транспортных операций, связанные с непродолжительным проведением поисковых и геологоразведочных работ в необжитых и труднодоступных районах, осуществляемых при разовой заброске всех грузов.

.24.2. Основные виды применяемых транспортных средств

В процессе геологоразведочных работ для внешних и внутренних перевозок используют разные виды транспорта и транспортных средств. Под «внешними» понимаются все виды перевозок

грузов и персонала между основными базами экспедиций, расположенными, преимущественно, около вокзалов, портов и пристаней государственных транспортных магистралей общего пользования, и базами партий или непосредственно их производственными площадками. Перечень их приводится в табл. 24.1. Значительная часть средств наземного и водного транспорта — собственность геологоразведочных экспедиций, в штаты которых входит и соответствующий обслуживающий персонал. Воздушные транспортные средства, в основном вертолеты, эксплуатируются на арендных началах. Выбор транспортных средств зависит от местных географических условий региона или района работ.

Таблица 24.1. Характеристика различных видов транспортных средств

Вид транспорта	Разновидность транспорта	Основные транспортные средства
Наземный	Автомобильный	Автобусы, легковые и грузовые автомобили различного назначения и проходимости; вездеходы; автоприцепы различных конструкций
	Тракторный	Колесные и гусеничные тракторы; тракторные прицепы различных конструкций
	Другие разновидности наземного безрельсового транспорта	Аэросани; транспортные машины — вездеходы на колесном и гусеничном ходу, на воздушной подушке и пр.; мотоциклы; подвесные канатные дороги; гужевого и вьючный транспорт
	Железнодорожный	Вагоны, полувагоны, платформы, цистерны, перевозимые локомотивами различных типов; автомотрисы и дрезины (нормальная или узкая колея)
Водный	Морской	Пассажирские и грузовые суда различных типов
	Речной	Пассажирские и грузовые пароходы; самоходные и несамоходные баржи; буксиры, катера и лодки различных типов; плоты
Воздушный	Самолетный	Пассажирские и грузовые самолеты различных типов
	Вертолетный	Пассажирские и грузовые вертолеты различных типов

По аналогии с промышленными предприятиями в геологоразведочных экспедициях осуществляются и внутрицеховые (внутренние) перемещения грузов. Эти перемещения связаны с переработкой грузов на перевалочных базах и пунктах и включают в себя комплекс операций, предусматривающих приемку и сортировку груза, складирование, подготовку к отправке и отгрузке.

При этом используются различные автопогрузчики, лебедки, подъемники и простейшие погрузочно-разгрузочные устройства и механизмы. К внутрицеховому перемещению грузов относится транспортировка на производственной площадке или разведочном поле оборудования, установок, аппаратуры и материалов; с этой целью чаще всего используют тракторные прицепы или непосредственно кузов автомобиля. Транспортные операции, осуществляемые в процессе горноразведочных работ и заключающиеся в перемещении по вертикальным, наклонным и горизонтальным подземным горным выработкам людей, оборудования, материалов и выдаваемой на поверхность горной породы, — технологические операции проходческих работ детально рассматриваются в разделах специального курса и здесь не приводятся.

24.3. Структура транспортных связей

Рассмотрим возможные структурные схемы внешних транспортных связей геологоразведочных организаций. На рис. 24.1 представлена схема внешних транспортных связей экспедиций и партий, отражающая особенности условий проведения геологоразведочных работ. Приведенная структурная схема построена на разделении транспортных связей геологоразведочных экспедиций на три группы с выделением в этих группах подгрупп с учетом главных особенностей транспортных операций — расстояния перевозок и видов используемых транспортных средств. Рассмотрим подробнее особенности транспортных операций в этих трех группах.

Первая группа — простые транспортные связи. К этой группе отнесены перевозки одним видом транспорта на сравнительно не-

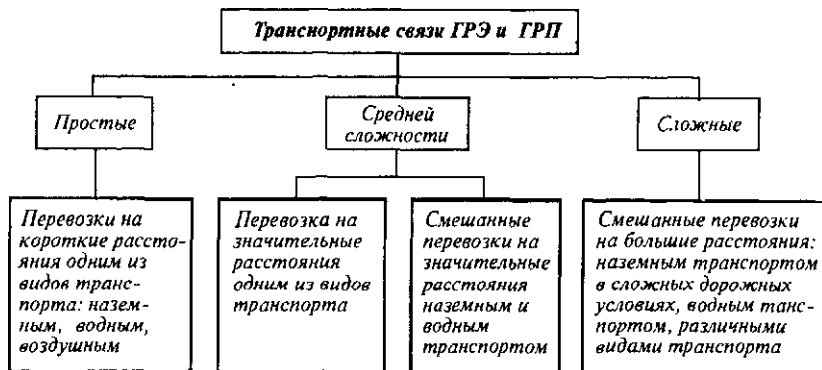


Рис. 24.1. Транспортные связи ГРЭ и ГРП

большие расстояния, которые ограничиваются выбираемым транспортным средством. В промышленных густонаселенных районах наибольшая эффективность таких связей часто достигается за счет использования автомобильных дорог общего пользования или подъездных путей рядом расположенных предприятий различного профиля. С минимальными затратами на погрузочно-разгрузочные работы грузы на автомобилях или прицепах доставляют от пунктов отправления (в частности, основных баз экспедиций) до пунктов назначения на расстояния, измеряемые обычно километрами или десятками километров; по этим же дорогам перемещают самоходное оборудование (например, буровые и геофизические установки). В некоторых случаях не исключается использование непосредственно примыкающих к пунктам назначения действующих железнодорожных (включая узкоколейные) и водных подъездных путей и трасс местного значения.

В лесостепных районах автомобильные перевозки преимущественно осуществляются по временным дорогам, трассы и протяженность которых изменяются в зависимости от сезонных и погодных условий. В пересеченной местности и при бездорожье грузы и персонал перевозят тракторами на колесных и бесколесных прицепах. В труднодоступных районах (таежные, гористые, тундровые) для перевозки даже на относительно короткие расстояния используют вертолеты, а также гужевой и вьючный транспорт. В отдельных случаях в гористой местности используют простейшие конструкции подвесных канатных дорог.

Вторая группа — транспортные связи средней сложности. К данной группе транспортных связей отнесены перевозки на значительные расстояния, измеряемые сотнями километров; на маршрутах расположены перевалочные пункты, где осуществляется перегрузка грузов. Возможно применение транспортных средств одного или разных видов. На перевалочных пунктах сооружают площадки для хранения грузов, складские и жилые помещения. Транспортные связи средней сложности наиболее характерны для малонаселенных районов североευропейского и азиатских регионов страны с разреженной сетью транспортных коммуникаций общего пользования. Сезонные изменения транспортных связей в этой группе проявляются более рельефно и сводятся к замене не только транспортных средств, но и видов транспорта, и маршрутов.

Например, в ряде случаев целесообразна или просто необходима замена автомобилей общего пользования на автомобили повышенной проходимости, тракторы или вездеходы; в случае речного транспорта грузы с судна общего пользования перефужают на катера или баржи, пригодные для плавания по небольшим,

неглубоким рекам; при перевозке грузов на транспортном самолете их в некоторых случаях перегружают на вертолет.

Смешанные перевозки на значительные расстояния довольно часто осуществляются при замене водных или воздушных транспортных средств общего пользования на наземные транспортные средства, принадлежащие экспедиции. Комплексное использование транспортных средств выполняется с учетом сезонных изменений условий транспортировки грузов.

Третья группа — сложные транспортные связи. Б эту группу входят перевозки грузов и персонала геологоразведочных экспедиций по маршрутам, суммарная протяженность которых измеряется тысячами километров. Осуществляются они, как правило, с применением различных видов транспорта и характерны для северных районов Сибири и Дальнего Востока. Основные базы экспедиций располагаются преимущественно в поясе пятидесятой широты Западной и Восточной Сибири и приурочены к главным железнодорожным, водным и воздушным транспортным магистралям, а в Дальневосточном экономическом районе — к морским портам, аэропортам и крупным железнодорожным и автомобильным станциям. Одной из особенностей смешанных перевозок на большие расстояния является резкое изменение их эффективности в течение года, связанное, главным образом, со значительными (повторяющимися в один и тот же сезон) изменениями водности рек или их ледоставом, а также с изменением дорожных условий на автомобильных трассах. Особенность функционирования транспортных связей в таких условиях — неравномерность интенсивности грузоперевозок, определяемая не только сезонностью геологоразведочных работ (особенно в северных районах), но и выбором оптимального времени для перемещения основной массы грузов, обеспечивающего снижение транспортных расходов. Так, в период половодий (ориентировочно один раз, в мае) из основных баз экспедиций по крупным сибирским рекам караванами барж перевозятся к промежуточным базам или перевалочным пунктам практически все грузы, необходимые для производственной деятельности и жизни геологоразведчиков в течение сезона или даже года. При этом, естественно, повышается значение перевалочных баз и пунктов, погрузочно-разгрузочных площадок, складских и жилых помещений, механизации погрузочно-разгрузочных работ, средств радиосвязи.

На рис. 24.2 приведены упрощенные схемы транспортных связей различных групп сложности. С учетом изменения сезонных или даже погодных условий в течение одного сезона во многих случаях структуры транспортных связей изменяются, возможны замены вида транспорта, расположения транспортных магистралей

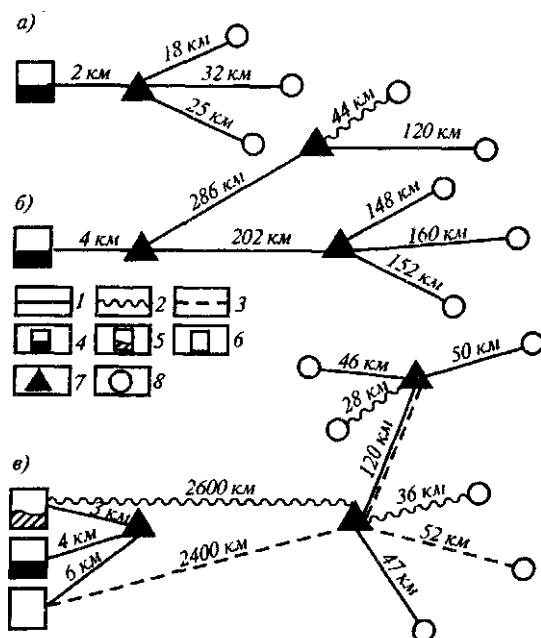


Рис. 24.2. Схема транспортных связей:
а — простые; б — средней сложности; в — сложные

и транспортных средств. При этом не исключается необходимость в создании новых или дополнительных перевалочных пунктов и баз. Повышение эффективности транспортных связей второй и третьей групп сложности на наземных участках трасс, как правило, достигается за счет строительства и ремонта дорог и дорожных сооружений, на речном транспорте — путем расчистки русла мелководных рек и устройства причалов, в случае воздушной транспортировки — в результате сооружения и оборудования посадочных площадок для вертолетов.

24.4. Характеристика грузопотоков и транспортных схем

В различные периоды и этапы геологоразведочных работ характеристика грузопотоков экспедиций и партий (участков) изменяется не только по объему перевозимых грузов, но и по их ассортименту. Обычно в начальные (подготовительные) периоды количество перевозимых грузов относительно невелико, ассортимент их состоит в основном из оборудования и строительных

материалов. В ряде случаев при второй и особенно третьей группах сложности транспортных связей экспедиций доставка самоходного технологического оборудования (геофизические, буровые и шурфопроходческие установки) и даже транспортных машин к месту производства работ целесообразна (а в ряде случаев и единственно возможна) государственным речным или воздушным транспортом.

По мере развития работ грузопоток постепенно увеличивается и меняет свою структуру. В его состав все в большей мере включаются различные материалы для технологических и бытовых нужд. При стабилизации режима разведочных работ количество перевозимых по магистралям внешней связи грузов уменьшается за счет снижения доставки на базы экспедиций энергетического и технологического оборудования. В то же время внутренние перевозки оборудования могут возрастать за счет перемещения по разведочному полю, например, буровых вышек, станков. В завершающий период работ грузопотоки вновь возрастают при вывозе с разведочных полей или участков оборудования, материалов и других грузов.

Изложенная динамика изменений размеров и структуры грузопотоков, конечно, схематична. Она может меняться в конкретных условиях разведки месторождений в зависимости от многих факторов, к основным из которых относятся: 1) стадии, масштабы и концентрация разведочных работ; 2) геологические особенности разведываемого месторождения, его географическое расположение; 3) способы разведки (бурение, горные выработки, геофизические методы); 4) сезонность или непрерывность производства работ в течение года; 5) выбор вида транспорта, определяющего оптимальное время года для перевозки основной массы доставляемых на базы экспедиций и партий грузов.

При массовой перевозке разнообразных грузов необходимо разделение их на классы, каждый из которых характеризуется использованием определенных транспортных средств и вспомогательного оборудования, а также своими особенностями транспортировки и погрузочно-разгрузочных работ (табл. 24.2).

Рассмотрим особенности транспортных средств, используемых при перевозке грузов по транспортным путям необщего пользования. Практика перевозки грузов 1-го класса (*крупногабаритных*) геологоразведочных экспедиций в основном ограничивается их транспортировкой (на более или менее значительные расстояния) по рекам на баржах и по воздуху вертолетами на прицепных подвесках (в исключительных случаях возможна перевозка в фюзеляжах больших грузовых самолетов). Своеобразный способ перемещения буровых вышек без разборки на небольшие расстоя-

ния с одной производственной площадки на другую (в пределах разведочного поля) — их «перетаскивание» тракторами на санной платформе. При этом существенно сокращаются объемы и сроки демонтажных и монтажных работ.

Таблица 24.2. Классификация грузов

Классы	Грузы	Особенности перевозок	Основные грузы
1	Крупногабаритные	Агрегаты перевозят специальными транспортными средствами, иногда разбирают при перевозке на отдельные узлы	Буровые вышки, шахтопроходческие вышки, опоры электропередач
2	Длинномерные	Наземная транспортировка осуществляется с помощью специальных прицепов; перевозка по мелким рекам — на плотках; вертолетами — на прицепных подвесках вертолетов	Буровые и другие трубы, рельсы, металлические балки и лесоматериалы большой длины
3	Тяжелые, имеющие относительно небольшие размеры	Используются транспортные и погрузочные средства повышенной мощности; при их отсутствии грузы разбирают на отдельные узлы	Буровые станки, шахтные подъемные установки, компрессоры, насосы, электрогенераторы, экскаваторы, бульдозеры, колесные скреперы, электровозы, погрузочные машины и пр.; железобетонные конструкции
4	Контейнерные	Относительно мелкое оборудование и материалы перевозят в контейнерах или пакетах	Нетяжелые машины, их узлы, детали, аппаратура, инструменты, бытовое оборудование и материалы, грузы мелкой расфасовки, продукты питания и пр.
5	Сыпучие	Материал засыпается непосредственно в емкости транспортных средств или перевозится в мешках и другой компактной таре	Песок, гравий, глина, цемент, известь, соли, уголь
6	Газообразные и жидкие	Для перевозки применяют наливные емкости транспортных средств, баллоны или другую герметичную тару	Кислород, ацетилен, кислоты, щелочи, жидкие горючие и смазочные масла; питьевая и техническая вода
7	Взрывчатые	Особые режимы перевозки; выделение специальных транспортных средств	Взрывчатые вещества и средства взрывания

Грузы 2-го класса (*длинномерные*) по наземным трассам транспортируются грузовыми автомобилями, тягачами и тракторами преимущественно на одно- или двусосных полуприцепах различных

конструкций, по водным путям — на грузовых пароходах, баржах и плотках, по воздуху — на прицепных подвесках вертолетов.

Грузы 3-го класса (*тяжелые, небольших размеров*) по наземным дорогам перевозятся в основном в бортовых автомобилях большой грузоподъемности или на специальных автомобильных и тракторных прицепах, по водным путям — на баржах, по воздуху — в фюзеляжах грузовых самолетов.

К грузам 4-го класса (*контейнерным*) относятся разнообразные грузы, размещаемые с целью перевозки, а иногда и длительного хранения на перевалочных пунктах в стандартной компактной таре — контейнерах. При использовании контейнеров повышается производительность погрузочно-разгрузочных и транспортных операций, а также сохранность грузов. Контейнеры перевозят обычно на бортовых автомашинах, автомобильных и тракторных прицепах, на пароходах, буксирах и баржах, в самолетах и на подвесных устройствах вертолетов.

Грузы 5-го класса (*сыпучие*) для перевозки загружают непосредственно в бортовые автомашины, автомобили-самосвалы, автомобильные и тракторные бортовые прицепы, на баржи и плоты, а также перевозят затаренными в мешки; иногда сыпучие грузы (преимущественно цемент) перевозят в мешках на вертолетах и самолетах.

Грузы 6-го класса (*газообразные*) перевозят в баллонах различными транспортными машинами; жидкие вещества транспортируют в цистернах, баках, бутылках и бидонах на различных транспортных средствах.

Особые требования предъявляют к условиям транспортировки грузов 7-го класса (*взрывчатые материалы*). Эти требования приведены в «Единых правилах безопасности при взрывных работах». Взрывчатые материалы перевозят различными видами транспорта.

Необходимый ассортимент и количество тех или иных технологических грузов, доставляемых в экспедиции, партии и на производственные участки, зависят от вида геологоразведочных работ, их масштабов и применяемого оборудования.

ГЛАВА 25. **АВТОМОБИЛЬНЫЕ И ТРАКТОРНЫЕ ДОРОГИ**

25.1. Классификация и конструкции автомобильных дорог

В транспортной системе выделяют две группы автомобильных дорог: общего пользования, ведомственные.

Автомобильные дороги общего пользования и по народнохозяйственной и административной значимости подразделяются на доро-

ги общегосударственного, республиканского, краевого, областного и местного значений. Приведем их характеристику.

Дороги общегосударственного значения представляют собой автомагистрали, служащие транспортными связями между крупными административными центрами, отдельными экономическими районами, а также между государствами.

Дороги республиканского значения соединяют между собой и со столицами главные административные, политические, экономические и культурные центры республик, областей (краев).

Областные (краевые) дороги предназначены для обслуживания административных, хозяйственных и культурных связей районов с областными и краевыми центрами, с общей сетью дорог к железнодорожным станциям, портам водного и воздушного транспорта.

Местные дороги (дороги районного значения) соединяют центры районов между собой, с крупными предприятиями, железнодорожными станциями, аэродромами и пристанями.

Ведомственные автомобильные дороги находятся на балансах предприятий и организаций различных ведомств. К ним относятся дороги, принадлежащие заводам, электростанциям, объектам горнодобывающей промышленности, сельскохозяйственному производству, геологоразведочным организациям. Ведомственные дороги подразделяют на подъездные пути, внутрихозяйственные и технологические дорожные трассы.

Отметим некоторые особенности ведомственных дорог, принадлежащих геологоразведочным организациям. Как уже отмечалось, протяженность автомобильных дорог на трассах *подъездных путей* геологоразведочных партий (ГРП) и экспедиций может быть весьма значительной, что обуславливает и значительные расходы на ее строительство и ремонтные работы. *Трассы внутрихозяйственных перевозок* обычно невелики; эти перевозки осуществляются в значительной степени по дорогам подъездных путей или сводятся к транспортировке по автодорогам и площадкам баз ГРП или перевалочных пунктов.

К *технологическим трассам* относят дороги для перевозки грузов и перемещения самоходного оборудования в пределах производственного участка, в частности в контурах разведочного поля. Протяженность этих трасс, как правило, невелика.

Конструкции автомобильных дорог зависят от назначения дорог и выбираются в зависимости от интенсивности движения, времени использования дорог и основных видов транспортных средств. Земляное полотно (основание) автомобильных дорог покрывается «дорожной одеждой», представляющей собой у дорог высокого класса многослойную опорную конструкцию. В простейших доро-

гах, наиболее характерных для ведомственного назначения, эта конструкция упрощается. Верхний слой дорожной одежды называют дорожным покрытием. Выделяют дорожные покрытия следующих типов:

- 1) усовершенствованные (цементнобетонные; асфальтобетонные; грунто-асфальтовые);
- 2) переходные (щебеночные; гравийные; шлаковые; грунто-щебеночные и грунто-гравийные, обработанные вяжущими материалами; фунтовые, укрепленные вяжущими материалами);
- 3) низшие (фунтовые, укрепленные фавием, щебнем и дресвой; фунтовые).

Свое название дороги обычно получают по материалу покрытия. К дорогам особого типа относятся зимники, лежневки и др. В геологоразведочных экспедициях только в отдельных случаях сооружают небольшие участки дорог с усовершенствованным и переходным типом покрытий, в основном же используют низшие типы покрытия внешних и тем более внутрихозяйственных и технологических автомобильных коммуникаций.

Технология сооружения земляного полотна и дорожного покрытия, их конструкции и эксплуатационные характеристики разнообразны. Зависят они и от физико-механических свойств пород и фунтов, которые приобретают особое значение при строительстве фунтовых дорог.

Поверхности земляного полотна придается двухсторонний уклон от центральной оси к бровкам; типовые схемы поперечного профиля земляного полотна с кюветами приведены на рис 25.1. Наиболее распространено земляное полотно в форме насыпи, так как оно обеспечивает наилучшую гидрогеологическую ситуацию, а

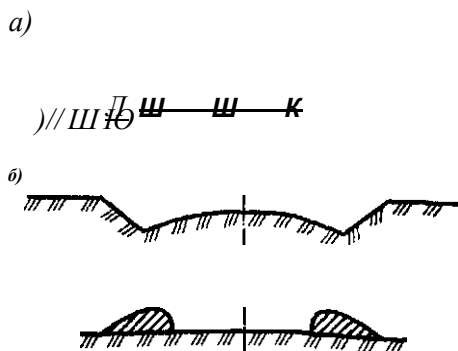


Рис. 25.1. Поперечные профили земляного полотна автомобильных дорог:
а — насыпь; б — выемка; в — черновой проезд

следовательно, и эксплуатационную характеристику дороги. При определении параметров насыпи, в частности ее высоты, следует учитывать существующее разделение местности производством работ на пять зон по характерным водным режимам фунтов: I — тундра; II — зона лесов; III — лесостепь; ГУ — степь и V — засушливая (аридная) зона.

Для выравнивания земляного полотна по оси трассы в местах понижения земной поверхности (при пересечении небольших ложин, канав, ям) высоту насыпей увеличивают.

Поперечный профиль земляного полотна в форме выемки относительно прост, но применяют его преимущественно в благоприятной гидрогеологической обстановке, а также в местах пересечения холмообразных повышений земной поверхности. Простейший поперечный профиль земляного полотна автомобильной трассы называется «черновым проездом». Этот профиль применяется, в основном, при сооружении временных сезонных дорог в IV и V зонах водного режима; формируется он за счет снятия почвенно-растительного слоя, выравнивания и уплотнения поверхности фунтов. Ширина земляного полотна зависит от интенсивности движения, рельефа местности и срока службы дороги: в равнинных и холмистых местностях — от 3,5 до 9 м; при горном рельефе и в болотистых местностях — от 3,5 до 6,5 м. На поворотах дороги земляное полотно расширяют в сторону центра кривой. Величина расширения земляного полотна зависит от радиуса кривой.

На автомобильных дорогах, имеющих ширину земляного полотна менее 5,5 м, должны устраиваться разъезды, располагающиеся в пределах видимости, но не далее 300 м один от другого. Ширина разъезда должна быть не менее 8 м, длина — 30 м.

Геологоразведочные дороги сооружают в основном с фунтовым (низший тип) покрытием, но иногда (на сравнительно небольших участках, преимущественно около баз экспедиции) применяют усовершенствованное покрытие дорог. Переходный тип покрытия возводится и на дорогах несколько большей протяженности с интенсивным движением транспортных средств между базами и перевалочными пунктами или производственными участками, преимущественно в течение нескольких сезонов или круглогодично. Дорожным покрытиям низшего и переходного типов при сооружении геологоразведочных дорог придаются следующие формы поперечного сечения: полукорытная, корытная и серповидная (рис. 25.2, а...г). Полукорытный профиль характерен для фавийных и грунто-щебеночных дорог, корытный — для покрытий с добавками вяжущих материалов, серповидный — для Фунтовых дорог.

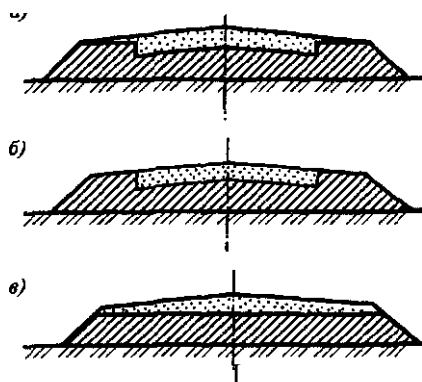


Рис. 25.2. Поперечные профили дорожных покрытий:
а — полукорытный; б — корытный; в — серповидный

При наличии глинистых фунтов дорожное покрытие улучшают песчаными добавками, а сыпучих песков — добавками суглинков или торфа. Введение фавия или щебня (фунто-фавийные или фунто-щебеночные дороги) всегда улучшает качество дорожных покрытий, однако крупные каменистые добавки повышают износ автомобильных шин и, в известной мере, расход горючего. Оптимальное содержание фавия или щебня в дорожном покрытии должно составлять от 25 до 40%; размер зерен — от 20 до 40 мм; содержание глинистых частиц не должно превышать 15%.

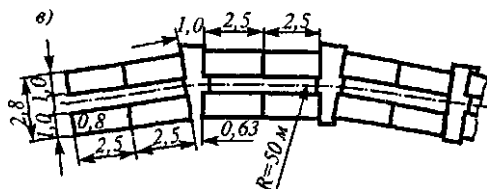
Простейший способ улучшения фунтового покрытия — рассыпание добавок непосредственно на сформированную поверхность дороги слоем толщиной 3—5 см с последующей их укаткой колесами автомобилей. Рассыпать добавки целесообразно в увлажненный фонт дорожного полотна весной или после дождя.

Дороги переходного типа сооружаются в случае фунтовых, фунто-фавийных и фунто-щебеночных покрытий. В материал покрытий вводят вяжущие вещества — битумы или каменноугольный деготь, цемент или известь. Толщина улучшенного слоя покрытия составляет 8—20 см; при толщине покрытия менее 15 см ему придают серповидный профиль, при большей толщине — корытный. На дорогах с минимальной (из рекомендуемых) шириной проезжей части и наименьшей толщине улучшенного покрытия расход вяжущих материалов составляет около 30—40 т на 1 км трассы. Цемент или известь в качестве связующих материалов применяют для улучшения покрытий на участках дорог с невысоким увлажнением фунтов; толщина обрабатываемого слоя покрытия равна 10—15 см. Образующийся на поверхности цементфонт

Комплекс операций, связанных с сооружением дорог из гравия, щебня, дресвы и малопрочных дробленых каменных материалов (в частности, известняка), предусматривает рассыпание одного из перечисленных материалов покрытия на подготовленное земляное полотно и уплотнение насыпанного слоя. Такие дороги характеризуются довольно высокими эксплуатационными качествами.

a) $\lim_{T \rightarrow 0} \frac{1}{T} \ln \frac{Z(T)}{Z(0)}$

б) $m \quad n \quad nn \quad nnn \quad nnnn <$
 $\textcircled{C} \quad \textcircled{C} \quad (o) \quad \textcircled{C} \quad \textcircled{C} \quad \textcircled{C} \quad \textcircled{C}$
 $\textcircled{g} \quad \textcircled{g} \quad \textcircled{g} > \quad \textcircled{g} \quad \textcircled{g} \quad \textcircled{g}^{(0)} \quad \textcircled{g}; \quad \textbf{г*}$
 $\textcircled{C} \quad \textcircled{C} \quad \textcircled{C} \quad \textcircled{C} \quad \textcircled{C} \quad \textcircled{C} \quad \textcircled{C}$



a — поперечный профилъ дороги; b — железобетонная плита; c — укладка плит на поверхность дороги

часть состоит из песчаной подушки и колеиных железобетонных плит, укладываемых вдоль трассы в местах прохода колес автомобилей (рис. 25.3). На поворотах дороги между продольными плитами выкладывают поперечные плиты трапециевидной формы. Срок службы плит значителен, возможно многократное использование их на различных участках подъездных путей. Грунтовые дороги с железобетонными колесопроводами — надежные транспортные трассы в любое время года. В отличие от них качество всех остальных фунтовых дорог с достаточно высокими эксплуатационными качествами в сухие летние месяцы ухудшается при переувлажнении фунтов в весенне-осенние месяцы.

При планировании транспортных перевозок должны учитываться не только качество дорог, но и их работоспособность, т.е. допустимое число рейсов, осуществляемое без проведения дорожно-ремонтных работ.

25.2. Автомобильные дороги особого типа

Автомобильные дороги особой конструкции сооружаются на трассах, прокладываемых в пустынях, таежных или болотистых местностях, в горах и в районах развития многолетнемерзлых пород. Различие геофизических условий определяет не только конструкции дорог, но и особенности работ, связанных с их сооружением и эксплуатацией. С учетом изложенного среди автомобильных дорог особого типа выделяют следующие: дороги на солончаках, такырах и песках; лежневые дороги; дороги на болотах; дороги в горах; дороги на многолетнемерзлых грунтах; снежно-ледяные дороги.

Дороги на солончаках. *Солончаки* — обширные по площади, плоские пониженные участки земной поверхности, заливаемые в весенние месяцы паводковыми водами или характеризующиеся высокими уровнями фунтовых вод. Верхний слой солончаков в дождливый период из-за переувлажнения разжижается, однако и в засушливое время года под образующейся на поверхности твердой корочкой он сохраняется переувлажненным. По степени влажности фунтов различают «сухие» и «мокрые» («соленые болота») солончаки. Мокрые солончаки иногда в течение всего года непроезжи не только для автомобилей, но и для тракторов на гусеничном ходу.

Основной элемент дорог, прокладываемых на солончаках (рис. 25.4), — насыпь высотой 0,8—1 м. Возводят ее из местных засоленных фунтов, вынимаемых из располагающихся параллельно трассе «резервов» — выемок глубиной 0,5—0,6 м и шириной до 6 м. Между подошвой насыпи и резервами оставляется берма

Рис. 25.4. Поперечный профиль дороги на солончаке

шириной 1—1,5 м — горизонтальная площадка поверхности, разделяющая откос насыпи от откоса резерва. Верхний, наиболее засоленный слой грунта толщиной 0,1—0,2 м перед возведением насыпи срезается. Во избежание дальнейшего засоления верхней части земляного полотна (за счет капиллярного поднятия солевых растворов) в насыпи на глубине 0,5 м от верхней бровки устраивают своеобразный экран — гравийную прослойку толщиной не менее 0,1 м. Прочие параметры полотна выбираются как и для дорог обычного типа.

Особенности сооружения земляного полотна на дорожной трассе в пределах мокрых солончаков заключаются в том, что в качестве материала для насыпи используются незасоленные фунты, часто песок. В процессе отсыпки фунта насыпь постепенно пофужается в увлажненные слои солончака. При небольшой глубине (мощности) солончаков целесообразно пофужение насыпи до твердого основания — подошвы (дна) солончака. В случае значительной мощности солончака насыпь, как правило, не достигает твердого основания, и при установлении минимальной высоты следует учитывать дальнейшую ее осадку.

Дороги на такырах. *Такыры* — пониженные участки в пустынных местностях с гладкой очень плотной и твердой глинистой поверхностью, растрескивающейся в сухое время на полигональные плиты. Весной такыры сначала превращаются в мелкие озера, а затем (до высыхания) в непроходимую топь. Если наземные транспортные трассы геологоразведочных организаций проходят по такырам, то бездорожная перевозка фузов и персонала возможна преимущественно в летнее время. Сооружение автомобильных дорог на такырах обеспечивает транспортные операции и в период распутицы. Оно заключается в устройстве насыпных трасс из фунта такыров. В летние месяцы сооружение насыпей связано со значительными трудностями отбойки и разрушения крепкого ссохшегося фунта, поэтому дорожные работы (отсыпка и профилирование насыпи) проводятся обычно зимой. Высота насыпи устанавливается с расчетом превышения дорожного полотна над уровнем паводковых вод. С целью повышения надежности транспортной связи и сохранности дорожного полотна в весенние месяцы поперечные размеры насыпи несколько больше размеров насыпей земляного полотна обычных дорог.

Дороги на песках пустынных областей. Надежность транспортных путей, прокладываемых на песках (в пустынях или полупустынях), зависит в основном от интенсивности засыпания дороги песком. Дорога, проложенная в песках без учета и реализации мероприятий по защите от заносов, обычно не обеспечивает нормальной эксплуатации автомобилей даже в течение одних суток, так как под действием ветровой нагрузки поперечные и продольные профили дороги непрерывно изменяются. Для уменьшения отрицательного влияния песчаных заносов на эксплуатационные характеристики дорог при выборе трасс может быть рекомендовано следующее:

1) трассу проводить по поверхности существующих понижений и котловин, так как песок обычно выносится из них и откладывается на повышенных участках рельефа;

2) направление трассы разбивать вдоль (а не поперек) имеющих форм рельефа, а на открытых участках располагать трассу перпендикулярно к направлению преобладающих ветров;

3) проводить путь на летний период по неглубоким сухим солончакам, takyрам, галечникам, берегам рек.

Наиболее эффективное и простое средство против заносов — сооружение земляного полотна с поперечным профилем обтекаемой формы. При обычном поперечном профиле дороги (рис. 25.5, а) за откосом насыпи земляного полотна в зоне завихрения неизбежно откладывается песок. При поперечном профиле обтекаемой формы (см. рис. 25.5, б) вихревой зоны не возникает.

При возведении насыпи на takyрах, когда вдоль дороги необходимо сооружение водоотводных канав, также устраивается

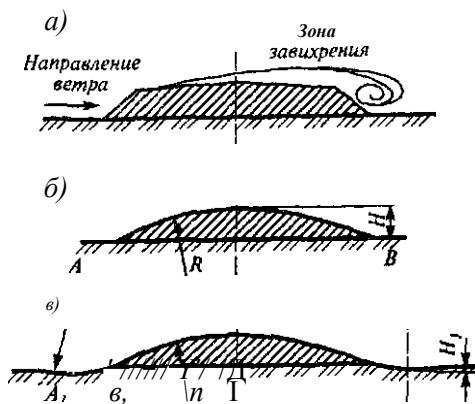


Рис. 25.5. Поперечный профиль дороги в песках:

а — заносимый профиль; б — незаносимый профиль, в — незаносимый профиль с водоотводами

обтекаемый поперечный профиль; сопряжение с насыпью должно быть плавным (см. рис. 25.5, в).

Лежневые дороги. Увеличение надежности и улучшение эксплуатационных характеристик подъездных путей могут быть достигнуты путем строительства лежневых дорог на участках трасс со слабыми грунтами и с переувлажнением. При прокладке лежневых дорог почти полностью исключаются земляные работы, отпадает необходимость и в перевозке грунтов. Основной строительный материал — лес, получаемый в основном при расчистке трассы. **Затраты** труда и времени на сооружение лежневой дороги, в общем, несколько выше, но строительная стоимость их невысока, а надежность и пропускная способность значительны.

Верхнее строение лежневых дорог состоит из поперечин (лежней) и продольных элементов — деревянных колесопроводов. Наиболее ответственная часть верхнего строения — колесопроводы, изготавливаемые обычно из окантованных с двух сторон хлыстов (в некоторых случаях неотесанных и даже неошкуренных). Хлысты соединяются между собой штырями, скобами и просто врезаются в лежни и расклиниваются деревянными клиньями. Расстояние между лежнями составляет 1—1,5 и даже 2 м в зависимости от конструкции дороги.

Значительно сократить расходы на строительство дороги можно при использовании ленточного покрытия ЛД-Б. Деревянное **ленточное** покрытие состоит из двух гибких лент, служащих колесопроводами. Каждая лента, имеющая длину 20 м, собирается из отдельных шитов, соединенных между собой шарнирно (рис. 25.6).

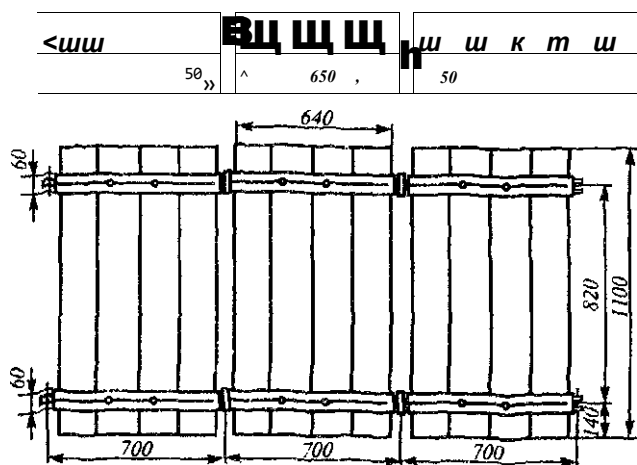


Рис. 25.6. Конструкция ленточного покрытия ЛД-5

Через каждые 20 м между парами лент укладывают соединительный щит, фиксирующий межколежное расстояние. Щиты размером 120 x 700 x 1100 мм состоят из четырех брусьев, соединенных металлическими хомутами, на концах которых имеются кронштейны с отверстиями под соединительные пальцы. Масса одного щита 60 кг.

Покрытие ЛД-5 может собираться вручную; наибольший эффект получают при многократной (до 10 раз) укладке с помощью специального дорожного транспортера-укладчика ДТУ-2. Транспортер-укладчик смонтирован на раме трактора ТДТ-55, его барабан вмещает 40 м ленточного покрытия. Скорость снятия ленты 3,6 км/ч.

Дороги на болотах. Довольно часто, особенно около водных препятствий, автотракторные дороги геологоразведочных партий пересекают сильно увлажненные и заболоченные местности. Если обход заболоченных участков невозможен или нецелесообразен, то на них сооружают временные дороги, строительство которых связано с большими затратами труда и времени. Болота — это участки избыточно увлажненной земной поверхности, покрытые слоем торфа мощностью более 0,3 м. Возможность и сложность сооружения дороги в их пределах определяются в основном типом болота: 1) болота с торфяными залежами, располагающимися непосредственно на твердом минеральном дне; 2) болота, у которых торфяные залежи локализуются на мягком основании, сложенном минеральными илами или сапропелями; 3) болота с торфяными залежами, плавающими в воде или жидком иле.

Определение строительного типа болота, предшествующее сооружению дороги, проводится с помощью бурения до появления твердого грунта. Обычно для этой цели применяют легкий буровой комплект («бур геолога»).

Капитальные и усовершенствованные дороги на болотах сооружаются на прочных основаниях — насыпях, которые располагают на минеральном дне болота. Временные дороги облегченного типа, наиболее характерные для геологоразведочных партий, обычно сооружают на деревянных настилах, поверх которых насыпают небольшой слой грунта. Таким образом, основной элемент дороги — деревянный настил, воспринимающий на себя нагрузку и предотвращающий переувлажнение грунта верхнего строения дороги (рис. 25.7).

Конструкция дорожного полотна может удерживаться на поверхности торфяного покрова в том случае, если напряжения (удельная нагрузка), возникающие в торфе под действием массы дороги и транспортных средств, будут меньше его предела прочности.

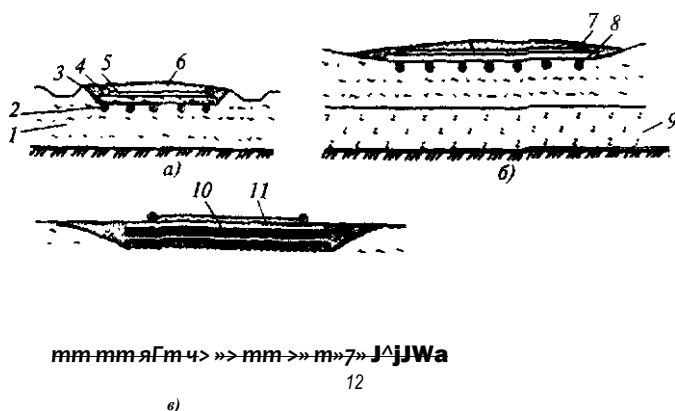


Рис. 25.7. Поперечный профиль дороги на болотах 1-го (а), 2-го (б) и 3-го (в) типов:

1 — торфяной покров; 2 — продольные лежни; 3 — слой хвоста (лапника); 4 — боковые жерди; 5 — слой сухого торфа (мха); 6 — слой грунта (гравия); 7 — продольные крепильные бруссы; 8 — поперечный настил; 9 — мягкое основание (ил, сапропель); 10 — второй продольный слой накатника; 11 — третий поперечный слой накатника; 12 — слой воды

Дороги в горах. Основные транспортные средства геологоразведочных партий, осуществляющих поисковые и разведочные работы в горах, — автомобили и тракторы. Для обеспечения возможности эксплуатации автомобилей в горах прокладывают временные дороги или так называемые «черновые проезды». Трассу дороги выбирают с учетом допустимых углов подъема и радиусов закругления, обеспечения наибольшей безопасности и надежности перевозки грузов при минимальных объемах дорожных работ (укрепление проезжей части, выемка фунта и устройство насыпей, возведение защитных сооружений от осыпей, селевых потоков и лавин).

В трассе горной дороги выделяют долинные ходы и перевальные участки. Долинные ходы, прокладываемые по долинам рек, характеризуются сравнительно небольшими уклонами и значительным количеством поворотов, так как трасса в большинстве случаев проводится параллельно руслу реки. На перевальных участках или крутых склонах горная дорога характеризуется предельными углами наклона.

На рис. 25.8 представлена схема дорожной трассы в горах. Для соблюдения требований, предъявляемых к продольному профилю автомобильной дороги, трасса на пологом участке пути развивается в виде плавной кривой, а на крутом склоне — в виде ломаной линии.

Поперечные профили горных дорог представлены на рис. 25.9. При значительных величинах угла склона горы насыпи и полуна-

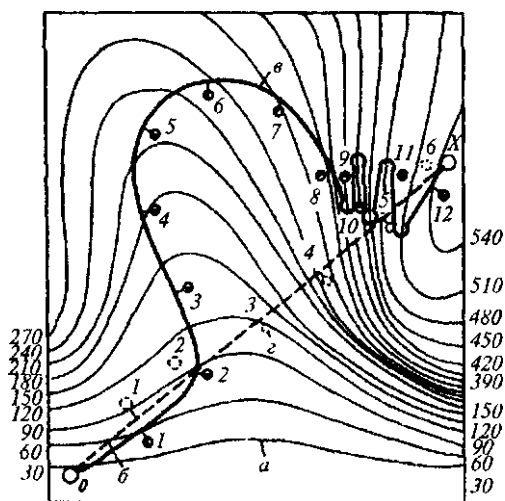


Рис. 25.8. Трасса дороги в горах:

а — изолинии высоких отметок;
б — протяженность дороги по прямой;
в — проектируемая трасса дороги; г — репера (1 км) на трассе

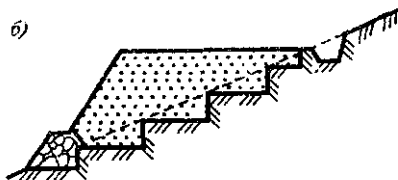
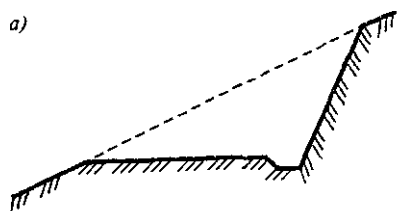


Рис. 25.9. Поперечные профили дорог в горах:

а — полувыемка; б — полунасыпь

сыпи укрепляются банкетам из камня. Наиболее распространенный профиль дороги на долинных ходах — полувыемка. Полунасыпи возводят из грунта, получаемого из выемок или резервов. Помимо канав, для обеспечения сохранности насыпи в ней иногда сооружаются водопропускные устройства. На прямых участках дороги, проходящей по косогорам с крутизной более 30° , проезжей части дороги придается односкатный профиль с наклоном в сторону горы 2° . На кривых участках, центр которых расположен в сторону крутого обрыва, проезжей части придается уклон 1° в сторону горы. Ширина проезжей части дороги на серпантине и на кривых минимальных радиусов увеличивается на 1,5—2 м.

Трассы временных дорог выбирают таким образом, чтобы по возможности избежать опасных участков. В ряде случаев на склоне горы выше дороги устраивают простейшие сооружения для защиты от осыпи, например, делают барьер из бревен или устанавливают щит (рис. 25.10).

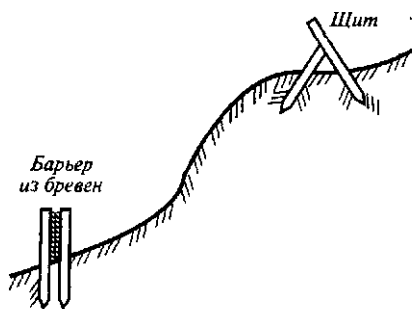


Рис. 25.10. Простейшие защитные сооружения против осыпей

Снежные и снежно-ледяные дороги. В северных районах страны одним из самых надежных и дешевых способов доставки грузов автомобилями и тракторами является перевозка их по снежным или снежно-ледяным дорогам. Особенно целесообразно использование зимних дорог на участках с переувлажненными и заболоченными грунтами, где организация перевозок в летний период сопряжена с большими трудностями. При геологоразведочных работах чаще используют снежные и снежно-ледяные дороги, при больших грузопотоках возможно сооружение и ледяных дорог (автозимников).

Дороги из уплотненного снега могут сооружаться двумя способами: уплотнением снега тонкими слоями и уплотнением слоями значительной толщины. Если дорогу планируется эксплуатировать в начале зимнего сезона, то снег уплотняют по мере его выпадения. Вначале снег уплотняется трактором за два-три прохода, а затем колесами автомобилей. На хорошо промерзших фунтах целесообразно уплотнять снег слоями 10—15 см (если фунт не промерз, то толщина слоев не должна превышать 10 см). При таком методе сооружения толщина покрытия дороги постепенно увеличивается, что позволяет использовать ее некоторое время и после начала оттепелей.

Снежно-ледяные дороги, характеризующиеся по сравнению со снежными дорогами более высокими эксплуатационными качествами, устраиваются с наступлением устойчивых морозов путем поливки дорожного полотна. Основанием дороги может служить земляное' полотно, неуплотненный слой снега толщиной 3—5 см или уплотненный снег любой толщины. Первоначально поверхность дороги поливают из цистерны, установленной на тракторных санях; последующие поливки осуществляются специальными автополивщиками. При первом поливе расход воды составляет около 50 м^3 на 1 км дороги. За сезон на 1 км дороги расходуется 150 — 200 м^3 воды.

Наиболее интенсивные, экономичные и долговременные автомобильные перевозки обеспечивают ледяные дороги. В северо-восточных районах страны автозимники — транспортные трассы не только ведомственного, но и общего пользования. По продолжительности эксплуатации автозимники разделяют на регулярные — возобновляюгся каждую зиму в течение ряда лет по одной и той же трассе; временные — используются в течение одного-двух сезонов; разового пользования — служат для пропуска колонны автомобилей. По месту расположения автозимники бывают сухопутные и ледовые; последние прокладывают по льду рек и озер.

25.3. Тракторные дороги и бездорожные трассы

Использование автомобильных грунтовых дорог для перевозки грузов гусеничными тракторами неизбежно приводит к разрушению дорожного покрытия и, соответственно, к снижению транспортных характеристик дорог, а также необходимости частых ремонтных работ. Грунтовые дороги без верхнего покрытия и черновые проезды в несколько меньшей степени подвержены воздействию тракторных гусениц; ухудшение их транспортных характеристик, связанное в основном с деформацией поперечных и продольных профилей дорожного полотна, относительно легко устранимо. Тем не менее, интенсивная эксплуатация грунтовых автомобильных дорог геологоразведочных экспедиций и партий для тракторных перевозок грузов всегда должна быть достаточно обоснованной, а в отдельных случаях допускаться только в исключительных обстоятельствах или на завершающих стадиях разведочных работ.

Для тракторов, имеющих значительно большую проходимость по сравнению с автомобилями, специальные дороги сооружают сравнительно редко. В большинстве случаев трассы для тракторных дорог прокладывают непосредственно по естественной земной поверхности или грунтовым полосам. Строительство тракторных дорог предусматривает профилирование земляного полотна и устройство водоотводов.

При благоприятной топографической и климатической ситуациях в районах проведения геологоразведочных работ значительные объемы перевозок осуществляют с использованием автомашин высокой проходимости, а также колесных и гусеничных тракторов по бездорожным трассам. Бездорожные перевозки могут быть разовыми или сезонными. Разовые перевозки характерны обычно для начальных стадий разведки (небольших по масштабам), нестационарных работ, а также для объектов, удаленных

от баз (пунктов) снабжения на небольшие расстояния. Как правило, сезонные перевозки наиболее успешны в летние месяцы полевого сезона. Трассы сезонных бездорожных перевозок выбирают преимущественно заранее, при этом учитываются особенности местности.

Нередко намечают не одну, а две трассы, например, более короткую, пересекающую обмелевшую речку для транспортировки грузов в засушливое время, и более длинную, проходящую или в обход водного препятствия, или пересекающую его в наиболее удобном для переправы месте в период дождей или половодий. При необходимости на трассах проводятся работы, связанные с улучшением их транспортных характеристик, — удаляют кустарники, вырубая отдельные деревья, засыпают ямы.

25.4. Мосты и безмостовые переправы

Места пересечения судоходных рек и озер наземными транспортными трассами геологоразведочных экспедиций и партий приурочиваются к существующим мостам, плотинам (дамбам) и паромным переправам общего пользования. В зимнее время с целью сокращения расстояния перевозок (при возможности преодоления крупных водоемов и водотоков по ледяному покрову) эти места могут изменяться. Этим же обусловлено изменение транспортных трасс, пересекающих относительно большие реки, водность которых в летние периоды резко снижается и появляется возможность переправы автотракторного транспорта вброд.

Альтернативным решением пересечения наземными трассами небольших, преимущественно равнинных рек и других водотоков с относительно медленным течением служит сооружение геологоразведочными партиями и экспедициями деревянных мостов, небольших земляных дамб с водопропускными устройствами и несложных паромных переправ; практикуется и использование переправ вброд и по льду (рис. 25.11).

Среди элементов автотракторных трасс выделяют стационарные (мосты, дамбы) и нестационарные (паромы, переправы вброд).

Деревянные мосты. Основные части конструкции моста — пролетное строение и опоры. Пролетное строение мостов состоит из проезжей части и конструктивных элементов, поддерживающих проезжую часть и передающих нагрузку опорам. Основанием пролетного строения служат продольные прогоны (бревна), сверху которых укрепляется поперечный настил из досок и бревен. Мостовые опоры могут быть постоянными или плавучими (наплавные мосты). Мосты на постоянных опорах сооружаются чаще. По типу опор эти мосты разделяют на свайные, рамные, свайно-рамные и



Рис. 25.11. Структурная схема средств и способов преодоления водных препятствий (водотоков)

клеточные. Конструкции постоянных опор даны на рис. 25.12. Наиболее распространены свайные опоры. Они применяются почти всегда, когда в дно водотока можно забить сваи. Если забивка свай затруднена, то на нешироких водотоках с глубиной не более 4 м и со скоростью течения не превышающей 1,5 м/с, сооружаются мосты на рамных опорах. В тех случаях, когда из-за рельефа берегов строится мост с пролетным строением на значительной высоте от поверхности воды, устраиваются свайно-рамные опоры. Сравнительно редко применяют клеточные опоры, их возводят в оврагах или на нешироких реках глубиной менее 1 м и скоростью течения до 1 м/с. При строительстве мостов на быстрых реках, где забивка свай невозможна, предпочтительно пользоваться ряжевыми опорами, которые представляют собой деревянные срубы, заполненные камнем.

Расстояние от поверхности проезжей части до низа пролетного строения называется строительной высотой моста. В простых деревянных конструкциях мостов она невелика. Помимо строительной высоты, выделяют конструктивную высоту моста, под которой понимают расстояние между проезжей частью и уровнем воды реки. Конструктивная высота моста должна обеспечивать пропуск паводковых вод. Расстояние между опорами называют отверстием моста. Мосты, имеющие только две опоры, называются однопролетными, мосты с большим количеством опор — многопролетными.

Основные элементы моста рассчитываются исходя из величины подвижной нагрузки и нагрузки от собственной массы конструкции **моста**. Если сооружаемый мост предполагается эксплуатировать не один сезон, то необходимо предусмотреть мероприятия для сохранения его в течение зимнего периода и весеннего ледохода.

6)

ПК

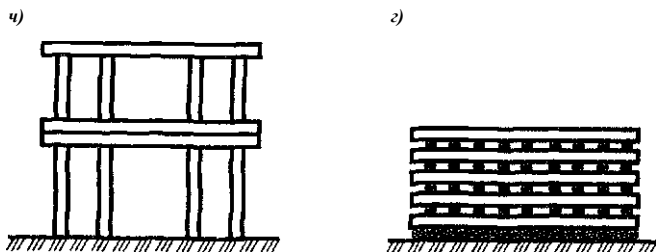


Рис. 25.12. Конструкция мостовых опор:
а — свайная; *б* — рамная; *в* — свайно-рамная; *г* — клеточная

Один из способов сохранения моста в период весеннего ледохода — разборка его на зимний период или перед ледоходом; наиболее пригодны для этого мосты на рамных опорах. При других конструкциях опор перед мостом сооружают ледорезы.

Земляные дамбы (насыпи) с водопропускными сооружениями. При небольших размерах водотоков, пересекающих трассы дорог, вместо мостов устраивают земляные дамбы (насыпи) с водопропускными сооружениями. С целью повышения надежности эксплуатационной характеристики трассы в местах устройства водопропускных сооружений ширину насыпи земляного полотна обычно несколько увеличивают. В насыпях монтируют деревянные, железобетонные или металлические трубы (параметры труб выбирают с учетом обеспечения достаточной прочности водопропускного сооружения). Поперечное сечение труб рассчитывают по их необходимой водопропускной способности. На рис. 25.13 представлена схема одной из простейших конструкций деревянного водопропускного сооружения треугольного сечения.

Во избежание затопливания дорожного полотна во время ливневых дождей и интенсивного таяния снега размеры водопропускных сооружений **должны** рассчитываться с учетом максимального водопритока.

Переправы вброд. Возможность преодоления водных препятствий по мелководью определяется рядом условий: глубиной водотока, скоростью течения, твердостью дна, профилем и свойствами

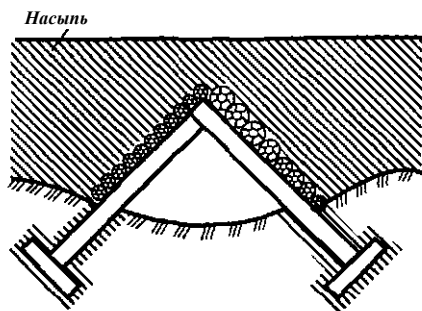


Рис. 25.13. Схема деревянного водопропускного сооружения

ми грунта берегов и технической характеристикой транспортных средств. Только при установлении допустимой глубины брода, а также благоприятном состоянии дна водотока и береговых подходов возможен выбор места переправы. Ниже приведены допустимые глубины водных препятствий (м) для проезда по дну различных транспортных средств:

УАЗ-452	УАЗ-469	ЗИЛ-157	ГАЗ-66	МАЗ-500	з ш ^ з ^ ^ д о	Тракто́ры
0,5	0,6	0,85	0,9	1,00	1,20	0,8-1,0

При скорости течения воды более 1,5 м/с значение предельной глубины водотоков снижают на 0,1—0,2 м. В месте постоянно действующей переправы на берегах устраивают удобные подходы и съезды к воде. Уклоны в местах спуска автомобилей в воду и выезда из воды не должны превышать при мягком грунте 10—13°, при каменистом — 20°. Крупные валуны со дна удаляют, ямы засыпают гравием, а бугры срезают. При эксплуатации автомобилей высокой проходимости и тракторов объем таких работ уменьшается, а в ряде случаев они вообще не проводятся. Если дно водотока илистое или торфяное, то оно может быть укреплено деревянными щитами из лежней.

Переправы по льду. Характеристики и условия использования автомобильных дорог, располагающихся на ледяном покрове рек, уже были рассмотрены. В несколько иных условиях эксплуатируются переправы по льду на трассах ГРП: во-первых, многие переправы не располагаются на трассах общего пользования; во-вторых, их размещение не ограничивается районами только северных широт. Таким образом, контроль за состоянием ледового покрова переправ должен выполняться геологоразведочными партиями. Кроме того, он приобретает особое значение в связи с более ве-

роятыми изменениями прочностных характеристик льда. Рассмотрим несколько подробнее технологию использования ледяных переправ.

Снежно-ледяной покров реки в зимнее время состоит из нескольких слоев. Наибольшая несущая способность у слоя чистого льда, несколько меньшая — у слоя мутного льда. Поэтому суммарную грузоподъемность ледяного покрова необходимо определять именно с учетом этого обстоятельства.

Грузоподъемность льда на соленых водоемах значительно меньше, чем на пресноводных. В связи с этим грузоподъемность ледяного покрова при соленой воде уменьшают в три раза.

Лед имеет сравнительно большой коэффициент температурного расширения, поэтому при достаточно сильных морозах на ледяном покрове появляются температурные трещины и продвижению транспортных средств должны предшествовать осмотр и выбор безопасных участков ледяной трассы. В конце зимы и начале весны, когда уровень воды в водоеме снижается, ледяной покров провисает, и несущая способность льда резко падает. Дальнейшая деформация ледяного покрова приводит к образованию трещин у берегов. Эти трещины свидетельствуют о том, что лед опустился до поверхности воды, плавает на ней и поэтому сохраняет свою несущую способность.

При недостаточной толщине ледяного покрова пользуются следующими способами увеличения его грузоподъемности: 1) подводное утолщение льда, 2) утолщение слоя льда путем намораживания его сверху, 3) укрепление ледяного покрова деревянным настилом.

Наиболее ответственная часть переправы по льду — съезд с берега на лед; конструкции съездов показаны на рис. 25.14.

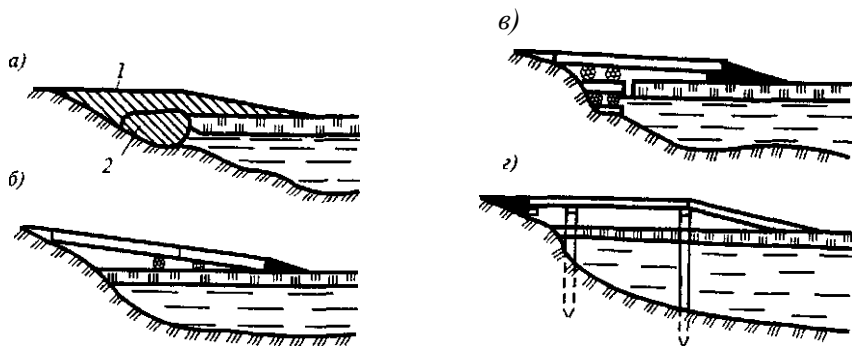


Рис. 25.14. Конструкция съездов на лед:

а — снежно-хвостяной; *б* — с лежнем; *в* — с клеткой на берегу и лежнем на льду; *г* — с эстакадой; 1 — слой уплотненного снега; 2 — хвостяные fascины

В местах расположения переправ на 100 м в обе стороны от оси трассы должны отсутствовать полыньи, нагромождения торосов, выходы грунтовых вод и места сброса теплых вод. На ледяных переправах организуют, как правило, однопутное движение. Для встречного потока транспортных средств устраивают другую ледяную переправу на расстоянии не менее 150 м. Расстояние между движущимися автомобилями или тракторами с массой до 15 т должно быть не менее 50 м, а при массе свыше 15 т — не менее 100 м. Скорость движения по переправам не должна превышать 15 км/ч. Стоянки на льду или остановки не допускаются, так как свойства льда обуславливают увеличение прогиба его поверхности и в ряде случаев разрушение ледяного покрова. Для защиты поверхности льда от износа и устранения буксования транспортных средств на переправе сохраняют снежный покров до 0,03 м при плотном и до 0,05 м при рыхлом снеге.

25.5. Содержание и ремонт автомобильных и тракторных дорог

Нормальная и бесперебойная эксплуатация автотракторных дорог обеспечивается комплексом мероприятий, включающим соблюдение установленных режимных параметров транспортных операций и своевременное проведение необходимых ремонтных работ на трассе. К режимным параметрам в данном случае следует относить: типы транспортных средств и интенсивность их движения; массу, а иногда и габариты перевозимых грузов. Выбирают перечисленные параметры с учетом погодных условий, сезонности и состояния дорожного полотна. Среди ремонтных работ, осуществляемых на дорожных трассах, выделяют следующие виды: текущий ремонт с мелкими работами по содержанию дороги; средний ремонт; капитальный ремонт.

Перечень работ по содержанию автодорожных трасс в рабочем и безопасном состоянии включает: удаление с отдельных участков дорожного полотна скоплений песка, грязи, воды, льда, снега; орошение в отдельных случаях проезжей части дороги с целью пылеподавления; расчистку водотоков и некоторые другие мероприятия подобного рода.

Текущий ремонт. Работы по текущему ремонту и содержанию дороги планируются на сезон или год по укрупненным километровым показателям и реализуются в течение срока эксплуатации дорожной трассы регулярно, а на отдельных ее участках интенсифицируются по мере необходимости. Работы, осуществляемые в процессе текущего ремонта дорожных трасс, заключаются в устранении мелких повреждений, появившихся в результате транспортных операций

или неблагоприятных метеоусловий на дорожном полотне или относящихся к нему сооружениях; исправлении появившихся деформаций в поперечном профиле; планировке и упрочнении дорожного покрытия; восстановлении (если это необходимо) травяного покрова поверхностей откосов насыпей и выемок, а также обочин; восстановлении или замене различного вида ограждений.

Средний ремонт. Работы по среднему и капитальному ремонту планируются для дорог, эксплуатируемых в течение нескольких полевых сезонов или лет. Объекты для ремонта устанавливаются при ежегодных осмотрах трассы с составлением дефектных ведомостей. Работы по среднему ремонту трасс проводятся, как правило, в запланированные сроки, исключение составляют внеплановые ремонты, вызываемые аварийными ситуациями. При этом виде ремонтов осуществляются более или менее значительные по масштабам работы по восстановлению земляного полотна, периодическому возобновлению или упрочнению изношенного верхнего дорожного покрытия, поперечной или продольной планировке поверхности проезжей части дороги и водоотводов, ремонту водопропускных устройств и сооружений, обеспечивающих переправы через водные препятствия и, в частности, их реконструкции в связи с целесообразностью использования другого вида переправы, вызываемой изменением гидрогеологической обстановки (например, в простейшем случае переоборудование переправы вброд на переправу по льду).

Капитальный ремонт. При этом виде ремонта может быть предусмотрен и осуществляться практически весь комплекс дорожных работ, направленный на восстановление первоначальных эксплуатационных характеристик транспортной связи. Более того, при необходимости параметры трассы могут быть изменены, пропускная способность дорог оптимизирована с целью повышения производительности, экономичности и безопасности транспортных операций.

ГЛАВА 26. ТРАНСПОРТНЫЕ СРЕДСТВА И ИХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ

26.1. Автомобильный и тракторный транспорт

Основные транспортные средства, принадлежащие геологоразведочным экспедициям, — **автомобили**. Необходимость автомобильных перевозок разнообразных грузов при изменяющихся дорожных условиях определяет использование автомобилей различных типов. Главная характеристика грузовых автомобилей — их номинальная грузоподъемность — предельно допустимая загрузка в тоннах при движении по хорошим дорогам с твердым покрытием.

В зависимости от грузоподъемности автомобили условно делят на следующие классы: 1) малой грузоподъемности — менее 2,5 т; 2) средней грузоподъемности — от 2,5 до 5 т; 3) большой грузоподъемности — более 5 т. По назначению выделяют автомобили общего назначения и специализированные (седельные тягачи, самосвалы, автоцистерны и т.д.). Автомобили общего назначения выпускают только с бортовыми платформами. Они предназначены для перевозки разнообразных грузов, а при специальном оборудовании — людей. Седельные тягачи не имеют кузова и предназначены для перевозки грузов в полуприцепах. Эти автомобили имеют укороченную раму, на которой расположено опорно-сцепное устройство для соединения с полуприцепом. Седельные тягачи в сочетании с полуприцепами характеризуются высокими эксплуатационными качествами — способностью перевозить большой груз по сравнению с аналогичным автомобилем без прицепа и повышенной маневренностью. Автомобили-самосвалы используют для перевозки сыпучих грузов. Как правило, они оборудуются металлическими самопрокидывающимися кузовами. Грузовые бортовые автомобили повышенной проходимости, применяемые в тяжелых дорожных условиях, представляют собой двух- или многоосные грузовики с приводом на две или несколько осей или полугусеничные автомобили.

В зависимости от применяемого топлива различают следующие типы грузовых автомобилей: автомобили с карбюраторными двигателями, работающие на легком топливе (бензин); автомобили с дизельными двигателями, работающие на тяжелом дизельном топливе (соляровом масле и др.).

В геологических организациях наибольшее распространение получили автомобили средней грузоподъемности. Из автомобилей большой грузоподъемности чаще всего применяют автомобили грузоподъемностью 7—8 т. При выборе грузоподъемности автомобиля следует учитывать дорожные условия его эксплуатации, а также снижение (до 75%) грузоподъемности многих машин при плохих дорогах. При удовлетворительных дорожных условиях (например, на подъездных путях материально-технических баз экспедиций) применяют автомобили всех типов обычной проходимости. На дорожно-строительных работах или для подвоза глины к буровым используют самосвалы. Следует отметить, что основные перевозки людей и грузов в процессе геологоразведочных работ осуществляют в тяжелых дорожных условиях, поэтому широко применяют грузовые автомобили повышенной и высокой проходимости. Для перевозки людей и небольшого груза в геологоразведочных партиях используют легковые автомобили и автобусы также повышенной проходимости.

Проходимость автомобиля при движении по деформированным грунтовым дорогам или по бездорожью характеризуется показателями так называемой габаритной проходимости (рис. 26.1). Этот показатель включает дорожный просвет h , радиус продольной проходимости r и углы переднего и заднего свеса α . Чем больше дорожный просвет, тем выше проходимость автомобиля по неровным участкам земной поверхности и колеиным дорогам. У отечественных грузовых автомобилей величина просвета колеблется от 200 до 400 мм.

Радиус продольной проходимости характеризует способность автомобиля преодолевать неровности местности, ювеги, канавы, бугры и другие препятствия. Чем меньше этот радиус, тем выше проходимость автомобиля. Величина радиуса менее 3 м — хороший показатель, от 3 до 4 м — удовлетворительный. У автомобилей малой и средней грузоподъемности радиус продольной проходимости обычно составляет 2,5—3,5 м, а у автомобилей большой грузоподъемности он достигает 6 м.

Углы переднего и заднего свеса также характеризуют способность автомобиля преодолевать более или менее крутые канавы и бугры; увеличение этих углов повышает проходимость автомобиля. Для грузовых автомобилей углы переднего свеса принимают равными 40...60°, а заднего — 30...40°.

При проезде по песку, влажному грунту и неукатанному снегу на проходимость автомобиля сильно влияет давление колес на опорную поверхность: чем выше давление колес, тем глубже образующиеся колеи и больше сопротивление движению, особенно передних колес, прокладывающих колею. В связи с этим в условиях бездорожья целесообразно использовать автомобили с двигателем повышенной мощности и колесными формулами 4х4 или 6х6. Однако эксплуатация этих автомобилей в нормальных дорожных условиях экономически нецелесообразна.

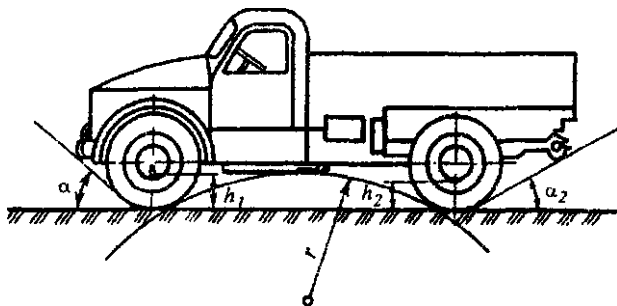


Рис. 26.1. Показатели габаритной проходимости автомобилей

Для повышения проходимости автомобилей с колесной формулой 4х2, как, впрочем, и грузовых автомобилей с другими колесными формулами, применяют специальные шины с грунтозацепами различного рисунка, шины увеличенного арочного профиля, шины с пониженным или с регулируемым давлением.

Повышение проходимости автомобилей со стандартными шинами по разъезженным грунтовым дорогам в период дождей, а также в весеннюю распутицу, по слегка заболоченным грунтам или по неглубокому снегу может достигаться за счет применения цепей, надеваемых на ведущие колеса и обеспечивающих более устойчивое сцепление. Арочные шины, устанавливаемые обычно на ведущих колесах автомобилей нормальной проходимости в периоды бездорожья, благодаря более широкому профилю шин и высоким грунтозацепам, снижают сопротивление движению машин и способствуют хорошему сцеплению колес с грунтом.

Тракторы используют при геологоразведочных работах для перевозки грузов и людей, главным образом, на относительно небольшие расстояния при плохих дорожных условиях, когда эксплуатация автомобильного транспорта не всегда возможна. На производственных участках геологоразведочных партий с помощью тракторов транспортируют крупногабаритное оборудование (вышки и прочие агрегаты). Кроме того, тракторы применяют для передвижения и при работе навесных или прицепных дорожных и землеройных машин, используемых при сооружении и ремонте подъездных путей, проходке разведочных канав и траншей, при строительных работах. И, наконец, механизм отбора мощности трактора иногда применяется в качестве привода для передвижного (редко стационарного) технологического оборудования партии.

Основные характеристики колесных и гусеничных тракторов, выпускающихся отечественными тракторными заводами и эксплуатирующихся в геологоразведочных партиях, приведены в табл. 26.1.

Таблица 26.1. Характеристика тракторов

Модель трактора	Тяговое усилие, кН	Вместимость топливных баков, л	Цельный расход топлива, г/кВтч	Максимальная скорость движения, км/ч
МТЗ-50	14	100	144	24,0
К-700	60	450	130	30,8
ТДТ-55	30	120	140	11,0
ТТ-4	100	110	150	8,0
Т-100М	95	235	110	10,0
Т-130С	94	440	147	10,0
Т-180	141	440	130	13,0
ДЭТ-250	220	700	125	20,0

В условиях бездорожья во время весенней и осенней распутиц, при заболоченных фунтах или наличии большого числа небольших водных препятствий, пересекающих транспортную трассу, а также снежном покрове более или менее значительной мощности перевозка фузов и людей становится затруднительной или даже невозможной. В этих условиях надежное наземное транспортное средство — вездеходы. Из них наиболее часто используются транспортеры-тягачи и транспортеры-снегоболотоходы, представляющие собой транспортные машины на гусеничном ходу (область использования других видов вездеходов, в частности на воздушной подушке, офаничена).

26.2. Подвесные канатные дороги, гужевой и вьючный транспорт, переноска грузов

Подвесные канатные дороги, используемые в различных отраслях народного хозяйства для перевозки фузов и людей преимущественно при сложных рельефах местности, представляют собой транспортные комплексы, в которых подвесные конструкции (вагоны, вагонетки, тележки, кресла, платформы и различные прицепные устройства) перемещаются над земной поверхностью по канатам, натянутым между опорами. К преимуществам канатных подвесных дорог, по сравнению с другими видами наземного транспорта, следует отнести:

- 1) почти полную независимость параметров транспортных операций от рельефа местности на локальных участках трассы, так как пролеты между опорами могут быть весьма значительными;
- 2) возможность прокладки дорожной трассы без дополнительных затрат при пересечении оврагов, ущелий, заболоченных мест и водных преград;
- 3) обеспечение нормальной эксплуатации при дождливой погоде, снегопадах, гололедице и в периоды весенне-осенних распутиц.

Протяженность фузовых канатных подвесных дорог различна — от десятков до сотен метров, а пропускная способность достигает иногда 1000 т/ч. Особое значение канатные дороги приобретают в труднодоступных горных районах, так как во многих случаях капитальные и эксплуатационные затраты при их сооружении и использовании ниже соответствующих затрат при других видах транспорта, а надежность связи более высокая.

Канатные дороги подразделяют на тяжелые стационарные, легкие стационарные и переносные. Область применения дорог первых двух типов офаничивается постоянно действующими транспортными связями промышленных предприятий, туристских

и спортивных баз. При сооружении дорог этих типов требуются значительные капитальные вложения, окупаемые при длительных сроках эксплуатации. На горных предприятиях канатные дороги сооружаются, главным образом, в горах для транспортировки полезных ископаемых к обогатительным фабрикам или железнодорожным погрузочным пунктам; на некоторых рудниках они предназначены для перевозки людей, материалов и оборудования. Простейшие конструкции переносных канатных дорог, сравнительно широко используемых на лесозаготовках, применяют и при относительно небольших масштабах сезонных работ в ГРП.

К простейшим конструкциям относятся канатные (или проволочные) грузоспуски. В качестве опор используют стволы деревьев или несложные деревянные рамы, располагающиеся около пунктов отправления и доставки грузов (рис. 26.2). Металлический канат или оцинкованная проволока диаметром 5—8 мм закрепляется на опорах. Груз, поддерживаемый на подвесках, под действием силы тяжести спускается по канату к месту разгрузки. Простейшие конструкции подвесок представлены на рис. 26.3, при ударе о разгрузочный конус подвеска автоматически отцепляется от каната.

Рассмотренную конструкцию грузоспусков целесообразно применять для транспортировки валовых проб с производственной

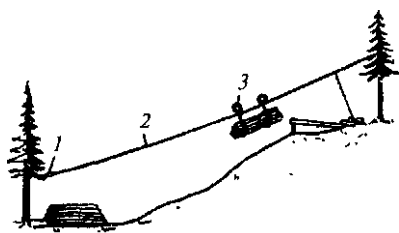


Рис. 26.2. Схема проволочного грузоспуска:
1 — пеньковый конус; 2 — оцинкованная проволока; 3 — подвеска

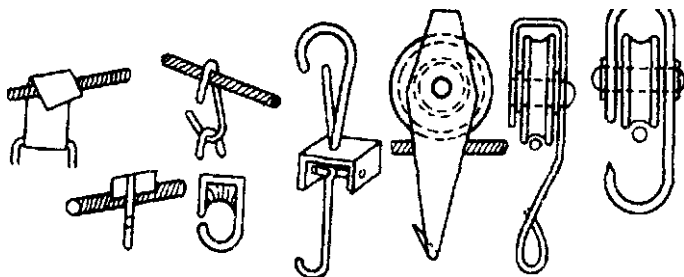


Рис. 26.3. Виды грузовых подвесок

площадки разведочного *поля*; расстояние транспортировки может достигать 500 м. При значительных расстояниях используют многопролетные грузопуски.

Тяжевой транспорт используется в условиях бездорожья или плохих дорог, при отсутствии тракторов и автомобилей высокой проходимости. Гужевым транспортом доставляются грузы от перевалочных баз до баз геологических партий. Большое значение гужевой транспорт приобретает в периоды весенне-осенних распутиц и в зимнее время.

Комплекс работ, связанных с сооружением простейших гужевых дорог, предусматривает выбор трассы, расчистку ее от деревьев и кустарника, отыскание бродов и устройство подходов к ним или сооружение мостов через небольшие водотоки. Ширина гужевой дороги с однополосным движением составляет 2,5—3 м, а в местах разъездов 4—4,5 м; наибольшие уклоны ее не должны превышать 12°, а минимальный радиус кривой — 10 м. Скорость перевозки грузов гужевым транспортом в среднем составляет 5 км/ч, или 30—35 км/сут.

В летнее время для перевозки грузов используют четырех-, реже двухколесные повозки различных конструкций, в зимние месяцы — сани и нарты. В качестве упряжных животных чаще всего применяют лошадей, иногда волов, верблюдов и ослов. В некоторых северных районах в качестве транспортных животных используются олени или собаки.

Одна лошадь в состоянии перевозить на обычной четырехколесной телеге при сравнительно хороших дорожных условиях до 250—300 кг груза, при парной упряжке масса груза может быть повышена до 450 кг. На двухколесных арбах перевозят грузы массой 150—400 кг. Масса груза при перевозке на сани с одноконной упряжкой может составлять 250—350 кг. На нартах при парной упряжке оленей можно перевозить 120—140 кг груза. Упряжка на 10—12 собак в состоянии перевозить на нартах по хорошо укатанной снежной дороге до 140 кг груза.

Вьючный транспорт. В труднодоступных районах, где невозможно использование даже гужевого транспорта, грузы перевозят во вьюках животными. Вьючные животные используются при проведении маршрутов, а также для перевозки различных материалов и оборудования к производственным участкам партий, расположенным главным образом в горах. Для вьючной транспортировки в гористых и лесных местностях прокладывают тропы. Ширина вьючной тропы составляет 1,5 м, а в местах разъездов (в горах) — 3 м; угол наклона тропы не должен превышать 35°; наименьший радиус поворота составляет 3—4 м.

Трассы выючных троп прокладываются по долинам рек и через невысокие перевалы. Заболоченные места, а также участки, опасные в отношении осыпей, камнепадов, селевых потоков и лавин, необходимо обходить. Поверхность земли, по которой проходит намеченная трасса дороги, очищают от деревьев, кустов и камней. Ца болотистых участках насыпают песок или устраивают хворостяную выстилку. Крутые откосы или обрывы обходят или на их скатах устраивают путевые балконы-овринги, представляющие собой настилы из бревен или хвороста, укладываемые на ряды кольев, забиваемых иногда в породные трещины.

В качестве выючных животных обычно используют лошадей, мулов, ишаков, иногда верблюдов, редко яков и оленей. В табл. 26.2 приведены данные о транспортных возможностях выючных лошадей в зависимости от углов подъема тропы при удовлетворительном состоянии выючной тропы и благоприятных погодных условиях.

Таблица 26.2. Транспортные возможности выючных лошадей

Угол подъема тропы, град	Допустимая масса груза, кг	Средняя скорость движения, км/ч	Длина пути, преодолеваемого за день, км
Меньше 10	80	4,5	36
10-15	75	3,5	28
15-35	65	2,0	16

Масса грузов, перевозимых другими выючными животными, составляет, кг: верблюдами — 200...300, яками — 80...120, мулами — 70...120, ишаками — 40...60, оленями — 25...30.

Выюк составляется из двух боковиков и привьючки, укладываемой на седло. Грузы помещают обычно во выючные сумы или выючные ящики, подвешиваемые к специальным выючным седлам (рис. 26.4). Перевозка неделимых грузов, масса которых превышает

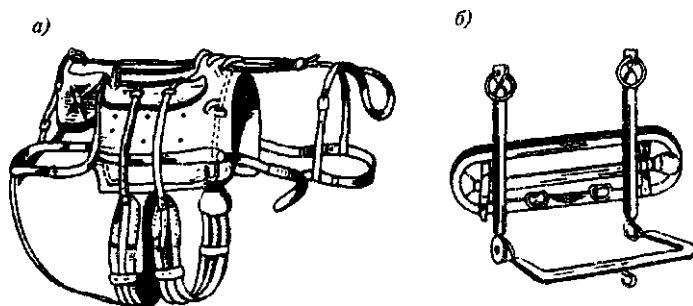


Рис. 26.4. Выючное седло (а) и подвесная рама (б) для жестких грузов

приведенные выше нормы, осуществляются на двух выючных животных. При этом на седлах укрепляют поворотные круги, на которые укладывается жердь или труба с подвешенным к ней грузом.

Переноска грузов. В горных районах в местах, недоступных даже для выючных животных, грузы переносятся людьми. Для носильщиков устраивают тропы, овринги или лестницы. Переноской грузов пользуются при отсутствии других приемлемых транспортных средств при выполнении маршрутов, а также для доставки материалов и легкого оборудования (например, мотоперфораторов) от базы партии, дороги или выючной тропы до места производства разведочных работ на крутых склонах или на вершинах перевалов.

Грузы переносят на носилках, жердях, веревках и в рюкзаках. Масса груза, переносимого одним носильщиком, выбирается с учетом физических данных последнего, а также абсолютных отметок пути следования. Обычно она колеблется от 16 до 40 кг. Протяженность дневного перехода при этом составляет не более 15-25 км.

26.3. Водный транспорт

Значение морских перевозок грузов и людей в наибольшей мере проявляется на внешних транспортных связях геологоразведочных экспедиций в северных и северо-восточных районах страны. В отдельных случаях (в Приморском крае) морские перевозки — звенья внутренних транспортных связей между базами экспедиций и геологоразведочных партий. В функции транспортных отделов геологоразведочных организаций не входит выбор плавучих транспортных средств, они обычно ограничиваются соответствующей упаковкой грузов, доставкой их на территорию морского порта или получением их из портовых складов. В аналогичных условиях грузы перевозятся по судоходным рекам. Тем не менее, в некоторых ситуациях разгрузка и погрузка (преимущественно небольших партий груза) осуществляются без швартовки транспортных средств общего пользования, при этом доставка грузов и людей от береговых баз производится нередко на плавучих транспортных средствах, принадлежащих геологоразведочным организациям.

Довольно часто несудоходные реки — единственные пути сообщения геологоразведочных партий и экспедиций. В этих условиях наличие собственных плавучих средств (катеров, мелководных барж и т.п.) позволяет решить транспортную проблему. Отметим, что многие, особенно сибирские, крупные реки имеют небольшой период навигации из-за обмеления; в этих случаях значение мелководных транспортных средств на внутренних водных трассах

геологоразведочных организаций возрастает. Работы, связанные с устройством и эксплуатацией водных транспортных связей, сводятся в некоторых случаях к расчистке в отдельных местах фарватера реки, а также сооружению и ремонту простейших причалов и подъездов к ним.

Из выпускаемых судостроительной промышленностью плавучих транспортных средств для геологоразведочных организаций наибольшую практическую ценность представляют суда, катера и баржи, пригодные для плавания по большим рекам с засоренным фарватером, в частности суда, используемые на лесосплавах. Характеристики некоторых из них приведены в табл. 26.3.

Таблица 26.3. Характеристика речных судов

Модель судна	Длина, м	Осадка, м	Мощность двигателя, кВт	Скорость, км/ч	Грузоподъемность, т	Грузоподъемность буксируемой баржи, т
<i>Тип движителя — «Водомет»</i>						
ВБК-30	9,0	0,26	22	15	0,6	120
ПС-1	12,4	0,38	40	13	0,6	100
КС-100 А	11,8	0,39	125	28	1,0	200
Т-149	19,5	0,37	173	24	10,0	200
<i>Тип движителя — «Винт»</i>						
Т-63	17,5	0,8	103	18	3,0	250
ЛМ4-Т-87	7,0	0,6	46	40	0,5	-
Т-83	14,2	0,65	103	15	2,0	200
Т-81	17,4	0,34	40	15	5,0	-
Т-101	19,8	0,58	59	14	15,0	50
Т-133р	12,4	0,50	173	32	1,0	200
Т-107	6,5	0,20	48	28	0,5	100
БМК-90	7,8	0,53	48	20	0,3	50

Для перевозки грузов геологоразведочных организаций наиболее подходит мелкосидящая металлическая несамоходная баржа Т-93. Ее длина 16,62 м, ширина 3,51 м, осадка с грузом 0,4 м, без загрузки — 0,17 м. На палубу баржи можно устанавливать даже грузовые автомобили. Грузоподъемность баржи — 10 т. Иногда на месте расположения береговых перевалочных баз сооружают плоскодонные деревянные баржи небольшого водоизмещения.

В труднодоступной местности на малых несудоходных реках для *поисковых* маршрутов, а часто и для перевозок грузов используют разнообразные лодки, а иногда и плоты. Достаточно широко распространены плоскодонные лодки, которые имеют довольно

большую грузоподъемность при незначительной осадке; лодка длиной 6—7 м может перевозить 500—600 кг груза. Килевые лодки имеют несколько большую осадку и поэтому чаще применяются на озерах или глубоких реках. Грузоподъемность их может достигать 1500 кг. На лодках могут устанавливаться стационарные или подвесные лодочные моторы.

Используют для перевозки грузов и людей и резиновые лодки; в настоящее время серийно выпускаются резиновые лодки грузоподъемностью 300, 500 и 1000 кг. У берегов в местах посадки и высадки людей, погрузки и разгрузки грузов сооружаются или небольшие дебаркадеры, или простейшие причалы для подхода, швартовки, стоянки и ремонта плавсредств. До периода ледостава все плавсредства размещают в небольших мелководных гаванях или на берегах; для сохранения их в зимнее время и при проведении ремонтных работ возводят несложные постройки и сооружения.

26.4. Воздушный транспорт

В регионах, характеризующихся ограниченными возможностями эксплуатации наземных и водных транспортных коммуникаций, возрастает роль воздушных грузовых и пассажирских перевозок (в основном, по природным условиям). В северных и тем более в северо-восточных районах доля воздушного транспорта в общем грузо- и пассажирообороте выше средней по стране.

Вместе с тем, применение воздушного транспорта экономически оправдано только в том случае, если авиаработы выполняются ритмично, без простоев из-за неподготовленности к полетам, полностью используются летно-технические возможности самолетов и вертолетов. Появление новых, более производительных машин выдвигает перед геологическими организациями новые задачи; в частности, погрузочно-разгрузочные работы должны вестись с помощью соответствующих технических средств. Надежность воздушных транспортных связей, а также возможность использования самолетов и вертолетов для съемочных и разведочных работ, в известной степени, определяются погодными условиями. Необходимо отметить, что перебои в работе воздушного транспорта в периоды ненастья чаще всего обусловлены выходом из строя аэродрома или вертодрома.

Аэродром — это земельный или водный участок, специально оборудованный для обеспечения взлетов, посадок и обслуживания самолетов. По требованиям Международной организации гражданской авиации (ИКАО), размеры взлетно-посадочных полос (ВПП)

в зависимости от класса аэродрома изменяются в следующих пределах: длина — от 900 до 2550 м, ширина — от 30 до 60 м.

По характеру использования аэродромы подразделяют на постоянные и временные, ночные и дневные, а по назначению — на транспортные (аэропорты), специального применения, заводские, школьные, клубно-спортивные и запасные.

Временный аэродром — это земельный участок, подготовленный для взлетов и посадок самолетов на ограниченный срок. Геологические организации пользуются в основном временными аэродромами. Последние сооружаются силами и на средства геологических организаций. Такие аэродромы допускаются к эксплуатации приказом начальника авиаподразделения гражданской авиации, осуществляющего авиационное обслуживание геологической организации. В тех случаях, когда временный аэродром предназначен для длительной эксплуатации (в течение нескольких полевых сезонов), составляются акты технического осмотра аэродрома и проводится его регистрация в управлении гражданской авиации, на территории которого этот аэродром находится. Выбор площадок под временные аэродромы, надзор за эксплуатацией их оборудования, разработка и утверждение инструкции по проведению полетов с них возлагаются на командный состав подразделений гражданской авиации.

Как правило, временные аэродромы авиации специального назначения имеют форму летных полос, вытянутых в направлении господствующих ветров; размеры их должны обеспечивать безопасный взлет и посадку базирующихся на них самолетов (вертолетов) в зависимости от высоты расположения над уровнем моря и местных условий. Под временные аэродромы целесообразно отводить прежде всего участки целины, естественных пастбищ и лугов, расположенные на возвышенных местах. При отсутствии целинных участков временные аэродромы можно устраивать на площадках, находящихся под паром или занятых посевами многолетних трав. Луговую пойму рек и прибрежные косы можно использовать в качестве посадочных площадок лишь в случае, когда невозможно выбрать возвышенные участки или последние требуют больших затрат для их подготовки, так как часто они не могут быть использованы для полетов в утренние часы из-за того, что закрыты туманами. На аэродромах с травяным покровом высота травы не должна превышать 30 см, в противном случае производится ее выкашивание.

Временный аэродром (рис. 26.5) должен иметь простейшее оборудование, которое включает в себя пограничные знаки и знаки указания опасных мест, ветроуказатель, сигнальные полотнища, флаги стартера, места стоянки самолетов, колодки под колеса самолета, радиосредства и тарное бензохранилище.

В необходимых случаях на аэродромах могут строиться временные здания или устанавливаться палатки для хранения технического имущества, размещения радиостанции, ночлега и отдыха сотрудников партии и экипажей.

Границы летного поля выделяют специальными знаками. Между пограничными знаками вдоль ВПП на расстоянии 100 м друг от друга помещают строчные знаки длиной 2 м и шириной 1 м. Знаки должны быть белого или другого хорошо видимого с воздуха цвета. При длительных сроках эксплуатации временных аэродромов пограничные и строчные знаки делают бетонными или гравийными и окрашивают известью. При кратковременном использовании аэродрома границы поля могут обозначаться флажками красного цвета, хорошо видимыми с самолета. Зимой пограничные знаки могут выкладываться из еловых; веток.

Ветроуказатель — укрепленный на вращающемся кольце матерчатый черно-белый конус, установленный на мачте, высотой не менее 5 м. Диаметр большего основания конуса 0,5 м, меньшего — 0,2 м, длина конуса 1 м; ширина чередующихся черных и белых полос 0,2 м. Конус должен быть установлен в месте, хорошо видимом с воздуха при подходе к аэродрому.

Геологические экспедиции и партии, выполняющие работы в северных районах страны, где нет постоянных аэродромов, нередко пользуются *снеговыми и ледовыми аэродромами*. Такие аэродромы готовят в районах проведения работ в периоды предварительной доставки оборудования, материалов, ГСМ, снаряжения. Партии и экспедиции, ведущие круглогодичную работу, также пользуются снеговыми и ледовыми аэродромами. Геологическими организациями накоплен богатый опыт использования снеговых и ледовых аэродромов для посадки на них тяжелых транспортных самолетов Ан-10 и Ан-12.

Выбирать участок для снегового аэродрома необходимо до выпадения снега. На участке должны быть удалены пни, коряги, валуны, кочки, засыпаны ямы, срезаны бугры. Снеговые аэродромы предпочтительнее устраивать на лугу, выгоне, пашне, косе, отмели. При подготовке выбранного участка под аэродром места срезанных кочек и бугров следует перекрыть слоем мха толщиной 10—15 см во избежание появления термокарстовых воронок, а образовавшиеся на ВПП впадины и просадки засыпать сухим грунтом.

Преобладающие
ветры

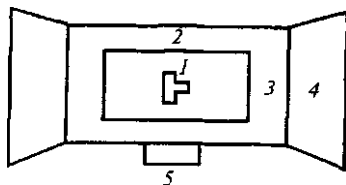


Рис. 26.5. Основные элементы простейших аэродромов:
1 — летное поле; 2 — боковая полоса безопасности; 3 — концевая полоса безопасности; 4 — полоса воздушных подходов; 5 — зона застройки

Подготовка зимних аэродромов предусматривает уборку и уплотнение снега на ВПП, а также с краев посадочных площадок. При этом следует обеспечить продуваемость расчищенного пространства и устроить снегозащитные ограждения в местах, где образуются заносы. В целях обеспечения безопасности полетов категорически запрещается накапливать снег на концевых полосах безопасности, а также делать валы вдоль боковых полос безопасности. Уход за летным полем должен начинаться с первого снегопада и продолжаться до конца зимы. Плотность снегового покрова должна быть однородной по всей полосе и не ниже $0,5 \text{ г/см}^3$, а несущая способность полосы — не менее 50 кПа. В зимнее время для устройства аэродрома можно использовать замерзшие реки, озера, моря. При выборе места под аэродром предпочтение должно отдаваться мелководным водоемам с небольшой скоростью течения и минимальными колебаниями уровня воды.

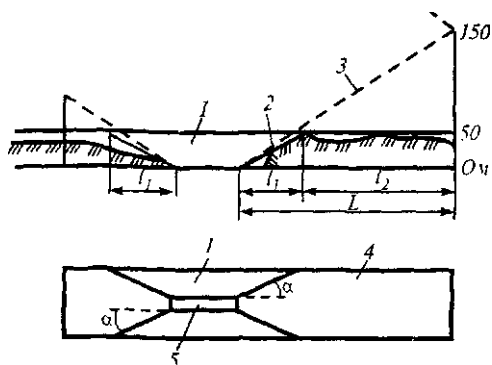
При размещении ГРП на берегу озера, реки или моря для транспортных операций используют поплавковые гидросамолеты и летающие лодки. При выборе места для летного бассейна необходимо учитывать, что взлетно-посадочные параметры у гидросамолетов больше, чем у сухопутных; длина ВПП должна быть не менее 2000 м.

Вертодром — это площадь, специально подобранная или построенная, оборудованная и подготовленная для выполнения взлета, посадки и технического обслуживания вертолетов. Такая площадь может быть выбрана на поверхности земли, крыше здания, палубе корабля. Аналогично аэродрому, вертодром состоит из рабочей площади, полос воздушных подходов, рулежных дорожек, мест стоянок, швартовочных площадок и территории служебно-технической застройки. В зависимости от места расположения вертодрома и его назначения некоторые элементы могут отсутствовать, например рулежные дорожки, швартовочные площадки или места стоянки, территория служебно-технической застройки. Строительство вертодромов выполняется согласно техническим требованиям к вертодромам (рис. 26.6).

В силу специфики работы геологических организаций геологические партии строят, как правило, временные вертодромы, обеспечивающие взлет и посадку по вертикали.

Как и при выборе аэродромов, под вертодром следует выбирать участок с прочным фунтом и плотным дерновым покровом, препятствующим образованию пыли, выдуванию и размыванию почвы и образованию фязи. Если для вертодрома предполагается использовать речную косу или берег реки, верхний слой которого покрыт галькой или плотным песком, то необходимо установить способность его выдерживать нафузку от колес вертолета. При выборе участка под вертодром в ущелье гор его ширина должна быть не

Рис. 26.6. Основные элементы вертодрома:
 1 — боковые плоскости ограничения препятствий; 2 — линия условной плоскости, ограничивающей высоту препятствий при взлете; 3 — взлетная траектория вертолета; 4 — полоса воздушных подходов; 5 — взлетная полоса



менее 1000 м для Ми-4, Ми-1, Ка-18 и 1500 м для Ми-6, Ми-8 и Ми-2. Каждый вертодром должен иметь ветроуказатель — конус (как и на аэродроме), высота мачты которого не менее 6—8 м.

В пределах летной полосы должен быть выбран участок для приземления вертолета следующих размеров: для тяжелых вертолетов — 30х30 м, для средних — 10х10 м, для легких — 6х6 м. Участок приземления следует располагать по продольной оси летной полосы. При этом расстояния от ее торцов до участка должны быть не менее 40 м для тяжелых, 20 м для средних и 15 м для легких вертолетов, а от боков до участка соответственно 15, 7,5 и 4,5 м. Полностью расчищается и планируется только участок приземления, а на остальной части летной полосы могут оставаться препятствия высотой до 0,5 м. В этих случаях размеры рабочей площади для Ми-6 должны быть не менее 120х60 м, для Ми-4 — 50х25 м, для Ми-1, Ка-15, Ка-18 — 30х15 м. Длина полос воздушных подходов зависит от рельефа местности и при условии безопасного набора высоты составляет 150 м по отношению к летному полю. Вертолет при взлете должен иметь запас высоты над препятствиями (деревья, буровые вышки и т.п.) не меньше 10 м. Ширина боковых полос ограничений препятствий принимается равной ширине летного поля. На территории полос воздушных подходов не должно быть резких перепадов рельефа (оврагов, ущелий), вызывающих неблагоприятные для пилотирования перемещения воздушных масс. Линии электропередач, не скрытые складками местности или лесными массивами, должны располагаться на расстоянии не менее 1 км от границ вертолетной площадки. Максимальные уклоны поверхности вертодрома в продольном направлении не должны быть более 5°, а в поперечном — 3°.

Если выбранный участок имеет слабый грунт, то устраивается настил из бревен диаметром не менее 18 см, скрепленных скоба-

ми. Верхний накат бревен должен быть уложен в направлении, перпендикулярном к продольной оси вертолета. Размеры настила: для вертолета Ми-6— 30х30 м, для Ми-4 — 10х10 м, для Ми-1, Ка-18 — 6х6 м. С поверхности летной полосы и мест стоянок удаляются все легкие предметы, которые могут быть подняты в воздух струей от несущего винта и повредить его лопасти. В зимних условиях при необходимости сооружения временных вертодромов их проще оборудовать на льду замерзших рек, озер, бухт. Выбор льда, подготовка его под летную полосу, определение необходимой толщины льда выполняются так же, как и при сооружении ледового аэродрома.

В пустынях лучшее место для посадки вертолетов — сухие такыры. Если поблизости нет такыров, то посадка вертолета допустима на площадки, выбранные на твердых грядовых песчаных массивах. При посадке вертолета Ми-4 площадка должна быть не менее 10х10 м, Ми-1, Ка-18 — 6х6 м. Вокруг площадок в радиусе 10 м не должно быть никаких препятствий. Временные вертодромы должны иметь упрощенные маркировочные знаки: летом — белые угловые знаки размером 2,0х2,0 м и центральный кольцевой знак, наружный диаметр которого 3 м и внутренний 2 м; зимой знаки могут быть обозначены хвойными ветками или флажками.

Согласно принятой в гражданской авиации классификации, находящиеся в эксплуатации самолеты подразделяют на транспортные, специального применения, учебные и испытательные.

При выполнении геологоразведочных работ, перевозке грузов и людей преимущественно используют самолеты со сравнительно невысокой скоростью полета. Характеристики наиболее часто применяемых типов самолетов приведены в табл. 26.4.

Таблица 26.4. Техническая характеристика самолетов

Параметры	Модель самолета				
	Як-18Т	Ан-2	Лн-2	Ил-14	Ан-12
Взлетная масса, кг	1550	5250	11000	17500	56000
Масса конструкции, кг	1030	3383	7750	12650	34000
Максимальная коммерческая загрузка, кг	300	1500	2500	3350	15000
Количество пассажирских мест	3	10-12	28	36	—
Дальность полета, км	1000	1200	2240	1600	3900
Длина разбега (пробега), м:					
при взлете	136	190	455	550	1600
при посадке	170	225	380	500	—
Полная заправка топливом, кг	135	885	2333	2600	14000
Мощность двигателей, кВт	220	736	736	1400	3000

Вертолеты, способные выполнять взлеты и посадки с площадок ограниченного размера и производить высадку и прием пассажиров не приземляясь, широко используются в геологических партиях и экспедициях. Около 60% всего объема работ по авиатransпортам в геологических организациях выполняется вертолетами. Техническая характеристика некоторых наиболее часто применяемых типов вертолетов приведены в табл. 26.5.

Таблица 26.5. Техническая характеристика вертолетов

Параметры	Модель вертолета							
	Ми-4	Ми-1	Ми-6	Ми-10	Ми-8	Ми-2	Ка-18	Ка-26
Взлетная масса, кг	7350	2470	42000	43100	12000	3550	1480	3000
Полезная нагрузка, кг	1200	255	12000	15000	4000	1000	240	900
Диаметр несущего винта, м	21,0	14,3	35,0	35,0	21,3	13,0	10,0	13,0
Максимальная скорость полета, км/ч	220	190	300	235	250	220	150	170
Динамический потолок, м	6000	3000	4500	3000	4500	4000	3200	3000
Дальность полета, км	670	300	800	630	600	600	200	500
Полная заправка топливом, л	1250	240	6300	6300	1450	-	240	360
Мощность двигателей, кВт	1700	575	11000	11000	3000	700	160	650

При отсутствии посадочных площадок, неподготовленности их к эксплуатации, а также необходимости заброса в геологоразведочную партию (или на производственный участок) груза или людей требуемые операции осуществляют без посадки самолетов и вертолетов. Наиболее пригодны для этого вертолеты, с них можно проводить выброску грузов и высадку людей с зависания. Для этого с земли или с воздуха выбирается достаточно большая площадка, открытая и не имеющая препятствий. Если такую площадку подобрать не удастся, то предпочтительнее производить высадку на молодые поросли леса, кустарник, редколесье. Высадка людей и разгрузка выполняются с вертолета, висящего на высоте 0,5—1 м над поверхностью земли. Когда зависание на указанной высоте невозможно, вертолет зависает на 3—5 м над окружающими препятствиями и высадка и разгрузка проводятся с помощью подвешного трапа или специального спускового устройства.

Спусковое устройство представляет собой металлический барабан с намотанной на катушку капроновой лентой и запирающим замком. С помощью подвесной системы парашютного типа спус-

ковое устройство надевается на человека. Скорость и продолжительность спуска зависят от силы и продолжительности нажатия на ручку замка. Скорость спуска не должна превышать 3 м/с. Длина капроновой ленты устройства — 40 м, ширина — 22 мм, разрывное усилие — не менее 7 кН.

Грузы, которые по своим габаритам не помещаются в кабине вертолета, перевозят на внешней подвеске вертолетов. Перевозка грузов вертолетами на внешней подвеске требует тщательной подготовки, четкой организации и большого внимания к вопросам безопасности полета. Последнее объясняется увеличением потребной высоты зависания вертолета. Высота зависания складывается из длины троса подвески груза, габаритов груза и минимального зазора между грузом и препятствиями, необходимого для безопасного разгона вертолета после отрыва груза и подхода к намеченной площадке перед приземлением груза. Это, в свою очередь, требует тщательного выбора и подготовки площадок для подъема и приземления груза.

ГЛАВА 27. МЕХАНИЗАЦИЯ ПОГРУЗОЧНО-РАЗГРУЗОЧНЫХ РАБОТ

27.1. Перевалочные базы и склады

К основным функциям перевалочных баз (пунктов) относятся погрузочно-разгрузочные операции, складирование и хранение грузов различных видов. На перевалочных базах применяют три технологические схемы перевалки грузов: 1) грузы перегружаются непосредственно с одного вида транспорта на другой, 2) грузы разгружаются с целью временного хранения на складах базы с последующей погрузкой их на транспортные средства, 3) грузы частично перегружаются с одного вида транспорта на другой, а частично разгружаются для временного хранения на складах базы.

В отношении затрат труда и времени, а также сохранности грузов первая схема перевалки грузов имеет существенные преимущества. Тем не менее, переработка грузов через складские помещения баз — наиболее распространенная технологическая схема. Это обуславливается, во-первых, разной производительностью тех или иных видов транспорта (например, баржи и автомобиля), во-вторых, различными возможностями перевозки тем или иным видом транспорта в данных погодных условиях и, в-третьих, организационными причинами.

Перевалочные базы разделяют на постоянные и временные. Применительно к геологоразведочным организациям к постоян-

ным следует относить базы экспедиций и крупных (работающих круглогодично) партий, остальные базы — временные. *Постоянные базы* имеют более совершенные складские помещения для хранения грузов и оснащаются техникой для погрузочно-разгрузочных работ. Степень благоустройства складских помещений и механизации работ на временных базах ниже и в значительной мере определяется масштабами грузопотоков и сроками переработки грузов. В периоды интенсификации погрузочно-разгрузочных работ на *временные базы* и перевалочные пункты направляется специализированное самоходное оборудование, например автомобильные краны.

Для нормального функционирования перевалочных баз на их территории сооружают: подъездные пути (в ряде случаев с усовершенствованным дорожным покрытием); погрузочно-разгрузочные посты — площадки, располагающиеся на сухих незатопляемых местах; склады; служебные и бытовые помещения; иногда небольшие мастерские для мелкого ремонта погрузочно-разгрузочного и транспортного оборудования; пункты радио или телефонной связи; дизель-энергетические установки и другие комплексы. В непосредственной близости от перевалочных баз могут сооружаться причалы и взлетно-посадочные площадки с необходимыми дорожными трассами.

Отличительная особенность **складов** большинства перевалочных баз — разнообразие номенклатуры **грузов**, включающих в себя оборудование, приборы, инструменты, различные запасные детали, трубы, строительные материалы, жидкое и твердое топливо, смазочные и взрывчатые материалы, химические реагенты, бытовое имущество, продукты питания и др.

Естественно, требования к условиям хранения столь разных грузов неодинаковы. С учетом этого склады подразделяют на *открытые, полукрытые, закрытые* (отапливаемые и неотапливаемые) и *резервуары*.

Размеры складов должны обеспечивать хранение и внутри-складскую переработку планируемого количества грузов с учетом сезонности перевозок, характерной для многих геологоразведочных организаций. Особые требования предъявляют к складам нефтепродуктов и взрывчатых материалов.

Для нефтепродуктов можно рекомендовать хранилища в виде горизонтально устанавливаемых металлических сварных резервуаров. По расположению относительно поверхности земли различают следующие виды хранилищ: 1) подземные — наивысший уровень жидкости в резервуаре находится на 0,2 м ниже отметки земной поверхности склада; 2) полуподземные — резервуары заглублены в землю на половину их высоты; 3) наземные — днище резервуаров расположено выше или на уровне поверхности зем-

ли, а также когда резервуары заглублены менее чем на половину своей высоты.

Склады взрывчатых материалов на базах, перевалочных пунктах и в геологоразведочных партиях обычно являются временными. Хранилища ВМ должны располагаться на территории склада таким образом, чтобы к каждому из них был свободный подход и подъезд. Территория склада должна быть обнесена оградой и иметь запретную зону шириной не менее 50 м. На территории склада, а также в радиусе 50 м лес должен быть вырублен, а сухая трава, хворост и другие легковоспламеняющиеся материалы убраны. Дерн вокруг каждого здания должен быть снят на расстоянии не менее 5 м. В качестве временных складов взрывчатых материалов могут использоваться любые помещения при наличии в них хорошей вентиляции и защиты от дождя и снега.

27.2. Погрузочно-разгрузочные машины и устройства

Погрузочно-разгрузочные работы при перевозках грузов — необходимый элемент транспортного процесса. При использовании автомобильного транспорта эти работы наиболее трудоемки: в общих затратах труда они составляют 25—30%, а при небольших расстояниях перевозки многих видов груза доходят до 50% и более. Процесс погрузки или выгрузки груза состоит из основных и вспомогательных операций. К основным операциям относятся — подъем, горизонтальное перемещение и опускание груза с укладкой его в штабель или на транспортное средство; к вспомогательным — застропка и отстропка груза, накла́дывание и снятие захватных устройств, направление и оттяжка подвешенных грузов, подготовка подвижного состава к погрузочно-разгрузочным работам и др.

В условиях геологоразведочных экспедиций и партий по способу выполнения различают ручные, механизированные и комплексно-механизированные погрузочно-разгрузочные работы.

При *ручном* (немеханизированном) способе стоимость погрузки или выгрузки груза нередко превышает стоимость его перевозки, а простои транспортного оборудования весьма значительны. К *механизированным* погрузочно-разгрузочным работам относят такие, при которых все основные операции с грузом выполняются машинами и механическими устройствами, а вспомогательные операции — вручную рабочими.

При *комплексно-механизированных* погрузочно-разгрузочных работах основные и вспомогательные операции осуществляются с помощью машин и установок, ручной труд сводится к управлению этими машинами.

При относительно небольшом количестве грузов, проходящих через базы и перевалочные пункты, и большом их разнообразии для погрузочно-разгрузочных операций применяют простейшие механизмы и устройства без двигателей, отдельные несложные механизмы с двигателями, автокраны и сравнительно редко автопогрузчики. К погрузочно-разгрузочным устройствам без силового агрегата относятся: роликовые ломы, роликовые цепи, рольганги и роликовые дорожки, вилочные тележки, домкраты, ручные лебедки и тали. Эти простейшие устройства, относимые к средствам малой механизации, предназначены для облегчения погрузочно-разгрузочных операций, выполняемых в небольших масштабах вручную на погрузочных площадках и в складах (рис. 27.1).

Роликовые ломы (рис. 27.1, *а*) используют для горизонтального перемещения тяжеловесных грузов на ровной поверхности с твердым покрытием на короткие расстояния (метры или десятки метров). Роликовый лом на нижнем и загнутом конце имеет ось с двумя роликами, смонтированными на подшипниках качения. Три грузчика с роликовыми ломом могут перемещать груз массой до 2 т.

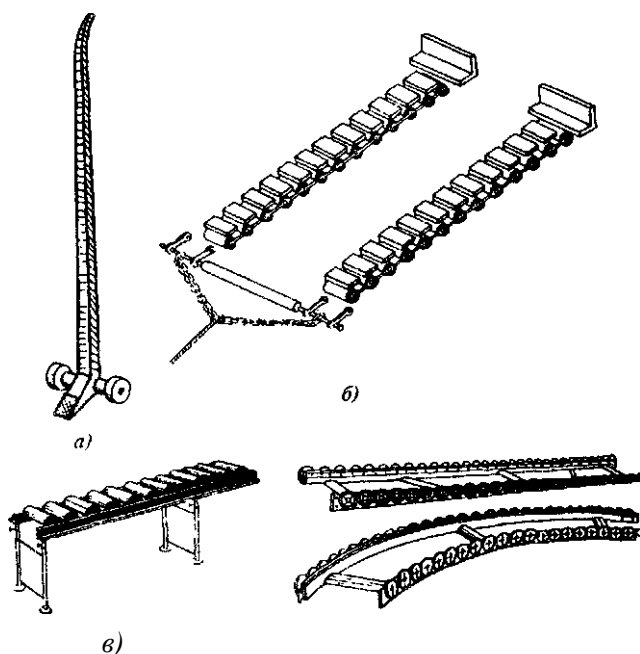


Рис. 27.1. Простейшие погрузочно-разгрузочные приспособления:
а — роликовый лом; *б* — роликовая цепь; *в* — рольганг; *г* — роликовая дорожка

Роликовые цепи (рис. 27.1, б) также предназначены для горизонтального перемещения грузов массой до 2,5 т (при большей массе или значительных габаритах груз перемещают на нескольких роликовых цепях) на несколько большие расстояния.

Рольганги (рис. 27.1, в) и **роликовые дорожки** (рис. 27.1, г) представляют собой бесприводные роликовые конвейеры, по которым груз перемещается вручную или чаще под действием ускорения свободного падения на свободно вращающихся роликах. Рольганги и роликовые дорожки состоят из секций металлических рам и смонтированных на них роликах в форме цилиндров или дисков с осями на подшипниках. Роликовые конвейеры устанавливают в горизонтальном или наклонном (под углом от 2 до 5°) положении на опорах или непосредственно на полу складского помещения.

В пределах складских помещений небольшие партии или отдельные штучные грузы перевозят на небольших **ручных тележках** грузоподъемностью до 500 кг. При относительно тяжелых грузах применяют ручные вилочные тележки, имеющие гидравлический подъемник. С его помощью груз приподнимается и в этом положении транспортируется до места складирования или погрузки. Грузоподъемность вилочных тележек составляет 500—1000 кг. Для подъема грузов на небольшую высоту с целью установки их на катки, роликовые цепи и другие транспортные приспособления пользуются винтовыми, реечными и гидравлическими **домкратами** грузоподъемностью от 0,5 до 5 т. На несколько большую высоту (до 3 м) грузы поднимаются с помощью ручных цепных талей грузоподъемностью от 0,1 до 10 т.

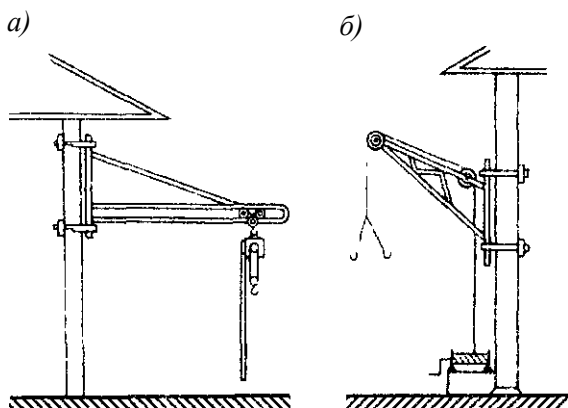


Рис. 27.2 Ручные краны.
а — консольный б — кранукосина

Сооружение монорельса с передвигающейся по нему тележкой значительно расширяет область применения талей на погрузочных площадках и в складских помещениях. Места разгрузки и погрузки относительно крупных и тяжелых грузов могут оборудоваться стационарными консольными кранами и укосинами с ручными таями или лебедками (рис. 27.2).

Среди универсальных подъемно-транспортных машин, широко распространенных на транспорте, в промышленности и на складских работах, отметим автопогрузчики и электропогрузчики на колесном ходу. Их используют для погрузки, разгрузки и складирования штучных грузов (при оборудовании различными захватами), для погрузки сыпучих материалов (при оборудовании ковшем) и при проведении несложных монтажных и строительных работ (в случае оборудования крановой стрелой). Сменное оборудование погрузчиков представлено на рис. 27.3. Кроме того, выпускают специальные захваты для коротких труб разных диаметров, бочек, рулонных грузов (толя, рубероида и т.п.), грейферы для сыпучих материалов и др.

Автопогрузчики характеризуются высокой маневренностью и производительностью. Техническая характеристика их базовых моделей приведена в табл. 27.1.

Таблица 27.1. Техническая характеристики различных моделей автопогрузчиков

Параметры	Модель автопогрузчика					
	4091	4092	4013	4014	4022	7806
Грузоподъемность, т	1,0	2,0	3,2	5,0	10,0	25,0
Наибольшая высота подъема, мм	4500	4500	4500	4500	4500	4500
Скорость передвижения без груза, км/ч	18	22	36	35	40	40
Наименьший радиус поворота, м	1,63	2,15	3,5	3,7	4,8	7.8
Собственная масса, г	2,2	3,62	4,95	6,45	13,3	37,26

Автомобильные краны — наиболее распространенные машины, используемые для погрузочно-разгрузочных работ на базах технического снабжения экспедиций. Автономность привода, высокая мобильность и большая маневренность обеспечили им достаточно широкое применение и на перевалочных пунктах, и непосредственно на производственных участках геологоразведочных партий. Наиболее целесообразные области использования автомобильных кранов — выгрузка и погрузка тяжелого технологического и энергетического оборудования, машин и агрегатов, монтажные и демонтажные работы.

e)

Рис. 27.3. Сменное оборудование погрузчиков:

a — выключный захват, *б* — безблочная стрела, *в* — крановая стрела, *г* — ковш, *д* — гидрозхват для бревен, *е* — шпырь для шин, бухт

ГЛАВА 28. БЕЗОПАСНОСТЬ ПРИ ТРАНСПОРТНЫХ ОПЕРАЦИЯХ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ТРЕБОВАНИЯ

28.1. Безопасность при транспортных операциях

Мероприятия по безопасности труда должны планироваться на основании учета и анализа характерных несчастных случаев. Средства, ассигнованные на охрану труда, могут быть израсходованы только по прямому назначению. Если эти средства использованы не полностью в результате более экономичного выполнения намеченных работ или недовыполнения отдельных мероприятий, то

650

оставшаяся сумма может быть израсходована администрацией по соглашению с местным комитетом профсоюза на дополнительные мероприятия по охране труда. За неполное использование выделенных на охрану труда ассигнований или расходование их не по назначению администрация несет ответственность (вплоть до судебной).

Основные причины несчастных случаев и аварий обусловлены несоблюдением техники безопасности работ, а часто — незнанием рабочими безопасных приемов проведения тех или иных операций. Поэтому вопросам техники безопасности должно уделяться самое пристальное внимание. Процесс обучения предусматривает вводный инструктаж при поступлении на работу, инструктаж на рабочем месте, повторный инструктаж, дополнительный инструктаж (проводится главным образом при изменении условий выполнения работ) и курсовое обучение по технике безопасности. Естественно, что безопасность труда в равной мере должна быть обеспечена при выполнении всего комплекса работ, непосредственно или косвенно связанных с созданием и эксплуатацией транспортных связей. В перечень работ этого комплекса входят:

1) передвижение в маршрутах, осуществляемых с целью установления оптимальной сети и местоположения наземных и водных участков транспортных трасс, перевалочных баз, посадочных *площадок*;

2) проведение подготовительных и строительных работ на выбранных транспортных трассах;

3) содержание объектов транспортной связи в рабочем состоянии, их переоборудование и совершенствование, консервация и ликвидация;

4) подготовка транспортного оборудования и обеспечение его безотказной работы;

5) перевозка грузов и людей по трассам транспортных связей геологоразведочных организаций;

6) погрузка, разгрузка и перегрузка грузов на материально-технических и перевалочных базах и пунктах, а также непосредственно на производственных участках ГРП и разведочных полях.

К характерным причинам травматизма при перевозке грузов и людей на транспортных средствах, принадлежащих геологоразведочным организациям, относятся:

1) низкая квалификация водителей транспортных средств и нарушения ими трудовой дисциплины;

2) неисправность транспортных средств или непригодность их для тех или иных условий эксплуатации;

3) несоблюдение требований, ограничивающих загрузку транспортных средств;

4) недостатки в оборудовании и приспособлении грузовых автомобилей для перевозки людей;

5) несвоевременность и некачественность ремонтно-восстановительных работ на транспортных трассах;

6) отсутствие или малая пригодность защитных средств и спецодежды;

7) плохая организация работ, недостатки инструктажа и обучения правилам безопасности.

Следует отметить, что для предотвращения наиболее характерных случаев производственного травматизма и профзаболеваний в большинстве случаев не требуется значительных капитальных затрат. Во многих экспедициях и партиях причины, порождающие травматизм, могут быть устранены путем более квалифицированного обучения инженерно-технических работников и рабочих правилам безопасности и проведения ряда организационных мероприятий, реализуемых при относительно небольших финансовых затратах на материально-техническое оснащение или переоборудование транспортных средств. Все дорожно-транспортные происшествия в геологоразведочных организациях должны учитываться и анализироваться. Это необходимо для установления причин, возникновения аварийных ситуаций и случаев травматизма с целью их устранения. При наземной транспортировке грузов и людей наибольшее количество ДТП (около 70%) происходит из-за опрокидывания и столкновения транспортных средств.

При перевозках грузов и людей по рекам и озерам состояние водных путей и использование соответствующих плавучих средств — важнейшие факторы безопасности транспортных операций. К управлению наземными и надводными транспортными средствами с механическим приводом допускаются лица, имеющие удостоверения на право управления соответствующим видом транспорта.

В малонаселенных местностях (пустыни, горы, тайга), а также в северных районах страны нельзя направлять в дальние рейсы одиночные транспортные средства.

При использовании воздушного транспорта основные условия безопасности, обеспечиваемые геологоразведочными организациями, — надлежащее состояние и оборудование аэродромов, вертодромов и взлетно-посадочных площадок.

В труднодоступных местностях при перевозке гужевым и вьючным транспортом или переноске грузов (особенно при многодневных переходах) обеспечение безопасности зависит в значительной мере от ряда организационных мероприятий, включающих в себя выбор оптимального маршрута с разделением его на

отдельные участки, время отправления группы с учетом прогноза погоды, обеспечение необходимым снаряжением, продовольствием, медикаментами, средствами сигнализации и связи.

Во всех случаях технические характеристики транспортных средств должны соответствовать параметрам и свойствам загружаемых в них грузов. Перевозимые грузы должны быть правильно размещены на транспортном средстве и достаточно прочно закреплены.

На пользование транспортными связями накладывается ряд ограничений (исходя из соображений безопасности) в связи с погодными условиями. Например, запрещается передвижение по водным путям во время тумана, ледохода и при силе ветра свыше 6 баллов; переправа через водные преграды не должна производиться во время паводка, сильного дождя, снега, тумана, ледохода, шуги, при сильном ветре и волнении. Не разрешается передвижение по льду в туман и пургу. Регламентируется время проведения транспортных операций в течение суток с учетом наибольшей безопасности. Так, временные переправы через водные препятствия должны осуществляться только в дневное время, запрещается передвижение на аэросанях в темное время суток.

28.2. Экологические требования

Проведение многих видов геологоразведочных работ негативно влияет на состояние окружающей природной среды: нарушается земная поверхность, загрязняются, а в некоторых случаях и изменяются режимы поверхностных и подземных вод, загрязняется также воздушная среда. Наиболее значимое последствие — нарушение земной поверхности, которое приводит не только к ее загрязнению (о нем уже говорилось), но и к изменению рельефа, а иногда — к уничтожению и деградации растительного покрова на значительных, возрастающих в процессе геологоразведочных работ, участках территории. Разовые, многократно повторяющиеся или непрерывные транспортные операции — неотъемлемая и в подавляющем большинстве случаев весьма существенная составная часть комплекса процессов, связанных с поисками и разведкой месторождений полезных ископаемых. Среди нарушений земной поверхности — проведение открытых горных выработок, сооружение и эксплуатация наземных транспортных связей и размещение на разведочных полях или соседних с ними участках породных отвалов. Значимость этих нарушений зависит от характера, масштабов и географического положения места работ, а также особенностей экологических систем нарушаемых земель.

Проблемы сохранения и восстановления земной поверхности в связи с развитием наземных транспортных связей геологоразведочных экспедиций и партий приобретают все большую актуальность. К основным мероприятиям, направленным на решение этих проблем, относятся следующие:

- 1) тщательный анализ схем транспортных связей и их элементов с учетом конкретных географических условий, обеспечивающий снижение отрицательных экологических последствий;

- 2) оптимизация конструктивных параметров и технологии сооружения наземных транспортных трасс;

- 3) выбор транспортных средств, обеспечивающих в процессе эксплуатации наибольшую сохранность полотна трассы и поверхности соседних земельных участков;

- 4) установление наиболее благоприятных периодов для выполнения основных транспортных операций с учетом климатических условий и характеристик полотна трассы;

- 5) проведение рекультивации земельных участков, нарушенных при сооружении и ремонте дорог (например, снятие и сохранение почвенного слоя при разработке резервов с последующим перекрытием вскрытых пород или укреплением от эрозии откосов выемок и насыпей);

- 6) проведение восстановительных работ после окончания эксплуатации транспортных трасс с элементарными агротехническими мероприятиями по улучшению загрязненных и эрозирующих земельных участков и в некоторых случаях — с посадкой деревьев и кустарников.

Специфических особенностей в решении проблемы снижения загрязнения воздушной среды выхлопными газами двигателей автомобилей, тракторов и других транспортных средств при геологоразведочных работах нет, по существу она должна решаться теми же путями, как и в других отраслях промышленного и сельскохозяйственного производства. К основным мероприятиям относятся: использование транспортных средств с более совершенными двигателями, оптимизация режимов работы последних; улучшение конструкций газоочистных устройств и переход на новые, более совершенные виды топлива.

Одно из средств оптимизации режимов работы двигателей — улучшение качества транспортных трасс (наземных — для автомобилей и тракторов и водных — для катеров и других моторных плавсредств). Пылевыведение при эксплуатации наземного транспорта, при взлете и приземлении вертолетов и самолетов, а также вследствие ветровой эрозии автомобильных и тракторных дорог столь невелико, что вряд ли может рассматриваться как значительный фактор, от которого следует охранять окружающую

природную среду. Однако в отдельных случаях локальные загрязнения минеральной пылью воздуха и участков земной поверхности целесообразно предотвращать путем проведения мероприятий по закреплению пылящих дорог или посадочных площадок вяжущими эмульсиями на основе сульфатно-спиртовой барды или периодически орошать их водой.

При проектировании, сооружении, эксплуатации, консервации, восстановлении или ликвидации различных транспортных связей геологоразведочных организаций правила оптимального природопользования должны соблюдаться так же неуклонно, как правила технической эксплуатации и техники безопасности.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Баклашов К.В., Картозия Б.А.* Механика подземных сооружений и конструкции крепей.— М.: Недра, 1992.
2. *Барановский И.В., Перишин В.В., Баранов Л.В.* Строительство и углубка вертикальных стволов.— М.: Недра, 1995.
3. *Бризов С.А., Грабчак Л.Г., Несмотряев В.И.* и др. Основы физики горных пород.— М.: Изд-во МГРИ, 1996.
4. *Голицынский Д.М., Маренный Я.Н.* Набрызгбетон в транспортном строительстве.— М.: Транспорт, 1993.
5. *Горнопроходческие машины и комплексы / Л.Г. Грабчак, В.И. Несмотряев В.И. Шендеров, Б.Н. Кузовлев.*— М.: Недра, 1990.
6. *Жиленко Н.П., Краснощек А.Л.* Справочное пособие по реактивно-турбинному бурению.— М.: Недра, 1987.
7. *Картозия Б.А.* Строительная геотехнология.— М.: Изд-во Техноэкс, 199.
8. *Ломтадзе В.Д.* Физико-механические свойства горных пород. Методы лабораторных исследований.— М.: Недра, 1990.
9. *Насонов И.Д., Федюкин В.А., Шуплик М.Н.* Технология строительства подземных сооружений. Ч. I—III.— М.: Недра, 1992.
10. *Очистное и проходческое оборудование для угольных шахт.* Отраслевой каталог. Часть II. Машины и оборудование для проходческих работ.— М.: Изд-во ЦНИИУголь, 1994.
11. *Ракишев Б.Р.* Техника и технология добычи гранитных блоков.— М.: Недра, 1989.
12. *Ржевский В.В., Новик Г.Я.* Основы физики горных пород.— М.: Недра, 1984.
13. *Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н.* Разрушение горных пород взрывом.— М.: Недра, 1984.
14. *Справочник инженера по бурению геологоразведочных скважин. Ч. I и II.* Под общей редакцией Е.А. Козловского.— М.: Недра, 1984.
15. *Умное А.Е.* Охрана природы и недр в горной промышленности.— М.: Недра, 1987.
16. *Рудничная вентиляция / К.З. Ушаков, В.А. Бойко, И.В. Сергеев* и др.— М.: Недра, 1988.
17. *Христолюбов В.Д., Скоробогатова Л.М.* Невзрывные способы разрушения горных пород.— М.: Изд-во МГИ, 1991.
18. *Шехурдин В.К., Холобаев Е.Н., Несмотряев В.И.* Проведение подземных горных выработок.— М.: Недра, 1991.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение

РАЗДЕЛ I. ОСНОВЫ ФИЗИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава 1. Горные породы как объект исследований

- 1.1. Общие понятия
- 1.2. Сведения о горнотехнологических свойствах
- 1.3. Отбор проб и подготовка образцов

Глава 2. Физико-технические свойства пород

- 2.1. Плотность пород и методы ее определения
- 2.2. Пористость пород и методы ее определения
- 2.3. Характеристики разрыхленных горных пород

Глава 3. Деформационные свойства пород

- 3.1. Деформационные свойства при статическом нагружении
- 3.2. Факторы, влияющие на деформационные свойства
- 3.3. Метода определения модуля упругости и коэффициента Пуассона
- 3.4. Деформационные свойства при динамическом нагружении

Глава 4. Прочностные свойства горных пород

- 4.1. Общие сведения
- 4.2. Прочность пород при сжатии
- 4.3. Прочность пород при растяжении, сдвиге, изгибе
- 4.4. Паспорт прочности горных пород

Глава 5. Горнотехнические свойства

- 5.1. Понятие о крепости горных пород
- 5.2. Абразивность
- 5.3. Буримость
- 5.4. Взрываемость
- 5.5. Дробимость
- 5.6. Твердость и пластичность
- 5.7. Трещиноватость

Глава 6. Теплофизические свойства горных пород

- 6.1. Теплоемкость горных пород
- 6.2. Теплопроводность и температуропроводность пород
- 6.3. Тепловое расширение, плавкость, полиморфные превращения минералов . . .

Глава 7. Электрические и магнитные свойства горных пород

- 7.1. Удельное электрическое сопротивление
- 7.2. Поляризуемость горных пород
- 7.3. Пьезоэлектрический эффект минералов
- 7.4. Магнитные свойства

Глава 8. Радиоактивные свойства минералов и горных пород

- 8.1. Общие сведения
- 8.2. Содержание радиоактивных элементов в земной коре. . . .
- 8.3. Радиоактивные газы

РАЗДЕЛ II. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава 9. Разрушение горных пород взрывом

- 9.1. Общие понятия о взрыве и взрывчатых веществах
- 9.2. Кислородный баланс взрывчатых веществ

9.3. Газообразные продукты взрыва.	74
9.4. Детонация взрывчатых веществ.	77
9.5. Чувствительность взрывчатых веществ к внешним воздействиям и начальный импульс взрыва.	79
9.6. Термодинамические параметры взрыва.	81
9.7. Классификация промышленных взрывчатых веществ.	84
9.8. Индивидуальные взрывчатые соединения.	85
9.9. Смесевые взрывчатые вещества.	87
9.10. Способы и средства взрывания.	97
9.11. Виды зарядов и воронки взрывов.	109
9.12. Действие взрыва одиночного заряда взрывчатого вещества в массиве горных пород.	111
9.13. Понятие о короткозамедленном взрывании.	113
9.14. Методы управления энергией взрыва.	116
9.15. Общие принципы расчета разрушающего действия зарядов.	120
9.16. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок.	121
9.17. Короткозамедленное взрывание при проведении выработок.	135
9.18. Контурное взрывание.	136
9.19. Параметры буровзрывных работ при проходке открытых горных выработок.	139
9.20. Параметры скважинной отбойки горных пород.	144
9.21. Механизация взрывных работ.	148
9.22. Отказы при взрывании зарядов и методы их ликвидации.	154
9.23. Персонал для взрывных работ.	156
9.24. Транспортирование и доставка взрывчатых материалов.	158
9.25. Хранение и учет взрывчатых материалов.	159
9.26. Контроль качества и уничтожение взрывчатых материалов.	163
9.27. Безопасные расстояния при взрывных работах и хранении взрывчатых материалов.	165
9.28. Охрана опасной зоны и сигнализация при взрывных работах.	167
Глава 10. Специальные методы разрушения горных пород.	168
10.1. Механические способы разрушения.	170
10.2. Физико-химические способы разрушения.	181
10.3. Комбинированные способы разрушения горных пород.	194

РАЗДЕЛ III. ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК. 207

Глава 11. Напряженные состояния нетронутого массива горных пород и массива пород на контуре и вблизи контура сечения горной выработки.	207
11.1. Понятие о горном давлении.	207
11.2. Оценка напряженного состояния пород на контуре и расчет устойчивости контура сечения горных выработок.	209
11.3. Удельная потенциальная энергия, накопленная силами гравитации в единице объема горной породы.	212
11.4. Распределение дополнительной потенциальной энергии вокруг выработки.	213
11.5. Удельная энергоемкость разрушения образцов и массива горных пород.	216
11.6. Определение размеров зон разрушения вокруг горизонтальных выработок.	217
Глава 12. Горное давление (нагрузка на крепь) в горных выработках.	219
12.1. Расчет горного давления в горизонтальных выработках классическими методами.	219
12.2. Определение нагрузки на крепь горизонтальных выработок энергетическим методом.	223
12.3. Определение нагрузки на крепь в вертикальных выработках.	225

Глава 13. Материалы горной крепи.	227
13.1. Общие сведения о крепи и крепежных материалах.	227
13.2. Лесоматериалы.	228
13.3. Вяжущие вещества и растворы.	230
13.4. Бетон и железобетон.	231
13.5. Металл.	234
Глава 14. Крепь горизонтальных горных выработок и ее расчет.	235
14.1. Общие сведения о видах крепи.	235
14.2. Деревянная крепь.	237
14.3. Металлическая податливая крепь.	241
14.4. Монолитная бетонная и набрызгбетонная крепи.	244
14.5. Анкерная и комбинированная крепи.	249
14.6. Предварительный выбор крепи и рекомендации к расчету.	254
14.7. Эффективность применения крепи.	255
Глава 15. Крепь вертикальных и наклонных горных выработок и ее расчет.	256
15.1. Общие сведения о крепи.	256
15.2. Деревянная крепь и ее расчет.	258
15.3. Монолитная бетонная и набрызгбетонная крепи и их расчет.	262
15.4. Расчет комбинированной крепи.	266
15.5. Крепь устья и сопряжений вертикальных стволов.	267
РАЗДЕЛ IV. ГОРНОПРОХОДЧЕСКИЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ.	269
Глава 16. Оборудование для бурения шпуров.	269
16.1. Способы бурения шпуров и скважин.	269
16.2. Бурильные машины вращательного действия.	274
16.3. Буровой инструмент для вращательных бурильных машин.	279
16.4. Бурильные машины ударно-поворотного действия.	282
16.5. Буровой инструмент для ударно-поворотных бурильных машин.	290
16.6. Установочные и подающие устройства перфораторов.	295
16.7. Бурильные машины вращательно-ударного и ударно-вращательного действия.	299
16.8. Бурильные установки для горизонтальных и наклонных выработок.	300
Глава 17. Погрузочные машины.	312
17.1. Общие сведения о погрузочных машинах.	312
17.2. Конструкции погрузочных машин.	314
17.3. Эксплуатация погрузочных машин.	325
17.4. Погрузочно-транспортные машины.	327
Глава 18. Канатные скреперные установки.	332
18.1. Общие сведения и классификация.	332
18.2. Скреперные комплексы.	342
Глава 19. Машины для проведения открытых разведочных выработок.	349
19.1. Одноковшовые экскаваторы.	349
19.2. Основные конструктивные узлы одноковшовых экскаваторов.	352
19.3. Производительность экскаватора.	365
19.4. Бульдозеры.	366
19.5. Производительность бульдозера.	373
РАЗДЕЛ V. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК.	374
Глава 20. Проведение горизонтальных горных выработок и камер.	374
20.1. Горизонтальные выработки и их элементы.	374
20.2. Формы и размеры поперечного сечения выработок.	376
20.3. Способы проведения выработок.	378
20.4. Технологические схемы проведения выработок в крепких и мерзлых породах.	379

20.5. Обоснование формы поперечного сечения и расчет его проектных размеров и площади.	384
20.6. Паспорт крепления.	392
20.7. Общие сведения о составе и состоянии воздушной среды в горных выработках.	394
20.8. Способы проветривания выработок.	397
20.9. Оборудование для проветривания и его аэродинамические параметры	400
20.10. Расчет проветривания тупиковой выработки.	406
20.11. Паспорт проветривания.	415
20.12. Общие сведения об уборке породы и применяемом оборудовании.	416
20.13. Технология уборки породы и производительность.	420
20.14. Общие сведения об оборудовании для локомотивной откатки.	425
20.15. Расчет локомотивной откатки.	430
20.16. Вспомогательные процессы при проведении горизонтальных выработок.	434
20.17. Циклическая организация работ.	435
20.18. Проходка горизонтальных выработок в мягких и неоднородных породах.	437
20.19. Краткие сведения о специальных способах проведения горизонтальных выработок.	440
20.20. Проходка камер.	444
Глава 21. Проведение вертикальных и наклонных горных выработок.	449
21.1. Вскрытие месторождения полезного ископаемого.	449
21.2. Мероприятия, предшествующие началу горнопроходческих работ.	453
21.3. Форма и размеры поперечного сечения вертикального ствола шахты. . . .	454
21.4. Проходка устья вертикального шахтного ствола.	460
21.4.1. Конструкция устья ствола разведочной шахты.	460
21.4.2. Технология и механизация работ при проходке устья.	463
21.5. Проходка основной части вертикального ствола.	467
21.5.1. Технологические схемы проходки вертикального ствола шахты	467
21.5.2. Оборудование для проходки стволов.	471
21.5.3. Буровзрывные работы.	477
21.5.4. Крепление стволов разведочных шахт.	484
21.5.5. Уборка породы в забое ствола.	48"
21.6. Проветривание, водоотлив и освещение при проходке стволов.	489
21.7. Организация работ при проходке вертикальных стволов шахт.	495
21.8. Сооружение наклонных выработок.	496
21.8.1. Форма и размеры поперечного сечения выработок.	497
21.8.2. Крепление и армировка выработок.	498
21.8.3. Сооружение устья наклонного ствола шахты.	502
21.8.4. Механизация горнопроходческих работ.	507
21.8.5. Технология проходки вспомогательных наклонных выработок. . . .	511
21.9. Проходка разведочных шурфов.	513
21.9.1. Проходка шурфов вручную и буровзрывным способом.	514
21.9.2. Технология проходки шурфов в неустойчивых, мерзлых и пластичных породах	519
21.9.3. Ликвидация шурфов.	521
21.10. Проходка восстающих.	522
21.10.1. Обычный способ проходки восстающих.	522
21.10.2. Проходка восстающих с помощью подвесной клетки.	526
21.10.3. Сооружение восстающих проходческими комплексами.	528
21.10.4. Проходка восстающих взрыванием скважинных зарядов.	531
Глава 22. Проходка открытых горных выработок.	535
22.1. Типы, назначение и условия проходки открытых горноразведочных выработок.	535

22.2. Технология проходки канав вручную.	539
22.3. Технология проходки канав землеройными машинами.	540
22.4. Технология проходки разведочных траншей.	545
Глава 23. Проведение горных выработок бурением.	551
23.1. Общие сведения о бурении горных выработок.	551
23.2. Бурение шурфов.	553
23.2.1. Типы шурфобуров.	554
23.2.2. Расчет мощности, необходимой для проходки шурфа.	557
23.2.3. Буровые установки.	559
23.2.4. Выбор оптимальных режимов бурения.	563
23.2.5. Крепление шурфов.	565
23.3. Бурение технических скважин и шахтных стволов.	567
23.3.1. Технология, оборудование и инструмент.	568
23.3.2. Роторно-турбинные и реактивно-турбинные буры.	571
23.3.3. Бурение устьев стволов шахт в мягких породах.	573
23.3.4. Бурение шахтных стволов в породах средней крепости.	577
23.3.5. Крепление шахтных стволов и скважин большого диаметра.	581
23.4. Бурение восстающих выработок.	582
23.4.1. Буровые установки.	584
23.4.2. Породоразрушающий инструмент.	587
23.4.3. Технология бурения.	591
23.5. Бурение горизонтальных и пологонаклонных выработок.	592
РАЗДЕЛ VI. ТРАНСПОРТ ПРИ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТАХ.	597
Глава 24. Особенности и значение транспортных операций при горноразведочных работах.	597
24.1. Особенности проведения транспортных операций.	597
24.2. Основные виды применяемых транспортных средств.	598
24.3. Структура транспортных связей.	600
24.4. Характеристика грузопотоков и транспортных схем.	603
Глава 25. Автомобильные и тракторные дороги.	606
25.1. Классификация и конструкции автомобильных дорог.	606
25.2. Автомобильные дороги особого типа.	612
25.3. Тракторные дороги и бездорожные трассы.	620
25.4. Мосты и безмостовые переправы.	621
25.5. Содержание и ремонт автомобильных и тракторных дорог.	626
Глава 26. Транспортные средства и их эксплуатационные характеристики	627
26.1. Автомобильный и тракторный транспорт.	627
26.2. Подвесные канатные дороги, гужевой и вьючный транспорт, переноска грузов.	631
26.3. Водный транспорт.	635
26.4. Воздушный транспорт.	637
Глава 27. Механизация погрузочно-разгрузочных работ.	644
27.1. Перевалочные базы и склады.	644
27.2. Погрузочно-разгрузочные машины и устройства.	646
Глава 28. Безопасность при транспортных операциях и экологические требования.	650
28.1. Безопасность при транспортных операциях.	650
28.2. Экологические требования.	653
Литература.	656

Учебное издание

Цобчак Леонид Георгиевич, Багдасаров Шаген Багдасарович,
Ильяхин Сергей Васильевич, Каршиков Алексей Петрович,
Комащенко Виталий Иванович, Кузовлев Борис Николаевич,
Несмотряев Владимир Иванович, Рудаков Виктор Матвеевич,
Федорченко Виктор Алексеевич, Чернов Андрей Николаевич,
Чубаров Владимир Владимирович, Щедров Владимир Исаакович,
Шехурдин Валерьян Константинович, Яшин Владимир Петрович

ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫЕ РАБОТЫ

Редактор Л. В. Честная.

Художник Е. К. Славное.

Художественный редактор А. Ю. Войткевич.

Технические редакторы Н. В. Быкова, Л. А. Овчинникова.

Корректор В. А. Жилкина

Компьютерная верстка Н. И. Журавлевой

Лицензия ИД № 06236 от 09.11.01

Изд. № ВТИ-156. Сдано в набор 27.11.02. Подп. в печать 02.09.03.
Формат 60 x 88¹/₁₆. Бум. газета. Гарнитура «Ньютон». Печать офсетная.

Объем 40,67 усл. печ. л. 40,67 усл. кр.-отт.

Тираж 3000 экз. Заказ №Я-689

ФГУП «Издательство «Высшая школа»

127994, Москва, ГСП-4, Неглинная ул., д. 29/14.

Тел.: (095) 200-04-56

E-mail: info@v-shkola.ru <http://www.v-shkola.ru>

Отдел реализации: (095) 200-07-69, 200-59-39, факс: (095) 200-03-01

E-mail: sales@v-shkola.ru

Отдел «Книга-почтой»: (095) 200-33-36. E-mail: bookpost@v-shkola.ru

Набрано на персональных компьютерах издательства.

Отпечатано в ГУП ПИК «Идел-Пресс».

420066, г. Казань, ул. Декабристов, 2.



В издательстве «**Высшая Школа**»
работает служба

«**'Книга I  mlrnod**»

***Если Вы живете далеко от столицы,
не огорчайтесь!***

*Каждый желающий может заказать и получить
выпускаемую издательством литературу по почте
в любой точке России и ближнего зарубежья.*

*Стоимость пересылки составит 25% от суммы
покупки, независимо от месторасположения.*

*Рассылка книг производится только **по предоплате**.*

*Для оформления заказа нужно воспользоваться
прайс-листом издательства «Высшая школа».*

***Прайс-лист** можно бесплатно заказать по почте,
получить **по факсу**, заказать **по электронной почте**
или найти на нашем **сайте в Интернете**.*

*При поступлении средств на расчетный счет
издательства «Высшая школа» на каждого клиента
открывается **лицевой счет**, на котором фиксируется
движение средств клиента.*

*Цена заказанного товара может отличаться от
указанной в прайс-листе. Отгрузка производится
по цене, действующей в день регистрации заказа.*

SL 127994, Москва, ул. Неглинная, д.29/14.



Тел.: (095) 200-33-36

Факс: (095) 200-06-87, 200-03-01

E-mail: bookpost@v-shkola.ru

[Http://www.v-shkola.ru](http://www.v-shkola.ru)

S В издательстве "ВЫСШАЯ ШКОЛА"
работает служба

«КМ/Г-А

7Г<ЖЖ»

оjuJltMAJb %«лЛЛСе- o+u сАль&ишуги,*

Каждый желающий может заказать и получить выпускаемую издательством литературу по почте в любой точке России и ближнего зарубежья.

Стоимость пересылки составит 25% от суммы покупки, независимо от месторасположения.

Рассылка книг производится только по предоплате.

Для оформления заказа нужно воспользоваться прайс-листом издательства «Высшая школа».

Прайс-лист можно бесплатно заказать по почте, получить по факсу, заказать по электронной почте или найти на нашем сайте в Интернете.

При поступлении средств на расчетный счет издательства «Высшая школа» на каждого клиента открывается лицевой счет, на котором фиксируется движение средств клиента.

Г.....

.....

Цена заказанного товара может отличаться от указанной в прайс-листе. Опрузка производится по цене, действующей в день регистрации заказа.

К! 127994, Москва, ул. Неглинная, д. 29/14.

S (095) 200-33-36

ISBN 5-06-0040"5-5

Факс: (095) 200-06-87, 200-03-01

E-mail: bookpost@v-shkola.ru

<http://www.v-sftkola.ru>



9 785060 004055