

Министерство образования и науки
Российской Федерации

Федеральное государственное
бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Оренбургский государственный университет»

С. Б. Колоколов

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Рекомендовано Ученым советом
федерального государственного бюджетного образовательного
учреждения высшего профессионального образования
«Оренбургский государственный университет»
в качестве учебного пособия для студентов,
обучающихся по программам высшего профессионального образования
специальности 130101.65 – Прикладная геология

Оренбург
2012

УДК622.26 (075.8)

ББК 33.15я73

К 61

Рецензент - доктор географических наук Ю.М.Нестеренко

Колоколов, С.Б.

К61 Проведение горноразведочных выработок: учебное пособие / С.Б.Колоколов. Оренбургский гос. ун-т - Оренбург : ОГУ, 2012 – 210 с.

В пособии излагаются теоретические основы проведения подземных и открытых горных выработок, рассматриваются основные и вспомогательные технологические процессы горных работ и средства их механизации. Учебное пособие предназначено для студентов, обучающихся по программам высшего профессионального образования по специальности 130101.65 – Прикладная геология, специализаций: «Геологическая съемка, поиски и разведка месторождений твердых полезных ископаемых» и «Геология нефти и газа» при изучении дисциплины «Горные машины и проведение горных выработок».

УДК622.26 (075.8)

ББК 33.15я73

ISBN

© Колоколов С.Б, 2012

© ОГУ, 2012

Содержание

	Введение	6
1	Горные выработки. Проходка горных выработок	9
2	Физико-механические и технологические свойства горных пород	17
	2.1 Напряженное состояние горных пород	17
	2.2 Прочность горных пород	24
	2.3 Паспорт прочности горных пород	29
	2.4 Деформационные свойства горных пород	39
	2.5 Технологические свойства горных пород	41
3	Механика горных пород и горное давление	45
	3.1 Напряженное состояние массива горных пород	45
	3.2 Влияние выработки на напряженное состояние массива	47
	3.3 Оценка устойчивости незакрепленных выработок	51
	3.4 Формирование нагрузки на крепь горизонтальных выработок	55
	3.5 Определение нагрузки на крепь вертикальных выработок	65
4	Крепление горно-разведочных выработок	72
	4.1 Классификация крепи	72
	4.2 Деревянная крепь	73
	4.3 Анкерная крепь	82
	4.4 Бетонная крепь	87
	4.5 Металлическая крепь	91
	4.6 Паспорт крепления горноразведочных выработок	92
5	Буровзрывные работы	94
	5.1 Бурение шпуров	94
	5.2 Взрывчатые вещества	99

5.3	Способы взрывания	101
5.4	Расположение шпуров	106
5.5	Определение параметров буровзрывных работ	109
5.6	Заряжание и взрывание шпуров	113
5.7	Паспорт буровзрывных работ	115
6	Проветривание проходческих забоев	117
6.1	Схемы проветривания	117
6.2	Выбор вентилятора местного проветривания	120
7	Уборка отбитой горной массы	127
7.1	Погрузочные машины	127
7.2	Обмен вагонеток при уборке отбитой горной массы	130
7.3	Уборка отбитой горной массы с помощью скрепера	134
8	Шахтный транспорт и подъем	139
8.1	Горизонтальный подземный транспорт	139
8.2	Постоянный подъем	144
9	Организация работ по проведению горно-разведочных выработок	148
9.1	Общие положения	148
9.2	Определение трудоемкости бурения шпуров	149
9.3	Определение трудоемкости уборки породы	151
9.4	Определение трудоемкости крепления выработки	153
9.5	Составление графика организации труда	156
10	Проходка восстающих	159
11	Проведение разведочных шурфов	165
11.1	Проходка мелких разведочных шурфов	165
11.2	Проходка шурфов средней глубины	167
11.3	Бурение шурфов	169
12	Проходка вертикальных стволов и глубоких шурфов	171

12.1 Общие сведения о вертикальных стволах	171
12.2 Проходка устья ствола и оснащение проходки по коренным породам	172
12.3 Технология проходки ствола	179
12.4 Крепление стволов и шурфов	184
12.5 Проветривание при проходке стволов и шурфов	188
12.6 Армирование стволов	191
12.7 Водоотлив при проходке стволов	192
13 Проведение открытых горно-разведочных выработок	195
13.1 Способы проведения открытых горно-разведочных выработок	195
13.2 Проходка с помощью бульдозера	195
13.3 Проходка открытых выработок экскаваторами	197
13.4 Проведение открытых выработок канатно-скреперными установками	201
13.5 Проведение канав и траншей взрывным способом	204
14 Вопросы для самоконтроля знаний	206
Список использованных источников	209

Введение

Горная выработка представляет собой искусственную полость (пустоту) в земной коре. Процесс создания искусственной полости называется проведением или, иначе, проходкой горной выработки. Проведение горных выработок является важнейшей составляющей горных работ. Под горными работами понимается комплекс технологических процессов по извлечению горных пород из недр. Чаще всего горные работы связаны с добычей полезных ископаемых. Кроме того, горные работы ведутся и в других областях человеческой деятельности - в строительстве, транспорте, военном деле. При разработке месторождений полезных ископаемых с помощью горных выработок обеспечивается доступ к полезному ископаемому и доставка его на поверхность.

Проведение горных выработок применяется также и при разведке месторождений полезных ископаемых. Горные выработки позволяют человеку проникнуть на различные глубины и получить непосредственный доступ к обнажениям горных пород на этих глубинах. Находясь в горной выработке можно вести непосредственное наблюдение за состоянием массива горных пород (под массивом горных пород понимают ту часть земной коры, в которой ведутся горные работы), изучать геологическую и гидрогеологическую ситуации, условия и параметры залегания полезных ископаемых, определять ценность, содержание и закономерности распределения полезных компонентов. Это обеспечивает получение наиболее достоверной информации о месторождении полезных ископаемых и установление запасов высокой категории разведанности. Горные выработки, пройденные с целью разведки, называют горноразведочными. Следует заметить, что горноразведочные выработки часто используются и при дальнейшей эксплуатации месторождения полезного ископаемого.

Проведение (проходка) горных выработок представляет собой сложный технологический процесс, протекающий, как правило, в условиях стесненного пространства и повышенной опасности. Ознакомление с этим процессом и является

главной целью изучения дисциплины «Горные машины и проведение горноразведочных выработок».

Для того, чтобы образовать полость в массиве горных пород необходимо разрушить (отбить) ту его часть, которая должна быть извлечена и удалена на поверхность земли. Выбор способа разрушения и параметров этой технологической процедуры производится в соответствии со способностью горных пород сопротивляться разрушению – с прочностью пород. Отсюда вытекает задача изучения прочности горных пород и методов определения числовых характеристик прочности.

В процессе образования полости в массиве горных пород происходит нарушение его естественного равновесного состояния, что может привести к самопроизвольному разрушению окружающих выработку пород и завалу выработки. Для сохранения безопасного состояния выработки осуществляют ее крепление – возведение инженерного сооружения, называемого крепью. Крепь обеспечивает равновесие окружающих выработку пород, но только в том случае, если правильно подобраны ее характеристики. Подбор числовых значений характеристик крепи производится на основании знаний о состоянии массива горных пород до проведения выработки и об изменениях этого состояния в результате образования полости. Поскольку безопасность выработки напрямую связана с возможностью самопроизвольного разрушения горных пород, здесь также требуются знания о прочности пород и способах оценки размеров области возможного разрушения окружающего выработку массива. Подбор геометрических параметров крепи выполняется с помощью методики расчета соответствующей конструкции крепи. Приобретение указанных знаний также является целью изучения дисциплины.

Технологические процедуры при проведении выработок выполняются с применением механизации. Большая энергоемкость проведения горных выработок вынуждает ограничивать размеры их поперечных сечений – высоту и ширину. Отсюда вытекает необходимость создания горных машин – специфических средств механизации горнопроходческих операций и транспорта по горным выработкам,

приспособленных для тех или иных условий проведения выработок. Знакомство с наиболее распространенными типами горных машин и механизмов, подземного транспорта и всевозможных приспособлений, применяемых при проходке различных горноразведочных выработок, входит в задачи изучения дисциплины.

В зависимости от условий проведения горных выработок и средств механизации применяются различные технологические схемы проходки, обеспечивающие максимальную эффективность и безопасность ведения горных работ. Ознакомление с некоторыми типовыми технологическими схемами проведения разведочных выработок и методиками определения технологических параметров этих схем также является предметом изучения дисциплины.

Учебное пособие разработано автором с учетом личного опыта преподавания дисциплины «Горные машины и проведение горноразведочных выработок» и предназначено для студентов специальности «Прикладная геология».

Автор выражает благодарность директору МРЦПК и ППС Галине Павловне Ковалевской за внимание к рукописи, замечания и ценные советы.

1 Горные выработки. Проходка горных выработок

Проведение горных выработок связано с необходимостью отделения горных пород от основного массива путем принудительного разрушения и транспортирования отбитой горной массы на поверхность земли. Это требует значительных энергетических затрат, поэтому размеры горных выработок стараются сделать как можно малыми. Длина выработок зависит от тех задач, которые решаются с помощью выработки. Так, разведочные выработки, которые после выполнения в них разведочных процедур подлежат ликвидации, обычно короткие и имеют длину в пределах нескольких метров. Выработки, с помощью которых обеспечивается доступ к полезному ископаемому, транспортные и вентиляционные выработки сохраняются значительно дольше и могут достигать нескольких километров в длину. Ширина и высота выработки, являющиеся основными размерами поперечного сечения выработки, должны быть как можно меньше, но в то же время достаточными для размещения в них людей и оборудования. Ширина и высота поперечного сечения разведочных выработок обычно от двух до трех метров, а площадь поперечного сечения не превышает десяти квадратных метров.

По своему направлению горные выработки делятся на **вертикальные, горизонтальные и наклонные**. По расположению относительно поверхности земли различают **открытые** и **подземные** выработки. **Открытой** называют выработку, имеющую незамкнутый контур поперечного сечения. Нетрудно убедиться, что это выработки, пройденные на поверхности: верхняя часть контура у них отсутствует. Выработки, контур поперечного сечения которых замкнут - **подземные**.

Горные выработки имеют различные названия в зависимости от их направления, назначения, способа проведения и других особенностей. По названию горной выработки можно сразу сказать, что она собой представляет.

Самые простые и известные горные выработки – открытые. Наиболее распространены при разведочных работах на поверхности разведочные **канавы** – открытые протяженные выработки длиной от нескольких метров до 100 м и более.

Канавы проходят с целью определения геологического строения пород, поиска и опробования выходов полезных ископаемых при небольшой мощности наносов, перекрывающих коренные породы. Поперечное сечение канав обычно прямоугольное, с вертикальными стенками, или трапециевидное, с наклонными стенками (рисунок 1.1). Глубина канав обычно небольшая – до 2 м, ширина по подошве 0,7- 0,8 м.

Разведочная **траншея** – имеет большее, чем у канавы трапециевидное поперечное сечение, достигающее понизу до 10 м, и глубину до 6 - 8 м. Сечение при большой глубине имеет ступенчатое очертание (рисунок 1.2). Проходится траншея, как правило, при необходимости взятия проб больших объёмов. Чаще всего траншея используется при разведке россыпных месторождений.

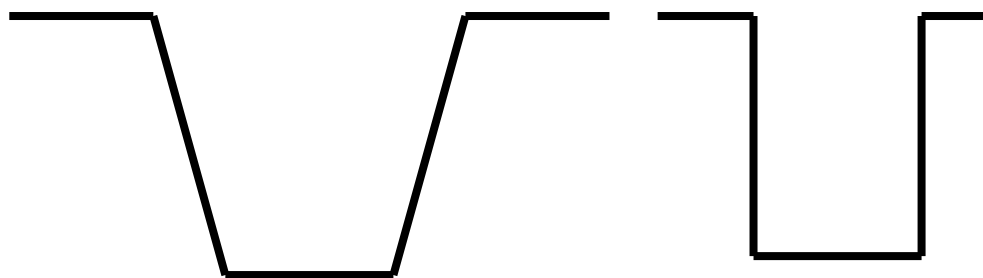


Рисунок 1.1 – Формы поперечных сечений канав

Разведочный **карьер** – обширная по площади открытая выработка, которая имеет, в отличие от траншеи, примерно равную протяжённость в длину и ширину. Карьер сооружают для выемки полезного ископаемого с целью изучения закономерностей залегания и технологического опробования. Карьеры достигают по длине и ширине сотен метров.

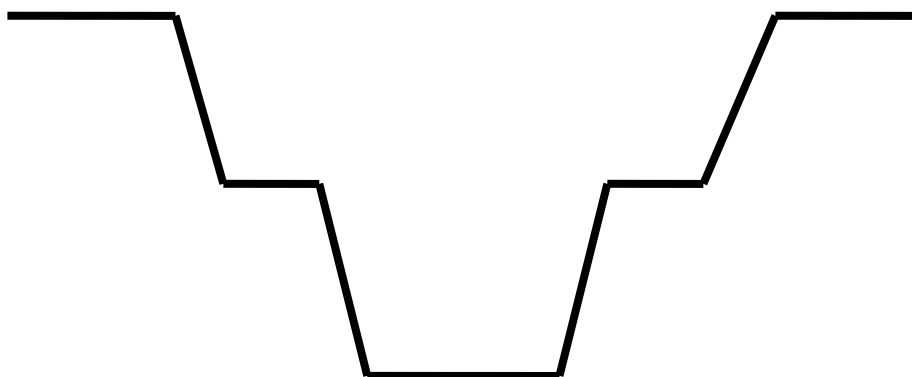


Рисунок 1.2 – Ступенчатая форма поперечного сечения траншеи

Копуш – неглубокая открытая выемка (яма) в рыхлых отложениях, проводимая с целью исследования наносов и взятия проб. **Расчистка** – выемка, проводимая в наносных отложениях на крутых склонах, с целью обнажения коренных пород при геологических съёмках и поисках. Копуш и расчистка не имеют определенной формы, а глубина их составляет несколько десятков сантиметров.

Открытые разведочные выработки подлежат после завершения в них разведочных работ ликвидации (должны быть засыпаны). Исключение составляют карьеры, которые обычно используются в дальнейшем для эксплуатации месторождения.

Разведочный **шурф** – вертикальная горная выработка, которая проходится с поверхности земли. Шурф имеет прямоугольную, иногда круглую форму поперечного сечения. Разведочные шурфы проходят на всех стадиях геологоразведочных работ: при геологической съёмке, поисках, предварительной, детальной и эксплуатационной разведке месторождений полезных ископаемых. С помощью шурфов производится вскрытие горных пород, залегающих на небольших

глубинах. Размеры поперечного сечения от 1,5 м² до 4 м². Глубина шурфов обычно до 10 м, реже 30 - 40 м. Шурфы относятся к **подземным** выработкам, поскольку имеют поперечное сечение замкнутой формы (прямоугольник или круг).

Разведочные шурфы по окончании разведочных работ должны быть засыпаны, за исключением тех случаев, когда они используются для проведения подземных выработок. Так, из шурфа могут быть пройдены **рассечки** – подземные горизонтальные тупиковые горные выработки, проводимые в целях разведки для установления границ оруденения, поиска и разведки отдельных тел полезных ископаемых, разведки ответвлений от основного рудного тела, для оконтуривания запасов полезного ископаемого, для отбора технологических проб. Длина рассечки от 10 до 100 м.

Если из шурфа проводится горизонтальная выработка, обеспечивающая непосредственный доступ к полезному ископаемому (т.е. вскрывающая выработка), то такую выработку называют **квершлагом**. В гористой местности вскрытие полезного ископаемого можно осуществить путем проходки горизонтальной выработки с поверхности земли. Такую выработку называют **штольной**. Длина квершлагов и штолен зависит от расположения шурфа относительно полезного ископаемого.

В результате вскрытия квершлагом полезного ископаемого создается возможность проведения штрека. **Штрек** – это горизонтальная выработка, пройденная по полезному ископаемому. Разведочные штреки служат для определения границ распространения полезного ископаемого, поэтому могут иметь меняющееся направление при сложном характере залегания полезного ископаемого. Длина штреков может достигать 1 км и более. Из штрека может быть проведена выработка вглубь массива полезного ископаемого. Такую выработку называют **ортом**.

Совокупность подземных разведочных выработок называется разведочной **шахтой**. Для обеспечения надежной и эффективной связи подземных выработок разведочной шахты с поверхностью земли проходят специальную вертикальную выработку – **ствол**. Глубина стволов зависит от глубины расположения полезного

ископаемого, достигая в отдельных случаях 1000 м и более. Средняя глубина стволов 100-300 м.

Подземные выработки разведочной шахты могут располагаться на разной глубине от поверхности земли. Совокупность выработок, расположенных на одной глубине, называют **горизонтом**. При форме рудного тела, вытянутой по вертикали, или при крутом залегании пластов полезного ископаемого разведочная шахта может иметь несколько горизонтов. Соединение горизонтов осуществляется с помощью специальных выработок – восстающих. **Восстающий** – вертикальная (реже – наклонная) горная выработка, как правило, не имеющая выхода на земную поверхность, и которая проходится снизу вверх. Длина восстающих зависит от разности глубин соединяемых горизонтов и обычно составляет от 40 до 120 м.

Для обеспечения технологических процессов в подземных выработках разведочной шахты проходят небольшие по длине служебные выработки, которые называют **камерами**. В камерах размещают различное оборудование и материалы. Камеры называют в зависимости от их назначения, например: камера электроподстанции, зарядная камера, камера насосной станции и т.п.

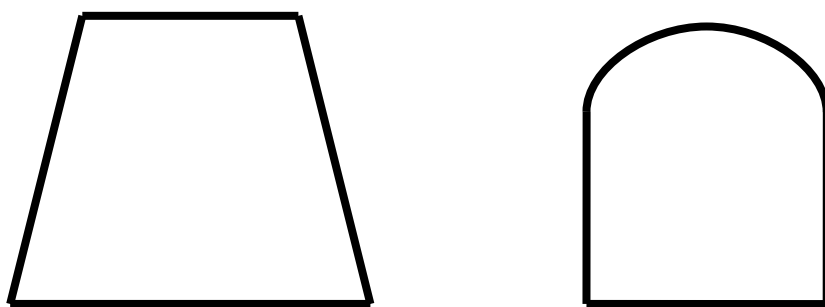


Рисунок 1.3 – Формы поперечного сечения подземных горизонтальных выработок

Большинство горизонтальных разведочных подземных выработок имеет трапециевидную форму поперечного сечения (рисунок 1.3, слева), реже применяется прямоугольно-сводчатая форма (рисунок 1.3, справа).

В вертикальных стволах располагаются средства стационарного вертикального транспорта – постоянного шахтного подъема, поэтому размеры поперечного сечения стволов намного больше, чем у разведочных шурфов.

Камеры и шурфы чаще имеют прямоугольную форму поперечного сечения. Кроме того, у шурфов встречается круглая форма сечения, вертикальные стволы, наоборот, чаще имеют круглую форму поперечного сечения и реже прямоугольную.

Основной и наиболее трудоемкой задачей проведения (проходки) горных выработок является отделение от массива горных пород той его части, в результате удаления которой образуется полость. Эту операцию называют **отбойкой** горной массы.

Отбойка в массивах рыхлых пород не требует больших энергетических затрат, в крепких, скальных породах этот процесс чрезвычайно энергоёмок. При проходке горноразведочных выработок используются два основных способа отбойки горной массы: **механический** и **взрывной**. При первом способе используется механическая энергия специальных горнопроходческих машин, при втором – энергия взрыва. Место, где ведутся работы по отбойке горной массы при проведении выработки, называют **проходческим забоем**. Для осуществления отбойки с помощью взрыва требуется с помощью специальных бурильных машин пробурить отверстия в горной породе (**шпуры**), в которые размещаются заряды взрывчатого вещества (сокращенно – **ВВ**). В результате взрыва горная порода разрушается и отделяется от массива. Комплекс работ по отбойке взрывным способом называется **буровзрывными работами** (сокращенно – **БВР**).

По мере проведения выработки забой продвигается в пространстве, всё более внедряясь вглубь массива. Отбитая горная масса должна быть удалена из выработки и доставлена на поверхность земли. Процесс удаления горной массы из забоя называется **уборкой**. Транспортирование горной массы по подземным выработкам может быть осуществлено разными способами в зависимости от многих факторов, в

том числе и от типа выработок. Так в вертикальных и наклонных выработках перемещение горной массы может осуществляться самотеком под воздействием собственного веса, если выработка проходится снизу вверх. В выработках небольшой длины эффективно применение скреперных установок, перемещающих отбитую горную массу волоком. При большой длине выработок наиболее распространён **рельсовый транспорт**. При применении рельсового транспорта возникает необходимость в погрузке горной массы в вагонетки. Для погрузки горной массы применяются специальные **проходческие погрузочные машины**.

В результате отделения горной массы от основного массива происходит нарушение напряженно-деформированного состояния массива, что может вызвать самопроизвольное разрушение пород за пределами требуемого сечения, потерю равновесия и вывал разрушенных пород в выработку. Это явление, которое называют **проявлением горного давления**, может произойти сразу же при выемке горной массы или спустя некоторое время. Форма и масштаб проявления горного давления зависит прежде всего от прочности пород, в которых ведутся работы. Например, в крепких скальных породах никаких неприятностей обычно не происходит в течение всего срока службы выработки. В породах средней крепости возможны вывалы породы из верхней части выработки (из кровли), а в слабых – массовое обрушение и завал выработки. Обрушение пород в выработку является аварийной ситуацией, угрожающей жизни людей и сохранности механизмов и оборудования.

Способность выработки сохранять пригодное для эксплуатации состояние называют **устойчивостью**. Для обеспечения устойчивости большинства выработок осуществляется **крепление**. Под креплением понимается операция возведения в выработке **крепи** - искусственного сооружения, предохраняющего выработку от обрушения пород. Крепь горной выработки должна быть достаточно прочной, чтобы предотвратить самопроизвольное отделение пород от массива, долговечной, чтобы обеспечить безопасность в течение всего срока службы выработки, быстро возводимой и достаточно дешёвой. Крепление выработки осуществляется после уборки отбитой горной массы из забоя. Крепь занимает часть поперечного сечения

выработки, поэтому различают сечение выработки **в проходке** (до возведения крепи) - и **в свету** (т.е. за вычетом части сечения, занятой крепью).

Таким образом, при проведении горных выработок последовательно осуществляются три **основных** проходческие операции: отбойка горной массы, уборка горной массы и крепление выработки. (В крепких горных породах крепление может отсутствовать). Совокупность основных проходческих операций составляет **проходческий цикл**. В результате выполнения проходческих операций одного цикла происходит **подвигание забоя** за цикл.

Кроме основных проходческих операций при проходке необходимо осуществлять **вспомогательные** операции, к которым относятся: принудительное **проветривание** выработки, удаление воды из забоя – **водоотлив**, при применении рельсового транспорта – **настилка рельсовых путей, доставка** в забой материалов, **наращивание коммуникаций** (труб, кабелей). Вспомогательные операции также входят в проходческий цикл.

2 Физико-механические и технологические свойства горных пород

2.1 Напряженное состояние горных пород

Как было отмечено выше, горные породы в массиве находятся в состоянии всестороннего сжатия, вызванного силами тяжести. Силы, действующие в массиве горных пород, традиционно называют **горным давлением**. Мерой сил горного давления являются напряжения. Под **нормальным** напряжением понимается величина силы, действующей на единичную площадку (площадку с площадью, равной единице), перпендикулярно этой площадке. Если в разных точках массива напряжения одинаковы по величине, то такое напряженное состояние называется **равномерным**. Если на каком-либо участке напряжения резко увеличиваются, то такое явление называется **концентрацией напряжений**. Нормальные напряжения, вызванные силой, действующей по направлению к площадке, называют **сжимающими**, а от площадки – **растягивающими**. Кроме нормальных напряжений в массиве горных пород имеются и **касательные напряжения**. Касательное напряжение численно равно силе, действующей вдоль единичной площадки. На площадке обычно одновременно действуют как нормальные, так и касательные напряжения. Иногда некоторые площадки оказываются свободными от нормальных напряжений. Если в элементе массива одна площадка свободна от нормальных напряжений, то такое напряженное состояние называют плоским или двухосным. Если же в элементе таких площадок две, то такое напряженное состояние – одноосное. Нормальные напряжения обычно обозначаются греческой буквой **сигма** - σ , касательные греческой буквой **тау** - τ . Нормальные растягивающие напряжения могут вызвать разрушение пород путем **отрыва**, а касательные напряжения – путем **сдвига**.

При изучении напряженного состояния массива обычно рассматривается малый элемент в виде кубика, на шести гранях которого приложены действующие на элемент силы. Схема нагружения элемента массива представлена на рисунке 2.1.

На каждой грани элемента в общем случае действует нормальная (перпендикулярная к грани) сила и касательная (действующая вдоль грани) сила. Здесь жирными стрелками показаны нормальные к граням силы, тонкими – касательные. Силы, действующие на невидимые грани показаны штриховыми стрелками. Если кубик имеет грани с площадью, равной единице, то напряжения на гранях численно равны действующим на кубик силам.

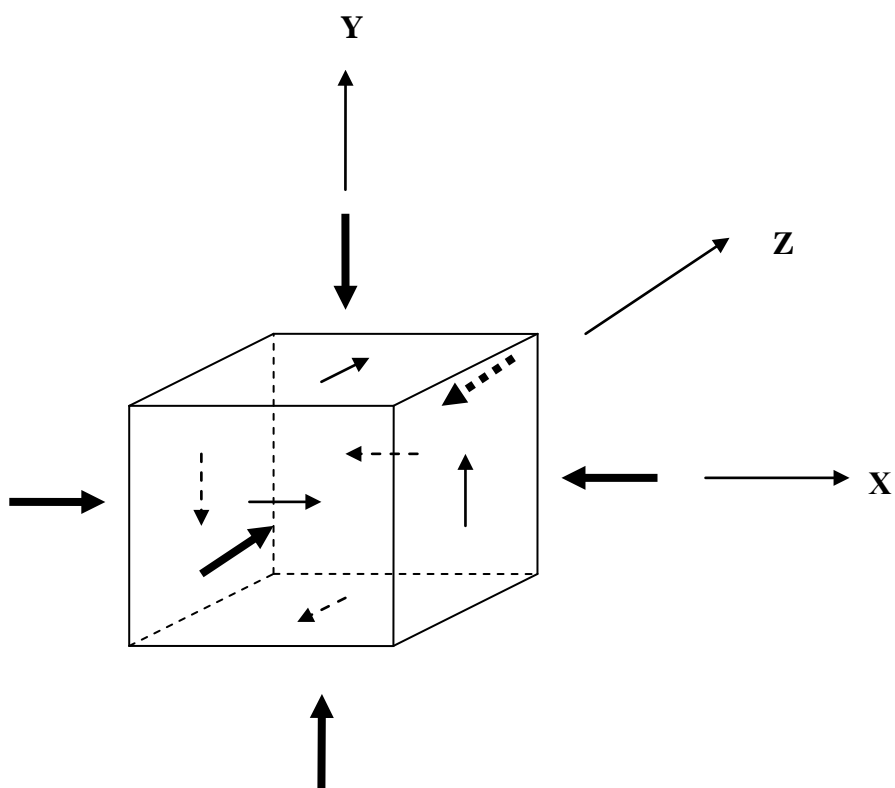


Рисунок 2.1 - Схема нагружения элемента массива

Если все три действующие на элемент нормальные силы одинаковы по величине, а касательные отсутствуют, то такое напряженное состояние элемента называется **равномерным всесторонним сжатием**. Если на двух параллельных

друг другу гранях нормальные силы отсутствуют, а касательные отсутствуют на всех гранях, то такое напряженное состояние элемента называется **двухосным** сжатием или **плоским напряженным состоянием**. Если нормальные силы действуют только на двух параллельных друг другу гранях, а касательные на всех гранях отсутствуют, то такое напряженное состояние элемента называется **одноосным** сжатием.

Рассмотрим теперь малый, но не единичный элемент массива, находящийся в состоянии одноосного сжатия. Поскольку на остальных (боковых) гранях элемента напряжения отсутствуют, схему нагружения можно представить как плоскую (рисунок 2.2). Внутри элемента жирными линиями обозначены три внутренние площадки, под разным углом наклоненные по отношению к наружным граням элемента (направление нагрузок показано стрелками).

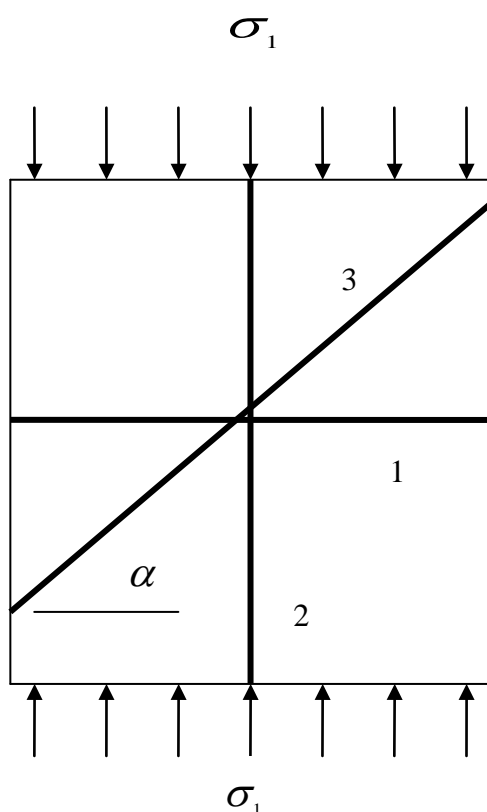


Рисунок 2.2 – Схема одноосного сжатия вертикальной нагрузкой

Первая площадка параллельна граням, на которых действуют напряжения, следовательно, нормальные напряжения на ней равны напряжениям на этих гранях. Вторая площадка перпендикулярна первой и параллельна граням, свободным от напряжений, поэтому нормальные напряжения на ней равны нулю. Поскольку на наружных гранях отсутствуют касательные напряжения, то касательные напряжения и на первой, и на второй площадке равны нулю.

Очевидно, что при повороте площадки 1 нормальные напряжения должны изменяться, постепенно уменьшаясь до нуля, когда площадка совпадет с площадкой 2 (угол поворота достигнет 90 градусов). Определим закономерность этого изменения.

Пусть площадка 3 наклонена к площадке 1 под углом α . Если принять размеры квадратной площадки, на которой действуют напряжения σ_1 , равными d , то величина равнодействующей нагрузки, действующей на эту площадку, будет равна

$$P_1 = \sigma_1 \cdot d^2. \quad (2.1)$$

Проекция этой нагрузки на ось, перпендикулярную площадке 3, наклоненную под углом α к площадке 1, определится по формуле

$$P_3 = P_1 \cdot \cos \alpha. \quad (2.2)$$

Для того, чтобы определить нормальное напряжение на площадке 3, нужно разделить эту величину на площадь площадки 3, которая уже больше, чем у площадки 1:

$$\sigma_3 = \frac{P_1 \cdot \cos \alpha}{d \cdot \frac{d}{\cos \alpha}} = \sigma_1 \cdot \cos^2 \alpha. \quad (2.3)$$

Проекция нагрузки на ось, параллельную площадке 3, определится по формуле

$$P_3 = P_1 \cdot \sin \alpha, \quad (2.4)$$

а касательное напряжение на площадке 3 будет равно

$$\tau_3 = \frac{P_1 \cdot \sin \alpha}{d \cdot \frac{d}{\cos \alpha}} = \sigma_1 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha. \quad (2.5)$$

Когда площадка 3 в результате поворота на угол $\alpha=90^0$ сравняется с площадкой 2, то нормальное напряжение, определенное по формуле (2.3) станет равным нулю, как было сказано выше на основании рассуждений. Анализ формулы (2.5) позволяет утверждать, что касательные напряжения при повороте площадки 3 от положения 1 к положению 2 сначала увеличиваются, достигая максимума при $\alpha=45^0$, а затем снова уменьшаются до нуля.

Рассмотрим теперь одноосное сжатие элемента горизонтальной нагрузкой (рисунок 2.3). Величина равнодействующей нагрузки, действующей на такой же по размеру, как и при вертикальной нагрузке, участок грани, с которого передается нагрузка на площадку 3, будет равна

$$P_2 = \sigma_2 \cdot d^2. \quad (2.6)$$

Проекция этой нагрузки на ось, перпендикулярную площадке 3, наклоненную под углом α к площадке 1 (а по отношению к грани, на которой действует нагрузка, под углом $90^0 - \alpha$) определится в этом случае по формуле

$$P_3 = P_2 \cdot \sin \alpha. \quad (2.7)$$

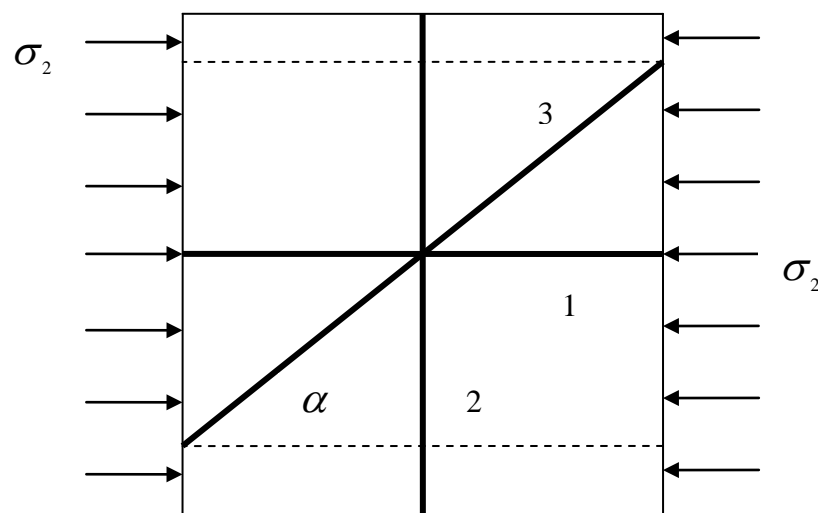


Рисунок 2.3 – Схема одноосного сжатия горизонтальной нагрузкой

Нормальное напряжение на площадке 3:

$$\sigma_3 = \frac{P_2 \cdot \sin \alpha}{d \cdot \frac{d}{\sin \alpha}} = \sigma_2 \cdot \sin^2 \alpha. \quad (2.8)$$

Проекция нагрузки на ось, параллельную площадке 3, определится по формуле

$$P_3 = -P_2 \cdot \cos \alpha, \quad (2.9)$$

а касательное напряжение на площадке 3 будет равно

$$\tau_3 = \frac{-P_2 \cdot \cos \alpha}{d \cdot \frac{d}{\sin \alpha}} = -\sigma_2 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha. \quad (2.10)$$

Знак минус появляется потому, что проекция P_2 имеет обратное по сравнению с проекцией P_1 направление.

Рассмотрим напряженное состояние элемента горной породы, находящегося в состоянии двухосного сжатия (рисунок 2.4). Пусть нормальные напряжения на горизонтальных гранях элемента σ_1 больше, чем нормальные напряжения σ_2 на вертикальных гранях. Касательные напряжения на всех гранях равны нулю. В упругих системах справедлив принцип независимости действия сил, следовательно, двухосное напряженное состояние можно представить как сумму двух одноосных. Иначе говоря, напряжения, возникающие при двухосном напряженном состоянии, можно определить как сумму напряжений при одноосных состояниях. Выражения для напряжений, действующих на наклоненной под углом α к горизонтальной оси площадке, при двухосном напряженном состоянии с учетом полученных выше формул имеют следующий вид:

$$\sigma_n = \sigma_1 \cdot \cos^2 \alpha + \sigma_2 \cdot \sin^2 \alpha, \quad (2.11)$$

$$\tau_n = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \sin 2\alpha. \quad (2.12)$$

Анализ полученных формул позволяет утверждать, что в элементе всегда есть две взаимно перпендикулярные площадки, на которых нормальные напряжения σ_n принимают значения: на одной из них - наибольшее, а на другой, перпендикулярной к ней – наименьшее. Такие площадки и нормальные напряжения на них называют **главными**. Касательные напряжения на главных площадках равны нулю. На площадке, наклоненной под углом 45^0 к главным площадкам, касательные

напряжения принимают наибольшие значения и равны полуразности главных нормальных напряжений.

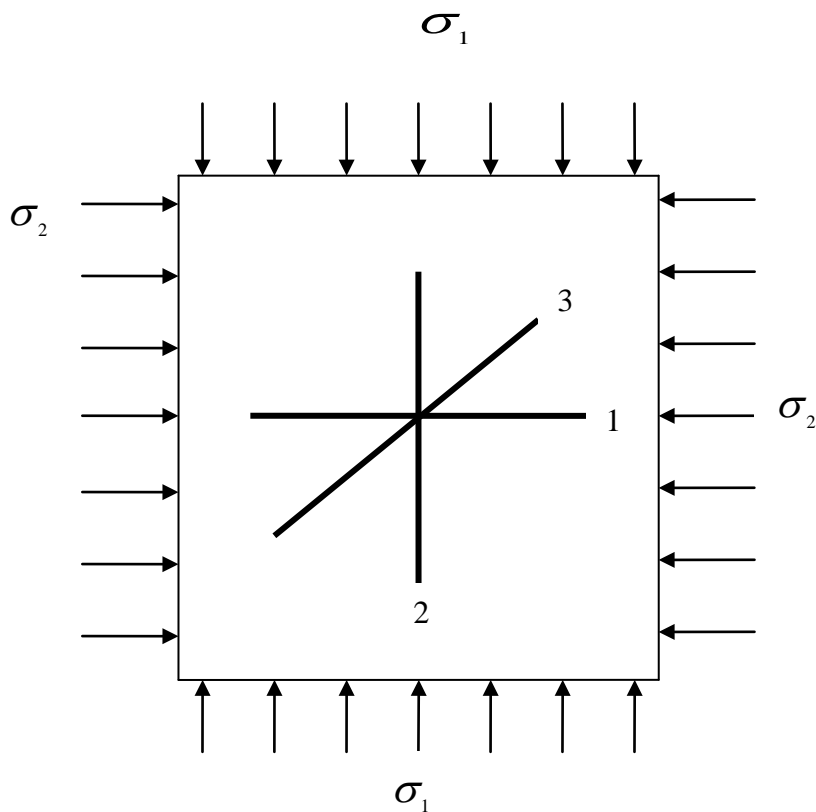


Рисунок 2.4 – К определению напряжений в элементе горной породы, находящемся в состоянии двухосного сжатия

2.2 Прочность горных пород

Как было сказано выше расход энергии на отбойку горной массы зависит прежде всего от прочности горных пород, в которых проходится выработка. Кроме того, от прочности пород зависит и устойчивость горной выработки. Поэтому **прочность** при проведении горных выработок является наиболее важной характеристикой пород. В горном деле для этой характеристики также используется

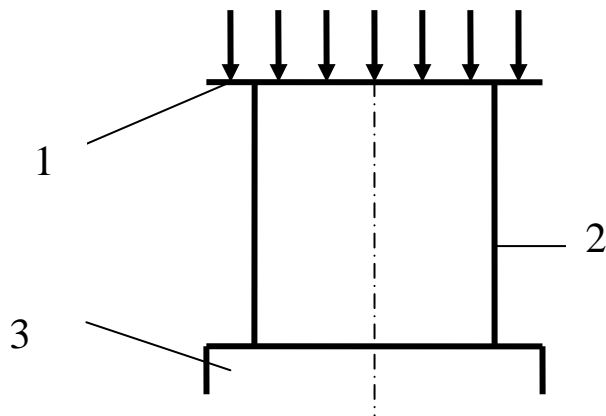
термин **крепость**. Существуют понятия: весьма крепкие, крепкие, средней крепости, слабые, весьма слабые, мягкие, сыпучие горные породы. Всё это качественные характеристики прочности. Числовую характеристику прочности - **коэффициент крепости** пород, обозначаемый f - предложил в начале прошлого века русский ученый М.М.Протодяконов, один из основоположников горной науки. Коэффициент крепости по Протодяконову определяется формулой:

$$f = \frac{\sigma_{сж}, \text{кгс/см}^2}{100}, \quad (2.13)$$

где $\sigma_{сж}$ - предел прочности (или просто прочность) пород при одноосном сжатии, выраженный обязательно в кгс/см².

Прочность горной породы **при одноосном сжатии** определяется экспериментально. Для получения достоверных экспериментальных данных о прочности пород разработан стандарт (ГОСТ 21 153.2 – 84. Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии). В соответствии со стандартом для испытания изготавливают цилиндрические или призматические (с квадратным поперечным сечением) образцы. Образцы изготавливают выбуриванием или выпиливанием на камнерезной машине из штуфов (кусков) и кернов горных пород. Торцевые поверхности шлифуют на шлифовальном станке. Стандарт предъявляет строгие требования к размерам образцов. Образцы подвергаются одноосному сжатию на испытательном прессе (рисунок 2.5) до разрушения.

Фиксируется нагрузка на образец в момент его разрушения. Считается, что в горизонтальном сечении образца напряжения при выполнении всех требований к качеству образцов распределяются равномерно по всей площади сечения образца. Численная величина прочности горной породы при одноосном сжатии принимается равной напряжению в горизонтальном (поперечном) сечении в момент разрушения (т.е. наибольшему значению напряжения при котором сохраняется прочность образца).



1- подвижная плита испытательного пресса; 2 – образец; 3 - неподвижная плита испытательного пресса.

Рисунок 2.5 – Схема определения прочности при одноосном сжатии

Если обозначить площадь поперечного сечения через S , а разрушающее усилие через P , то прочность при одноосном сжатии определится формулой:

$$\sigma_{сж} = \frac{P}{S}. \quad (2.14)$$

Прочность при одноосном сжатии, а, соответственно, и коэффициент крепости - весьма условная характеристика прочности пород, поскольку при объёмном напряженном состоянии (когда образец нагружен еще и в горизонтальных направлениях) породы, имеющие равные коэффициенты крепости, могут вести себя совершенно по-разному. Кроме того, в действительности разрушение от сжатия вообще невозможно: разрушение происходит либо отрывом (при эксперименте происходит раскалывание образца по плоскостям, параллельным усилию сжатия), либо сдвигом (при эксперименте образец разрушается по наклонным поверхностям). По площадке, на которой действуют наибольшие сжимающие напряжения (горизонтальная площадка на рисунке 2.5), разрушение никогда не происходит.

Однако простота эксперимента сделала прочность при одноосном сжатии основной прочностной характеристикой горных пород.

М.М.Протоdjяконов разработал таблицу крепости пород (**шкала профессора Протоdjяконова** – таблица 2.1), в которую поместил основные горные породы, встречающиеся при разработке месторождений полезных ископаемых, в порядке изменения коэффициента крепости.

Таблица 2.1 – Классификация горных пород по крепости
(классификация профессора М.М.Протоdjяконова)

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		Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор. Доломит. Колчеданы	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa		Песчанистые сланцы. Сланцеватые песчаники	5
V	Средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va		Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька, каменистый грунт	2
VIa		Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень Крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкий нанос, глинистый грунт	1
VIIa		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

И сейчас еще можно встретить выражение: порода крепости 4 по шкале профессора Протодяконова. Это означает, что прочность при одноосном сжатии этой породы составляет 400 кг/см^2 . Кроме прочности на сжатие существуют и другие характеристики прочности горных пород. Важной характеристикой является **прочность при растяжении**. Эта характеристика действительно отражает способность породы сопротивляться разрушению путем **отрыва**. Но её определение непосредственно осуществить очень сложно. Разрывные машины, применяемые при испытании металлов, передают усилие на образец с помощью зажимов. Горные породы, как правило, хрупко разрушаются в местах закрепления, поэтому приходится изготавливать образец специальной формы, чтобы передать растягивающие усилия. Изготовление таких образцов из прочных пород весьма трудоемко, а слабые породы не выдерживают механической обработки и разрушаются уже на стадии изготовления образцов. Поэтому на практике используют косвенные способы определения прочности на растяжение, добиваясь возникновения в образцах растягивающих напряжений, вызывающих разрушение. Наиболее распространен так называемый **метод раскалывания кернов** (бразильский метод) - разрушение цилиндрического образца сжатием по образующей цилиндра. Цилиндрические образцы изготавливают из кернов горных пород, получаемых при бурении скважин.

Прочность при растяжении вычисляется по формуле

$$\sigma_p = \frac{2F}{\pi \cdot d \cdot l}, \text{ кН/см}^2, \quad (2.15)$$

где F – раскалывающее усилие, кН;

d – диаметр образца, см;

l – длина образца, см.

Следует заметить, что прочность при растяжении горных пород существенно меньше прочности при сжатии. У крепких горных пород отношение прочности при сжатии к прочности при растяжении может достигать 20.

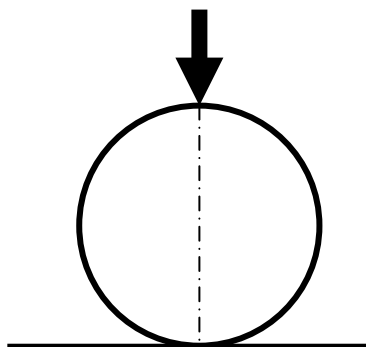


Рисунок 2.6 – Схема определения прочности при растяжении методом раскалывания кернов

2.3 Паспорт прочности горных пород

Как отмечалось выше, горные породы в массиве находятся в состоянии объемного сжатия, когда для достоверной оценки состояния элемента породы прочности при одноосном сжатии недостаточно. Обычно для оценки состояния пород в массиве рассматривается плоская задача: учитываются два из трех главных напряжения – наибольшее и наименьшее. Напряженное состояние элемента горной породы удобно представить в виде так называемых кругов Мора, построенных в системе координат $\sigma - \tau$ (рисунок 2.7).

Для построения круга Мора достаточно знать значения главных напряжений σ_1 и σ_2 . Отложив в масштабе эти значения на оси σ и определив положение центра круга (он находится на середине между σ_1 и σ_2) нетрудно построить круг. Координаты точек на круге в том же масштабе дают значения нормальных

напряжений (абсциссы) и касательных напряжений (ординаты) на наклоненной под углом α к оси x площадке. Точки на верхнем полукруге имеют абсциссы, численно равные нормальным напряжениям на этой площадке σ_x , нормальное напряжение σ_y на площадке, находящейся под прямым углом к первой определяется абсциссой точки на противоположном конце диаметра круга. Так, при значении угла $\alpha=0$ точка соответствует главной площадке с меньшим главным напряжением, а, поскольку точка на круге совпадает с левым концом диаметра круга на оси абсцисс, то напряжение $\sigma_x = \sigma_2$. Площадка, находящаяся под прямым углом к упомянутой площадке, является главной площадкой с нормальным напряжением σ_1 , т.е. в этом случае $\sigma_y = \sigma_1$. Значения касательного напряжения на обеих этих площадках (ординаты точек) равны нулю.

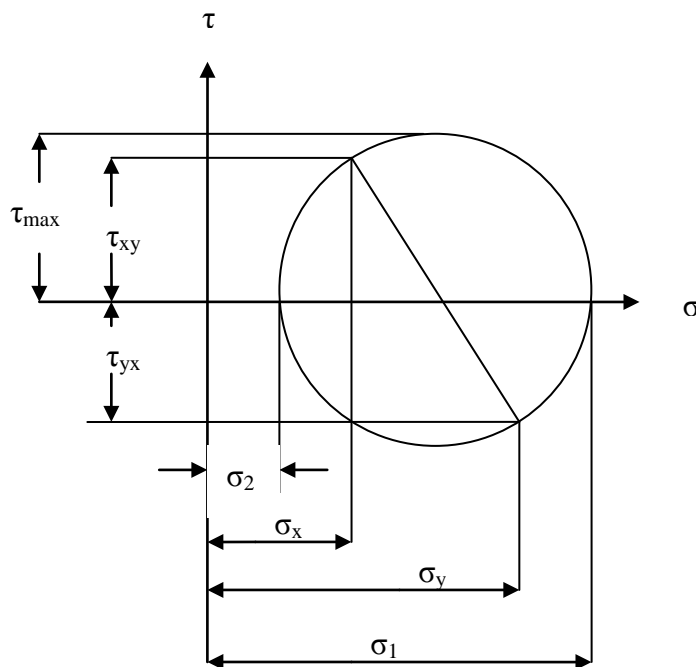


Рисунок 2.7 – Круг напряжений Мора

При перемещении точки по кругу изменяется угол наклона площадки и значения напряжений изменяются: σ_x возрастают, а σ_y уменьшаются. Касательные напряжения сначала возрастают, а затем убывают, достигая максимума при $\alpha = 45^\circ$. Величины касательных напряжений на взаимно перпендикулярных площадках равны по величине, но противоположны по направлению (имеют разные знаки).

Если известны значения нормального напряжения σ_x и касательного τ_{xy} на произвольной площадке и напряжений σ_y и τ_{yx} на перпендикулярной к ней площадке, то построение круга напряжений выполняется следующим образом. Строятся точки, имеющие абсциссы σ_x и σ_y и ординаты τ_{xy} и τ_{yx} (точка, имеющая меньшую абсциссу, строится при положительном значении ординаты, а большую – при отрицательном). Построенные точки соединяются между собой прямой, точка пересечения которой с осью абсцисс является центром круга. Круг строится радиусом, равным расстоянию от центра до построенных точек.

При повороте площадки 3 (рисунок 2.4) от положения 2 к положению 1 точка проходит путь по кругу от левого конца горизонтального диаметра круга (на рисунке 2.7) до правого конца этого диаметра. При этом нормальное напряжение σ_y на площадке изменяется от величины σ_2 до величины σ_1 , а нормальное напряжение σ_x на перпендикулярной к ней площадке – от величины σ_1 до величины σ_2 . Одновременно изменяется и касательное напряжение: ордината точки на круге растет от нуля до максимального значения, равного радиусу круга (см. формулу 2.12), и затем вновь уменьшается до нуля. Легко увидеть на круге Мора, что касательные напряжения на взаимно перпендикулярных площадках равны по величине, но различаются по знаку.

Рассмотрим теперь, как круги Мора помогают представить механизм прочности и разрушения горных пород. Ограничимся рассмотрением плоской задачи, когда площадки поворачиваются в одной плоскости. Нетрудно заметить, что увеличение напряжений на главных площадках ведет к увеличению размеров круга. Точнее, круг растет при увеличении разности главных напряжений. И, наоборот,

при уменьшении этой разности уменьшается круг Мора. Круг Мора, соответствующий напряженному состоянию в момент разрушения при испытании образцов горных пород, называется предельным. Как показывают экспериментальные исследования предельные круги при различных соотношениях главных нормальных напряжений, построенные для одной и той же горной породы на одном графике, располагаются в порядке возрастания их радиусов: круги с меньшими радиусами располагаются ближе к оси ординат. Кривая, которая касается каждого из предельных кругов носит название **оггибающей предельных кругов Мора**. Огибающая предельных кругов характеризует прочность горных пород: если круг Мора, построенный для напряженного состояния элемента горной породы, находится в пределах (ниже) огибающей, то элемент не разрушен, если выходит за пределы огибающей – то разрушен. Поэтому огибающую предельных кругов Мора называют еще **паспортом прочности горных пород**. В большинстве случаев кривая огибающая с успехом может быть заменена прямой, что дает возможность описать ее простой линейной зависимостью

$$|\tau| = \sigma \cdot \operatorname{tg} \varphi + c, \quad (2.16)$$

где τ - касательное напряжение на площадке разрушения (огибающая располагается симметрично по обе стороны оси абсцисс, поэтому величина касательного напряжения входит в выражение без учета знака), кН/см^2 ;

σ - величина нормального напряжения на площадке разрушения, принимаемая со знаком плюс, если напряжение сжимающее, и минус, если растягивающее, кН/см^2 ;

φ - угол внутреннего трения горной породы;

c – удельное сцепление горной породы (или просто – сцепление), кН/см^2 .

Угол внутреннего трения φ и удельное сцепление c , входящие в выражение (2.16), являются характеристиками прочности в теории Кулона-Мора, известными

из механики сыпучих сред. Угол внутреннего трения характеризует силы сухого трения, возникающие на контакте между элементами массива при действии сжимающих напряжений. Силы трения возрастают при увеличении сжимающих напряжений и равны нулю при растяжении. Увеличение угла внутреннего трения увеличивает крутизну огибающей, т.е. повышает прочность горной породы. Удельное сцепление c является характеристикой сопротивления проскальзыванию элементов друг относительно друга при отсутствии сжатия.

Представление паспорта прочности в виде прямой (рисунок 2.8) дает возможность эффективно математически моделировать процесс разрушения пород, связанный с проведением горных выработок.

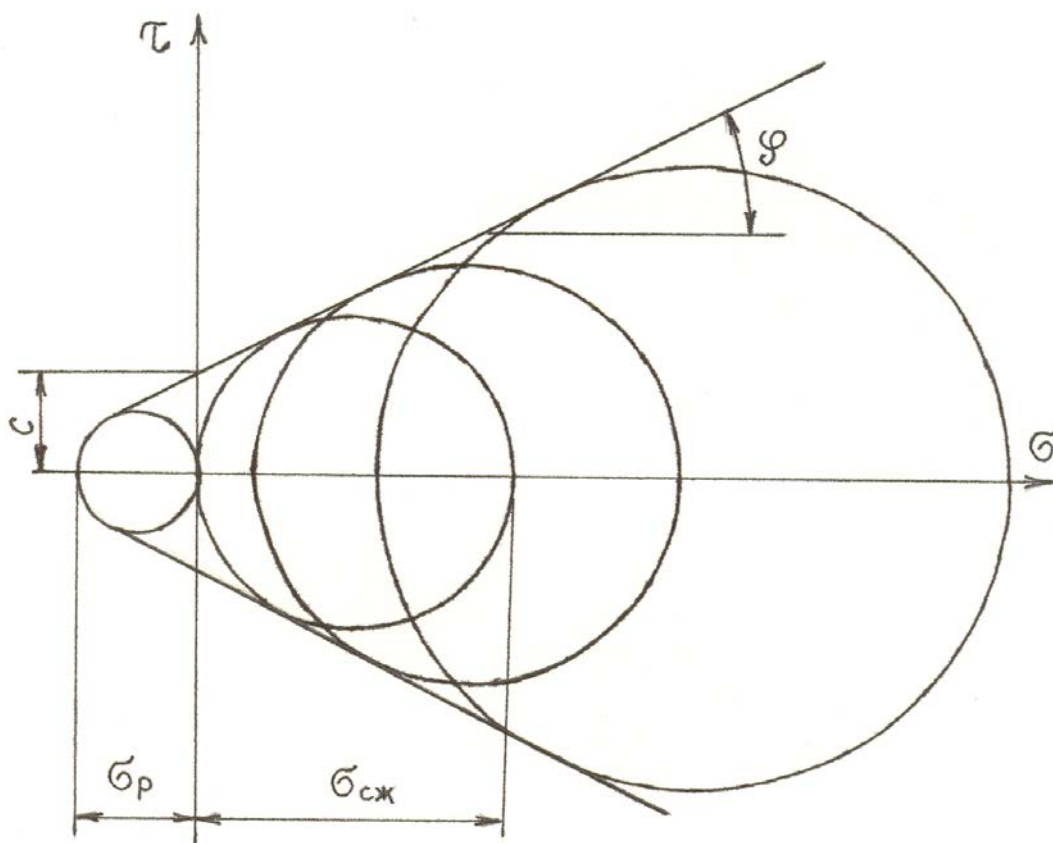


Рисунок 2.8 - Паспорт прочности горных пород

Условие прочности на площадке разрушения (опасной площадке) записывается при этом следующим образом:

$$|\tau| < \sigma \cdot \operatorname{tg} \varphi + c. \quad (2.17)$$

Для использования условия прочности в представленном виде надо знать положение опасной площадки, на которой соотношение напряжений наиболее невыгодное с точки зрения прочности. Следует заметить, что опасная площадка только в исключительных случаях (для идеально пластичных пород) совпадает с площадкой, где касательные напряжения максимальны. В остальных случаях ее положение нужно вначале определить. Поэтому удобнее пользоваться условием прочности, выраженным через главные напряжения. Это условие легко получить из рассмотрения рисунка 2.9.

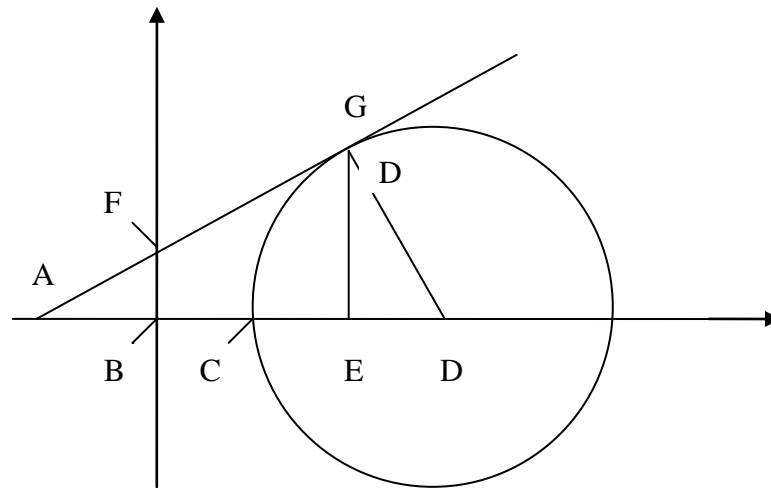


Рисунок 2.9 – К выводу условия прочности

На рисунке 2.9 изображен предельный круг Мора. Рассматривая рисунок совместно с рисунком 2.7, нетрудно убедиться в том, что

$$BC = \sigma_2,$$

$$BH = \sigma_1$$

$$BF = c,$$

$$AB = c \cdot \operatorname{ctg} \varphi,$$

$$GD = \frac{BH - BC}{2} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2},$$

$$BD = \frac{BH + BC}{2} = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2},$$

$$AD = BD + AB = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi.$$

Из рассмотрения прямоугольного треугольника AGD имеем:

$$GD = AD \cdot \sin \varphi.$$

Заменяя GD и AD приведенными выше выражениями, получаем условие предельного состояния

$$\frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} = \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi \right) \cdot \sin \varphi, \quad (2.18)$$

откуда условие прочности

$$\frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \leq \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi \right) \cdot \sin \varphi. \quad (2.19)$$

Таким образом, получив значения главных напряжений в элементе горной породы путем решения задачи теории упругости, можно сразу же оценить состояние элемента: если условие прочности не выполняется, то элемент разрушен.

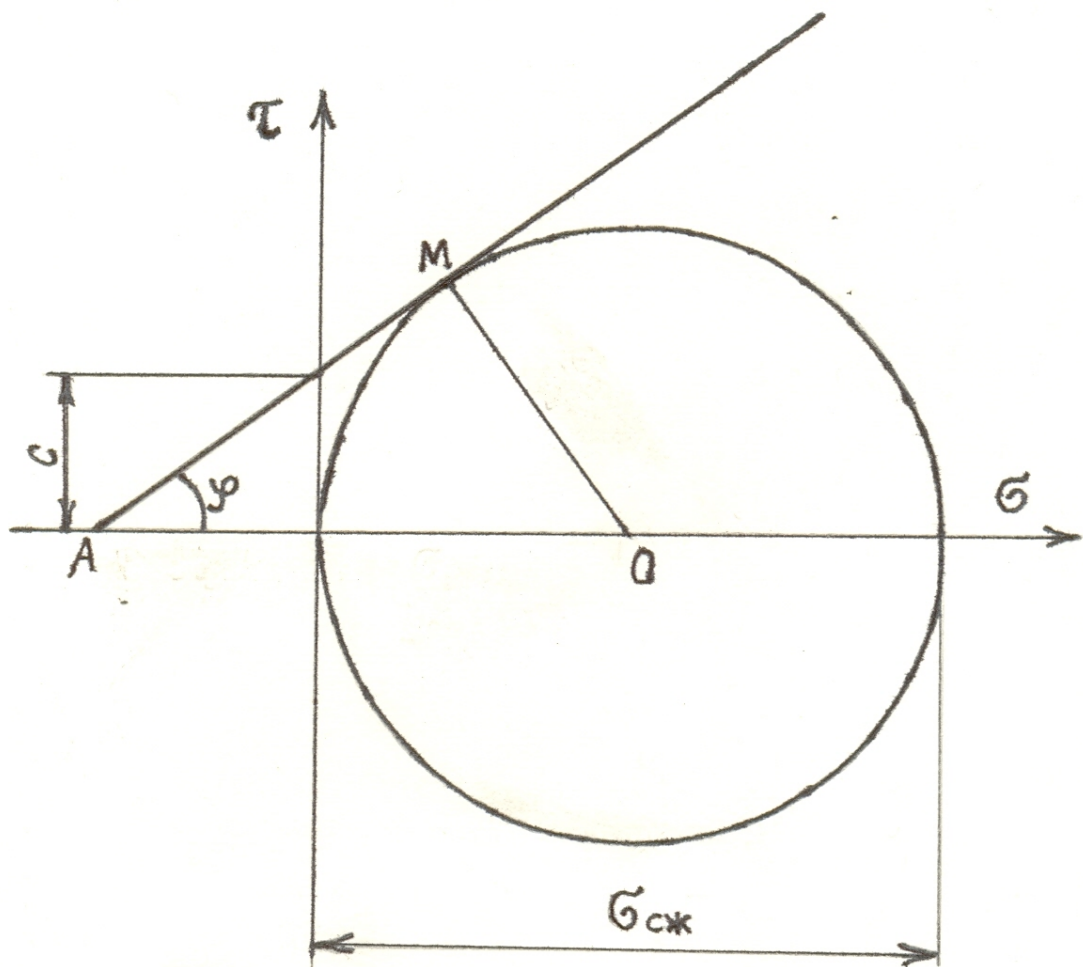


Рисунок 2.10 – Предельный круг Мора при одноосном сжатии

Частным случаем предельного круга Мора является круг, построенный при испытании образца горной породы при одноосном сжатии (рисунок 2.10). Круг Мора, изображенный на рисунке, касается оси τ , следовательно, минимальное значение нормального напряжения - $\sigma_2=0$ (одноосное сжатие), а величина большего главного напряжения - $\sigma_1 = \sigma_{сж}$. Подставляя эти значения в условие предельного состояния (2.18), получаем связь между прочностью при одноосном сжатии, углом внутреннего трения и удельным сцеплением

$$\frac{\sigma_{сж}}{2} = \left(\frac{\sigma_{сж}}{2} + c \cdot ctg \varphi \right) \sin \varphi, \quad (2.20)$$

откуда

$$\sigma_{сж} = \frac{2 \cdot c \cdot \cos \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (2.21)$$

или

$$c = \frac{\sigma_{сж} (1 - \sin \varphi)}{2 \cos \varphi}. \quad (2.22)$$

Таким образом, зная прочность при одноосном сжатии можно найти удельное сцепление, что очень важно, т.к. непосредственное экспериментальное определение сцепления чрезвычайно сложно. Необходимо, однако, отметить, что действительные характеристики прочности в массиве горных пород могут существенно отличаться от характеристик, определенных на образцах. Причиной этого является наличие в массиве структурных ослаблений: прослоек слабых пород, в которых удельное

сцепление значительно меньше, чем в массиве, а в трещинах вообще равно нулю. Эти структурные ослабления не отражаются на прочностных характеристиках образцов, поскольку изготовить образцы, содержащие структурные ослабления, соизмеримые по размерам с самими образцами, невозможно: последние разрушаются при изготовлении. Поэтому при переходе к оценке прочности пород в массиве вводятся поправочные коэффициенты, устанавливаемые на основании геологических данных о структуре массива. В частности Строительные нормы и правила (СНиП) рекомендуют определять расчетное сопротивление пород сжатию R_c по формуле

$$R_c = \sigma_{сж} \cdot k_c, \quad (2.23)$$

где k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород поверхностями без сцепления, либо с малой связностью (зеркала скольжения, трещины, глинистые прослойки и др.), и принимаемый по таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Коэффициенты ослабления прочности пород

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Коэффициент k_c
Более 1,5	0,9
От 1,5 до 1	0,8
От 1 до 0,5	0,6
От 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

2.4 Деформационные свойства горных пород

Деформируемость - это способность материала (в том числе и горной породы) изменять форму и размеры под действием нагрузки. Различают упругие и пластические деформации. **Упругие деформации** полностью исчезают (восстанавливаются) после снятия нагрузки. Между упругими деформациями и вызвавшими их нагрузками существует линейная связь. Так при одноосном сжатии относительное уменьшение высоты образца (продольная деформация) определяется по формуле:

$$\varepsilon = \frac{\Delta h}{h} = \frac{\sigma}{E}, \quad (2.24)$$

где Δh - уменьшение высоты образца, см;

h - высота образца, см;

σ - напряжение в образце, действующее в направлении деформации, кН/см²;

E - **модуль упругости** (модуль Юнга), кН/см².

Если напряженное состояние горной породы объемное (напряжения во всех направлениях отличаются от нуля) то деформации в направлении осей прямоугольной системы координат определяются по формулам:

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E} [\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z)], \quad (2.25)$$

$$\varepsilon_y = \frac{1}{E} [\sigma_y - \nu(\sigma_x + \sigma_z)], \quad (2.26)$$

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E} [\sigma_z - \nu(\sigma_x + \sigma_y)], \quad (2.27)$$

где ν - коэффициент поперечной деформации (**коэффициент Пуассона**).

Коэффициент Пуассона горных пород колеблется в пределах от 0,15 до 0,45: меньшие значения наблюдаются у крепких, скальных пород, большие – у слабых.

Модуль упругости и коэффициент Пуассона являются основными деформационными характеристиками упругих тел. Горные породы в большинстве своем сохраняют упругое состояние до разрушения. Однако, кроме упругого деформирования при нагружении горных пород может происходить и **пластическое деформирование**. Если упругое тело сопротивляется внешнему воздействию (для увеличения деформаций требуется увеличение действующих нагрузок), то пластическое деформирование происходит без такого увеличения. Возникающие при этом пластические деформации после снятия нагрузки не исчезают, а сохраняются (остаточные деформации). При пластическом деформировании линейная связь напряжений и деформаций нарушается. Как правило, пластические деформации в горных породах при малых нагрузках пренебрежимо малы и их не учитывают (за исключением пород с ярко выраженными пластическими свойствами, таких, например, как пластичные глины). При больших нагрузках большинство горных пород разрушается хрупко, разваливаясь на куски. Такие породы называют **хрупкими**. Некоторые породы при больших нагрузках, наоборот, сохраняют монолитность, но начинают интенсивно пластически деформироваться – их называют **пластичными**. Поскольку и в том, и в другом случае нарушается линейная связь напряжений и деформаций, принято считать оба состояния разрушением: хрупким или пластическим.

В процессе хрупкого разрушения в объемном напряженном состоянии за счет трещинообразования происходит увеличение коэффициента поперечной деформации. Для ряда пород коэффициент поперечной деформации становится большим, чем 0,5, следовательно, происходит увеличение объема пород при разрушении.

Деформирование горных пород во времени при постоянной нагрузке называется **ползучестью**. Деформации ползучести для разных материалов описываются с помощью разных, зачастую весьма сложных функций.

Для горных пород распространение получила функция

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{E} \left[\sigma(t) + \int_0^t \sigma(\tau) f(t - \tau) d\tau \right], \quad (2.28)$$

где t - время деформирования;

$f(t - \tau)$ - функция ползучести, принимаемая в виде

$$f(t - \tau) = \delta \cdot (t - \tau)^{-\alpha}, \quad (2.29)$$

$\sigma(t)$ - функция изменения напряжений во времени;

δ и α - параметры ползучести, характеризующие способность породы деформироваться во времени.

При постоянном напряжении выражение принимает вид

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma}{E} (1 + \delta \cdot t^{1-\alpha}). \quad (2.30)$$

Параметры α и δ определяются путем длительных испытаний образцов при фиксированной нагрузке.

2.5 Технологические свойства горных пород

Для осуществления проходческих операций кроме физико-механических важны также так называемые технологические свойства горных пород.

Буримость - способность горной породы сопротивляться проникновению в нее бурового инструмента. Существует множество классификаций пород по буримости в зависимости от способа разрушения горных пород при бурении (вращательный, ударно-поворотный, вращательно-ударный) и типа бурильной машины, принятой за эталонную. В основу классификаций положено чистое время бурения 1 м шпура эталонной бурильной машиной. В таблице 2.3 приведена классификация горных пород по буримости, принятая при составлении норм на горнопроходческие работы. Эталонной машиной в этой классификации является перфоратор ПР-24Л.

Таблица 2.3 – Классификация СНИП по буримости горных пород

Категория пород	Коэффициент крепости	Время бурения 1м шпура, мин.	Способ разработки
I	0,4-0,6	-	ручной
II	0,7-0,9	-	отбойный молоток
III	1-1,5	менее 2,6	отбойный молоток
IV	1,5-2	2,6-3,75	отбойный молоток, БВР
V	2-3	3,8-4,45	БВР
VI	4-5	4,5-6,55	БВР
VII	5-6	4,5-6,55	БВР
VIII	7-9	6,6-7,95	БВР
IX	10-14	8-9,85	БВР
X	15-18	9,85	БВР
XI	19-20	более 9,85	БВР

Приведем примеры характеристики некоторых пород по буримости: каменный уголь средней крепости, слабые глинистые сланцы - категория IV, антрацит – категория V, доломит – категория VI, мрамор – категория VII, песчаник крепкий –

категория VIII, гранит - категория IX, кремень, базальт – категория X, мелкозернистый кварцит – категория XI.

Абразивность – способность горной породы изнашивать контактирующие с ней поверхности при относительном перемещении. Абразивность оценивается потерей массы цилиндрического стержня (в мг) при истирании его о породу при определенной частоте вращения (4000 об/мин), при определенной нагрузке (150Н), в течение определенного времени (10мин). От абразивности зависит износ бурового инструмента. Чем больше абразивность породы тем быстрее изнашивается инструмент.

Твердость – способность оказывать сопротивление пластической деформации или хрупкому разрушению в поверхностном слое при местных контактных воздействиях. Существует множество способов определения твердости и классификаций. Твердость неплохо коррелирует (связана определенной зависимостью) с прочностью на одноосное сжатие, поэтому экспериментальное определение твердости используется для косвенного определения этого показателя прочности. Относительная твердость горных пород оценивается по шкале Мооса, согласно которой твердость 1 имеет тальк; 2 – гипс; 3 – кальцит; 4 – флюорит; 5 – апатит; 6 – ортоклаз; 7 – кварц; 8 – топаз; 9 – корунд; 10 – алмаз.

Взрываемость – способность породы оказывать сопротивление разрушению взрывом. Числовая характеристика взрываемости определяется количеством эталонного взрывчатого вещества (ВВ) в кг, необходимого для разрушения 1 м³ породы. Взрываемость зависит от плотности горной породы: чем больше пористость (меньше плотность) и трещиноватость пород, тем лучше взрываемость.

Трещиноватость пород – это наличие в массиве трещин. Трещиноватость может быть беспорядочная и в виде закономерных систем. Трещиноватость обычно численно характеризуется количеством трещин, наблюдаемых на единице длины обнажения. Учет трещиноватости при выборе параметров взрывных работ позволяет сократить расход взрывчатого вещества, а при расчете крепи – повысить надежность крепления.

Разрыхляемость – свойство пород увеличиваться в объеме при разрушении.

Разрыхляемость численно характеризуется коэффициентом разрыхления

$$K_p = \frac{V_p}{V_m}, \quad (2.31)$$

где V_p - объем разрыхленной породы, м³;

V_m - объем той же массы пород в массиве, м³.

Коэффициент разрыхления связан с категорией крепости пород: чем больше крепость, тем больше коэффициент разрыхления. Различают первоначальный коэффициент разрыхления и остаточный. Остаточный коэффициент разрыхления характеризует уменьшение объема разрыхленной горной массы в результате слеживания (например, при хранении в отвалах). Чем больше пылевидных частиц, тем больше степень уплотнения, тем меньше остаточный коэффициент разрыхления. Коэффициент разрыхления важен при выборе параметров погрузки и откатки. Некоторые данные о коэффициентах разрыхления приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Коэффициенты разрыхления горных пород

Коэффициент крепости	Породы	Коэффициент разрыхления	
		Первоначальный	Остаточный
0,3	Песок, супеси	1,08-1,17	1,01-1,02
0,5	Лессовидный суглинок	1,14-1,28	1,01-1,05
0,6-0,8	Жирная глина	1,24-1,30	1,04-1,07
1	Ломовая глина, суглинок	1,26-1,32	1,06-1,09
1,5-2	Мягкий мергель, трепел	1,33-1,37	1,11-1,15
3-8	Трещиноватый скальный грунт	1,30-1,45	1,10-1,20
9-20	Скальные породы	1,45-1,50	1,20-1,30

3 Механика горных пород и горное давление

3.1 Напряженное состояние массива горных пород

Массив горных пород находится в объемном напряженном состоянии под действием собственного веса пород. В ненарушенном горными работами массиве среднее вертикальное нормальное напряжение на глубине H от поверхности земли

$$\sigma_y = \gamma \cdot H, \quad (3.1)$$

где γ - средний объемный вес вышележащих пород, кН/м³;

H – глубина, м.

Под объемным весом понимается вес одного кубического метра пород в массиве в естественном состоянии.

Горизонтальное (боковое) давление в нетронутым массиве обычно считается одинаковым во всех направлениях (в действительности в районах активных геологических процессов это положение может оказаться неверным) и определяется формулой

$$\sigma_x = \sigma_z = \lambda \cdot \gamma \cdot H, \quad (3.2)$$

где λ - коэффициент бокового (горизонтального) давления в нетронутым массиве.

Непосредственное определение коэффициента бокового давления практически невозможно, т.к. любое внедрение в массив нарушает напряженное состояние. Поэтому при расчетах обычно принимают наиболее невыгодное значение коэффициента бокового давления: $\lambda = 1$. Это существенно облегчает решение многих задач механики массива горных пород.

Напряжения, действующие в массиве горных пород, в практике горного дела носят название **горного давления**. При проведении горизонтальных горных выработок горное давление проявляется, прежде всего, в виде **вывалов** пород из кровли и из боков выработки. **Кровлей** горизонтальной выработки называют часть массива, находящуюся над выработкой, а **почвой** – под выработкой. Вывалы могут быть столь обширными, что в результате выработка полностью оказывается засыпанной породой. Чтобы предотвратить это проявление горного давления выработки, как правило, крепят. Если крепь подобрана правильно, то эксплуатация выработки не вызывает затруднений в течение всего срока службы выработки. Если же при проектировании крепи были допущены ошибки, горное давление проявляется и в закрепленной выработке: крепь начинает деформироваться и ломаться, сечение выработки уменьшается в размерах, почва поднимается вверх (этот процесс носит название **пучения почвы**), кровля опускается. Со временем выработка становится непригодной для эксплуатации и должна быть перекреплена.

Выработки, пройденные в крепких скальных породах, часто не крепят совсем, либо возводят крепь, предотвращающую лишь от случайных вывалов небольших кусков пород. В таких незакрепленных выработках иногда наблюдается **стреляние** пород: выскакивание из стенок мелких кусочков пород, или **шелушение** - отслаивание тонких пластинок от массива. Это также формы проявления горного давления.

Весьма опасна динамическая форма проявления горного давления - **горный удар**, представляющий собой единовременное внезапное разрушение значительного объема горных пород, сопровождающаяся шумовым эффектом огромной мощности. **Внезапный выброс** газа с измельченными в пыль породами также представляет собой грозное проявление горного давления. Динамические явления характерны для эксплуатируемых месторождений, где имеются большие объемы пустот вследствие выемки полезного ископаемого.

3.2 Влияние выработки на напряженное состояние массива

Решение вопроса о необходимости крепления горной выработки принимается на основании оценки напряженного состояния массива горных пород, формирующегося в результате проведения выработки. При отбойке горной массы и образовании полости в массиве происходит перераспределение напряжений. Сжимающие напряжения на одних площадках уменьшаются, а иногда даже могут стать растягивающими. Одновременно на других площадках напряжения возрастают. Особенно интенсивно возрастают касательные напряжения, что может стать причиной разрушения пород путем сдвига. Разрушенные участки массива, окружающего горную выработку, теряют связь с основным массивом и под действием собственного веса могут обрушиться в выработку. Если в результате проведения выработки горные породы все же продолжают оставаться в упругом, связанном с массивом, состоянии, то такое явление невозможно и выработку можно не крепить.

Таким образом, первой задачей обеспечения устойчивости горной выработки является определение напряженного состояния окружающего массива. Для решения этой задачи можно применить методы теории упругости. Обычно задача решается в упрощенной, плоской постановке: рассматривается равновесие плоскости, в которой делается отверстие, моделирующее выработку. Такая постановка оправдана для выработок, длина которых намного превышает размеры поперечного сечения, что в большинстве случаев соблюдается на практике. При изучении напряженного состояния возле горизонтальных выработок рассматривают равновесие вертикальной плоскости, возле вертикальных выработок – горизонтальной плоскости.

Рассмотрим напряженное состояние возле горизонтальных выработок. Если выработка располагается на глубине в 20 и более раз превышающей характерный размер поперечного сечения, например, ширины, то можно не учитывать изменение давления с глубиной в пределах изучаемой части массива. Тогда правомерно рассмотреть плоскость с неограниченными размерами (бесконечная плоскость),

нагруженную на бесконечно удаленных границах напряжениями, равными напряжениям в нетронутом массиве на глубине расположения выработки. Для оценки напряженного состояния неглубоких выработок такая постановка задачи допустима, т.к. ведет к запасу устойчивости выработки. Расчетная схема задачи представлена на рисунке 3.1.

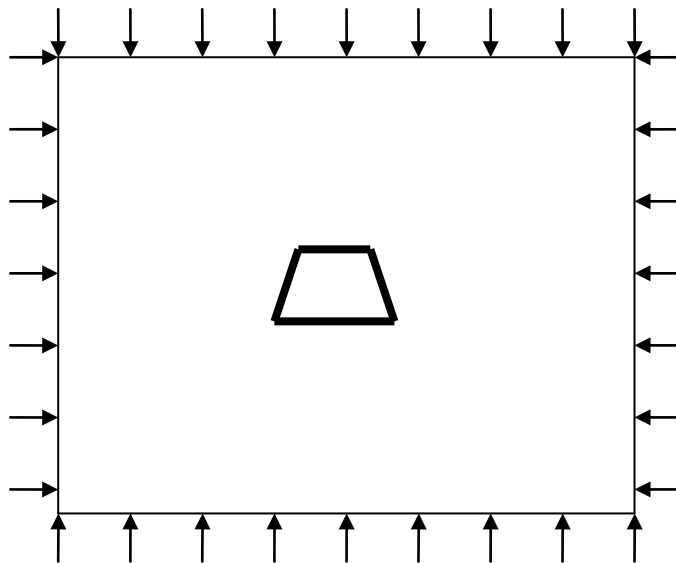


Рисунок 3.1 – Расчетная схема для определения напряженного состояния вокруг выработки

Если контур выработки представляет собой окружность, то решение задачи можно получить в виде формул для напряжений:

$$\sigma_r = \frac{\gamma \cdot H}{2} \left[(1 + \lambda) \left(1 - \frac{R}{r^2}\right) - (1 - \lambda) \left(1 + \frac{3R^4}{r^4} - \frac{4R^2}{r^2}\right) \cos 2\theta \right], \quad (3.3)$$

$$\sigma_t = \frac{\gamma \cdot H}{2} \left[(1 + \lambda) \left(1 + \frac{R}{r^2}\right) + (1 - \lambda) \left(1 + \frac{3R^4}{r^4}\right) \cos 2\theta \right], \quad (3.4)$$

$$\tau_{rt} = \tau_{tr} = -\frac{\gamma \cdot H}{2} \left[(1 - \lambda) \left(1 - \frac{3R^4}{r^4} + \frac{2R^2}{r^2} \right) \sin 2\theta \right], \quad (3.5)$$

где R - радиус круглого сечения выработки (под сечением выработки понимается сечение в проходке), м;

r - координата расчетной точки (точки, в которой определяется напряжение) - расстояние от расчетной точки до центра выработки, м;

θ - угол между радиусом (линией, соединяющей расчетную точку с центром выработки) и горизонталью;

λ - коэффициент бокового давления в нетронутом массиве;

σ_r - радиальное напряжение (нормальное напряжение на тангенциальной площадке - перпендикулярной к радиусу), кН/м²;

σ_t - тангенциальное (окружное) напряжение (нормальное напряжение, действующее на радиальной площадке), кН/м²;

τ_{rt} и τ_{tr} - касательные напряжения на радиальной и тангенциальной площадках, кН/м².

Более простые формулы получаются, если коэффициент бокового давления в нетронутом массиве равен единице:

$$\sigma_r = \gamma \cdot H \left(1 - \frac{R^2}{r^2} \right), \quad (3.6)$$

$$\sigma_t = \gamma \cdot H \left(1 + \frac{R^2}{r^2} \right), \quad (3.7)$$

$$\tau_{rt} = 0. \quad (3.8)$$

Анализ формул показывает, что в массиве у контура выработки наблюдается увеличение (концентрация) нормальных напряжений по сравнению с напряжениями в нетронутом массиве. Если коэффициент бокового давления в нетронутом массиве равен единице, то на контуре тангенциальное (окружное) напряжение $\sigma_t = 2\gamma \cdot H$, т.е. в два раза превышает напряжение в нетронутом массиве. Радиальное напряжение на контуре, наоборот, равно нулю. За счет разности нормальных напряжений на площадке, расположенной под углом 45° к радиусу, максимальные касательные напряжения равны $2\gamma \cdot H$.

Интерес представляет деформирование пород в окрестности выработки. Формула для деформации в радиальном направлении имеет вид:

$$\varepsilon_r = \frac{1}{E} [\sigma_r - \nu(\sigma_t + \sigma_z)], \quad (3.9)$$

где ν - коэффициент поперечной деформации (коэффициент Пуассона).

Подставляя в эту формулу выражения для напряжений и имея в виду, что напряжения вдоль выработки остаются неизменными ($\sigma_z = \gamma \cdot H$), получим

$$\varepsilon_r = \frac{\gamma \cdot H}{E} \left[(1 - 2\nu) - \frac{R^2}{r^2} (1 + \nu) \right]. \quad (3.10)$$

На контуре выработки, где координата $r = R$, радиальная деформация

$$\varepsilon_r = -\frac{\gamma \cdot H}{E} 3\nu, \quad (3.11)$$

Знак минус означает, что здесь имеет место деформация растяжения, т.е., несмотря на отсутствие растягивающих напряжений, породы на контуре растянуты

и может произойти разрушение разрывом. При удалении от контура величина деформации растяжения уменьшается, а на расстоянии

$$r = R \sqrt{\frac{1+\nu}{1-2\nu}} \quad (3.12)$$

деформация равна нулю. Таким образом, если коэффициент бокового давления в нетронутом массиве равен единице, то контур выработки окружен кольцом растянутых в радиальном направлении пород.

При других формах поперечного сечения выработок величину напряжений и деформаций в окрестности выработок можно получить только с помощью численных методов. Анализ результатов, полученных численными методами, позволяет утверждать, что общий характер распределения напряжений при любой форме выработки остается неизменным. Отмечается только, что наибольшая концентрация напряжений наблюдается в углах контура выработок, а наименьшая концентрация напряжений у середины прямолинейных участков контура.

3.3 Оценка устойчивости незакрепленных горных выработок

Незакрепленная горная выработка является устойчивой, если напряженно-деформированное состояние окружающего выработку массива горных пород удовлетворяет условиям прочности породы. Простейшим критерием устойчивости незакрепленной выработки является условие прочности при одноосном сжатии

$$\sigma_{\max} < \sigma_{\text{сж}} \quad , \quad (3.13)$$

где σ_{\max} - наибольшее сжимающее напряжение в окрестности выработки (обычно – у контура выработки).

Таким образом, по этому критерию выработка считается неустойчивой, если хотя бы в одной точке ее окрестности напряжение превышает прочность при одноосном сжатии. Если выработка имеет круглую форму поперечного сечения, а коэффициент бокового давления в нетронутом массиве равен единице, то условие устойчивости принимает вид

$$H_{кр} < \frac{\sigma_{сж}}{2\gamma}, \quad (3.14)$$

где $H_{кр}$ – глубина расположения выработки, ниже которой выработка по данному критерию считается неустойчивой, м.

При этом условие выполняется сразу по всему контуру выработки. Так, например, если прочность породы при одноосном сжатии $\sigma_{сж} = 100 \text{ кгс/см}^2 = 10 \text{ МПа} = 10000 \text{ кПа}$, а объемный вес составляет $\gamma = 25 \text{ кН/м}^3$, то устойчивость выработки по данному критерию обеспечена без крепи до глубины $H = 400 \text{ м}$. Для случая, когда коэффициент бокового давления $\lambda = 0$, условие устойчивости по этому критерию принимает вид

$$H_{кр} < \frac{\sigma_{сж}}{3\gamma}. \quad (3.15)$$

В этом случае выработка будет считаться неустойчивой, если напряжение не удовлетворяет условию только в паре точек на контуре, расположенных на горизонтальной оси. В кровле выработки при этом возникают растягивающие напряжения, и там следует применить другой критерий устойчивости – по прочности на растяжение:

$$\sigma_{\max} < \sigma_p, \quad (3.16)$$

где σ_{\max} - максимальное растягивающее напряжение у контура, кН/м².

Условие устойчивости по этому критерию:

$$H_{кр} < \frac{\sigma_p}{\gamma}. \quad (3.17)$$

В частности, если соотношение прочности при одноосном сжатии и прочности на растяжение $\sigma_{сж} / \sigma_p = 10$, то условие устойчивости:

$$H_{кр} < \frac{\sigma_{сж}}{10\gamma}. \quad (3.18)$$

Это говорит о том, что при наличии растягивающих напряжений глубина, на которой выработка становится неустойчивой, уменьшается более чем в три раза.

Оценить устойчивость выработки можно также и по деформациям растяжения. Величина прочности на растяжение может быть записана через деформации

$$\sigma_p = \varepsilon_p E, \quad (3.19)$$

где ε_p - предельная деформация растяжения;

E – модуль упругости, кН/м².

Тогда, используя выражение (3.11), условие устойчивости можно записать так:

$$H_{кр} < \frac{\sigma_p}{3 \cdot \gamma \cdot \nu}. \quad (3.20)$$

Данное условие можно применить и при отсутствии растягивающих напряжений в зоне деформаций растяжения.

Очевидно, что выполнение всех рассмотренных условий позволяет сделать вывод об устойчивости выработки без крепи. Если же хотя бы одно из условий не выполняется, то выработку необходимо крепить.

Н.С.Булычевым предложен менее жесткий критерий устойчивости – по глубине условной зоны неупругих деформаций. Под условной зоной неупругих деформаций (УЗНД) понимается область вокруг выработки, в пределах которой напряжения, определенные из решения задачи теории упругости, не удовлетворяют условию прочности Кулона-Мора. Название «условная» дано этой зоне потому, что она строится на формальном решении задачи теории упругости, и полученные в результате этого решения значения напряжений в действительности реализоваться не могут. Для случая $\lambda = 1$ при круглой форме поперечного сечения выработки УЗНД имеет вид кругового кольца. Наружный радиус кольца нетрудно определить, подставив в формулу (2.18) выражения для напряжений (3.6-3.8), имея в виду, что в силу осевой симметрии задачи: $\sigma_2 = \sigma_r$, $\sigma_1 = \sigma_t$. Решая уравнение относительно радиуса r , получим выражение для радиуса УЗНД

$$r_p = R \sqrt{\frac{1}{\sin \varphi + \frac{c}{\gamma \cdot H} \cdot \cos \varphi}} . \quad (3.21)$$

Н.С.Булычевым предложено пять категорий устойчивости незакрепленной горной выработки:

категория I – вполне устойчивые выработки, в которых УЗНД отсутствует, т.е. $r_p \leq R$. Вполне устойчивые выработки крепить не надо.

категория II – устойчивые выработки, размер УЗНД возле которых удовлетворяет условию: $r_p - R \leq 0,2$ м. Крепь в устойчивых выработках выполняет

ограждающую функцию, предохраняющую лишь от падения случайных кусков породы, и принимается без расчета.

категория III – выработки средней устойчивости, размер УЗНД возле которых удовлетворяет условию: $0,2 \text{ м} \leq r_p - R \leq 0,4 \text{ м}$;

категория IV - выработки неустойчивые, в которых выполняется условие $0,4 \text{ м} \leq r_p - R \leq 1,0 \text{ м}$;

категория V – весьма неустойчивые выработки, размер УЗНД возле которых превышает один метр.

В выработках категорий III -V крепь является несущей конструкцией и ее необходимо предварительно рассчитывать.

3.4 Формирование нагрузки на крепь горизонтальных выработок

Нагрузки на крепь зависят от состояния пород, непосредственно окружающих выработку. Если породы сохраняют упругую связь с основным массивом, то на крепь могут воздействовать только упругие деформации, возникающие на контакте крепи с массивом. Такое воздействие возможно только в том случае, когда выработка закрепляется немедленно после ее проходки, а крепь является жесткой. Под жесткой крепью понимается такая крепь, которая активно сопротивляется перемещениям породного контура, направленным внутрь выработки. Такая схема нагружения редка и имеет место, например, при проведении выработок в крайне неустойчивых породах методом продавливания: крепь в этом случае вытесняет породу.

Обычно нагружение крепи происходит, если непосредственно контактирующие с крепью породы находятся в неупругом (разрушенном или пластичном) состоянии. Иначе говоря, если в результате проведения выработки в окружающем ее массиве горных пород возникает **зона неупругих деформаций** (ЗНД), то крепь испытывает давление со стороны окружающих выработку пород. Под зоной неупругих деформаций понимается область во вмещающем выработку

массиве горных пород, в пределах которой породы находятся в предельном напряженном состоянии. Зона неупругих деформаций всегда больше условной зоны неупругих деформаций, поскольку напряжения в этой зоне ограничены условиями прочности, а в условной зоне неупругих деформаций превышают допустимые.

Задача крепи – препятствовать отделению массы пород, находящихся в неупругом состоянии, от основного массива и обрушению их в выработку. Кроме того, крепь может испытывать также дополнительное давление, вызванное увеличением объема пород при разрушении. Указанная составляющая может быть существенно снижена или вообще исключена, если крепь не жесткая, а обладает определенной податливостью: способностью уменьшать свои размеры без увеличения (или с небольшим увеличением) сопротивления. Однако сопротивление крепи в любом случае должно быть больше, чем возможное давление от веса пород. Таким образом, величина горного давления на крепь зависит размеров зоны неупругих деформаций.

На размеры зоны неупругих деформаций влияет ряд факторов: глубина расположения выработки, прочностные свойства пород, форма и размеры поперечного сечения выработки. Для определения размеров зоны неупругих деформаций нужно решить достаточно сложную упругопластическую задачу. Если выработка имеет круглую форму поперечного сечения, а коэффициент бокового давления равен единице, то зона неупругих деформаций имеет форму кругового кольца вокруг выработки, наружный радиус которого определяется по формуле:

$$R_L = R \cdot \left[\frac{(\gamma \cdot H + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi) \cdot (1 - \sin \varphi)}{c \cdot \operatorname{ctg} \varphi} \right]^{\frac{1}{\beta-1}}, \quad (3.22)$$

где параметр β :

$$\beta = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}. \quad (3.23)$$

Напомним, что R – радиус сечения выработки в проходке.

Минимальное сопротивление крепи, препятствующее обрушению пород из зоны неупругих деформаций, приходящееся на единицу горизонтальной поверхности кровли выработки, в этом случае составляет:

$$p = \gamma \cdot (R_L - R). \quad (3.24)$$

Зная размеры зоны неупругих деформаций можно найти также смещения породного контура, вызванные расширением пород при разрушении. Если эти смещения оказываются больше возможной податливости крепи, то крепь начинает сопротивляться этим смещениям и, соответственно, усилия в ее элементах будут возрастать. Податливая крепь испытывает лишь давление, определяемое формулой (3.24).

Следует отметить, что формирование зоны неупругих деформаций и давления на крепь происходит не сразу, а по мере ухода проходческого забоя. Вблизи забоя проявляется сдерживающее влияние торца выработки. Установлено, что формирование зоны неупругих деформаций полностью заканчивается на расстоянии от забоя более пяти характерных размеров выработки.

Рассмотрим теперь выработки незамкнутого сечения – **открытые** - канавы, траншеи. Очевидно, что вертикального давления в силу отсутствия вышележащих пород здесь нет. Вертикальные стенки неглубокой канавы часто устойчивые и не требуют крепления. В глубоких канавах и в канавах, пройденных в трещиноватых, рыхлых породах требуется возведение крепи во избежание обрушения пород из стенок в выработку. Крепь должна быть достаточно прочна, поэтому величину бокового давления нужно определить заранее. Наиболее эффективный способ определения давления на крепь со стороны боков основан на теории расчета подпорных стен. Крепь выработки играет роль подпорной стены, удерживающей от

обрушения сыпучую массу – боковые породы. Основной характеристикой прочности сыпучих материалов является угол внутреннего трения φ . Согласно теории подпорных стен в упрощенном варианте подпорная стена должна удерживать в равновесии объем пород, заключенный в пределах треугольной призмы (рисунок 3.2), стремящийся сползти по наклонной плоскости (плоскости обрушения, сползания или скольжения) под воздействием собственного веса. Остальная часть массива находится в состоянии естественного равновесия.

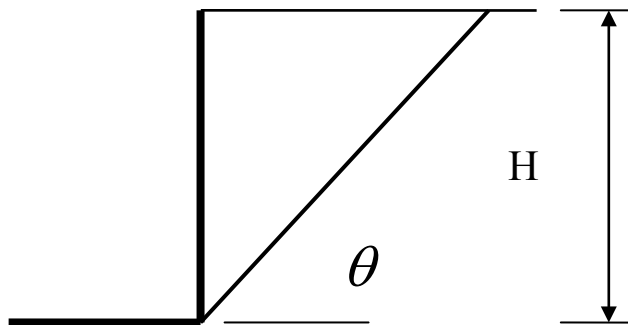


Рисунок 3.2 – Схема к определению давления на крепь канавы

Угол обрушения (угол сползания или скольжения) θ зависит от угла внутреннего трения и, если не учитывать силы трения, возникающие на контакте породной стенки с крепью, можно найти по формуле:

$$\theta = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}. \quad (3.25)$$

Давление на крепь определяется из условия предельного равновесия призмы под действием собственного веса, реакции поверхности обрушения и отпора крепи. Из решения уравнения равновесия равнодействующая давления на крепь:

$$P = \frac{\gamma \cdot H^2}{2} \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}, \quad (3.26)$$

где H – глубина канавы, м.

Интенсивность давления на крепь изменяется от нуля (на поверхности земли) до максимального значения у почвы канавы по линейному закону

$$p = \gamma \cdot h \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}, \quad (3.27)$$

где h – глубина от поверхности земли точки, в которой определяется давление, м.

Необходимость в креплении отпадает, если стенки выработки соорудить под наклоном к горизонту, меньшим наклона плоскости обрушения. В этом случае равновесие обеспечивается естественным образом.

При наличии сцепления устойчивость боковых пород увеличивается, а давление на крепь уменьшается:

$$p = \gamma \cdot h \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} - 2 \cdot c \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi}{2}. \quad (3.28)$$

Приравняв в данной формуле давление нулю, можно найти глубину канавы, до которой вертикальная стенка канавы может сохранять устойчивость без крепи:

$$H_{кр} = \frac{2c}{\gamma \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi}{2}}. \quad (3.29)$$

В подземных выработках при возникновении в боках выработки зоны разрушения возможно сползание породной призмы в выработку. Этому препятствует крепь, испытывая горизонтальное (боковое) давление. Боковое давление можно определить так же, как и в канавах, но с учетом пригруза призмы обрушения сверху весом пород, находящихся в зоне неупругих деформаций над призмой обрушения. За счет пригруза боковое давление на крепь возникает уже на уровне кровли выработки:

$$p_{\text{бб}} = \gamma \cdot z \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}, \quad (3.30)$$

где z - наибольший размер по вертикали участка зоны неупругих деформаций, находящегося над призмой обрушения, м.

На уровне почвы выработки величина бокового давления:

$$p_{\text{бн}} = \gamma(h + z) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}, \quad (3.31)$$

где h – высота выработки в проходке.

В подземных выработках, пройденных на небольшой глубине в рыхлых, неустойчивых породах, зона разрушения достигает поверхности земли и вертикальное давление равно весу всего слоя пород, расположенных выше выработки. Если удалить поддерживающую крепь, то в выработку обрушится весь столб пород до поверхности земли. Как отмечалось выше, в сжатых сыпучих

породах действуют силы трения. На небольшой глубине горное давление невелико и поэтому силы трения малы, но с увеличением глубины они становятся соизмеримыми с весом столба пород, и обрушение его целиком оказывается невозможным. В нижней части породного столба над выработкой, где влияние выработки (при прямоугольной или трапециевидной форме выработки) велико силы бокового сжатия малы и недостаточны для удержания пород от обрушения. Но на некотором расстоянии по вертикали от кровли выработки силы трения удерживают частицы сыпучей горной массы в равновесии без дополнительного подпора снизу. Как показывает опыт, границей между устойчивой и неустойчивой частью массива в кровле является криволинейная поверхность – **свод естественного равновесия**. На этой поверхности элементы массива находятся в состоянии предельного равновесия: силы трения равны силе тяжести. Разрушенные горные породы, расположенные выше свода естественного равновесия находятся в равновесии без помощи крепи (состояние естественного равновесия). Наоборот, часть пород, находящаяся внутри свода естественного равновесия, без поддержки со стороны крепи обрушится в выработку. Следовательно, для сохранения устойчивости выработки сопротивление крепи должно быть не меньшим, чем вес этой части пород.

Впервые понятие свода естественного равновесия ввел еще в начале прошлого века профессор М.М.Протоdjяконов. Из рассмотрения статически определимой (т.е. без учета деформаций) задачи равновесия сыпучего материала над обнажением с шириной $2a$, Протоdjяконов показал, что свод естественного равновесия имеет форму квадратной параболы с высотой

$$b = \frac{a}{\operatorname{tg} \varphi}. \quad (3.32)$$

Отсюда полная величина требуемого отпора крепи, приходящегося на единицу длины выработки, должна быть равна

$$P = \frac{4 \cdot a^2 \gamma}{3 \cdot \operatorname{tg} \varphi}. \quad (3.33)$$

Принимая для упрощения давление равномерно распределенным по ширине выработки, вертикальное давление на крепь в расчете на единицу площади обнажения (например на 1 м^2) можно определить по формуле

$$p_s = \frac{2\gamma \cdot a}{3\operatorname{tg} \varphi}. \quad (3.34)$$

Возможность существования в сыпучей среде свода естественного равновесия над обнажением впоследствии была строго доказана строгими методами механики сыпучих сред.

Для равновесия свода необходимы устойчивые опоры в его основании. Если же в боках выработки породы находятся в разрушенном состоянии, то это условие не выполняется. Чтобы обеспечить равновесие, опоры свода в боках должны располагаться за пределами призм обрушения, т.е. ширина свода в основании d (рисунок 3.3) определится формулой

$$d = 2 \cdot h \cdot \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right) + 2 \cdot a \quad (3.35)$$

Следовательно, высота свода естественного равновесия с учетом разрушения в боках выработки увеличивается:

$$b = \frac{d}{2\operatorname{tg} \varphi} = \frac{a + h \cdot \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right)}{\operatorname{tg} \varphi}, \quad (3.36)$$

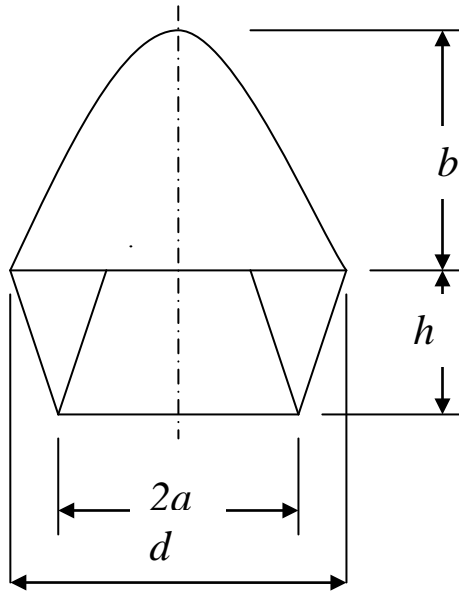


Рисунок 3.3 – Свод естественного равновесия

а формула для вертикального давления (с некоторым запасом) принимает вид

$$p_{\epsilon} = \gamma \cdot b = \gamma \cdot \frac{a + h \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right)}{\operatorname{tg}\varphi}. \quad (3.37)$$

Свод естественного равновесия может сформироваться только в том случае, когда разрушенная часть массива полностью вмещает свод естественного равновесия. Вертикальное давление тогда определяется по формуле (3.37). В противном случае требуемый отпор крепи находится по формуле

$$p_{\epsilon} = \gamma \cdot z. \quad (3.38)$$

где z - наибольший размер по вертикали от контура выработки в кровле до границы зоны неупругих деформаций, м.

Определение нагрузки на крепь выработки с трапециевидной формой поперечного сечения можно осуществить в следующем порядке. Вначале в масштабе строится заданное поперечное сечение выработки в проходке. Строится контур эквивалентной выработки - окружность, описанная вокруг контура сечения заданной выработки. Определяется величина радиуса R эквивалентной выработки. Затем по формуле (3.22) определяется радиус R_L и строится зона разрушения. Из нижних углов контура сечения заданной выработки строятся в сторону массива линии обрушения в боках под углом θ , который находится по формуле (3.25). Если точки пересечения этих линий с контуром зоны разрушения находятся выше контура заданной выработки, то это означает, что призмы сползания полностью сформированы внутри зоны разрушения, и ширина свода естественного равновесия определяется по формуле (3.35), а высота по формуле (3.36).

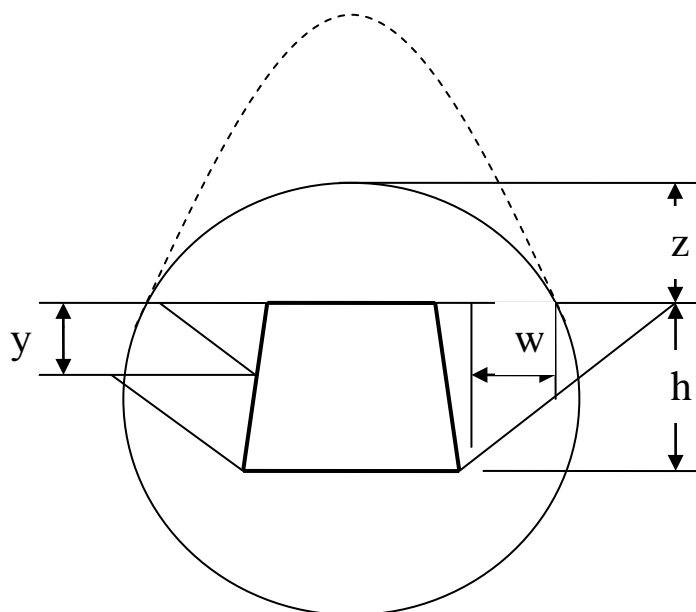


Рисунок 3.4 – К определению вертикального давления на крепь

Если точки пересечения линий обрушения с контуром зоны разрушения находятся ниже линии кровли заданной выработки (рисунок 3.4), то это означает, что призмы сползания полностью сформированы только на участке высотой y . Ширина свода естественного равновесия тогда:

$$d = 2 \cdot (a + w). \quad (3.39)$$

Очевидно, что в этом случае высота z зоны разрушения в кровле выработки меньше высоты свода естественного равновесия (симметричной относительно вертикальной оси симметрии сечения выработки квадратной параболы) и вертикальное давление определяется по формуле (3.38).

Аналогично определяется давление и в боках выработки. Если зона неупругих деформаций в боках выработки вмещает в себя призму обрушения полностью, то можно пользоваться формулами (3.36) и (3.37). Если же имеет место случай, изображенный на рисунке 3.4, то величину бокового давления на уровне y можно найти по формуле

$$p_{\sigma_y} = \gamma(y + z) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}, \quad (3.40)$$

а на уровне почвы выработки – по формуле

$$p_{\sigma_n} = \gamma \cdot h \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}. \quad (3.41)$$

Обычно при расчетах крепи находится усредненное значение интенсивности бокового давления таким образом, чтобы равнодействующая осталась неизменной. Так, в последнем случае усредненное значение бокового давления выражается формулой:

$$p_{\sigma} = \frac{(p_{\sigma_x} + p_{\sigma_y}) \cdot y + (p_{\sigma_y} + p_{\sigma_n}) \cdot (h - y)}{2h}. \quad (3.42)$$

3.5 Определение нагрузки на крепь вертикальных выработок

В вертикальных выработках давление на крепь создают силы, действующие в горизонтальной плоскости. Как и в горизонтальных выработках, определяющее значение здесь имеет зона неупругих деформаций. Давление, вызванное распором пород, находящихся в зоне неупругих деформаций, можно определить так же, как и боковое давление в горизонтальных выработках. Сложность заключается в том, что в данном случае задача не является плоской. Использование плоской постановки задачи дает завышенные величины нагрузки, что ведет к дополнительному запасу прочности.

Вертикальная выработка пересекает слои пород с разными прочностными характеристиками, давление на крепь в разных слоях различается по величине и даже может отсутствовать, если разрушение пород слоя не происходит. Поэтому давление на крепь должно определяться для каждого слоя пород отдельно с учетом пригруза от вышележащих пород.

Можно предложить следующую методику расчета давления на крепь. Вначале определяются размеры зон неупругих деформаций для каждого слоя пород по формуле (3.22). Для выработки с формой поперечного сечения, отличной от круглой находится радиус эквивалентного круглого сечения как радиус описанной вокруг контура окружности. На рисунке 3.5 показан вертикальный разрез по выработке. Верхняя граница слоя 1 – поверхность земли. Штриховыми линиями показаны границы зон неупругих деформаций слоев. Строятся линии обрушения в боках выработки в каждом слое под углом $\theta = \pi/4 + \varphi/2$, начиная от контура выработки на нижней границе слоя и до пересечения с верхней границей слоя. Методику расчета покажем на примере двух слоев: слоя 1 и слоя 2. В первом слое точка пересечения линии обрушения оказалась за пределами зоны разрушения,

поэтому призма обрушения полностью сформировалась только в верхней части слоя – до глубины

$$w_1 = z_1 \cdot \operatorname{ctg}(\pi / 4 - \varphi_1 / 2). \quad (3.43)$$

На этом участке давление определяется формулой

$$p = \gamma_1 \cdot y \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_1}{2}, \quad (3.44)$$

где y – расстояние по вертикали от начала слоя 1.

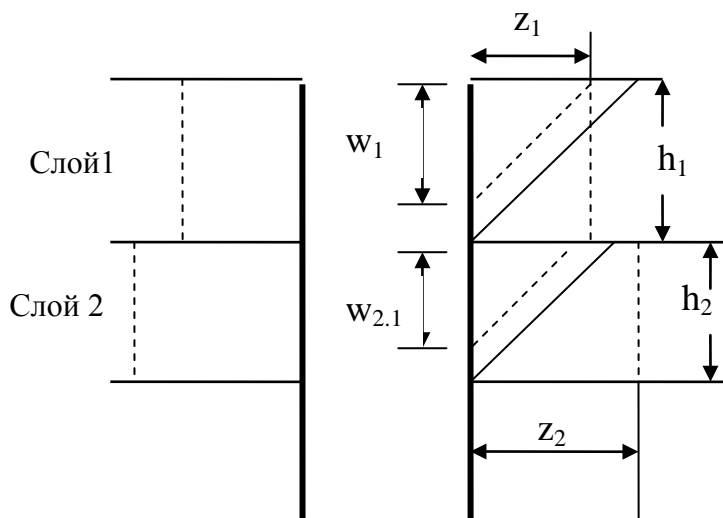


Рисунок 3.5 – К определению давления в вертикальной выработке

Начиная с глубины w_1 и до границы со слоем 2 величина давления от призмы обрушения слоя 1 остается неизменной:

$$p = \gamma_1 \cdot w_1 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_1}{2}. \quad (3.45)$$

Давление в слое 2 на уровне границы со слоем 1 определяется весом пригруза от слоя 1, но коэффициент бокового давления здесь зависит от угла внутреннего трения слоя 2:

$$p = \gamma_1 \cdot h_1 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_2}{2}. \quad (3.46)$$

Величина зоны неупругих деформаций z_2 в слое 2 больше, чем ширина призмы обрушения в слое 2 (точка пересечения линии обрушения находится в пределах ЗНД), поэтому пригруз равен полному весу столба пород верхнего слоя $\gamma_1 \cdot h_1$, но только на участке до глубины

$$w_{2,1} = z_1 \cdot \operatorname{ctg}(\pi/4 - \varphi_2/2). \quad (3.47)$$

Величина давления на участке, где $y_2 \leq w_{2,1}$, вычисляется по формуле

$$p = (\gamma_1 \cdot h_1 + \gamma_2 \cdot y_2) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_2}{2}, \quad (3.48)$$

где y_2 – расстояние по вертикали от начала слоя 2, м.

Ниже глубины $w_{2,1}$ влияние пригруза заканчивается и до границы со следующим слоем давление определяется по формуле

$$p = \gamma_2 \cdot y_2 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_2}{2}. \quad (3.49)$$

В случае, когда в вышележащем слое зона неупругих деформаций отсутствует, то пригруза сверху у нижележащего слоя не будет и давление определяется как в примере со слоем 1. Если в вышележащем слое зона неупругих деформаций больше, чем в нижележащем, то пригруз сверху действует в пределах всей высоты слоя (при $h < z \cdot \operatorname{ctg}(\pi/4 - \varphi/2)$) или (при $h > w$) до глубины $w = z \cdot \operatorname{ctg}(\pi/4 - \varphi/2)$ от верхней границы слоя.

Давление на бетонную крепь вертикальных стволов круглого поперечного сечения Строительные нормы и правила (СНиП) рекомендуют определять по следующей методике. Вначале находится критерий устойчивости пород по следующей эмпирической формуле

$$C = \frac{k_z \cdot k_{cб} \cdot k_u \cdot k_t \cdot H_p}{26,3 + k_\alpha \cdot R_c (5,25 + 0,0056 k_\alpha \cdot R_c)}, \quad (3.50)$$

где k_z - коэффициент, учитывающий взвешивающее действие воды: для участков вне водоносных горизонтов он равен единице, для пород водоносного горизонта – определяется по формуле

$$k_z = \frac{(\gamma \cdot h_1 - P_г) + (\gamma_n - \gamma_г) \cdot \frac{1}{1 - \varepsilon} \cdot h_2}{\gamma \cdot H}, \quad (3.51)$$

γ - удельный вес породы, кН/м³;

h_1 - высота толщи пород от почвы водоупора до земной поверхности, м;

$P_г$ - давление подземных вод с учетом водопонижения, кПа;

γ_n - удельный вес частиц пород водоносного горизонта, кН/м³;

γ_e - удельный вес воды, кН/м³ ($\gamma_e = 10$ кН/м³);

ε - коэффициент пористости пород, принимаемый как отношение объема пор к объему скелета и определяемый по данным гидрогеологических изысканий;

h_2 - высота толщи пород от рассматриваемого сечения в водоносном горизонте до почвы водоупора (до кровли водоносного горизонта), м;

H - высота толщи пород от рассматриваемого сечения до земной поверхности, м;

k_{co} - коэффициент воздействия на ствол других выработок: $k_{co} = 1,5$ на сопряжениях с горизонтальными выработками и $k_{co} = 1,0$ на протяженных участках;

k_u - коэффициент воздействия на ствол очистных работ (работ по извлечению полезного ископаемого): $k_u = 1,0$ при отсутствии воздействия, а при его наличии – по данным специализированных организаций;

k_t - коэффициент влияния времени эксплуатации выработки: для шахтных стволов $k_t = 1,0$, для остальных выработок $k_t = 0,9$;

H_p - расчетная глубина расположения выработки, м;

k_α - коэффициент влияния угла залегания пород: $k_\alpha = 1$ при горизонтальном залегании пород, а в остальных случаях определяется по формуле

$$k_\alpha = \frac{1}{1 + 0,5 \sin \alpha}; \quad (3.52)$$

R_c - расчетное сопротивление пород сжатию (с учетом коэффициента ослабления прочности по таблице 2.10), МПа.

Нормативное давление на крепь определяется по формулам:

при значении критерия устойчивости $C \leq 6$

$$P'' = [(2C - 1) + \Delta], \text{ МПа,} \quad (3.53)$$

при $C > 6$

$$P'' = [(3C - 7) + \Delta], \text{ МПа,} \quad (3.54)$$

где $\Delta = 2$ в формуле 3.53 и $\Delta = 3$ в формуле 3.54 при совмещенной схеме проходки, а при применении других схем проходки $\Delta = 0$ в обеих формулах.

4 Крепление горноразведочных выработок

4.1 Классификация крепи

Основное назначение крепи выработок – обеспечение устойчивости породного контура, т.е. удержание разрушенных и отделившихся от массива пород от обрушения или сползания в выработку. Кроме того, крепь подпорного типа способна предотвращать смещения породного контура, вызванные расширением пород при разрушении. Крепь, которая при смещениях породного контура благодаря конструктивным свойствам способна уменьшить свои размеры, не увеличивая (или увеличивая незначительно) свое сопротивление, называется **податливой**. Крепь, не обладающая податливостью, называется **жесткой**. Податливая крепь допускает смещения до 300 и более миллиметров. Жесткая крепь способна деформироваться только в пределах упругих деформаций элементов, что обычно составляет величину порядка 1 см.

Не всякая конструкция крепи позволяет установить ее непосредственно в забое. В таком случае в забое вначале устанавливается **временная** крепь, а затем на определенном расстоянии забоя она заменяется **постоянной**. В неустойчивых породах, где возможно обрушение пород сразу после обнажения, применяют **предохранительную** крепь, ограждающую проходчиков от падения кусков породы из кровли. В тяжелых условиях, когда выработка пересекает слабые, неустойчивые породы, не допускающие обнажения, применяют **передовую** крепь (забивную, щитовую).

На выбор типа крепи существенное влияние оказывает назначение и срок службы. Большинство разведочных выработок имеет небольшой срок службы, поэтому применение там дорогостоящей крепи нецелесообразно. Обычно разведочные выработки крепят ограниченно-податливой крепью **поддерживающего** типа. При значительных смещениях в процессе эксплуатации иногда приходится производить ремонт крепи (замену отдельных элементов). В разведочных шахтах, работы в которых проводятся в течение нескольких лет, выработки, обслуживающие

всю шахту или ее горизонты, в необходимых случаях крепят долговечной и более надежной крепью. Особое внимание уделяется креплению вертикальных стволов и околоствольных выработок, где крепь должна быть жесткой, чтобы не допускать влияния на соседние выработки и долговечной, рассчитанной на весь срок службы шахты. Выбор крепи зависит и от возможностей географического района проходки: в удаленных от эксплуатируемых месторождений районах крепь должна быть удобной для транспортировки и по возможности допускающей повторное использование.

Материалом крепи служит дерево, металл, бетон и железобетон. По конструкции вся крепь горизонтальных горных выработок может быть отнесена к трем категориям: рамная, сплошная, анкерная.

Рамная крепь представляет собой отдельно стоящие, расположенные в вертикальной плоскости, рамные конструкции, состоящие из соединенных между собой отдельных элементов. Рамная крепь – сборная и может быть разобрана и извлечена. Материалом для данной крепи служит металл или дерево. Используется также и железобетонная рамная крепь, но в ограниченном объеме - из-за большого веса отдельных элементов. В разведочных выработках рамная крепь преимущественно деревянная.

Сплошная крепь полностью или только в кровле и боках отделяет пространство выработки от массива. Материалом сплошной крепи является бетон или монолитный железобетон. Сплошная крепь неразборная и может быть извлечена только путем разрушения.

Анкерная крепь фактически является способом упрочнения массива и оставляет свободным породное обнажение в выработке.

4.2 Деревянная крепь

Деревянная крепь является наиболее простой и дешевой крепью. Достоинствами дерева как материала крепи являются: легкость элементов, простота обработки и транспортировки, значительная деформационная способность,

возможность изготовления непосредственно в забое, простота соединения элементов. Из недостатков можно отметить недолговечность (склонность к гниению), малая прочность, прямолинейность элементов. Кроме того, применение древесины связано с вырубкой леса.

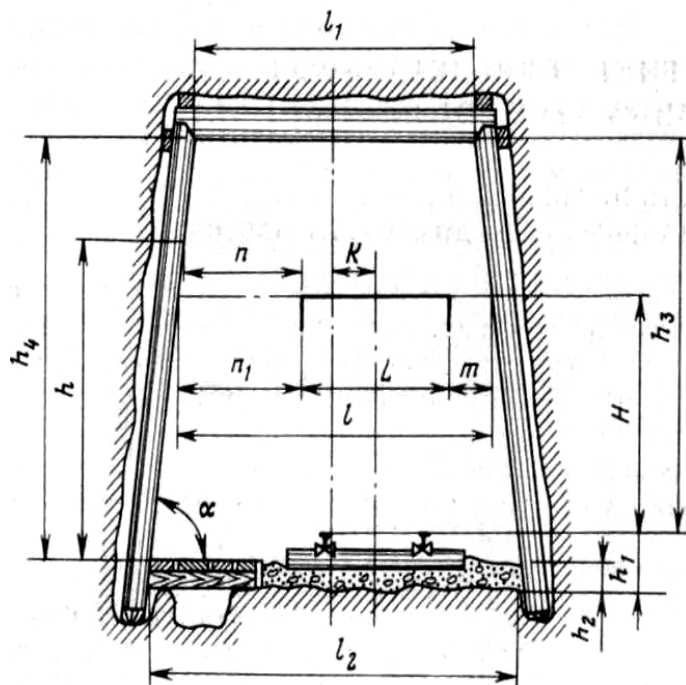
Деревянная крепь чаще всего имеет вид трапециевидной рамы и состоит из **верхняка** и двух наклонных **ножек (стоек)**. Таким образом, ширина выработки внизу (по низу) больше, чем в кровле (по верху). Угол наклона ножек к горизонту обычно 80 - 85 градусов. На рисунке 4.1 показана схема деревянной крепежной рамы и основные размеры сечения выработки.

Соединение верхняка с ножками выполняется с помощью **врубок**. Применяемый при этом тип врубки называется **в лапу** (рисунок 4.2). Это соединение обеспечивает относительную неподвижность элементов в направлении вниз и внутрь выработки. Однако в противоположных направлениях конструкция неустойчива. Поэтому для обеспечения жесткости раму необходимо тщательно расклинить - забить деревянные клинья между рамой и породным массивом в районе узла соединения элементов в боках и в кровле выработки (на рисунке 4.1 – в верхних углах выработки).

Элементы деревянной крепи изготавливаются из отрезков лесоматериала круглого поперечного сечения, называемых **рудничными стойками** (или просто – стойками). Диаметр применяемых для крепления выработок элементов – от 16 до 30 см. С целью увеличения вертикальной податливости ножки крепи часто затесываются «на карандаш», что способствует некоторой вертикальной податливости за счет внедрения их в почву. Ножки крепи во избежание скольжения их по почве устанавливаются в **лунки** глубиной 20-25 см.

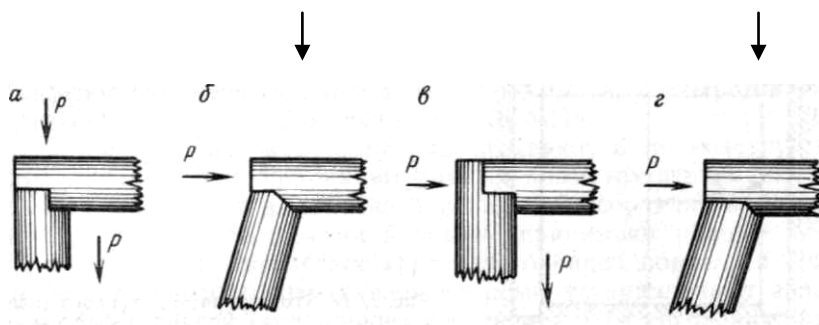
Крепежные рамы могут быть установлены **всплошную**, когда рамы устанавливают друг к другу без зазора, и в разбежку. В последнем случае расстояние между рамами по осям ножек (**шаг крепи, L**) может составлять до 1,5 м. **Плотностью** крепи (**n**) называют количество рам на один метр длины выработки. Стандартные величины шага крепи: $L=1,5$ м (плотность 2 рамы на 3 м); $L=1$ м (плотность 1 рама на 1 м); $L=0,75$ м (плотность 4 рамы на 3 м); $L=0,67$ м (плотность

3 рамы на 2 м); $L=0,5$ м (плотность 2 рамы на 1 м); $L=0,33$ м (плотность 3 рамы на 1 м).



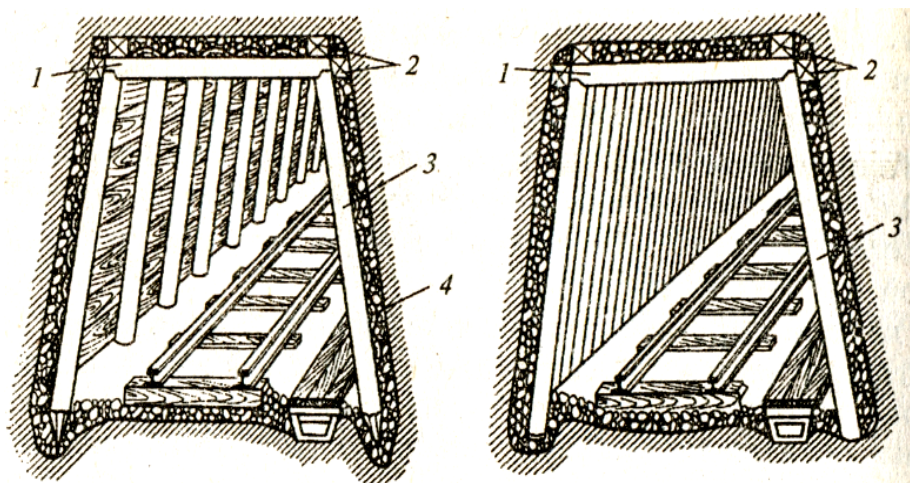
α - угол наклона ножек; l_1 - ширина выработки в свету в кровле; l_2 - ширина выработки в свету в почве; h_4 - высота выработки в свету; h_3 - высота выработки в свету от головок рельсов; H - высота от головок рельсов до верхнего габаритного размера вагонетки; L - габарит вагонетки по ширине; l - ширина выработки в свету на уровне верха вагонетки; n_1 - зазор для прохода между вагонеткой и крепью на уровне высоты вагонетки; m - зазор между вагонеткой и крепью на уровне высоты вагонетки с противоположной стороны от прохода; $h=1,8$ м; n - зазор между вагонеткой и крепью на уровне роста человека; k - расстояние между осью рельсового пути и осью выработки; h_1 - высота головок рельсов над почвой; h_2 - высота балластного слоя рельсового пути.

Рисунок 4.1 – Конструкция трапециевидной деревянной крепи



а – при вертикальном давлении на крепь и вертикальных ножках; б – при преимущественно горизонтальном давлении на крепь и наклонных ножках; в - при горизонтальном давлении на крепь и вертикальных ножках; г – при преимущественно вертикальном давлении на крепь и наклонных ножках.

Рисунок 4.2 – Соединение элементов крепи в лапу



1 – верхняк; 2 – клинья; 3- ножка; 4 – затяжка.

Рисунок 4.3 – Общий вид горизонтальной горной выработки, закрепленной деревянной крепью (слева – в разбежку, справа всплошную)

Таблица 4.1 - Размеры в свету поперечных сечений горизонтальных выработок, закрепленных деревянной крепью

Площадь поперечного сечения в свету, м ²	Ширина в почве l_2 , мм	Ширина в кровле, l_1 , мм	Высота h_4 , мм	Количество рельсовых путей
2,0	1320	900	1850	-
3,0	1800	1360	1850	-
4,8	2300	1750	2360	1
5,1	2360	1750	2580	1
6,1	2580	1900	2720	1
7,0	2800	2180	2800	1
7,5	2900	2240	2900	1
8,4*	3870	3280	2360	2
9,8*	4120	3450	2580	2
11,0*	4370	3750	2720	2
12,6*	4870	4150	2800	2
13,6*	5000	4370	2900	2
* - сечения выработок на участках разминовки.				

Как было сказано выше, для определения давления на крепь необходимо знать размеры сечения выработки в проходке. Обычно размеры в проходке при деревянной крепи определяют следующим образом. Поскольку чаще всего диаметр шахтных стоек для изготовления элементов деревянной крепи составляет около 20 см с небольшими отклонениями (2-4 см), то ширина выработки в проходке может быть принята на 60 см большей, чем в свету (добавляются два диаметра ножек и по 10 см допустимый перебор сечения с каждой стороны). Высота выработки в проходке принимается на 30 см большей, чем высота в свету (добавляется диаметр верхняка и допустимый зазор в кровле 10 см). Исходя из этих размеров, определяется величина зоны неупругих деформаций (разрушения), а также и

площадь поперечного сечения выработки в проходке S_{np} , используемая для расчета технологических параметров проходки.

Расчетной схемой крепи является статически определимая трапециевидная, реже прямоугольная, рама. Соединение верхняка со стойками и опирание стоек на почву – шарнирные. При расчете принимается поэтажная схема передачи усилий. Верхний элемент – **верхняк** - воспринимает нагрузку непосредственно со стороны массива и передает ее на **ножки**. Ножки же, кроме вертикальной нагрузки, передаваемой верхняком, воспринимают также горизонтальную нагрузку со стороны боков выработки.

Верхняк рассчитывается на изгиб от вертикальной нагрузки p_e , которая принимается равномерно распределенной по длине элемента. Максимальный изгибающий момент возникает в середине пролета верхняка и определяется по формуле

$$M_{\max} = \frac{1,3 \cdot p_e \cdot l_d^2 \cdot L}{8}, \text{ кНм} \quad (4.1)$$

где 1,3 - коэффициент надежности;

p_e – вертикальная нагрузка на крепь, кПа;

l_d - расчетная длина верхняка, принимаемая равной

$$l_d = l_1 + d, \text{ м}, \quad (4.2)$$

d - диаметр верхняка, предварительно принимается $d = 0,2$ м;

L – шаг крепи, предварительно принимается равным $L = 1$ м.

Условие прочности верхняка

$$\frac{100M_{\max}}{W} \leq R_u, \quad (4.3)$$

где W – момент сопротивления поперечного сечения верхняка, см^3 ;

R_u – расчетное сопротивление древесины при изгибе, кН/см^2 (таблица 4.2).

В качестве материала для крепи принимаются хвойные породы древесины, чаще всего - сосна.

Таблица 4.2 - Механические свойства древесины

Порода	Плотность, кН/м^3	Расчетное сопротивление вдоль волокон, кН/см^2			
		сжатие	растяжение	скалывание	изгиб
Лиственница	6,60	0,645	1,250	0,099	1,115
Сосна	5,00	0,485	1,035	0,075	0,860
Пихта	4,10	0,470	0,700	0,165	0,730
Ель	4,45	0,445	1,030	0,069	0,795
Дуб	6,90	0,575	1,230	0,102	1,075
Бук	6,70	0,555	1,230	0,116	1,085
Береза	6,80	0,555	1,680	0,093	1,095

Для круглой формы поперечного сечения элемента момент сопротивления определяется по формуле:

$$W = \frac{\pi \cdot d^3}{32} \approx 0,1d^3, \text{ см}^3. \quad (4.4)$$

Подставляя выражение для W в формулу (4.3), можно найти требуемый диаметр верхняка

$$d = \sqrt[3]{\frac{100M_{\max}}{R_u}}, \text{ см}. \quad (4.5)$$

Если полученное по формуле (4.5) значение требуемого диаметра верхняка больше принятого предварительно (20 см), то нужно уменьшить шаг крепи L , принимая его из стандартного ряда, и повторить расчет. Менее эффективным (но допустимым) является решение увеличить диаметр верхняка (но не более, чем до 30 см). Если условие прочности не выполняется при креплении сплошную при максимальном диаметре верхняка, то необходимо перейти на более прочную металлическую крепь. В случае, если прочность обеспечивается при меньшем, чем 20 см, диаметре верхняка или при большем, чем 1 м, шаге крепи, то принимаются уменьшенные значения параметров крепления (но диаметр элементов крепи должен быть не менее 16 см, а шаг крепи не более 1,5 м).

После подбора диаметра верхняка и назначения шага крепи проверяется прочность ножек крепи. В ножках возникает изгибающий момент от боковой и вертикальной нагрузки и продольная сила от давления верхняка. Давление верхняка равно половине вертикальной нагрузки, действующей на верхняк:

$$V = \frac{p_s \cdot l_d \cdot L}{2}, \text{ кН}, \quad (4.6)$$

где L – окончательно принятый при расчете верхняка шаг крепи, м.

Продольная сила в ножке определяется по формуле

$$N = V \cdot \sqrt{1 + \frac{(l_2 - l_1)^2}{4 \cdot h_p^2}}, \quad (4.7)$$

где h_p – расчетная высота рамы, м;

$$h_p = h_4 + \frac{d}{2}, \text{ м}, \quad (4.8)$$

h_4 – высота выработки в свету, м;

d – окончательно принятый при расчете верхняка диаметр элемента, м.

Боковое давление на крепь обычно принимается равномерно распределенным по высоте выработки. Интенсивность бокового давления тогда определяется как среднее между давлением вверху и внизу выработки по формуле:

$$p_{\bar{o}} = \frac{p_{\bar{o},\bar{v}} + p_{\bar{o},\bar{n}}}{2}, \text{ кПа.} \quad (4.9)$$

Расчетное значение давления определяется также путем умножения на коэффициент надежности 1,3. Максимальный изгибающий момент от совместного действия бокового и вертикального давления возникает в середине высоты ножки и определяется по формуле

$$M_{\max} = \frac{1,3 \cdot (p_{\bar{o}} \cdot h_p^2 + p_d \cdot \frac{(l_2 - l_1)^2}{4}) \cdot L}{8}, \text{ кНм,} \quad (4.10)$$

Ножки проверяются на прочность по формуле

$$\frac{100M_{\max}}{W \cdot R_u} + \frac{N}{A \cdot R_{сж}} \leq 1, \quad (4.11)$$

где W – момент сопротивления поперечного сечения ножки, принимаемый таким же, как и для верхняка, см³;

A - площадь поперечного сечения ножки

$$A = \frac{\pi \cdot d^2}{4}, \text{ см}^2; \quad (4.12)$$

$R_{сж}$ – расчетное сопротивление древесины при сжатии вдоль волокон, кН/см².

Если условие прочности не выполняется, то либо увеличивается плотность крепи, либо увеличивается диаметр ножки. При этом диаметр верхняка должен быть принят таким же, как и диаметр ножки.

Крепление осуществляется в следующем порядке. Вначале устанавливаются лунки ножки, затем на ножки устанавливается верхняк и с помощью деревянных клиньев в бока и кровлю выработки расклинивается рама. После установки всех рам цикла производится затяжка кровли и боков с тщательной закладкой пустот за крепью и затяжкой кусками пород и обрезками древесины. При креплении тщательно проверяются точность установки рам относительно вертикальной и горизонтальной осей выработки с помощью отвесов и рулетки.

4.3 Анкерная крепь

Анкер представляет собой стержень, помещенный в предварительно пробуренный в массиве шпур и закрепленный там тем или иным способом. Анкерная крепь – совокупность установленных в массив анкеров, задачей которых является упрочнение прилегающей к контуру выработки части массива. Основной характеристикой анкера является усилие выдергивания. Большинство анкеров, правильно установленных в массиве, имеет усилие выдергивания (несущую способность), соизмеримое с сопротивлением стержня разрыву. Иначе говоря, хорошо установленный анкер легче разорвать, чем выдернуть из массива. Усилие выдергивания (несущая способность) анкера зависит от способа его закрепления в массиве и от крепости пород, в которых закрепляется анкер. Несущая способность анкеров достигает 60 кН и более.

Основной задачей крепи является удержание от обрушения отделившейся от основного массива части пород. С помощью анкеров эта часть пород как бы подвешивается к основному массиву. Тогда необходимость в обычной крепи

отпадает. Подвешивание, однако, не должно быть пассивным: отделившиеся от массива породы нужно с помощью анкеров прижать к устойчивой части массива и тем самым предотвратить распространение разрушения вглубь массива. Для того чтобы передать на массив сжимающие усилия, на конце стержня анкера, выступающего в выработку, имеется резьба. На конец стержня, выходящий в выработку, после закрепления анкера в массиве надевается опорная плитка – стальная пластина или швеллер с отверстиями и накидывается гайка. Вращением гайки в анкере создается растягивающее усилие, а на опорной поверхности плитки или швеллера - равное ему по величине сжимающее усилие, направленное в сторону массива. Таким образом, работа анкерной крепи аналогична работе болта, стягивающего соединяемые элементы.

Если сжимающее усилие, передаваемое анкером при натяжении не меньше веса нарушенных пород, приходящегося на долю одного анкера, то восстанавливается естественное равновесие и выработка будет устойчивой. Если усилия натяжения недостаточно, то слой пород, находящийся в пределах зоны неупругих деформаций, все же отрывается от массива и повисает на анкере. В результате из-за отсутствия жесткого контакта разрушенной части с остальным массивом граница зоны неупругих деформаций становится свободной от напряжений и фактически становится новым контуром выработки. Следовательно, процесс развития разрушения вглубь массива продолжается, а эффект анкерной крепи сводится к нулю.

Итак, первое необходимое условие эффективности анкерной крепи – достаточное для поддержания естественного равновесия сжимающее усилие, передаваемое на массив. Для выполнения этого условия нужно прочно закрепить анкер в массиве. Часть анкера, которая закрепляет его в массиве, называется замком. Замок анкера должен непременно находиться в устойчивой части массива – за пределами зоны неупругих деформаций, поскольку передает на массив растягивающее усилие при натяжении стержня. Если расположить замок в разрушенной части, то при натяжении анкер будет выдернут из массива. Следовательно, второе необходимое условие эффективности анкерной крепи - длина

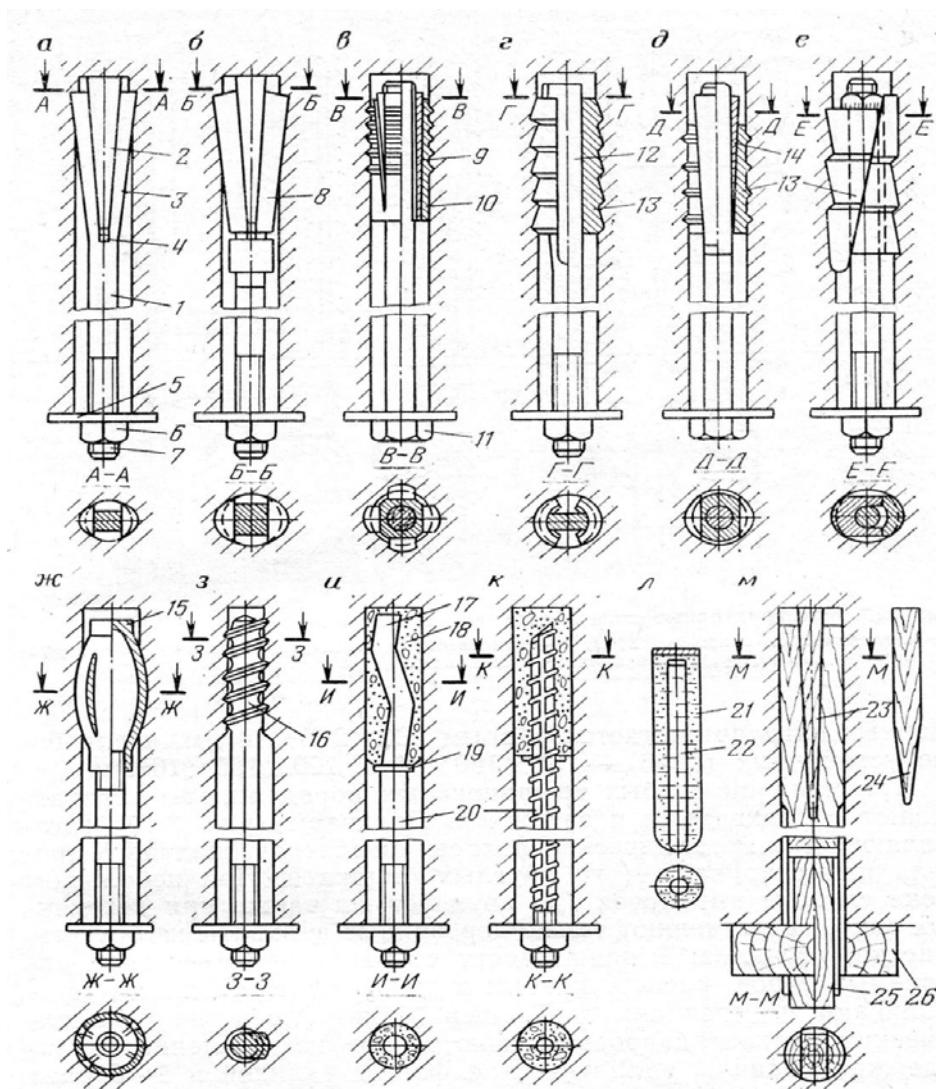
анкера должна превышать размер зоны неупругих деформаций (обычно на 0,3 – 0,5 м). Сжимающее усилие должно передаваться от анкера в направлении, перпендикулярном плоскостям ослабления, по которым происходит разрушение массива, или в близком к нему направлении. В этом случае возникают силы трения, препятствующие отделению слоев пород. Это - третье необходимое условие эффективности анкерной крепи: направление анкера должно быть перпендикулярным плоскостям ослабления. Это условие не может быть выполнено в породах с беспорядочной трещиноватостью, рыхлых породах, мягких пластичных глинах, поэтому в таких породах применение анкерной крепи заведомо неэффективно.

Поскольку анкера должны выходить за пределы зоны неупругих деформаций, важным вопросом является размер этой зоны. Поэтому выработкам, закрепляемым анкерной крепью следует придавать сводчатую форму в кровле, чтобы уменьшить размеры зоны неупругих деформаций в кровле.

Разработано множество различных конструкций анкеров, отличающихся преимущественно способом закрепления в массиве. На рисунке 4.3 представлены различные конструкции анкеров. Наибольшее распространение получили стальные клино-щелевые анкеры (а), стальные анкеры с распорной головкой (в,г,д,е), железобетонные анкеры (к).

Анкер клино-щелевого типа (рисунок 4.3а) представляет собой стальной стержень (1) с резьбой на одном конце (7) и с продольной прорезью (4) на другом. При установке анкера вначале в прорезь вставляется стальной клин (2), затем стержень с клином помещают в шпур так, чтобы клин упирался в забой (дно) шпура. После этого на конец стержня, находящегося в выработке, надевают опорную шайбу (5), набрасывают, не натягивая, гайку (6) и, ударяя по гайке, загоняют клин в паз до упора. Концы стержня в результате расходятся, образуя «усы» (3) и внедряются в стенки шпура. Затем, затягивая гайку, передают на стержень выдергивающее усилие. Поскольку замковая часть стержня в результате забивания клина в паз оказывается надежно расклиненной в окружающих породах, стержень остается неподвижным, но растягивается, а опорная шайба прижимается к контуру

выработки передает сжимающее усилие на массив. При простоте конструкции эти анкеры не допускают повторного использования, т.к. их невозможно извлечь.



а – клино-щелевой; *б* – клино-щелевой со съемной головкой; *в, г, д, е* – распорные; *ж* – взрыво-распорные; *з* – винтовые; *и* – в виде волнообразного стержня в бетонной или полимерной пробке; *к* – в виде арматурного стержня периодического профиля в бетонной или полимерной пробке; *л* – с замком в виде секции со смолой и отвердителем; *м* – деревянный клиновой.

Рисунок 4.4 – Конструктивные схемы анкерной крепи

Используется также и вариант клино-щелевого анкера со съемной головкой (рисунок 4.3б). Съемная головка (8) укрепляется на стержне анкера с помощью резьбы, поэтому стержень анкера по окончании работы может быть извлечен путем выкручивания из головки.

Более рациональны **распорные** анкеры. В этих анкерах распор, осуществляется с помощью разного типа механических замков, способных увеличивать диаметр замковой части при натяжении. Такие анкеры являются разъемными и их можно использовать многократно. Увеличение диаметра распорной головки в варианте *в* осуществляется с помощью конусной гайки (9), которая при вращении болтовой головки (11) распирает гильзу (10). В варианте *г* клиновидная головка, внедряясь в клиновидный сегмент увеличивает его поперечные размеры. В варианте *д* распор осуществляется клиновидной гайкой (14), в варианте *е* – клиновидным сегментом. Взрыво-распорный анкер (*ж*) для увеличения поперечных размеров использует энергию взрыва небольшого заряда взрывчатого вещества в полой стальной стержне (15). Закрепление головки (16) анкера винтового типа осуществляется путем ввинчивания в горную породу.

Весьма просты железобетонные анкеры, которые представляют собой вставленные в шпур, заполненный бетонным раствором (18), стальные волнообразные (17) или арматурные (20) стержни с резьбой на свободном конце. Натяжение такого анкера возможно только после затвердевания раствора. Установка железобетонных анкеров может производиться и в другой последовательности: вначале в шпур вставляется стальной стержень, а потом с помощью специального шприца в шпур нагнетается бетонный раствор. Вытеканию раствора препятствует уплотнительное кольцо (19). Данная технология требует наличия специального оборудования. Сталеполимерные анкеры, конструктивно не отличающиеся от железобетонных используют в качестве закрепителя полимерные смолы. В этом варианте полимерная смола и отвердитель помещаются в разных емкостях в шпур вместе с заполнителем в виде песка. При помещении в шпур стального стержня оболочки емкостей разрываются, происходит перемешивание компонентов и

застывание смеси. Натяжение сталеполимерного анкера может быть осуществлено быстрее, чем железобетонного ввиду более быстрого твердения смеси.

Длина анкеров, как было сказано выше, определяется исходя из размеров зоны неупругих деформаций: анкер должен выходить за ее пределы на величину $l_3 = 0,3 - 0,5$ м. Полная длина анкера с учетом выступающего конца с гайкой

$$l_a = z + l_3 + b + 0,05 \text{ м}, \quad (4.13)$$

где z – размер зоны неупругих деформаций в месте установки анкера, м;

b - толщина опорной шайбы (подхвата из швеллера или опорной плитки), м.

Нагрузка на анкер определяется так же, как и давление на поддерживающую крепь. Количество анкеров на единицу площади кровли или боков выработки n_a (плотность установки анкеров) определяется по формуле

$$n_a = \frac{\gamma \cdot z}{N_a \cdot k_n}, \quad 1/\text{м}^2 \quad (4.14)$$

где γ - средний объемный вес окружающих выработку пород, $\text{кН}/\text{м}^3$;

N_a - расчетное усилие натяжения анкера, кН;

$k_n = 0,5$ - коэффициент, учитывающий снижение натяжения анкера и прочности пород с течением времени.

4.4 Бетонная крепь

Монолитная бетонная крепь применяется для крепления выработок с большим сроком службы, в местах сопряжений выработок и для крепления камер сложных конфигураций. Форма поперечного сечения выработок с бетонной крепью – прямоугольно-сводчатая - с вертикальными стенками и сводчатой кровлей (рисунок

4.5). Толщина бетонной крепи в стенах $20 \div 40$ см, в своде $15 \div 30$ см. Основные размеры поперечного сечения прямоугольно-сводчатой формы приведены в таблице 4.1.

Для возведения монолитной бетонной крепи необходима опалубка – конструкция, удерживающая бетонную смесь до отвердевания от сползания в выработку. Опалубка, как правило, сборная, щитовая из досок толщиной $4 \div 5$ см. Для крепления сводов изготавливаются кружала (деревянная опалубка в виде дуги).

При проведении разведочных выработок часто применяется **набрызгбетонная** крепь, возводимая безопалубочным способом – путем нанесения бетонной смеси под давлением на стенки выработки. Если бетонная смесь содержит крупный заполнитель размером не более $5 \div 8$ мм, то крепь называется **торкретбетоном**. Набрызгбетон может содержать значительно более крупный заполнитель (щебень) размером до 25 мм. Нанесенной под давлением бетон обладает более высокой прочностью, плотностью, водонепроницаемостью. С целью ускорения твердения в смесь добавляется специальная добавка.

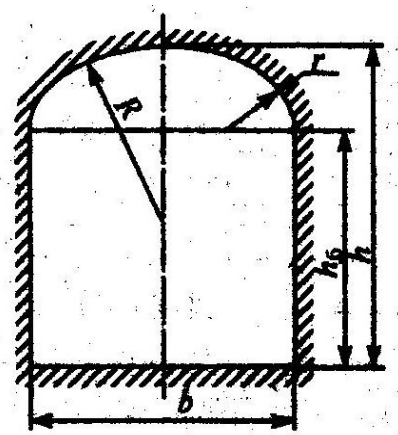


Рисунок 4.5 – Схема поперечного сечения выработки, закрепленной бетонной крепью

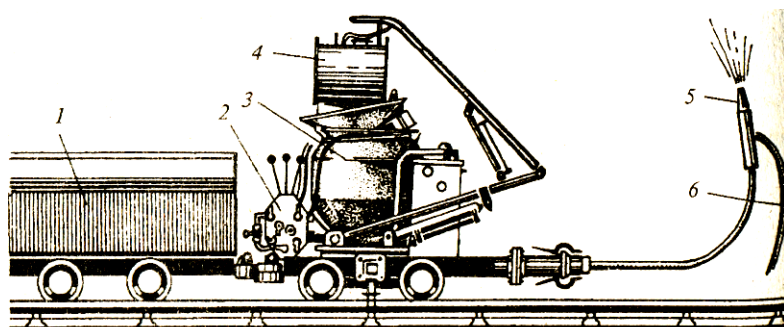
Таблица 4.3 - Основные размеры поперечного сечения выработок прямоугольно-сводчатой формы

Площадь сечения выработки в свету, м ²	<i>b</i> , мм	<i>h</i> _с , мм	<i>h</i> , мм	<i>R</i> , мм	<i>r</i> , мм
2,0	1120	1480	1850	770	290
2,7	1550	1320	1850	1070	410
4,2	1850	1800	2420	1280	490
4,5	1950	1800	2520	1350	510
5,4	2180	1900	2700	1510	570
6,2	2360	2000	2800	1630	620
6,8	2500	2070	2900	1730	650
8,3	3450	1800	2650	3120	590
8,7	3600	1800	2690	3250	620
10,0	4000	1800	2800	3620	690
11,6	4500	1800	2930	4070	780
12,1	4620	1800	2960	4180	800

Для приготовления бетонной смеси и нанесения ее на поверхность выработки применяются специальные бетоноукладочные комплексы: БУК-2, БУК-3, БМ-60, БМ-60П, СБ-66, БМ-68, БМ-70, КМНБ и др. Применяются мокрый и сухой способы бетонирования. При мокром способе затворение бетонной смеси (смешивание сухой части смеси: песка, цемента и щебня - с водой) происходит в машине и готовая смесь по шлангу через сопло сжатым воздухом подается на предварительно смоченную поверхность. Сухой способ отличается тем, что в машине готовится только сухая смесь, которая подается к соплу отдельно от воды и смешивается с водой в сопле в момент вылета. Последний способ применяется чаще, хотя и вызывает повышенное пылеобразование.

На рисунке 4.6 показан комплекс БУК-2, осуществляющий бетонирование сухим способом. Бетонная смесь из вагонетки с помощью грейферного грузчика загружается в бетоносмеситель, откуда бетононасосом по шлангу подается в сопло. Одновременно в смесительную камеру сопла поступает под давлением вода. Сопло – короткая труба переменного сечения, помещающаяся на выходном конце шланга.

За счет уменьшения сечения в сопле бетонная смесь разгоняется и на выходе разбрызгивается.



1 – вагонетка; 2 – пульт управления; 3 - бетономеситель; 4 – грейферный погрузчик; 5 – сопло; 6 – шланг для подачи воды в сопло.

Рисунок 4.6 – Бетоноукладочный комплекс БУК-2

Бетон наносится слоями толщиной от 3 до 5 см с интервалом от 15 до 20 минут между слоями. Толщина набрызгбетона обычно не превышает 20 см, торкретбетона от 2 до 3 см. Конечно, часть бетона не успевает схватиться с породой и отскакивает. Отскок бетонной смеси обычно составляет от 10 % до 20 %.

Набрызгбетонная крепь применяется в качестве изолирующей крепи, предохраняющей породы от выветривания и трещинообразования. Как самостоятельная набрызгбетонная крепь применяется в устойчивых породах. В выработках средней устойчивости набрызгбетон сочетается с металлической сеткой, играющей роль арматуры. Применяется также арочная набрызгбетонная крепь, с местными утолщениями в виде бетонных арок толщиной до 20 см и уменьшенной толщиной бетона (от 5 до 10 см) между арками. Набрызгбетонная крепь, как правило, не рассчитывается. При нарушении крепи в процессе эксплуатации

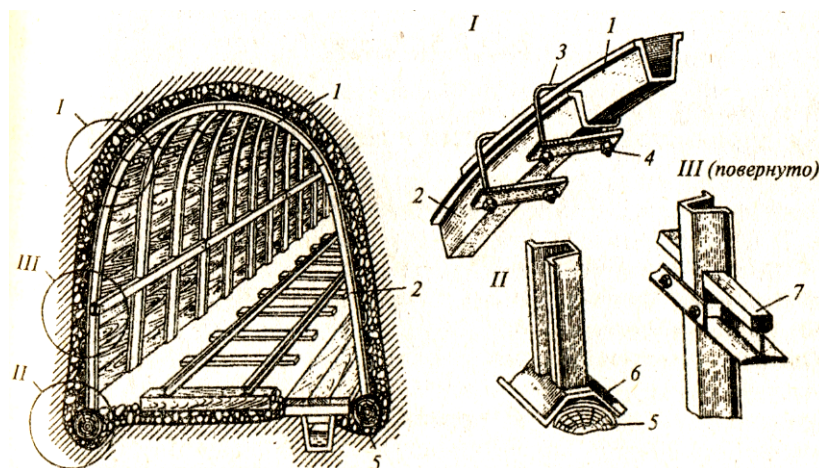
выработки (появление трещин в крепи) толщину бетона увеличивают, добавляя новый слой указанным выше способом.

4.5 Металлическая крепь

Рамная металлическая крепь с прямолинейными элементами аналогична по конструкции деревянной крепи. Элементы крепи изготавливаются из рельсов или двутавровых балок. Соединение элементов осуществляется с помощью литых стальных башмаков, надеваемых на верхние концы ножек, в которые вкладываются концы верхняка. Применяется также соединение с помощью дополнительных элементов: накладок, уголков и болтов с гайками.

Арочная металлическая крепь весьма распространена в качестве крепи на горнодобывающих предприятиях. Элементы крепи изготавливаются из стального специального взаимозаменяемого шахтного профиля (СВП), имеющего корытное поперечное сечение. Соединение элементов крепи осуществляется внахлестку. Взаимная неподвижность элементов достигается с помощью сжимающих элементы хомутов, затягиваемых гайками через планки. Силы трения между элементами могут быть преодолены силами горного давления при смещениях окружающего выработку массива, и тогда крепь уменьшает свои размеры путем взаимного проскальзывания элементов. Таким образом, арочная крепь из специального взаимозаменяемого шахтного профиля – податливая. Конструктивная податливость обычно составляет до 300 мм по вертикали. Пространство между арками (рамами) при креплении металлической крепью затягивается деревянной или железобетонной сборной затяжкой. Стойки крепи имеют стальные опоры, которые устанавливаются на деревянные лежни для уменьшения давления на почву. В крепких породах почвы лежни можно не подкладывать. Крепежные рамы соединяются между собой стяжками (расстрелами) из рельсов или швеллеров. К достоинствам металлической крепи, кроме прочности и податливости, относится возможность повторного использования, поскольку крепь может быть разобрана и извлечена. В разведочных выработках применение металлической крепи экономически нецелесообразно из-за

небольшого срока службы выработок. Общий вид горизонтальной горной выработки, закрепленной металлической арочной податливой крепью из специального шахтного профиля, а также элементы крепи показаны на рисунке 4.7.



1- верхняк; 2 - стойка; 3 – хомут; 4 - гайка; 5 – лежень; 6 – опорная плита; 7 – расстрел.

Рисунок 4.7 - Металлическая арочная податливая крепь

4.6 Паспорт крепления горноразведочных выработок

Паспорт крепления является основным документом, в соответствии с которым осуществляется крепление выработки. Запрещается проведение горной выработки при отсутствии утвержденного паспорта крепления. Паспорт крепления может быть типовым (для группы однотипных выработок) или индивидуальным.

Паспорт крепления состоит из графической части и пояснительной записки. В пояснительной записке содержится:

- характеристика выработки (форма, площадь и размеры сечения);

- вид откатки (вид транспорта по выработке);
- характеристика откаточных путей;
- тип и емкость откаточных сосудов (вагонеток);
- характеристика пород (наименование, прочностные характеристики, структура);
- обоснование выбора типа и конструкции крепи;
- характеристика крепи: для рамной крепи - конструкция, материал, шаг крепи, глубина лунок, характеристика затяжки кровли и боков выработки; для анкерной крепи - расстояние между анкерами, тип и размеры опорных элементов, способы соединения элементов или закрепления анкеров и т.д.;
- размеры элементов крепи (длина и диаметр стоек, верхняков, затяжек, анкеров, диаметр и глубина шпуров под анкера);
- сортамент материалов;
- расход материалов на 1 м крепления;
- особые условия при креплении (например, наличие притока воды).

Графическая часть содержит:

- поперечный разрез выработки (обычно в масштабе 1:20) с указанием всех необходимых размеров и зазоров, в т.ч. размеров водосточной канавки и рельсовых путей;
- продольный разрез выработки в том же масштабе с указанием допустимого отставания от забоя крепи, расстояния между крепежными рамами, а при применении временной крепи – отставания от груди забоя постоянной крепи;
- узлы крепления (обычно в масштабе 1:10): конструкция соединения элементов, заделка стоек в почву, расположение расклинки и т.д.).

5 Буровзрывные работы

Основным процессом при проведении горных выработок является отбойка – отделение от основного массива горных пород горной массы, после удаления которой образуется полость – горная выработка. Самым распространенным способом отбойки при проведении горно-разведочных выработок является взрывной. При взрывном способе проведения взрывчатое вещество закладывается в предварительно изготовленные (пробуренные) **шпур**ы (цилиндрические углубления в массиве - небольшие скважины). Процесс бурения, заряжания и взрывания шпуров носит название **буровзрывных работ** или - сокращенно - **БВР**.

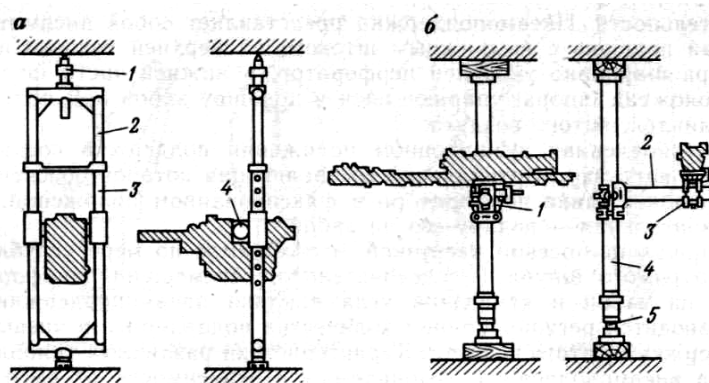
5.1 Бурение шпуров

Шпур

ы при проведении горных выработок бурят обычно диаметром от 32 до 50 мм, редко до 85 мм, и глубиной от 1,5 до 4 м. Бурение шпуров осуществляют специальными **бурильными машинами**. По принципу действия бурильные машины бывают вращательными, ударно-поворотными и вращательно-ударными.

Машины **вращательного** действия называются **горными сверлами**. Исполнительный орган, **коронка** (элемент, непосредственно осуществляющий разрушение породы при бурении) в бурильных машинах вращательного действия называется **резцом**. При вращении резца происходит разрушение породы срезом. Вращение осуществляется с помощью двигателя на электрической или пневматической энергии. Горные сверла могут быть ручными и колонковыми. **Ручными** называют бурильные машины, которые при бурении удерживаются в рабочем положении вручную, и давление на массив (**подача**) также осуществляется вручную. **Колонковые** сверла устанавливаются на специальных стойках – **колонках** (рисунок 5.1), а давление сверла на забой шпура производится вручную (с ручной подачей) или с помощью гидросистемы (с принудительной подачей). Горные сверла применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до $f=4$.

Бурильные машины **ударно-поворотного** принципа действия называются **перфораторами**. Работа по разрушению пород в перфораторах осуществляется путем внедрения бурового инструмента (долота) в результате удара в породу и последующего скола при повороте инструмента, происходящего на каждом ударе. Удары производятся с частотой от 30 до 50 ударов в секунду. Исполнительный орган перфораторов – **долото**. Перфораторы применяются для бурения средней крепости и крепких горных пород. В слабых и особенно в вязких породах применение перфораторов становится не эффективным. Перфораторы, как и сверла, тоже бывают ручными и колонковыми. Для ручных перфораторов применяют пневмоподдержки (перфораторы – более тяжелые, чем сверла) с целью сохранения направления бурения и снижения вибрационного эффекта. Перфораторы, как правило, пневматические - т.е. работают на энергии сжатого воздуха.



а – крепление электросверл: 1- распорное устройство; 2, 3 – верхняя и нижняя рамы; 4 – серьга для подвески машины; б – крепление перфораторов: 1 – хомут; 2 – рукав; 3 - седло для крепления податчика с перфоратором; 4 – труба; 5 – распорное устройство.

Рисунок 5.1 – Крепление бурильных машин на распорных колонках

Буровые **коронки** показаны на рисунках: резец в сверлах (рисунок 5.2) и долото – в перфораторах (рисунок 5.3).

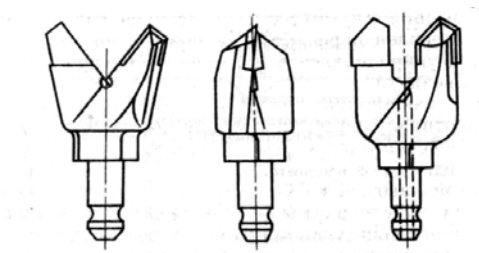
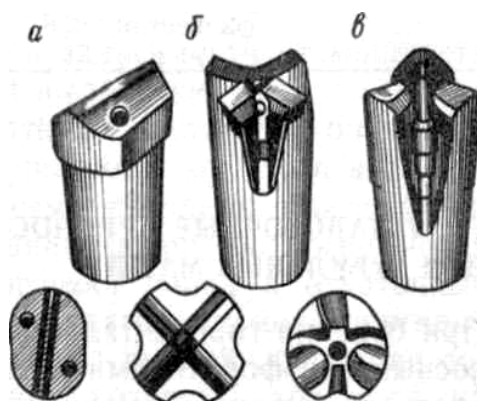


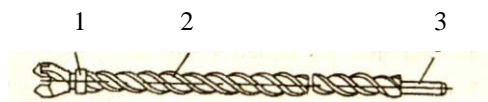
Рисунок 5.2 – Резцы для горных сверл



a – однодоломчатая; *б* - крестовая; *в* – трехперая.

Рисунок 5.3 – Коронки для перфораторов

Буровая коронка укрепляется на конце штанги, с помощью которой вращение или удар передается от двигателя коронке. **Штанга** сверла представляет собой витой стержень (рисунок 5.4). Хвостовик штанги (3) вставляется в буксу буровой машины. Коронки соединяются со штангой резьбой или конусом. Коронки армируются твёрдыми вставками. Бурение производится до износа коронки. Изношенная коронка снимается и заменяется новой. Коронки затачиваются на специальных заточных станках.



1 – резец; 2 - стержень штанги; 3 – хвостовик.

Рисунок 5.4 – Буровая штанга горного сверла

При бурении шпуров буровая мелочь (**штыб**), образовавшаяся в результате разрушения породы, должна быть удалена из шпура. В свёрлах с витыми штангами удаление штыба производится витым стержнем.

Штанга перфораторов представляет собой шестигранный или круглый стержень (рисунок 5.5). Удаление штыба при применении перфораторов осуществляется путём промывки или продувки через специальный продольный канал в буровой штанге.

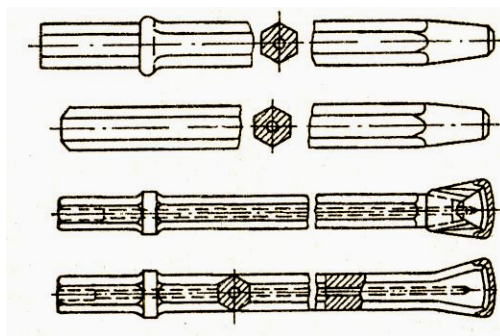
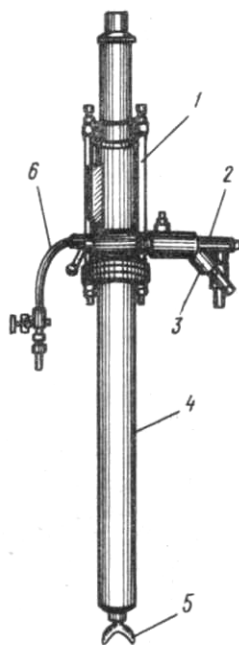


Рисунок 5.5 – Буровые штанги перфораторов

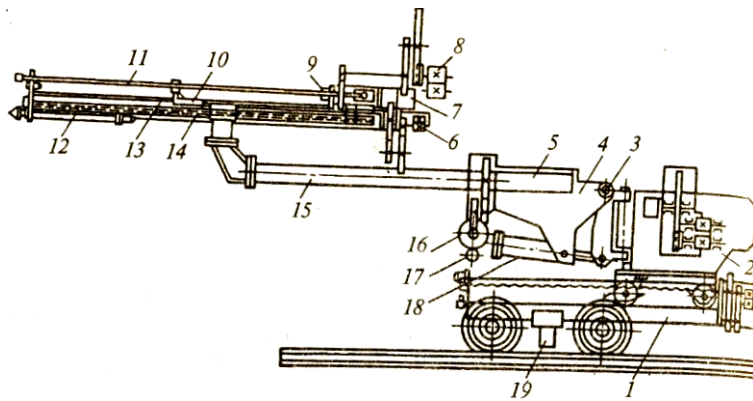
Для бурения восходящих шпуров применяют **телескопные** перфораторы (рисунок 5.6), которые распираются в вертикальном положении и обеспечены механической подачей бурового инструмента.



1 – собственно перфоратор; 2 – рукоятка управления; 3 – воздушный патрубок; 4 - телескопический податчик; 5 – упор; 6 – водяной патрубок.

Рисунок 5.6 – Телескопный перфоратор

Машины **вращательно-ударного действия** имеют значительно большую мощность и применяются в виде специальных установок, управление которыми в значительной степени автоматизировано. Бурильные установки (рисунок 5.7) снабжены манипуляторами, с помощью которых бурильные машины (на одной установке может быть смонтировано две бурильные машины) перемещаются по забою в вертикальной и горизонтальной плоскости, а также поворачиваются в этих плоскостях. Бурение производится с принудительной подачей, осуществляемой пневматическим податчиком.



1 – нижняя ходовая тележка; 2 – пульт управления; 3 – ось поворота манипулятора; 4 – кронштейн манипулятора; 5 – манипулятор; 6 – пневмодвигатель податчика; 7 – бурильная машина; 8 – пневмодвигатель бурильной машины; 9 – муфта для боковой промывки; 10 – подвижной люнет; 11 – буровая штанга; 12 – пневмоцилиндры для закрепления 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.

Рисунок 5.7 - Бурильная установка БУ-1Б

Бурильные установки имеют значительные габариты и их применение в небольших по сечениям разведочных выработок затруднено.

5.2 Взрывчатые вещества

Взрывчатые вещества (стандартная аббревиатура - **ВВ**) по условиям применения подразделяются на **предохранительные** и **непредохранительные**. Непредохранительные ВВ предназначены для ведения взрывных работ на поверхности земли. На подземных работах применяются, как правило, предохранительные ВВ. По степени опасности при хранении, транспортировке, погрузке, разгрузке все взрывчатые материалы относятся к первому классу опасных грузов. К взрывчатым материалам (стандартная аббревиатура - **ВМ**), кроме взрывчатых веществ относят материалы для инициации взрыва: детонаторы, детонирующие шнуры, огнепроводные шнуры.

В горном деле находят применение различные взрывчатые вещества: акватола, карбатылы, гранулола, алюмотол, игданит, акванал, гранулиты, граммониты, аммониты, аммоналы, детониты и др. Наиболее распространенные взрывчатые вещества, применяемые при проходке подземных выработок, и их характеристики приведены в таблице 5.1. Взрывчатые вещества для взрывных работ при проведении разведочных выработок используются в патронированном (в виде патронов) и в рассыпном виде (поставляются в мешках). Патроны представляют собой картонную или полиэтиленовую гильзу цилиндрической формы диаметром обычно от 28 до 45 мм и длиной от 170 до 300 мм. Масса ВВ в патроне составляет от 150 до 500 г. Патроны упакованы в пачки или пакеты (по 8-12 штук), пакеты - в деревянные ящики.

Таблица 5.1 - Характеристики патронированных взрывчатых веществ, применяемых при проходке подземных выработок

Наименование ВВ	Коэффициент работоспособности ВВ	Размеры патрона		
		Диаметр, мм	Масса, г	Длина, мм
Аммонал М-10	0,85	32	200	250
		32	250	300
Аммонал скальный №3	0,80	36	250	250
		45	500	300
Аммонит 6-ЖВ	1,00	32	200	220
		32	250	280
Аммонит скальный №1	0,80	28	150	170
		36	250	170
		45	400	170
Детонит М	0,75	28	150	230
		32	200	230
		36	250	230

Наиболее универсальным взрывчатым веществом для ведения взрывных работ при проходке подземных выработок является **аммонит 6-ЖВ**. Аммонит 6-ЖВ по работоспособности принимается за эталон. **Работоспособность** взрывчатого вещества характеризует количество энергии, выделяющейся при взрыве. Численное значение работоспособности конкретного ВВ измеряется в кубических сантиметрах

и равно увеличению объема полости в эталонной свинцовой бомбе в результате взрыва 10 г ВВ. Относительная сила ВВ выражается **коэффициентом работоспособности**, определяемым по формуле:

$$e = \frac{q}{q_0}, \quad (5.1)$$

где q – удельный расход ВВ – количество ВВ, необходимое для разрушения одного кубического метра породы в массиве, кг/м³;

q_0 – удельный расход эталонного ВВ (аммонита 6-ЖВ) в тех же условиях, кг/м³.

Таким образом, коэффициент работоспособности более сильного, по сравнению с эталонным, взрывчатого вещества - меньше единицы, и наоборот.

5.3 Способы взрывания

Под взрывом взрывчатого вещества понимается химическая реакция сопровождающаяся выделением большого количества тепла и газообразных продуктов в течение короткого времени (тысячные доли секунды). Существуют три формы протекания этой химической реакции. Первая – термический распад, возникающий при постепенном нагреве массы ВВ до определенной температуры. Если при термическом распаде отвод выделяющегося тепла и газов не приводит к увеличению температуры и давления, то реакция протекает с постоянной скоростью. Если же температура ВВ при распаде повышается и достигает температуры вспышки, происходит переход во вторую форму реакции – взрывное горение. Скорость взрывного горения достигает 1000 м/с при постоянном давлении. Если при взрывном горении ограничивается отвод образующихся газов и давление увеличивается, то возникает ударная волна – начинается третья форма реакции – **детонация**. При детонации горение распространяется со скоростью ударной волны

– до 9 км/с. Таким образом, для возбуждения детонации необходимо обеспечить высокую температуру (температуру вспышки) и давление.

Для ведения взрывных работ при проходке горных выработок применяются различные средства **инициирования** взрыва, вызывающие детонацию. Известны три основных способа взрывания:

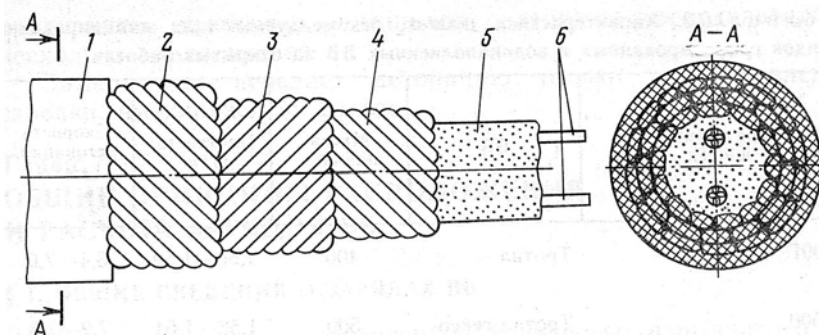
- **огневой** способ, заключающийся в возбуждении взрыва патрона-детонатора с помощью горения огнепроводного шнура;

- с применением **детонирующего шнура**, по которому взрывной импульс (детонация) передаётся непосредственно заряду. В этом случае патрон–детонатор отсутствует;

- **электрический** способ, при котором взрывают детонатор путём вспышки электровоспламенителя при пропускании через него импульса электрического тока.

При огневом взрывании реакция взрывного горения возбуждается в огнепроводном шнуре (шнур поджигают). Когда горение достигает заряда, находящегося в шнуре происходит детонация заряда. Поскольку на подземных работах применение открытого огня, как правило, запрещается, то этот способ взрывания применяется в основном при проведении открытых выработок.

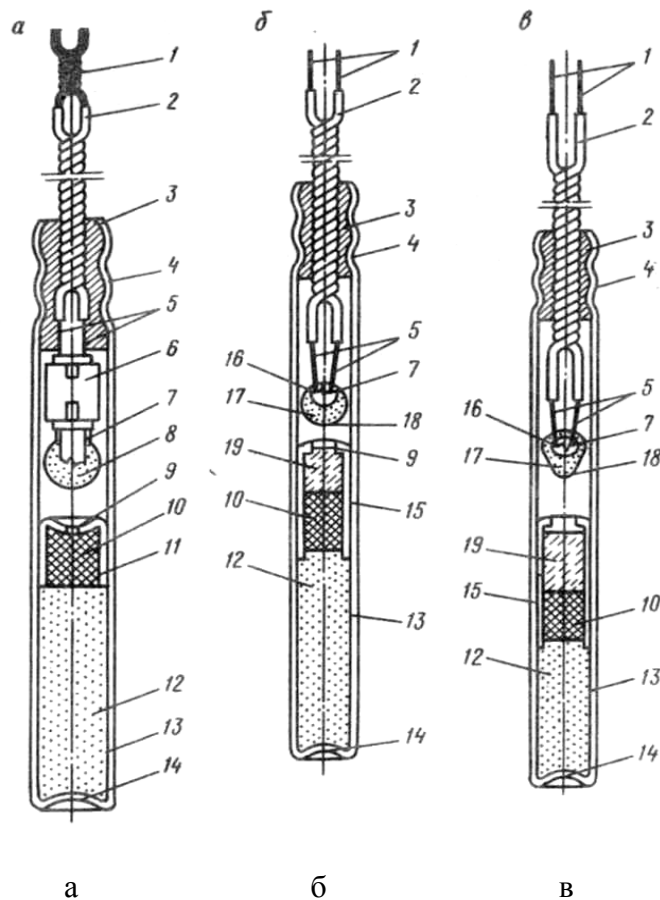
При взрывании с применением детонирующего шнура детонация возникает внутри этого шнура, который представляет собой заключенную в оболочку полость, заполненную сильным взрывчатым веществом. На рисунке 5.8 показаны продольный и поперечный разрезы детонирующего шнура. Взрывчатое вещество многократно обернуто оплеткой из разных материалов. Последовательность намотки оплетки из каждого материала строго определенная. Шнур легко гнется, но не ломается. Количество ВВ на единицу длины шнура таково, что его достаточно только для передачи детонации по шнуру, но недостаточно, чтобы порвать шнур. Ударная волна одновременно с высокой температурой достигает заряда в шнуре и вызывает взрыв. Детонирующий шнур достаточно прикрепить к патрону снаружи, чтобы детонация от детонирующего шнура передалась на заряд.



1 - полихлорвиниловая оплетка; 2 - хлопчатобумажная оплетка; 3 – льняная оплетка; 4 – полиэтиленовая пленка; 5 – взрывчатая смесь из тэна; 6 – направляющие нити.

Рисунок 5.8 – Детонирующий шнур

Наиболее распространенным и эффективным при проведении подземных выработок является электрическое взрывание. При электрическом взрывании инициация взрыва осуществляется с помощью электродетонатора. **Электродетонатор** (рисунок 5.9) представляет собой металлическую (обычно медную) гильзу с иницирующим ВВ и электровоспламенителем. Электродетонатор помещают в заполненный взрывчатым веществом шнур. При использовании патронированного взрывчатого вещества детонатор вставляется в один из патронов, размещаемых в шнуре. Патрон с вставленным детонатором называют **патроном-боевиком**. Изготовление патрона-боевика доверяется только мастеру-взрывнику, имеющему на это официально оформленное право. Выводные провода патронов-боевиков соединяются во **взрывную сеть**. Соединение может быть последовательным, параллельным или последовательно-параллельным. Последовательное соединение удобно для контроля взрывной сети: ток по сети не пойдет, если какой-либо контакт нарушен. Электрическое сопротивление при параллельном соединении меньше, чем при последовательном соединении.



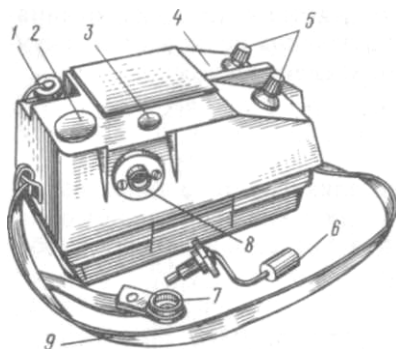
а - мгновенного действия; б –короткозамедленного действия; в – замедленного действия; 1,5 – концы выводных проводов; 2 – изоляция проводов; 3 – пластиковая пробка; 4,13 – гильза; 6 – каркас мостика накаливания; 7 – мостик накаливания; 8, 17 – воспламенительная головка; 9 – запальное отверстие чашечки; 10 – гремучая ртуть; 11, 15 – нормальная и удлиненная чашечки; 12 – заряд тетрила или гексогена; 14 – кумулятивная выемка; 16,19 – зажигательный и замедляющий состав; 18 – нитролаковая пленка.

Рисунок 5.9 – Электродетонаторы

Взрывание осуществляется импульсом тока достаточно большой силы, мгновенно нагревающим нить, расположенную в электродетонаторе и имеющую высокое электрическое сопротивление. Раскаленная нить зажигает взрывчатое вещество в детонаторе. Взрыв детонатора вызывает взрыв патрона-боевика, а затем

и всего заряда в шпуре. Взрывание может быть мгновенным, короткозамедленным и замедленным в зависимости от типа детонатора. При применении детонатора короткозамедленного действия время замедления составляет от 25 до 250мс (1мс – миллисекунда – 0.001 секунды), замедленного действия от 0,5 до 10с.

Взрывная сеть, соединяющая патроны-боевики между собой, подсоединяется к взрывному кабелю, который, в свою очередь соединяется с источником тока. В качестве источника тока может служить общешахтная электрическая сеть, аккумулятор или взрывная машинка. **Взрывная машинка** (рисунок 5.10) – наиболее надежный источник тока при взрывании – представляет собой генератор тока, приводимый в действие вращением ручки. Эту операцию осуществляет мастер-взрывник.



1 – розетка штепсельного разъема; 2 – взрывная кнопка; 3 – окно светосигнального устройства; 4 – корпус; 5 - линейные зажимы; 6 – приводная рукоятка; 7 – заглушка гнезда приводной рукоятки; 8 – гнездо приводной рукоятки; 9 – плечевой ремень.

Рисунок 5.10 – Взрывная машинка ВМК-500

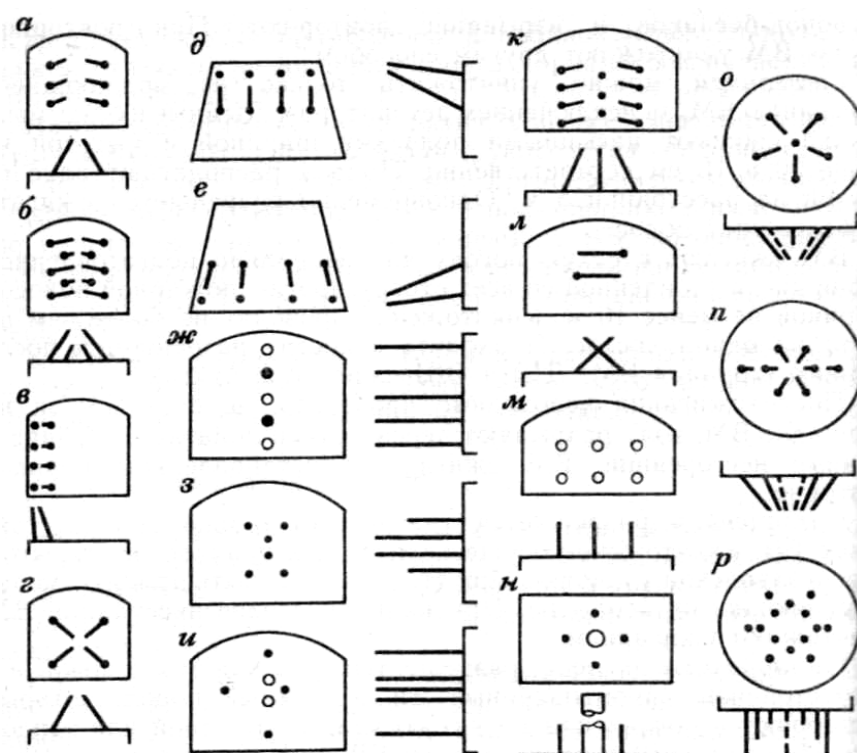
Взрывная сеть должна быть спроектирована так, чтобы сила тока, пропускаемого по сети, была достаточна для срабатывания всех электродетонаторов. Ток, сила которого достаточна для взрыва детонаторов, называют **гарантийным**. После соединения проводов в сеть необходимо провести

испытание сети при **безопасном** токе, сила которого недостаточна для взрыва, но позволяет проверить правильность монтажа сети. Время подачи импульса от взрывной машинки к детонатору составляет от 2 до 4 мс. Гарантийный ток - от 0.4 до 1 ампера.

5.4 Расположение шпуров

Расположение шпуров на поверхности забоя, их ориентация в пространстве и длина играют важную роль в эффективности взрыва. Различают две группы шпуров: врубовые и отбойные. **Врубовые** шпуры взрываются в первую очередь. В результате взрыва этих шпуров часть обуренного массива горных пород разрушается, и напряжения в этой части резко снижаются: образуется так называемая врубовая полость - **вруб**, заполненная разрушенной породой. В свою очередь, врубовая полость разгружает в известной степени остальную часть обуренного массива и тем самым облегчает работу взрываемой следом за врубовыми шпурами другой группы шпуров – **отбойных**. Фактически отбойные шпуры работают уже при двух обнаженных поверхностях и завершают отбойку остальной массы породы. Отбойные шпуры, предназначенные для формирования заданного контура поперечного сечения выработки, называют **оконтуривающими**. При большом количестве шпуров оконтуривающие шпуры взрываются в третью очередь.

Расположение врубовых шпуров увязывают с конкретными горно-геологическими условиями проведения выработки: прочностью пород, трещиноватостью, с взаимным расположением слоёв пород разной прочности. На рисунке 5.11 приведены схемы расположения врубовых шпуров при различных типах врубов.



а – вертикальный клиновой вруб; б – двойной клиновой вруб; в – боковой вруб; г – пирамидальный вруб; д – верхний вруб; е – нижний вруб; ж – щелевой вруб; з – шагающий вруб; и – спиральный вруб; к – клино-щелевой вруб; л – вруб «ножницы»; м – призматический вруб; н – вруб-скважина; о – воронкообразный вруб; п – эллиптический; р – тройной вертикальный ступенчатый вруб.

Рисунок 5.11 - Схемы расположения врубовых шпуров

При прямом врубе все врубовые шпуров располагаются параллельно оси выработки, т.е. перпендикулярно обнаженной плоскости забоя. Поскольку ударная волна распространяется в радиальном направлении от оси шпура (заряда), то отбойка требует максимальных затрат энергии. С другой стороны бурение прямых шурфов наименее трудоёмко. Для облегчения создания врубовой полости часть шпуров может не заряжаться. Прямые врубы применяют в монолитных однородных, слабо-трещиноватых породах, с невыраженной системой трещин, в случаях, когда требуется большая длина шпуров и когда требуется хорошее дробление и малый разброс.

Наклонные врубы имеют большое число разновидностей: пирамидальный и клиновые (вертикальный, горизонтальный, нижний, верхний, боковой, двойной и тройной). По названиям можно определить направление врубовых шпуров. Выбор типа наклонного вруба определяется расположением плоскостей естественного ослабления: трещин, контактов слоёв, слабых прослоек. Наклонные врубы требуют меньших затрат ВВ на образование врубовой полости, но вызывают трудности при бурении шпуров (особенно наклонных вниз), невозможность бурения длинных шпуров при малых сечениях выработки, большой разброс и большую кусковатость взорванной породы.

Наибольшее распространение получил вертикальный клиновый вруб. Здесь врубовые шпуры имеют в горизонтальной плоскости наклон к центру выработки, располагаясь в двух или трех (иногда, при большой высоте выработки – в четырех) горизонтальных плоскостях. Особенно эффективен такой вруб при вертикальных плоскостях ослабления. Глубина врубовых шпуров при этом врубе определяется шириной выработки и углом наклона шпуров. Угол наклона шпуров к плоскости забоя обычно составляет 65-70 градусов. Расстояние между забоями (концами шпуров в массиве) пары шпуров, расположенных в одной плоскости не должно быть меньше 20 см.

Горизонтальный клиновый вруб применяют при горизонтальных плоскостях ослабления. Здесь врубовые шпуры располагаются в двух параллельных вертикальных плоскостях и имеют наклоны к центру выработки в каждой вертикальной плоскости. Применяется горизонтальный клиновый вруб реже вертикального из-за трудностей в бурении, особенно нижних шпуров.

Верхний, нижний, боковой клиновые врубы выполняются шпурами, имеющими одинаковый наклон с соответствующим расположением в забое (в кровле, почве, боках). Применяются в том случае, если там располагается слабая порода.

Распространен также пирамидальный вруб, представляющий собой комбинацию вертикального и горизонтального клиновых врубов. Эффективен вруб в монолитных крепких и вязких породах. Выполнение этого вруба возможно при

высокой точности бурения шпуров. Такой вруб чаще используется в вертикальных выработках.

Комбинированные врубы осуществляются на основе комбинации прямых и наклонных врубов, или на основе прямых врубов, но со сложной схемой заряжания и последовательности взрывания. Так, например, в разных шпурах заряды располагают на разных расстояниях от устья шпура, применяют шпуры разной длины.

5.5 Определение параметров буровзрывных работ

Основной показатель буровзрывных работ - расход взрывчатого вещества (ВВ) на один взрыв (на цикл взрывания).

$$Q = q \cdot V, \text{ кг}, \quad (5.2)$$

где q - удельный расход ВВ, кг/м³;

V – объем обуренных пород, м³;

$$V = S_{np} \cdot l_{ш}, \quad (5.3)$$

S_{np} - площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²;

$l_{ш}$ - средняя глубина шпуров, принимаемая равной глубине отбойных шпуров, м.

Удельный расход ориентировочно можно определить по формулам, полученным экспериментально и учитывающим целый ряд факторов. Так, например, формула М.М.Протодяконова учитывает работоспособность ВВ, площадь поперечного сечения и крепость пород:

$$q = 1,6 \cdot e \sqrt{\frac{f}{S_{np}}}, \quad (5.4)$$

где e – коэффициент работоспособности ВВ;
 f – коэффициент крепости пород.

Удельный расход стандартного ВВ (аммонит 6-ЖВ) можно также определить по нормам на горнопроходческие работы (таблица 5.2).

Таблица 5.2 – Нормы удельного расхода взрывчатого вещества

Коэффициент крепости f	Расход ВВ в кг/м ³ при S_{np}			
	до 5 м ²	5-7 м ²	7-10 м ²	10-15 м ²
2-3	1,40	1,20	1,00	0,85
4-6	1,92	1,74	1,55	1,40
7-9	3,00	2,73	2,45	2,20
10-14	4,20	3,83	3,45	3,18

Заряд шпура зависит от диаметра шпура (или патрона при применении патронированного ВВ), плотности ВВ и коэффициента заполнения шпуров. Плотность ВВ в патроне обычно составляет 1000-1200 кг/м³. При диаметре патрона 32 мм и длине патрона 25 см количество стандартного ВВ в патроне – 200 г. Коэффициент заполнения шпуров при использовании патронированных ВВ можно определить с помощью таблицы 5.3. При назначении коэффициента заполнения шпуров следует иметь в виду, что устье шпура заполняется забойкой, которая препятствует преждевременному выходу газообразных продуктов взрыва из шпура и тем самым повышает эффективность взрыва. В качестве забойки используют глину, глино-песчаная смесь, песок, гранулированный шлак, мелкий щебень, полиэтиленовые ампулы с водой, алебастр. Чаще всего применяют глину и воду. Из глины заблаговременно изготавливают пыжи, обычно с помощью пыжеделки. Забойка помещается в устье шпура. Длина забойки обычно составляет примерно

25 % длины шпура, но не более 50 см. Заряд может быть рассредоточенным, когда между патронами располагают забойку или воздушный промежуток.

Таблица 5.3 – Значения коэффициента заполнения шпуров

Диаметр патрона ВВ, мм	Коэффициенты заполнения шпуров	
	$f = 3-9$	$f = 9-20$
Вертикальные выработки		
32; 36; 40	0,4 – 0,5	0,5 – 0,65
45	0,35 - 0,45	0,45 - 0,5
Горизонтальные и наклонные выработки		
24; 28	0,35 – 0,7	0,75 – 0,85
32; 36	0,3 – 0,6	0,6 – 0,85
40	0,3 – 0,5	0,5 – 0,75

Количество врубовых шпуров определяется типом вруба и размерами выработки. Так, количество врубовых шпуров при клиновых врубах обычно равно четырем или шести при расстоянии между шпурами по вертикали от 0,5 м до 0,9 м. Расположение врубовых шпуров по горизонтали при центральных клиновых врубах рекомендуется принимать следующим образом. Забой разделяется на уровне средней линии трапеции на четыре равные части вертикальными линиями, центральная (проходящая через центр выработки) линия является осью вруба, по двум другим располагаются врубовые шпуры. Расстояние между крайними горизонтальными рядами врубовых шпуров обычно составляет около трети высоты выработки.

Отбойные и оконтуривающие шпуры размещаются равномерно за пределами контура вруба. Устья оконтуривающих шпуров располагаются на расстоянии 10 – 20 см от контура выработки. Это определяется удобством бурения шпуров. Поэтому эти шпуры имеют наклон к плоскости забоя выработки, меньший 90^0 , так, чтобы конец (забой) шпура выходил на контур выработки, который должен получиться в

результате взрыва. Остальные отбойные шпуров бурятся перпендикулярно груди забоя.

Глубина шпуров при применении клиновых и пирамидальных врубов определяется исходя из углов наклона шпуров и размеров выработки. Средняя глубина шпуров 1,5 – 2,5 м. При применении прямых врубов шпуров обычно глубже, чем при применении клиновых. Однако в каждом случае существует оптимальная глубина шпуров, при которой обеспечивается эффективность проходки. Глубина врубовых шпуров принимается на 10-30 см больше, чем глубина отбойных. Заряд врубовых шпуров также больший, чем заряд отбойных, обычно на 20-25 %.

Количество шпуров определяется в следующем порядке. Вначале назначается количество $N_{ви}$ и заряд $q_{ви}$ врубовых шпуров. Общий заряд врубовых шпуров

$$Q_{ви} = N_{ви} \cdot q_{ви} . \quad (5.5)$$

Общий заряд отбойных шпуров:

$$Q_{ои} = Q - Q_{ви} . \quad (5.6)$$

Назначается заряд отбойных шпуров $q_{ои}$ из расчета

$$q_{ои} = (0,8..0,85)q_{ви} . \quad (5.7)$$

Требуемое количество отбойных шпуров

$$N_{ои} = \frac{Q_{ои}}{q_{ои}} \quad (5.8)$$

с округлением до большего целого. Общее количество шпуров

$$N = N_{ви} + N_{ои} . \quad (5.9)$$

При малом количестве шпуров трудно обеспечить равномерную кусковатость отбитой горной массы. Поэтому иногда бурят дополнительно шпуры, которые не заряжают. Минимальное количество шпуров, обеспечивающее эффективность взрыва можно определить по эмпирической формуле

$$N = 2,7 \cdot S_{np} \sqrt{\frac{f}{S_{np}}} . \quad (5.10)$$

Подвигание забоя за взрыв l_z определяется формулой

$$l_z = l_{ои} \cdot \eta , \text{ м} \quad (5.11)$$

где $l_{ои}$ - глубина отбойных шпуров, м;

η - коэффициент использования шпуров (КИШ), который обычно принимается в пределах 0,85-0,9.

В хрупких породах КИШ может приближаться к единице. Действительное значение КИШ определяется по результатам взрыва. Следует заметить, что увеличение расхода взрывчатого вещества, как правило, не приводит к реальному увеличению КИШ.

Расчетные параметры БВР всегда являются ориентировочными и подлежат уточнению в процессе их отработки двумя-тремя взрывами.

5.6 Заряжение и взрывание шпуров

При зарядении шпур заполняется патронами ВВ, патроном–боевиком и забойкой. Патроны-боевики изготавливаются взрывником на месте. Патрон-боевик

обычно располагается первым от устья шпура. Дно гильзы электродетонатора должно быть направлено ко дну шпура (к остальным зарядам). Допускается также патрон-боевик располагать первым от забоя шпура, тогда дно электродетонатора должно быть направлено к остальным зарядам (к устью шпура).

Последовательность работ мастера-взрывника при взрывании следующая:

- оформление путевки;
- получение взрывчатых материалов на складе взрывчатых материалов;
- доставка взрывчатых материалов и забойки в забой;
- проверка очистки шпуров;
- изготовление патронов-боевиков;
- проверка состояния атмосферы;
- выставление постов; зарядание и забойка шпуров;
- монтаж взрывной сети;
- подача боевого сигнала;
- включение взрывной машинки или рубильника;
- проветривание забоя; осмотр места взрыва;
- оформление документов;
- сдача остатков взрывчатых материалов на склад.

Взрывнику могут помогать рабочие, имеющие специальное удостоверение. При наличии отказов (не взорвавшихся зарядов) взрывник сообщает об этом и приступает к их ликвидации.

Необходимым условием безопасности взрывных работ является контроль воздушной среды в проходческом забое. После окончания зарядания шпуров, прежде, чем покинуть забой, горный мастер или старший проходчик проверяют с помощью специального прибора состояние атмосферы на предмет наличия взрывоопасных газов (метана, сероводорода и др. Если концентрация таких газов превышает допустимую концентрацию, то проводится дополнительное интенсивное проветривание для снижения концентрации. Только после этого проходчики и мастер-взрывник покидают забой. Перед взрывом делается проверка взрывной сети безопасным током. Если проверка показывает, что сеть неработоспособна, то

взрывник устраняет неисправность. Если сеть работоспособна, то взрывник осуществляет взрыв. После взрыва производится интенсивное проветривание в течение определенного времени (обычно в течение 20-30 минут в зависимости от количества взрывчатого вещества, взрываемого за один взрыв), после чего в забой направляется взрывник и горный мастер или проходчик с прибором. Проверяется атмосфера в забое на предмет наличия отравляющих газов – обычно окислов азота, возникающих в результате взрыва. Только после того как прибор показывает, что содержание отравляющих газов не превышает допустимой концентрации, в забой могут вернуться остальные проходчики и продолжить работу.

5.7 Паспорт буровзрывных работ

Паспортом буровзрывных работ называется официальный документ, на основании которого производятся взрывные работы. Паспорт БВР составляется на один взрыв или на серию взрывов (если взрывные работы осуществляются в однотипных условиях). Паспорт буровзрывных работ представляет собой чертеж, который содержит схему расположения шпуров, схему расположения зарядов в шпурах, схему монтажа взрывной сети. Кроме того, паспорт БВР содержит технологические данные, таблицу данных о шпурах и зарядах, показатели буровзрывных работ, а также меры безопасности при ведении взрывных работ.

Схема расположения шпуров составляется в трех проекциях обычно в масштабе 1:50. Основной проекцией является поперечное сечение. Показывается также вид сверху и сбоку. Шпуры обозначаются на схеме номерами. Нумерация ведется, начиная с врубовых шпуров. Номера шпуров проставляются на всех трех проекциях. На основной схеме показываются расстояния устьев шпуров от центральной линии и от стенок выработки. Схема заряда демонстрирует расположение патронов в шпурах. Данные о шпурах и зарядах представляются в форме таблицы, в которой в соответствии с номерами шпуров приводятся сведения о длине шпуров, угле их наклона к груди забоя, заряде шпуров, типе детонаторов, времени замедления взрывания.

В паспорте БВР приводится также схема взрывной сети и ее параметры: длина соединительных проводов и источник тока, сведения о месте расположения взрывного пункта и укрытия взрывника и рабочих, о размерах опасной зоны, месте расположения постов оцепления и т.п. В специальной таблице размещается характеристика выработки и горных пород, включающая: наименование выработки, площадь поперечного сечения в проходке, коэффициент крепости пород, общее количество шпурометров (суммарная глубина шпуров в метрах) на один цикл, тип взрывчатого вещества, общее количество ВВ на один взрыв, способ взрывания, средство инициирования взрыва, источник тока, тип забойки, время проветривания после взрыва, трещиноватость и обводненность пород, подвигание забоя за один цикл и др.

6 Проветривание проходческих забоев

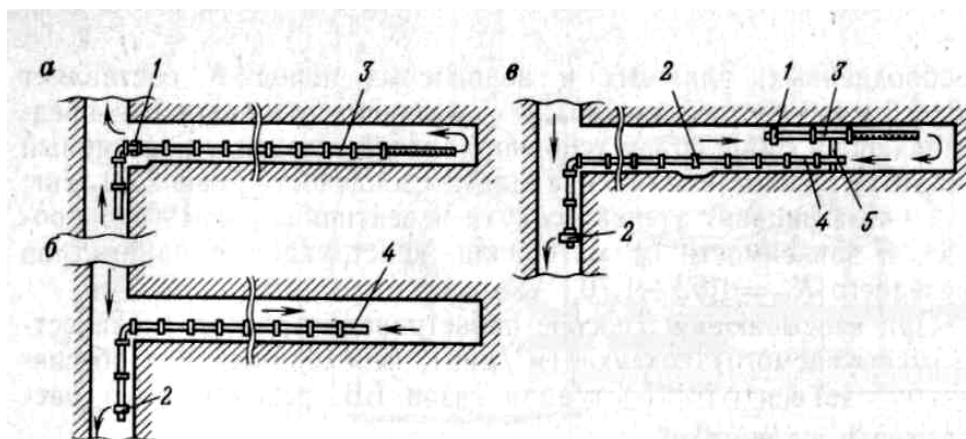
6.1 Схемы проветривания

Проветривание проходческого забоя осуществляется как непосредственно после взрыва, так и в течение всего времени ведения проходческих работ. Проходческий забой представляет собой тупик, и свежий воздух туда может быть доставлен только принудительно. Различают два способа проветривания: **нагнетательный** и **всасывающий**. Нагнетательный обычно применяется в выработках длиной до 300 м, а при выделении из пород вредных газов (например, метана) - в выработках любой протяженности. Поскольку забой выработки является тупиком, то для возможности одновременного движения по выработке двух противоположно направленных воздушных струй - отработанной и свежей - применяются трубопроводы. Движение воздуха по трубопроводу осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания. Вентилятор либо создает повышенное (в сравнении с давлением воздуха в выработке) давление и нагнетает по трубе свежий воздух в забой, либо, наоборот создает депрессию – уменьшенное давление - и отсасывает из забоя отработанный (загрязненный пылью и вредными газами) воздух. По самой выработке в первом случае уходит отработанный воздух, а во втором случае – поступает свежий. Таким образом, в забое происходит постоянный обмен воздушной среды. Скорость движения воздуха по трубопроводу составляет 9-16 м/с, во всяком случае не должна быть менее 6 м/с. Скорость движения воздуха по выработке не должна быть менее 0,1 м/с. При движении воздушной струи по трубопроводу возникает сопротивление, которое зависит от ряда факторов, но больше всего от длины трубопровода. При большой длине трубопровода приходится устанавливать дополнительный вентилятор для поддержания напора или депрессии.

Вентилятор при отсутствии сквозной струи должен забирать свежий воздух с поверхности земли. В этом случае длина трубопровода может оказаться чрезмерно большой. Поэтому схемы проветривания составляются таким образом, чтобы по

возможности сократить длину трубопровода за счет создания сквозной струи. Сквозная струя обычно создается с помощью вентиляционных скважин шурфов или восстающих, пройденных дополнительно к основной вскрывающей выработке. Для этого на поверхности устанавливается стационарный главный вентилятор, который нагнетает под землю (при **прямоточной** схеме проветривания) или отсасывает отсюда воздух (при **обратноточной** схеме проветривания) непосредственно по главной вентиляционной выработке – по вертикальному стволу или по шурфу – без трубопровода. Одновременно по другой вентиляционной выработке (вентиляционному шурфу, стволу или скважине) выходит на поверхность отработанный воздух (при прямоточной схеме проветривания) или поступает с поверхности (при обратноточной схеме проветривания) свежий воздух.

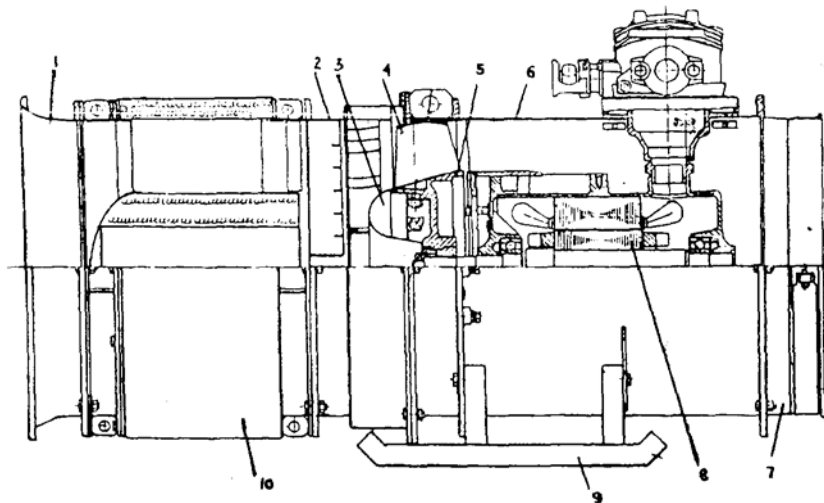
Наличие сквозной струи, создаваемой в подземных выработках с помощью главного вентилятора, позволяет расположить проходческий вентилятор на сквозной струе, и от проходческого вентилятора протянуть трубу до проходческого забоя. Схемы проветривания проходческого забоя приведены на рисунке 6.1.



а – нагнетательная схема; б – всасывающая схема; в – комбинированная схема; 1- вентилятор, работающий на нагнетание; 2 - вентилятор, работающий на всасывание; 3 – нагнетательный трубопровод; 4 – всасывающий трубопровод; 5 – перемычка.

Рисунок 6.1 – Схемы проветривания тупиковых выработок

При нагнетательной схеме вентилятор (1) устанавливается на свежей струе, по трубе (3) идет свежий воздух, а отработанный (исходящая струя) выходит из забоя по выработке. При всасывающей схеме вентилятор (2) располагают в таком месте, чтобы исходящая струя, протягиваемая вентилятором по трубопроводу (4), выбрасывалась таким образом, чтобы ее подхватывала сквозная струя за входом в выработку, находящуюся в проходке. Тогда свежий воздух за счет создаваемой в забое депрессии затягивается в выработку и движется по выработке без трубы. Стрелкой на рисунке показано направление движения воздуха. При комбинированной схеме проветривания (в) в выработке монтируется два трубопровода – нагнетательный (3) и всасывающий (4). Во избежание смешивания воздуха в выработке возводится изолирующая перемычка из шахтных стоек с заделкой щелей глиной. Нагнетающий воздух вентилятор (1) ставится перед перемычкой, а всасывающий (2) так же как и при всасывающей схеме проветривания.



1 – коллектор; 2 – входной патрубок; 3 – противосрывное устройство; 4 – профилированные лопатки; 5 – рабочее колесо; 6 - корпус; 7 – выходной патрубок; 8 - электродвигатель; 9 - салазки; 10 – глушитель

Рисунок 6.2 - Осевой вентилятор местного проветривания:

Проходческий вентилятор (вентилятор местного проветривания) – переносной, имеет для транспортирования по почве выработки салазки. Вентилятор располагают в верхнем углу выработки со стороны, противоположной проходу для людей, подвешивая его на кронштейнах к крепи, либо к породной стенке выработки.

6.2 Выбор вентилятора местного проветривания

Требуемый расход воздуха для проветривания забоя определяется по количеству людей, по пылевому фактору, по газовому фактору, по тепловому фактору. Расход воздуха **по количеству людей** принимается 6 м³/мин на одного человека. Расход воздуха **по пыли** для обычных условий проведения выработок определяется по формуле:

$$Q_n = 18 \cdot S_{np}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (6.1)$$

где 18 – среднее значение скорости движения воздушной струи для проветривания забоя выработки по пылевому фактору, м/мин;

S_{np} – площадь поперечного сечения выработки в проходке, м².

Расход воздуха **по газам** при нагнетательном способе проветривания (формула В.Н.Воронина)

$$Q_2 = \frac{2,3}{t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot S_{np}^2 \cdot L^2 \cdot b}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (6.2)$$

где t – нормативная продолжительность проветривания, с, ($t = 1800$ с),

A – количество одновременно взрываемого ВВ, кг,

L – длина выработки, м,

$b = 40$ л/кг – объем условного оксида углерода, образующегося при взрыве одного килограмма ВВ.

При температуре пород выше 24 °С для охлаждения следует дополнительно проветривать забой. Расход воздуха по **температурному фактору** определяется по формуле:

$$Q_t = 0.006 \cdot (T - 17)^2 \cdot S_{np}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (6.3)$$

где T – температура воздуха в непроветриваемой выработке, измеренная перед уборкой горной массы в одном метре от почвы и боковой стенки, °С.

Расход воздуха по **газовыделению**, обеспечивающий разжижение природных газов, которые могут выделяться из окружающих горных пород, определяется по формуле:

$$Q_{гв} = \frac{100I_г \cdot k_n}{60(C - C_0)}, \quad (6.4)$$

где $I_г$ - ожидаемое выделение газов, м³/мин (при $I_г > 0,6$ м³/мин горные выработки переводятся на газовый режим);

$k_n = 1,1$ – коэффициент неравномерности газовыделения;

$C = 0,5$ % - допустимая концентрация инертных и горючих газов в забое;

$C_0 = 0,04$ % - концентрация углекислого газа в воздухе свежей струи.

За расчетный расход воздуха Q_3 принимается наибольшее значение из определенных по разным факторам (формулы 6.1 - 6.4) величин.

Для проветривания используются трубопроводы, материалы, диаметры и рекомендуемая длина которых приведены в таблице 6.1. Трубопровод характеризуется коэффициентом воздухопроницаемости k , численно равным отношению скорости воздуха в начале и в конце 100-метрового участка

трубопровода, зависящим от качества сборки и плотности стенок и стыков. Наибольшая скорость движения воздуха по трубопроводу принимается равной 16 м/с, а наименьшая – 9 м/с. Таким образом, величина коэффициента воздухопроницаемости трубопровода не может быть больше, чем 1,78. Иначе говоря, потери воздуха системы местного проветривания не должны превышать 78 % расхода воздуха, поступающего в трубопровод. Обычно величина этого коэффициента находится в пределах 1,005...1,225.

Таблица 6.1– Характеристики трубопроводов

Материал трубопровода	Диаметр трубопровода, м	Рекомендуемая длина трубопровода, м
Металл	0,4	500
	0,5	1200
	0,6	2000
	0,64-0,80	Более 2000
Полиэтилен, армированный металлической сеткой	0,50	1600
Ткань	0,40	120
	0,50-0,60	700
Фанера	0,30	150
Полиэтилен (жесткий)	0,30	150

Воздухопроницаемость всего трубопровода протяженностью L определяется по формуле

$$k_L = k^{0,01L}, \quad (6.5)$$

где L – протяженность трубопровода, м.

Подача (производительность) вентилятора местного проветривания должна удовлетворять потребности системы проветривания по воздуху. При нагнетательном способе проветривания:

$$Q_6 \geq Q_3 \cdot k_L, \quad (6.6)$$

где Q_6 - подача вентилятора, м³/с;

Q_3 - расход воздуха, необходимый для проветривания забоя, м³/с.

При комбинированном способе проветривания:

$$Q_6 \geq 1,1 \cdot Q_3 \cdot k_L. \quad (6.7)$$

В забоях разведочных выработок чаще всего применяются осевые вентиляторы. Характеристика осевого вентилятора СВМ-6М при атмосферном давлении на уровне моря приведена в таблице 6.2. Снижение плотности воздуха с высотой учитывается формулой:

$$H_\phi = H \left(1 - \frac{h}{44300}\right)^{5,256}, \quad (6.8)$$

где H - давление (напор) вентилятора, Па;

H_ϕ - фактическое давление вентилятора на данной высоте, Па;

h – абсолютная отметка места установки вентилятора, м.

Наибольшее расстояние от забоя до места установки вентилятора, допустимое по подаче Q_6 вентилятора, определяется по формуле

$$L_Q = \frac{100(\lg Q_6 - \lg Q_3)}{\lg k}, \text{ м.} \quad (6.9)$$

Таблица 6.2 - Характеристика осевого вентилятора СВМ-6М

Подача $Q_{\text{в}}$, м ³ /с	Давле- ние H , Па	Подача $Q_{\text{в}}$, м ³ /с	Давле- ние H , Па	Подача $Q_{\text{в}}$, м ³ /с	Давле- ние H , Па	Подача $Q_{\text{в}}$, м ³ /с	Давле- ние H , Па
2,60	2528	3,80	2212	5,00	1895	6,20	1619
2,65	2514	3,85	2192	5,05	1888	6,25	1597
2,70	2506	3,90	2168	5,10	1879	6,30	1575
2,75	2497	3,95	2143	5,15	1870	6,35	1555
2,80	2483	4,00	2138	5,20	1860	6,40	1532
2,85	2473	4,05	2098	5,25	1851	6,45	1511
2,90	2462	4,10	2080	5,30	1844	6,50	1482
2,95	2454	4,15	2062	5,35	1835	6,55	1465
3,00	2444	4,20	2046	5,40	1826	6,60	1438
3,05	2436	4,25	2036	5,45	1816	6,65	1411
3,10	2427	4,30	2027	5,50	1818	6,70	1386
3,15	2419	4,35	2013	5,55	1801	6,75	1356
3,20	2409	4,40	2003	5,60	1789	6,77	1339
3,25	2396	4,45	1994	5,65	1778	6,80	1318
3,30	2384	4,50	1979	5,70	1773	6,82	1307
3,35	2375	4,55	1965	5,75	1765	6,85	1288
3,40	2362	4,60	1958	5,80	1756	6,87	1278
3,45	2347	4,65	1952	5,85	1741	6,90	1261
3,50	2330	4,70	1943	5,90	1731	6,92	1245
3,55	2307	4,75	1937	5,95	1719	6,95	1231
3,60	2289	4,80	1928	6,00	1708	6,97	1218
3,65	2266	4,85	1923	6,05	1685	7,00	1200
3,70	2250	4,90	1914	6,10	1667		
3,75	2232	4,95	1904	6,15	1641		

В свою очередь, наибольшее расстояние от забоя до места установки вентилятора, допустимое по давлению H вентилятора:

$$L_H = \frac{100 \cdot H}{R \cdot Q_6 \cdot Q_3}, \quad (6.10)$$

где R – аэродинамическое сопротивление трубопровода, кг/м⁷ (таблица 6.3).

Таблица 6.3 - Аэродинамическое сопротивление трубопровода

Материал трубопровода	Аэродинамическое сопротивление 100-метрового трубопровода, кг/м ⁷ при диаметре трубопровода, м							
	0,30	0,40	0,50	0,60	0,64	0,70	0,80	0,90
Металл	1320	291	90	35	24	16	8,4	4,0
Полиэтилен, армированный металлической сеткой	-	-	69	-	-	-	-	-
Ткань	-	440	137	53,5	-	-	12,5	-
Фанера	1150	-	-	-	-	-	-	-
Полиэтилен (жесткий)	440	-	-	-	-	-	-	-

Следует так подобрать подачу и давление вентилятора, чтобы обе величины - L_Q и L_H - были не меньше действительного расстояния L от вентилятора до забоя и одновременно равны между собой (с точностью до 5%). Проще всего это сделать графическим способом. Вначале вычисляются три или четыре величины L_Q для разных значений подачи вентилятора Q_6 и наносятся на график в осях L и Q_6 . По полученным точкам на графике строится кривая изменения L от подачи вентилятора Q_6 . Для тех же значений Q_6 с помощью таблицы 6.2 (или по таблице для другого вентилятора) находятся соответствующие им значения давления H и вычисляются по формуле (6.10) величины L_H . В том же масштабе на том же графике строится по этим значениям кривая зависимости L_H от подачи вентилятора Q_6 . Точка пересечения построенных кривых дает комбинацию подачи и давления,

которая и будет искомым решением. Потеря давления участка трубопровода определяется по формуле

$$\Delta H = R \cdot k_L \cdot Q^2, \text{ мм.} \quad (6.11)$$

Если вентилятор не может обеспечить проветривание выработки данной длины, то необходимо устанавливать дополнительный вентилятор. Расстояние между вентиляторами определяется изложенным выше способом.

7 Уборка отбитой горной массы

7.1 Погрузочные машины

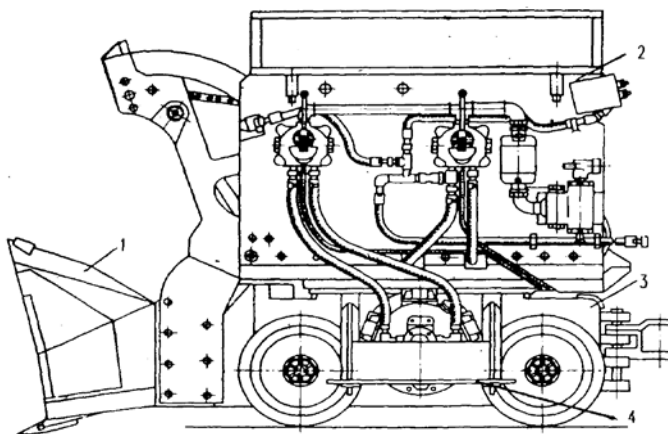
Уборкой отбитой горной массы называется процесс освобождения забоя от разрушенной взрывом горной породы для осуществления последующих проходческих операций. При уборке горная масса может быть непосредственно погружена в средства подземного транспорта (чаще всего - в вагонетки) либо удалена из забоя на расстояние, позволяющее приступить к следующим операциям. Уборка может быть выполнена вручную или с помощью средств механизации.

Ручная уборка применяется в коротких выработках малого поперечного сечения (например, в рассечках). Наиболее эффективно применение проходческих погрузочных машин. Погрузочных машины по принципу действия могут быть разделены на две группы: периодического и непрерывного действия.

Машины периодического действия в качестве рабочего органа имеют ковш, который внедряется в породную массу и перебрасывает заполнившую ковш породу в вагонетку или другое транспортное средство. Таким образом, процесс погрузки представляет собой циклический процесс, каждый цикл которого выполняется за определенное время и состоит из рабочего и холостого хода исполнительного органа (ковша). Машины периодического действия иначе называют ковшовыми. Наиболее распространенной машиной такого типа является ППН-1 (рисунок 7.1). Эта машина перемещается по рельсам (иначе говоря – машина на рельсовом ходу). Габариты машины: высота - 1500 мм, длина - 2250 мм, ширина - 1150 мм.

Погрузочные машины непрерывного действия похожи на снегоуборочные машины и имеют широкий неподвижный ковш, внедряющийся в породную массу при движении всей машины. В ковше имеются подвижные нагребные лапы (поэтому иногда такие машины называют машинами с нагребными лапами). Ковш переходит в наклонный лоток – скребковый транспортер, с помощью которого разрушенная порода поднимается вверх и высыпается в вагонетку. К этому типу

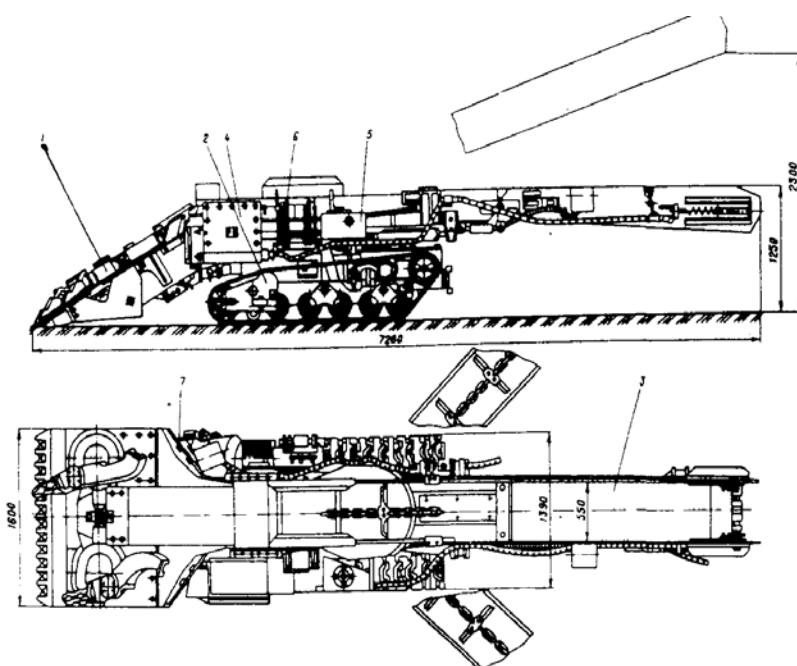
относятся машины группы ПНБ на гусеничном ходу (рисунок 7.2). Машины непрерывного действия имеют меньшие размеры по высоте и более маневренные.



1 - ковшевой погрузочный орган; 2 – корпус; 3 - ходовая тележка; 4 - площадка для проходчика, управляющего процессом погрузки.

Рисунок 7.1–Погрузочная машина ППН-1

Техническая производительность машин непрерывного действия примерно в два раза выше производительности машин периодического действия. Эксплуатационная производительность значительно ниже, поскольку связана с организацией работ. Во многом эксплуатационная производительность погрузки определяется затратами времени на обмен вагонеток. Для эффективности погрузки машинами непрерывного действия при применении рельсового транспорта иногда используются телескопические (с переменной длиной транспортера) перегружатели, позволяющие грузить породу подряд в несколько вагонеток без перерывов на обмен вагонеток.



1 – нагребавшие лапы; 2 – гусеничный механизм передвижения; 3 – скребковый конвейер; 4 – электрическое оборудование; 5 – гидравлическое оборудование; 6 – станция управления; 7 – оросительная система.

Рисунок 7.2 – Погрузочная машина 1ПНБ-2

При проведении разведочных выработок находят применение погрузочно-доставочные машины, имеющие бункер (кузов) значительной вместимости (до 45 м^3 горной массы). Они эффективны при небольшой длине откатки (до 100 м), поскольку после загрузки должны доставить горную массу к месту разгрузки и вновь вернуться назад. На рисунке 7.3 показана работа такой машины: стадия загрузки (а), стадия транспортирования (б), стадия перегрузки на рельсовый транспорт (в вагонетку) – (в).

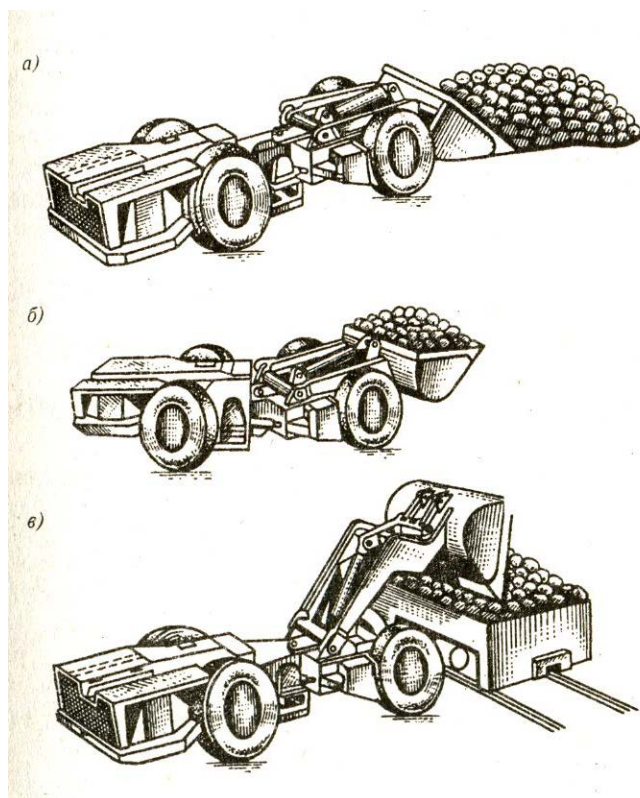


Рисунок 7.3 – Процесс уборки с помощью погрузочно-доставочной машины

7.2 Обмен вагонеток при уборке отбитой горной массы

Поскольку горноразведочные выработки имеют небольшое поперечное сечение, укладка двух рельсовых путей в выработке, как правило, невозможна. Поэтому обмен вагонеток (замена нагруженной вагонетки на порожнюю) в проходческом забое осуществляется с помощью схем, показанных на рисунке 7.4. Чаще всего для обмена используются разминовки – участки выработки, имеющие большую, чем обычно, ширину, достаточную для размещения двух рельсовых путей.

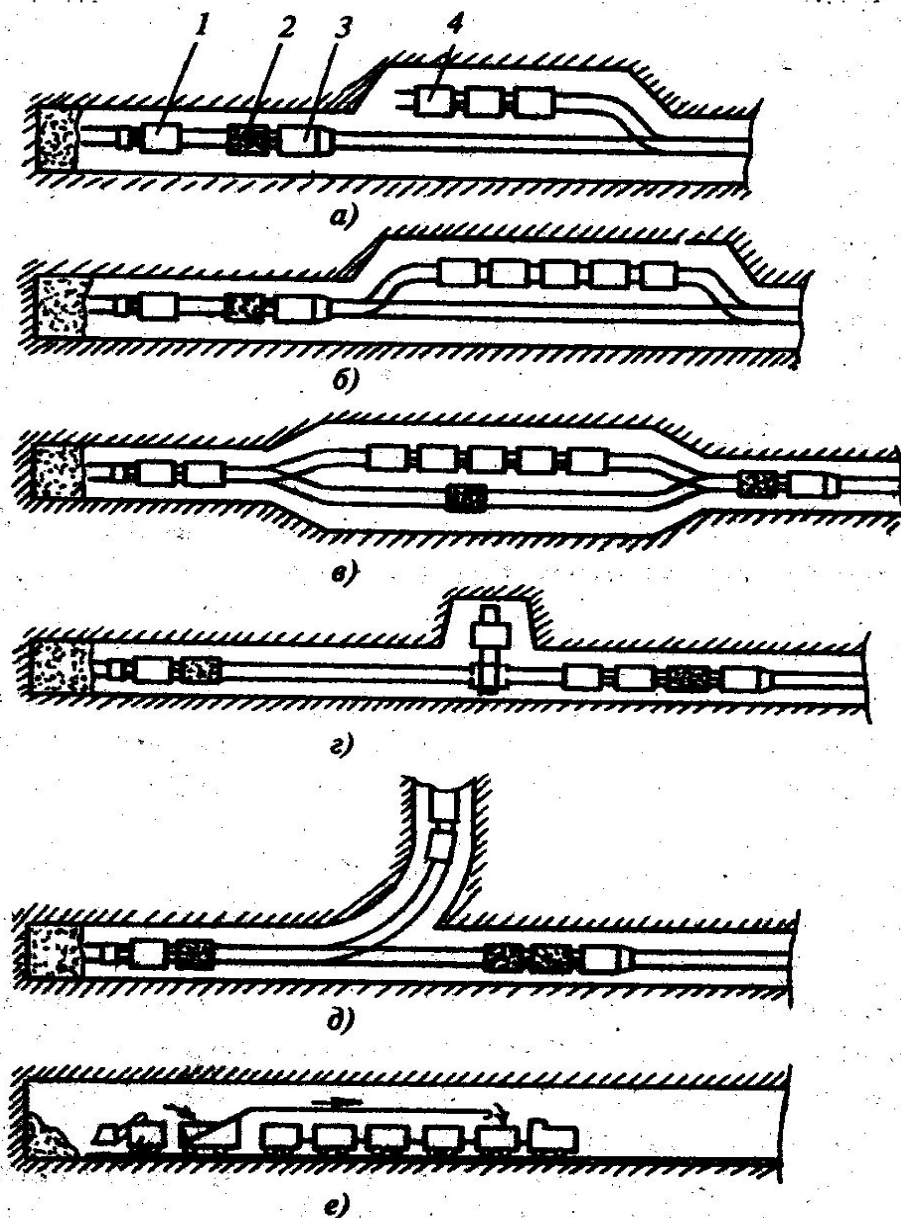


Рисунок 7.4 – Схемы обмена вагонеток

На рисунке 7.4 а показана схема с тупиковой разминовкой. Дополнительный рельсовый путь на разминовке имеет один съезд на основной путь. При такой схеме весь состав порожних вагонеток загоняется электровозом (3) на дополнительный путь. Отцепив непосредственно сцепленную с электровозом вагонетку от порожнего состава, электровоз выезжает с ней на основной путь и, толкая перед собой, загоняет ее в забой. В забое погрузочная машина (1) загружает вагонетку отбитой горной массой. По окончании погрузки электровоз вывозит загруженную вагонетку (2) из забоя (на схеме показан этот момент) за пределы заезда на

тупиковый путь, после чего обратным ходом заталкивает ее на этот путь. Грузеную вагонетку сцепляют с ближайшей порожней вагонеткой и электровоз тем же маневром, что и первую, загоняет порожнюю вагонетку в забой под погрузку. Разница заключается в том, что теперь в забой едет и грузеная вагонетка, толкая впереди себя порожнюю. Маневр повторяется, но каждый раз между порожней вагонеткой, загоняемой в забой, и электровозом оказывается на одну грузеную вагонетку больше. Последней в забое оказывается вагонетка (4), после загрузки которой весь состав грузеных вагонеток вывозится из забоя.

На рисунке 7.4 б разминовка имеет два заезда на дополнительный путь (замкнутая разминовка). При такой схеме весь состав грузеных вагонеток (без одной) должен втиснуться на участок выработки между заездами на дополнительный путь. Маневровые операции упрощаются. Электровоз теперь толкает в забой состав порожних вагонеток с дополнительного пути, оставляет в забое одну и вывозит состав обратно на дополнительный путь. После этого он едет в забой за грузеной вагонеткой, вывозит ее на участок разминки, оставляет вагонетку там и снова едет толкать порожний состав в забой. Каждый раз, двигаясь в забой за нагруженной вагонеткой, электровоз толкает перед собой состав ранее нагруженных вагонеток, находящихся на участке между заездами на дополнительный путь. Таким образом, объем передвижений грузеного состава при маневрах существенно уменьшается. При такой схеме разминки можно использовать и ручную откатку. В этом случае каждый раз передвигается только одна вагонетка: сначала из забоя выталкивается на разминку грузеная, освобождая путь для порожней вагонетки, которую выкатывают с дополнительного пути на основной и заталкивают в забой под погрузку. Электровоз во время погрузки может отвезти грузеный состав и привезти новый порожняк. Следует заметить, что горизонтальные выработки всегда имеют небольшой уклон (об этом будет сказано позже) в сторону от забоя, поэтому усилия по передвижению грузеной вагонетки существенно снижаются.

Значительно сложнее маневры электровоза при этой схеме, если на дополнительной ветви разминки ветви помещается только одна вагонетка. Для

освобождения пути в забой порожней вагонетке электровоз должен перемещать каждый раз весь состав, в котором ближе к забою в нем находятся порожние вагонетки, а дальше – груженные. Когда находящаяся в забое вагонетка загружена, электровоз подкатывает в забой весь состав, присоединяет к нему груженую вагонетку, подвозит ее вместе с составом на основной путь разминовки и, отцепив, оставляет ее там. Следующим маневром электровоз отгоняет состав за дальний от забоя выход из разминовки и обратным ходом через дополнительную ветвь разминовки выталкивает состав в забой. Таким образом, очередная порожняя вагонетка оказывается под загрузкой. В это время электровоз отцепляется от состава и через дополнительную ветвь разминовки выезжает на основной путь, оказываясь впереди груженной вагонетки, которая, как было сказано выше, находится на основном пути разминовки (ближе к забою, чем электровоз). Теперь электровоз по основному пути возвращается к составу, толкая впереди себя груженую вагонетку с разминовки, подцепляет ее к составу. По окончании погрузки электровоз везет весь состав по основному пути из забоя, оставляя на разминке только что загруженную вагонетку, и описанные выше маневровые операции повторяются.

Более удобна схема, показанная на рисунке 7.4 в. Здесь используется накладная разминка, представляющая собой стальной лист с приваренными к нему отрезками рельсов, накладываемый на основной рельсовый путь. Расстояние между путями на накладной разминке меньше, чем требуется по нормам (по нормам между двумя вагонетками, находящимися на параллельных рельсовых путях предусматривается зазор не менее 0,2 м), поэтому уширение выработки можно делать меньше или вовсе не производить. Перемещение вагонеток при этой схеме производится обычно вручную. Место для устройства разминовки выбирается с таким расчетом, чтобы расстояние от забоя до ближайшей разминовки было доступным для ручной откатки (50 - 70 м). Электровоз используется только для доставки груженных вагонеток к месту отправки на поверхность и подвоза порожняка.

Схема, показанная на рисунке 7.4 г, применяется при наличии специальной перекатной платформы, которая устанавливается на рельсовый путь. На рисунке

показан момент, когда в забое находится только что нагруженная вагонетка, а на перекатной платформе – порожняя. Для обмена грузовой вагонетки на порожнюю нужно подкатить к нагруженной вагонетке состав, подцепить к нему грузивую вагонетку, и выкатить состав за перекатную платформу, освободив путь порожней вагонетки, находящейся на платформе. Теперь перекатную платформу с порожней вагонеткой перекачивают на основной путь и загоняют вагонетку в забой под погрузку. Пока вагонетка находится под погрузкой, электровоз подвозит состав к платформе так, чтобы на платформе оказалась очередная порожняя вагонетка. Эту вагонетку перекачивают в нишу, и маневровые операции повторяются. Маневровые операции с составом могут выполняться электровозом или с помощью лебедки, а с отдельной вагонеткой - вручную.

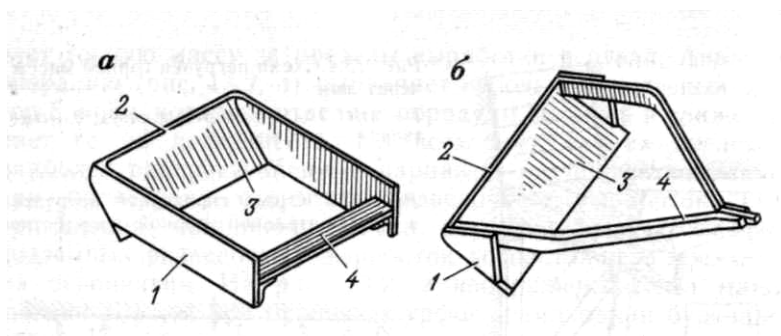
Схема, показанная на рисунке 7.4 д, применяется при наличии вблизи от проходческого забоя рассечки. В этом случае в рассечку предварительно загоняется состав порожних вагонеток, и обмен совершается путем перегона по одной вагонетке: состав грузивых вагонеток формируется за примыканием рассечки к основной выработке (дальше от забоя, чем рассечка). Здесь доставка порожних вагонеток в забой производится вручную, а откатка грузивых – электровозом или с помощью лебедки.

Еще более эффективно осуществляется уборка породы из забоя при наличии перегружателя (схема е на рисунке 7.4). Перегружатель представляет собой ленточный конвейер, смонтированный на рельсовом ходу. Под перегружатель может помещаться до восьми вагонеток. В этом варианте обмен вагонеток при погрузке производится путем выдвигания загрузивных вагонеток из-под перегружателя.

7.3 Уборка отбитой горной массы с помощью скрепера

В выработках малого поперечного сечения применение рельсового транспорта невозможно, так как ширина выработки не обеспечивает необходимые зазоры для прохода. В этих условиях механизация погрузки осуществляется с помощью

скреперных установок. Скреперная установка включает в себя скреперную лебедку, скрепер, скреперный полук, скреперный блок и канаты (рабочий и холостой). Исполнительным органом является **скрепер**, который перемещает отбитую горную массу волоком.



1 – боковая стенка, 2 – задняя стенка, 3 – рабочая кромка, 4 – траверса.

Рисунок 7.5 – Конструкции ящичного (а) и гребкового (б) скреперов

Скреперы бывают ящичного (коробчатого) или гребкового типа (рисунок 7.5). Ящичный скрепер имеет заднюю и две боковые стенки, но не имеет дна. Скреперы ящичного типа применяются для уборки сыпучих и мелкокусковых пород. Горная масса располагается между стенками при погружении в нее скрепера под действием собственного веса. С помощью рабочего каната скрепер перемещается по почве выработки к месту разгрузки вместе с находящейся внутри него горной массой. Рабочий канат крепится к передней части скрепера и служит для загрузки и транспортировки груженого скрепера. Холостой канат крепится к задней части скрепера и служит для перемещения скрепера назад, в забой. Канаты приводятся в движение с помощью скреперной лебедки. Направление движения канатов регулируется с помощью направляющих скреперных блоков, которые укрепляются в кровле или боках выработки с помощью анкеров.

Аналогично работает и гребковый скрепер, предназначенный для перемещения крупнокусковой горной массы. На рисунке 7.6 показаны различные схемы применения скреперных установок. На схеме *а* показана работа скреперной установки в штольне. Здесь скрепер транспортирует отбитую горную массу непосредственно на поверхность, где она вываливается в приемную емкость, расположенную ниже уровня подошвы выработки. Лебедка установлена также на поверхности в специальном помещении.

На схеме *б* показана уборка отбитой горной массы из рассечки, проводимой из шурфа, оборудованного проходческим подъемом. Горная масса доставляется на поверхность проходческой бадьей (более подробно о проходческом подъеме будет сказано в разделе, посвященном проходке вертикальных выработок). Скрепер доставляет отбитую горную массу из забоя рассечки на погрузочный полок, откуда она сбрасывается в бадью. Скреперная лебедка располагается в специальной камере или нише.

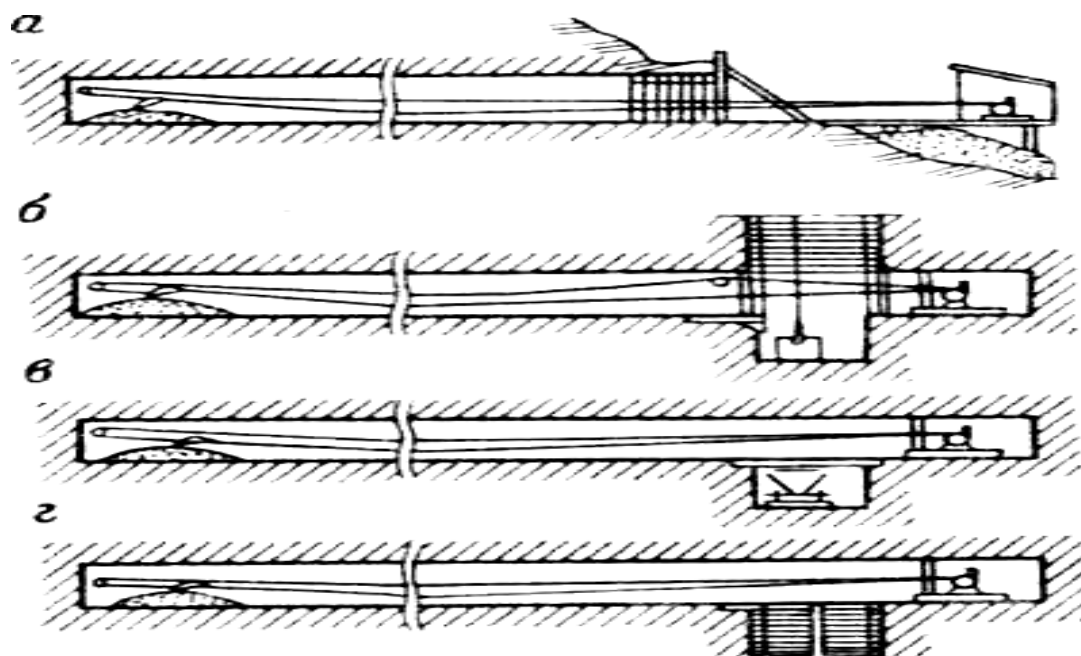


Рисунок 7.6 – Схемы работы скреперных установок

На схеме **в** проходка осуществляется из выработки, оснащенной рельсовым транспортом. На сопряжении двух выработок устраивается погрузочный полк таким образом, чтобы он располагался выше загружаемой вагонетки. В полке имеется отверстие, через которое скрепер высыпает доставленную из забоя горную массу в вагонетку.

На схеме **г** показан процесс уборки породы из выработки, примыкающей к вертикальной выработке (к восстающему). Здесь скрепер выгружает доставленную горную массу непосредственно в восстающий, по которому она самотеком поступает на нижележащий горизонт.

Если откаточная выработка (выработка с рельсовым путем) находится на одном уровне с выработкой, которая проходится, то для механизации погрузки породной массы в вагонетку сооружается скреперный полк. На рисунке 7.7 показана схема уборки породы с применением скреперного полка для разгрузки скрепера в вагонетку.

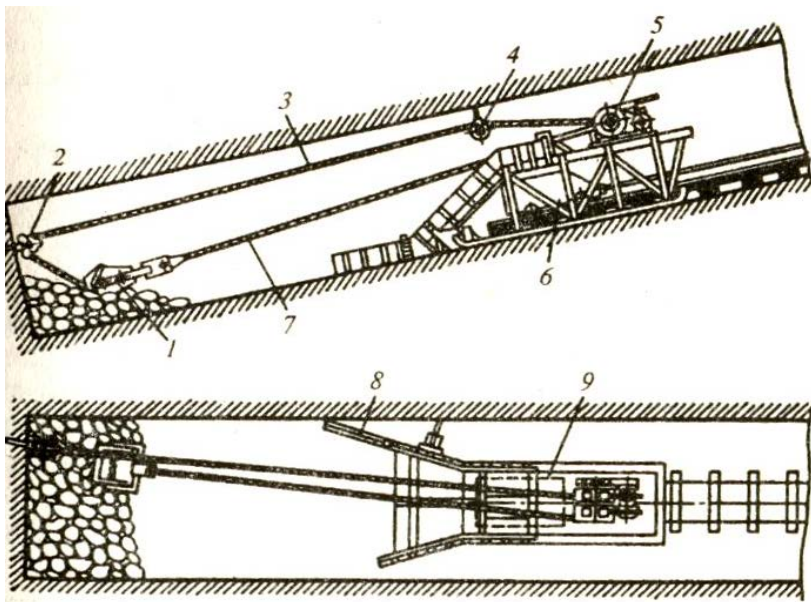


Рисунок 7.7 – Схема уборки с применением скреперного полка

Скреперные полки обычно собираются из деревянных брусьев. На полке имеется наклонный приемный лоток, по которому скрепер канатом втаскивается на горизонтальную разгрузочную площадку, в средней части которой имеется отверстие для разгрузки в вагонетку. Вагонетка загоняется под разгрузочную площадку.

На рисунке 7.7 показаны элементы скреперной установки: 1 – собственно скрепер - исполнительный орган установки; 2 – отклоняющий блок для холостого каната (этот отклоняющий блок крепится на груди забоя с помощью анкера); 3 – холостой канат, с помощью которого скрепер возвращается в забой после разгрузки; 4 – отклоняющий блок для холостого каната (этот блок устанавливается в кровле выработки с помощью анкера или на крепи); 5 – скреперная лебедка, с помощью которой осуществляется передвижение скрепера; 6 – несущая ферма полка; 7 – рабочий канат, с помощью которого скрепер совершает перемещение породной массы на полку; 8 – боковое ограждение приемного лотка полка; 9 - разгрузочное отверстие на горизонтальной разгрузочной площадке.

8 Шахтный транспорт и подъем

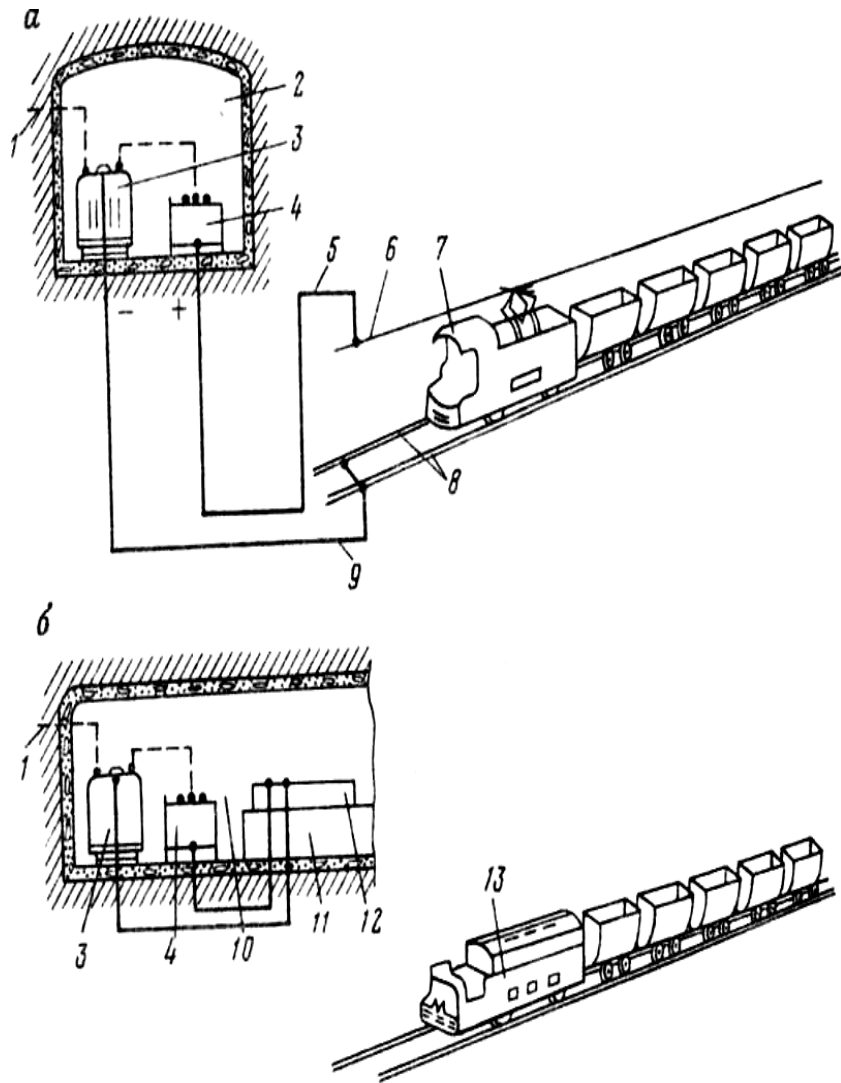
8.1 Горизонтальный подземный транспорт

В подавляющем большинстве случаев при проходке горноразведочных выработок для транспортирования (откатки) породы применяется рельсовый транспорт. При небольшой длине откатки движение вагонетки осуществляется вручную или с помощью лебедки. Когда расстояние откатки большое, то для передвижения вагонеток применяются электровозы. В этом случае формируется состав из вагонеток для сокращения времени на доставку порожняка. **Электровозы** могут быть контактного или аккумуляторного типа.

На рисунке 8.1а показан состав вагонеток с контактным электровозом и камера подстанции, питающая электровоз. Применение контактной откатки запрещается в газовых шахтах, поскольку возможно искрообразование при движении электровоза. Поэтому чаще используются электровозы аккумуляторного типа, которые работают на аккумуляторных батареях, расположенных на электровозе, и не нуждаются в контактном проводе. На рисунке 8.1б показан состав вагонеток с аккумуляторным электровозом и зарядная камера, где осуществляется зарядка аккумуляторных батарей.

Для транспортирования породы по горным выработкам используются вагонетки с глухим кузовом, с донной разгрузкой и опрокидные. На рисунке 8.2 показана вагонетка с глухим кузовом. Вагонетка состоит из стального сварного кузова (1), сварной рамы (2) с буферами (5), крюками (7), с вращающейся сцепкой (6) и подвагонным упором (3). Перемещается вагонетка по рельсам с помощью двух колесных пар (4).

Разгрузка вагонеток с глухим кузовом осуществляется в специальных опрокидывателях. Опрокидыватель представляет собой металлическую конструкцию, в которую закатывается вагонетка и закрепляется там. Затем опрокидыватель вместе с вагонеткой поворачивается в вертикальной плоскости, и порода из вагонетки высыпается в приемный бункер.



1- кабель высокого напряжения; 2 – камера подстанции; 3 – трансформатор; 4 – выпрямитель; 5 – питающий кабель; 6 – контактный провод; 7 – контактный электровоз; 8 – рельсы; 9 – заземляющий контур; 10- зарядная камера; 11 – зарядный стол; 12 – аккумуляторная батарея; 13- аккумуляторный электровоз.

Рисунок 8.1 – Схема откатки контактным (а) и аккумуляторным (б) электровозами

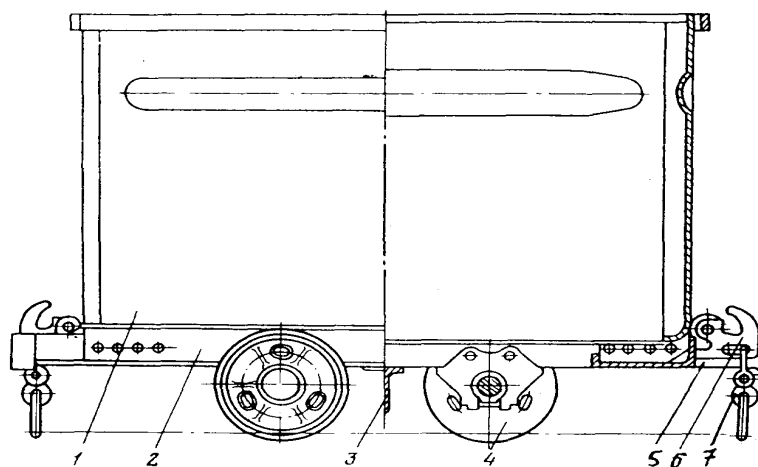
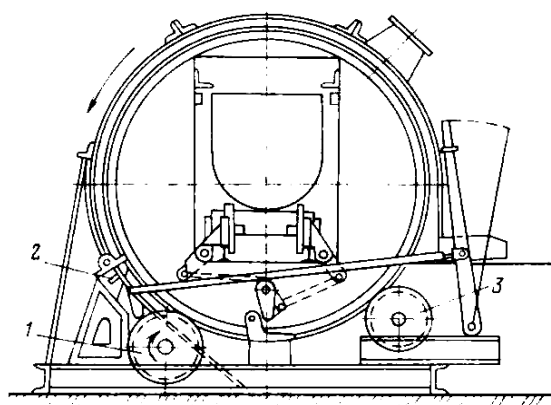


Рисунок 8.2 – Вагонетка с глухим кузовом ВГ-600



1- приводной ролик; 2 – тормозная система; 3 – опорный ролик.

Рисунок 8.3 – Опрокидыватель вагонеток

При проходке горноразведочных выработок в силу небольших их размеров применяется в основном колея шириной 600 мм. Некоторые технические данные вагонеток с глухим кузовом для колеи 600 мм приведены в таблице 8.1.

Таблица 8.1 – Технические характеристики вагонеток с колеей 600 мм

Тип вагонетки	Вместимость, м ³	Максимальная грузоподъемность, т	Длина по буферам, мм	Высота от головки рельса, мм	Масса, кг
ВО-0,4	0,4	1,25	1300	1200	485
ВГ-0,7	0,7	1,8	1250	1220	515
ВГ-1,0	1,0	1,8	1500	1300	525
ВГ-1,1	1,1	2,0	1800	1300	590
ВГ-1,3	1,3	2,3	2000	1300	625
ВГ-1,4	1,4	2,5	2400	1230	660
ВГ-1,6	1,5	3,0	2700	1200	690

Вагонетки с донной разгрузкой имеют откидное дно, которое откидывается в обе стороны и содержимое высыпается в приемный бункер. Вагонетка с откидным днищем ВД (рисунок 8.4) состоит из кузова (1), рамы (2), ходовой части (5) с колесами (6). Откидные днища (7) открываются и закрываются с помощью роликовых затворов (8). Днища открываются вдоль продольной оси вагонетки, причем нижняя кромка днищ в открытом состоянии находится выше головки рельсов. На торцах рамы имеются не вращающиеся сцепки (3) и торцевые упоры (4).

Опрокидные вагонетки имеют шарнирно соединенный с базой кузов. В месте разгрузки шарниры освобождаются, и кузов опрокидывается, разгружая породу в приемный бункер. Опрокидные вагонетки более удобны при проходке штолен, а также при выгрузке породы в рудоспуски, соединяющие горизонты.

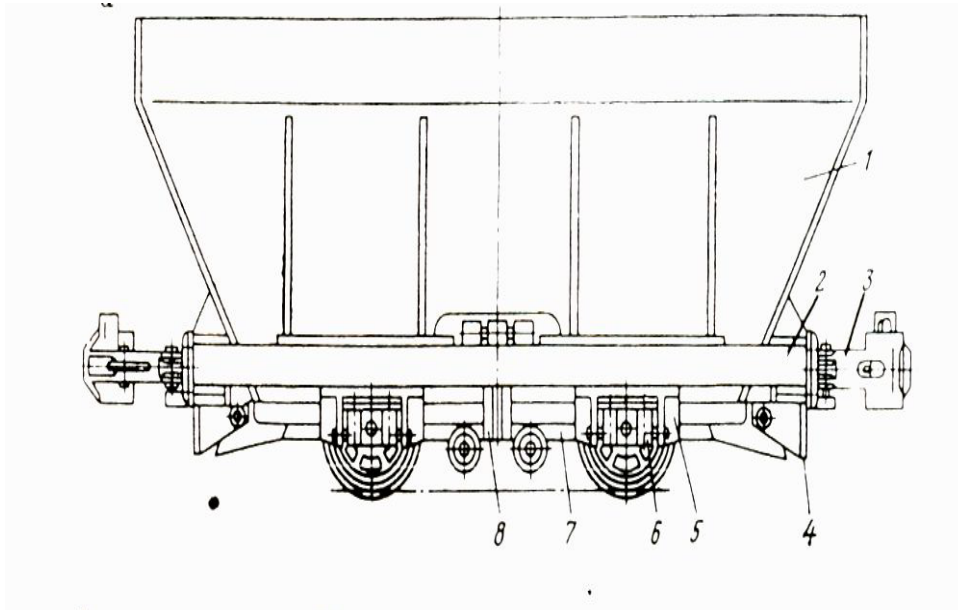


Рисунок 8.4 – Вагонетка типа ВД с откидным днищем

Выбор электровоза и определение возможного количества вагонеток производится исходя из требуемого тягового усилия электровоза F , необходимого для транспортирования состава из заданного количества вагонеток, которое определяется по формуле:

$$F = (P + n \cdot Q) \cdot (W \pm i + 110j), \text{ кН} \quad (8.1)$$

где P – сцепной вес электровоза (собственный вес электровоза и вес аккумуляторных батарей), кН;

n – количество вагонеток в составе;

Q – вес груженой вагонетки, кН;

W – коэффициент сопротивления движению груженой вагонетки (0,012 - 0,020);

i – уклон рельсового пути, который выражается величиной тангенса угла наклона к горизонту; в горизонтальных выработках уклон обычно равен 0,003 - 0,005 (3 – 5 ‰); знак плюс соответствует движению вверх, минус – вниз;

j – ускорение движения поезда, м/с^2 (0,03 – 0,05 м/с^2).

Некоторые технические данные аккумуляторных электровозов для колеи 600 мм приведены в таблице 8.2.

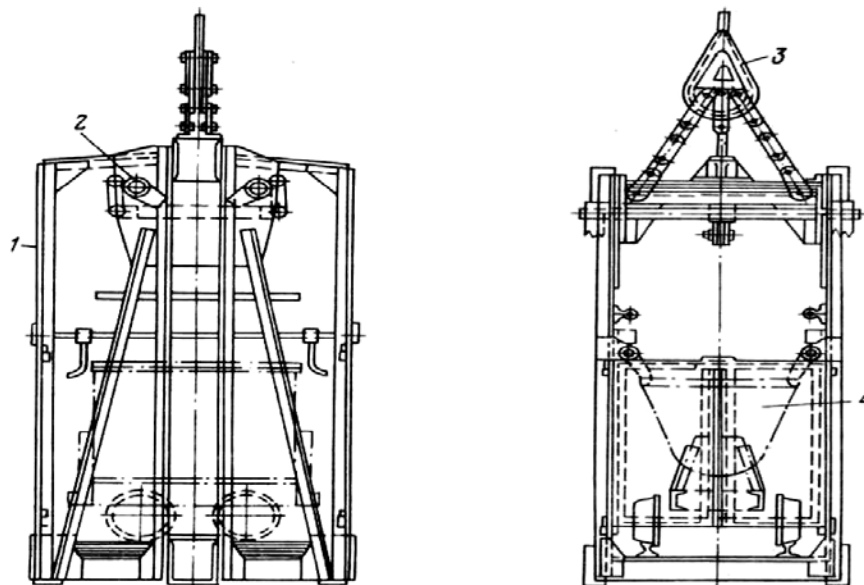
Таблица 8.2 – Технические данные электровозов

Показатели	АМ8Д	2АМ8Д	АРП10Б
Масса, т	8,0	16,4	10,0
Тяговое усилие, кН	11,6	23,2	12,5
Длина по буферам, мм	4550	9470	5500

8.2 Постоянный подъем

Проходка горизонтальных горных выработок с применением для откатки отбитой горной массы рельсового транспорта может осуществляться только после оснащения постоянного подъема разведочной шахты. **Постоянный подъем** – это комплекс оборудования, предназначенный для транспортирования по вертикальному стволу людей и грузов. В качестве подъемных сосудов применяются клетки, которые используются как для транспортирования по стволу людей, так и для подъема на поверхность породы в вагонетках и для спуска материалов и оборудования. **Клеть** (рисунок 8.5) представляет собой металлическую прямоугольную в плане рамную конструкцию. Стеновое ограждение делается из металлической сетки. На полу клетки монтируется рельсовый путь для размещения вагонетки. Размеры клетки в плане определяются размером вагонеток. Для движения по вертикальному стволу вагонетка закатывается в клеть. Неподвижность вагонетки в клетке обеспечивается специальными стопорами. Следует заметить, что перевозка людей совместно с вагонеткой в клетке категорически запрещается. В вертикальных стволах разведочных шахт используется одноклетевой или двухклетевой подъем.

При двухклетевом подъеме осуществляется одновременное движение двух клеток по стволу в противоположных направлениях.



1 – корпус; 2 – парашют; 3 – прицепное устройство; 4 – вагонетка.

Рисунок 8.5 – Клеть

Клеть движется по вертикальной выработке на стальном канате, к которому подвешивается с помощью прицепного устройства. Подъемный канат представляет собой множество свитых в пряди стальных проволок. Для предотвращения раскачивания клеток при движении по всей глубине ствола монтируются направляющие - **проводники**. Клеть при движении фиксируется между двумя вертикальными проводниками. Проводники обычно делают из деревянных брусьев квадратного сечения или из рельсов. Специальные захваты, имеющиеся на клетях, охватывают проводники с трех сторон, благодаря чему клеть ограничена в горизонтальных перемещениях. Проводники крепятся к горизонтальным элементам – **расстрелам**, которые заделываются в крепь или боковые породы. Совокупность

проводников и расстрелов называется **армировкой**. Расстрелы служат и для оборудования в стволе лестничного отделения. Лестничное отделение отделяется (отшивается) от остального пространства ствола защитной стенкой из досок. Лестничное отделение также входит в состав армировки.

Клеть оборудуется парашютом – устройством, которое срабатывает в случае обрыва каната и удерживает клеть от падения путем зависания на проводниках.

Движение клетей по стволу осуществляется с помощью стационарной подъемной машины, установленной на поверхности земли на некотором расстоянии от ствола. Управление работой подъемной машины полностью автоматизировано.

Поскольку подъемная машина находится на поверхности земли, а канат в стволе движется вертикально, то необходимо изменить направление каната с помощью шкива. Шкив постоянного подъема имеет внушительные размеры, иногда более пяти метров в диаметре. Для размещения шкива на необходимой высоте над стволом монтируется специальное высотное сооружение - шахтный **постоянный копёр**.

На рисунке 8.6 показан надшахтный постоянный копер при двухклетевом подъеме - с двумя шкивами. Высота расположения шкивов над поверхностью должна быть такой, чтобы обеспечить возможность спуска длинномерных материалов (например, рельсов), прикрепляемых к клетям снизу. Постоянные копры чаще всего стальные решетчатой конструкции, обшитые листовой сталью. Нижняя часть копра находится в надшахтном здании, где располагается приемная площадка для вагонеток и для посадки людей в клеть. Для восприятия больших нагрузок, действующих на копер при спуске-подъеме клетей, со стороны подъемной машины устраивается укосина. Вид на укосину показан на рисунке 8.6 справа.

Надшахтные копры могут быть сооружены из железобетона. Возможна также конструкция копра с расположением подъемной машины в верхней части копра. При таком проектном решении высота копра увеличивается и иногда достигает высоты 100 м и более.

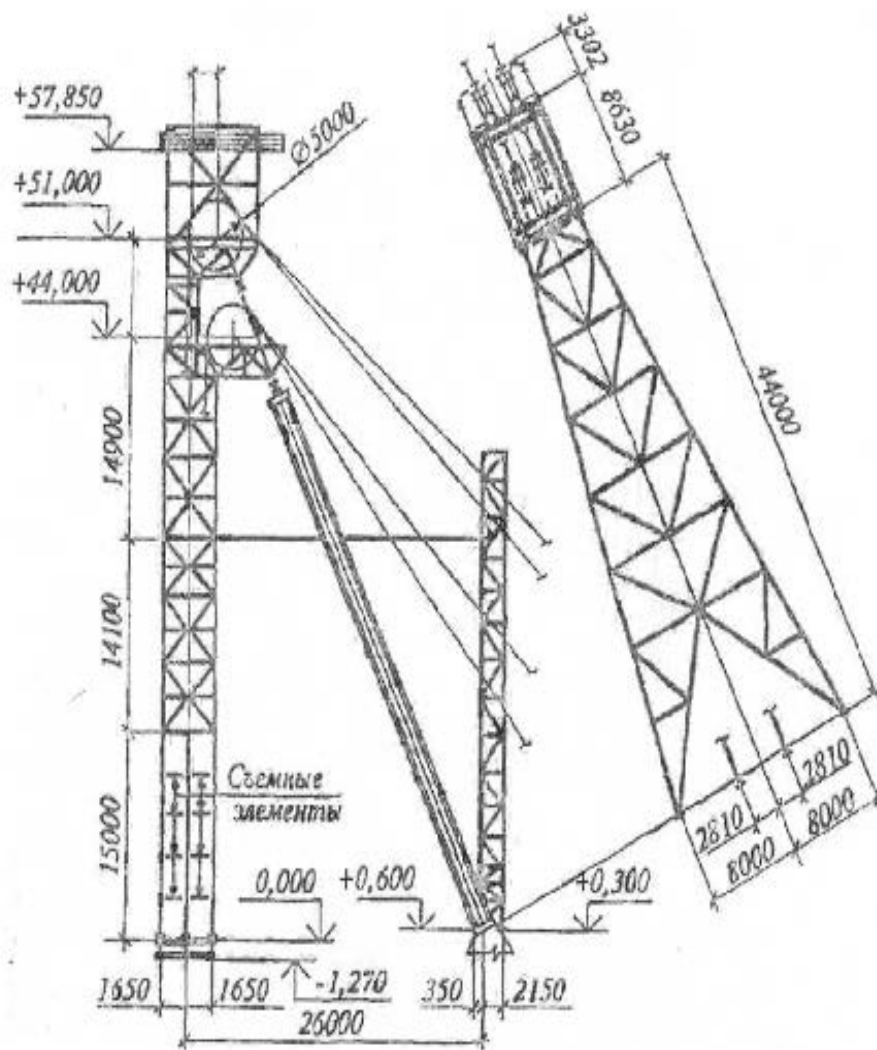


Рисунок 8.6 – Надшахтный постоянный копер

9 Организация работ по проведению горноразведочных выработок

9.1 Общие положения

При проходке горной выработки с использованием буровзрывного способа подвигание забоя (увеличение длины выработки) происходит не непрерывно, а дискретно во времени. Длина выработки увеличивается в момент взрыва, а затем производятся работы по приведению образовавшейся полости в состояние, пригодное к эксплуатации: проветривание, уборка породы, возведение крепи, наращивание рельсовых путей и коммуникаций. Совокупность проходческих операций, необходимых для обеспечения подвигания забоя, называют проходческим циклом, а процесс проходки горных выработок является циклическим. Документ, определяющий последовательность и длительность операций проходческого цикла, а также необходимое количество рабочих для выполнения этих операций, называется графиком организации труда. Рационально составленный график организации труда обеспечивает выполнение всех операций цикла в целое число смен.

При составлении графика вначале необходимо определить трудоемкость проходческих операций. Трудоемкость основных операций, выраженная временем на их выполнение выделенным количеством рабочих и машин, может быть определена количественно на основе межотраслевых, отраслевых либо местных нормативов. Существуют **нормы времени**, которые устанавливают время, необходимое для выполнения единицы объема операции, например время, затрачиваемое на бурение одного метра шпура или на погрузку одного кубометра отбитой горной массы. **Нормы выработки**, наоборот, устанавливают объем работ, выполняемых за единицу времени. Трудоемкость некоторых процессов проходческого цикла не может быть выражена числом, например, зарядание, взрывание, проветривание и осмотр забоя после взрыва. Такие работы не нормируются, и на них отводится определенное время. Так, на проветривание забоя

отводится обычно не более 30 минут в зависимости от производительности вентилятора, объема взрываемого ВВ, площади поперечного сечения выработки и т.д. Кроме того, иногда предусматривается 30-минутный перерыв на отдых и прием пищи в середине рабочей смены. Рабочая смена, как правило, имеет длительность шесть часов. Ниже приводится общий принцип определения трудоемкости проходческих операций для составления графика организации работ. При составлении реального графика должны быть введены соответствующие коэффициенты, учитывающие горнотехнические и организационные особенности работ в конкретном проходческом забое.

9.2 Определение трудоемкости бурения шпуров

Перед началом бурения шпуров два проходчика проверяют направление горной выработки и производят разметку шпуров. Остальные проходчики (если звено входит более двух человек) подготавливают буровой инструмент к работе: подтягивают шланги сжатого воздуха и воды, подсоединяют шланги к перфораторам (при бурении перфораторами), производят подключение электросверл к энергосети (при бурении электрическими сверлами). Один перфоратор обслуживают два человека, одно сверло - также два проходчика, а на обслуживание двух электросверл выделяется три человека. По окончании бурения и зачистки шпура устье шпура забивают деревянной пробкой.

Объем работы при бурении шпуров выражается в шпурометрах – суммарном количестве метров шпуров, которые нужно пробурить в одном цикле. Нормы времени даются на одну бурильную машину. Тип бурильной машины выбирается в зависимости от крепости пород: при крепости до $f = 6$ можно применить сверло (бурильную машину вращательного действия), при большей крепости – только перфоратор (бурильную машину ударно-поворотного действия). Количество бурильных машин выбирается в зависимости от площади сечения выработки: на $2,5\text{м}^2$ площади забоя в проходке принимается не более одной машины. Нормы времени на бурение в зависимости от крепости пород приведены в таблице 9.1. Для

определения норм для промежуточных значений крепости используется линейная интерполяция.

Таблица 9.1 – Нормы времени на бурение шпуров

Коэффициент крепости f	Нормы времени ч/м при использовании:	
	перфоратора	электросверла
1,5 - 2	0,17	0,15
3	0,20	0,20
6	0,23	0,26
8 - 9	0,28	-
12 - 14	0,42	-

Общая трудоемкость бурения шпуров T_{σ} - время, которое потребуется для бурения всех шпуров одного цикла взрывания с помощью одной бурильной машины, определяется по формуле

$$T_{\sigma} = V_{\sigma} \cdot N_{\sigma} / n, \text{ ч}, \quad (9.1)$$

где V_{σ} - объем бурильных работ (суммарная длина всех шпуров), м;

N_{σ} - норма времени на бурение одного метра шпура с учетом подготовительно-заключительных операций, ч/м;

n – количество бурильных машин, одновременно работающих в забое.

Следует заметить, что увеличение количества бурильных машин требует увеличения количества обслуживающих рабочих, а это в стесненных условиях проходки разведочных выработок может не только не увеличить производительность труда, но даже ее снизить.

9.3 Определение трудоемкости уборки породы

Для определения трудоемкости уборки отбитой горной массы из забоя нужно вначале выбрать способ уборки. Погрузочные машины могут быть использованы в выработках с площадью поперечного сечения не менее 5 м² в свету. При меньших размерах выработки не могут быть выдержаны зазоры, обеспечивающие безопасное ведение работ. Одну машину обслуживают обычно четыре-пять рабочих. В процессе уборки взорванной горной массы погрузочными машинами выполняются следующие операции. Вначале проходчики осматривают забой и приводят его в безопасное состояние. Погрузочную машину осматривают и смазывают, после чего приступают к погрузке. Один из проходчиков управляет машиной, другой наблюдает за шлангом сжатого воздуха и электрическим кабелем, а также производит подкидку породы к машине. Остальные проходчики заняты подкаткой порожних и откаткой груженых вагонеток. При откатке на расстояние не более 20 м этот процесс входит в нормы по погрузке отбитой горной массы в вагонетки. При использовании погрузочной машины на рельсовом ходу в нормы времени входит также укладка временного пути.

Объем горной массы, которую нужно убрать из забоя, определяется по формуле

$$V_n = S_{np} \cdot l_u, \quad (9.2)$$

где S_{np} - площадь поперечного сечения в проходке, м²,

l_u – подвигание забоя за цикл, м

$$l_u = l_{um} \cdot \eta, \quad \text{м}, \quad (9.3)$$

l_{um} - глубина отбойных шпуров, м;

η - коэффициент использования шпуров (КИШ).

Нормы времени на погрузку отбитой породы с помощью погрузочных машин разного типа приведены в таблице 9.2. Нормы времени даны в часах на одну машину.

Таблица 9.2 - Нормы времени на погрузку горной массы в вагонетки с помощью погрузочных машин

Тип машины	Нормы времени на погрузку N_n , ч / м ³ при коэффициенте крепости пород f		
	1,5..3	6..9	12..14
1ПНБ-2	0,42	0,47	0,51
1ППН-5	0,59	0,66	0,72
2ПНБ-2	0,39	0,43	0,48
ПНБ-3К	0,24	0,26	0,29

Трудоемкость уборки пород из забоя с помощью погрузочной машины

$$T_g = V_n * N_n, \text{ ч}, \quad (9.4)$$

где N_n - норма времени на погрузку горной массы в вагонетки, ч / м³.

Если сечение выработки не позволяет использовать погрузочную машину, то применяют уборку отбитой горной массы скрепером. При этом выполняются следующие работы. В забое с двух сторон выработки в верхней части пробуривают два шпура, куда вставляют и затем закрепляют металлическими клиньями штыри для навески блоков. Производят передвижку скреперного комплекса на новую заходку. На один из штырей навешивают блок. Канат от скреперной лебедки протягивают через блок и укрепляют на скрепере. Производят уборку породы с одной стороны выработки. В процессе работы скреперной установки один

проходчик управляет работой лебедки, а один или два других следят за движением скрепера и подбрасывают породу. По окончании уборки породы с одной стороны выработки перевешивают блок на другую сторону и повторяют процесс уборки. Количество рабочих, занятых при скреперной уборке породы, составляет от двух до четырех человек в зависимости от объема работ и расстояния скреперования. В таблице 9.3 приведены нормы времени на уборку породы при разном расстоянии скреперования с помощью скрепера емкостью $0,15 \text{ м}^3$ с погрузкой в вагонетки.

Таблица 9.3 - Нормы времени на уборку горной массы с помощью скрепера
(ч / м^3)

Расстояние скреперования	Коэффициент крепости f		
	1,5 - 3	6 - 8	12 - 14
До 15 м	0,64	0,71	0,78
До 30 м	0,92	1,00	1,10
До 45 м	1,30	1,40	1,50

Для промежуточных расстояний скреперования норма определяется путем линейной интерполяции. Трудоемкость уборки с помощью скрепера определяется так же, как и при применении погрузочной машины (формула 9.5, в которой норма времени N_n берется из таблицы 9.3). Время, затрачиваемое на уборку, равно трудоемкости работы погрузочной машины или скрепера независимо от числа занятых рабочих.

9.4 Определение трудоемкости крепления выработки

Объем работ по креплению выработки складывается из работ по возведению крепежных рам и по затяжке боков и кровли. Состав работ при креплении деревянными крепежными рамами следующий. Вначале размечают и долбят лунки под ножки крепежной рамы. Далее производится оборка кровли и боков с частичным оконтуриванием выработки (обеспечение проектных размеров

выработки в свету). Подготовка замков крепежных рам (изготовление врубок для соединения «в лапу») и подгонка элементов крепи по размерам выработки производится с помощью топоров и пилы. После изготовления элементов производится установка рам. В этом процессе участвуют в зависимости от размеров поперечного сечения выработки от двух до четырех человек. После установки рамы производится затяжка кровли. Затяжка кровли обязательна для обеспечения безопасности последующих проходческих операций. Далее производится изготовление клиньев, проверка правильности установки и расклинивание рам. Если крепежные рамы устанавливаются в разбежку, то изготавливаются и устанавливаются распорки между рамами (для обеспечения устойчивости рам вдоль выработки). После надежного закрепления рамы осуществляется затяжка боков, начиная с почвы выработки снизу вверх. Наконец, производится забутовка оставшихся пустот в закрепном пространстве кусками пород и обрезками древесины.

Для определения затрат времени на крепление вначале необходимо найти количество рам, которые устанавливаются за один цикл проходки. Если шаг крепи (расстояние между рамами) L , а подвигание забоя за цикл L_u , то количество рам n_p , устанавливаемых за цикл, равно

$$n_p = L_u / L \quad (9.5)$$

с округлением до большего целого. Очевидно, что количество рам в разных циклах может отличаться на единицу, но трудоемкость определяется по большему объему крепления. В таблице 9.4 приводятся нормы времени в часах на установку одной деревянной крепежной рамы в расчете на одного рабочего. Конечно, для установки крепежной рамы необходимо не менее двух, а при больших размерах выработок трех и более, рабочих. Поэтому время, затрачиваемое на крепление, уменьшается пропорционально числу проходчиков, занятых на креплении. Однако увеличение количества рабочих более трех практически не сказывается на скорости возведения

крепи. Поэтому при расчете количество проходчиков, занятых на креплении, принимается равным численному составу проходческого звена, но не более трех.

Трудоемкость работ по возведению крепежных рам $T_{кр}$ определяется формулой:

$$T_{кр} = n_p * N_{кр} / k_{кр}, \text{ ч}, \quad (9.6)$$

где $N_{кр}$ – норма времени в часах на установку одной крепежной рамы;

$k_{кр}$ – количество проходчиков, занятых на установке крепежных рам (но не более трех человек).

Таблица 9.4 - Нормы времени на установку одной крепежной рамы, ч

Площадь сечения в проходке, м ²	Установка рам в разбежку			Установка рам вплотную		
	$f > 8$	$f = 3-8$	$f < 3$	$f > 8$	$f = 3-8$	$f < 3$
До 4,0	2	1,7	1,4	1,8	1,5	1,3
4,0-6,5	2,5	2,2	1,8	2,4	2,0	1,7
6,5-8	3	2,5	2	2,7	2,3	1,9
8-10	3,4	2,8	2,4	3,1	2,6	2,3
10-12	4,1	3,3	2,8	3,8	3,1	2,6
12-14	5,2	4,2	3,4	4,8	3,9	3,2

Работы по затяжке боков и кровли начинаются с подноски распилов к месту установки. Вначале затягивают кровлю. Затяжку боков начинают с почвы. Забутовку пустот за затяжкой производят по мере наращивания высоты затяжки. Необходимый для забутовки объем породы оставляют при погрузке. На затяжке боков и кровли выработки обычно заняты два-три проходчика. Объем работ по затяжке боков $V_{зб}$ определяется следующим образом:

$$V_{зб} = 2h_{св} * L_{ц}, \text{ м}^2, \quad (9.7)$$

где $h_{св}$ - высота выработки в свету, м.

Объем работ по затяжке кровли $V_{зк}$:

$$V_{зк} = l_1 * L_{ц}, \text{ м}^2, \quad (9.8)$$

где l_1 - ширина выработки в свету в кровле, м.

Нормы времени на затяжку 1 м^2 обнажения выработки приведены в таблице 9.5. При затяжке в разбежку распилы устанавливаются в шахматном порядке через один. Трудоемкость затяжки боков и кровли на один цикл подвигания забоя:

$$T_з = (V_{зб} \cdot N_{зб} + V_{зк} N_{зк}) / k_{пр}. \quad (9.9)$$

Таблица 9.5 - Нормы времени на затяжку боков и кровли

Материал затяжки	Способ затяжки			
	Всплошную		В разбежку	
	Кровля, $N_{зк}$, ч/м ²	Бока, $N_{зб}$, ч/м ²	Кровля, $N_{зк}$, ч/м ²	Бока, $N_{зб}$, ч/м ²
Доски, распилы	0,24	0,19	0,18	0,15

9.5 Составление графика организации труда

При определении времени на основные проходческие операции необходимо учитывать выделяемое для их выполнения количество рабочих. При этом следует

иметь в виду, что в течение одной смены количество рабочих должно быть неизменно. Количество проходчиков в разных сменах может быть разным.

Примерная форма графика организации труда представлена в таблице 9.6. Здесь в первую смену состав звена – 4 проходчика, которые выполняют бурение шпуров общей длиной 29 м (29 шпурометров) за 4,5 часа. По окончании бурения осуществляется зарядка шпуров и взрывание, на которые уходит 40 минут. В конце смены забой проветривается в течение 20 минут. Последовательность выполнения проходческих операций отражается на графике отметками в графах, соответствующих часам смены. Там же указывается количество занятых на операциях рабочих. Во вторую смену производится уборка отбитой взрывом горной массы в вагонетки с помощью погрузочной машины. Состав звена в эту смену увеличивается до пяти проходчиков. В третью смену в звене четыре проходчика, трое из них возводят 5 рам деревянной крепи. Одновременно с этим четвертый проходчик устраивает водоотводную канавку, наращивает кабели и трубопроводы.

Следует иметь в виду, что эффективный график организации труда можно, как правило, получить лишь в результате нескольких попыток. Как было отмечено выше, график организации труда эффективен тогда, когда проходческий цикл выполняется за целое число смен. Изменить общее время выполнения работ цикла можно за счет изменения величины подвигания забоя за цикл, т.е. за счет изменения глубины шпуров. При этом пропорционально изменению глубины шпуров изменяется время для выполнения всех нормируемых операций. Последовательность действий при оптимизации графика следующая. Вначале в первом приближении находится время $T_{н1}$, затрачиваемое на нормируемые работы и общее время цикла $T_{ц1}$ при конкретной глубине шпуров l_1 . Определяется время $T_д$, на которое следует увеличить (в этом случае $T_д$ положительно) или уменьшить (в этом случае $T_д$ отрицательно) длительность цикла. Находится новая глубина шпуров

$$l_2 = l_1 \left(1 + \frac{T_д}{T_н}\right). \quad (9.10)$$

После этого снова строится график при новой глубине шпуров и, если необходимо, корректируется по той же схеме. Нужно помнить также, что можно (но не всегда!) изменить время выполнения работ за счет изменения количества привлекаемых рабочих.

Таблица 9.6 – Примерная форма графика организации труда

Наименование операции	Ед. Измерения	Объем работ	Трудоемкость, ч.	1 смена					2 смена					3 смена						
Бурение шпуров	м	29	4,5	████████████████████																
Заряжание и взрывание			1,0					██												
Проветривание			0,5					█												
Осмотр и подготовка забоя			0,5					█												
Уборка породы	м ³	15,2	5,5						████████████████████											
Крепление	ра-ма	5	6												████████████████████					
Вспомогательные операции			6												████████████████████					

10 Проходка восстающих

Восстающие – выработки чаще всего вертикальные, иногда наклонные. Проходятся восстающие снизу вверх – отсюда и их название. Они используются непосредственно как разведочные выработки, а также и для целей вентиляции, для спуска горной массы и крепежного материала, в качестве запасного выхода, для прокладки коммуникаций. Длина восстающих обычно не превышает 100 м. Восстающие, как правило, имеют прямоугольное поперечное сечение. Площадь поперечного сечения - от 1,2 м² до 6,5 м² в свету. Восстающие в зависимости от назначения имеют одно, два или три отделения. При малых размерах восстающий имеет квадратное поперечное сечение, одно отделение и предназначается для транспортирования самотеком сверху вниз полезного ископаемого, породы или материалов, а также для проветривания. Для передвижения людей такие восстающие не используются. Восстающий с двумя отделениями имеет прямоугольную форму и, кроме грузового, имеет ходовое отделение, оборудованное лестницей для прохода людей. Восстающие с тремя отделениями, кроме грузового и ходового отделения, имеют материальное отделение, в котором располагаются инженерные коммуникации (трубопроводы и кабели). Отделения устраиваются с помощью расстрелов – горизонтальных элементов, опирающихся на крепь восстающего или заделываемых в окружающие породы. К расстрелам крепятся дощатые стенки, разделяющие отделения.

Восстающие, пройденные по весьма крепким породам (с коэффициентом крепости $f > 10$), не крепят, а пройденные по крепким породам закрепляют анкерной крепью. Восстающие, расположенные в породах средней крепости и слабых, крепят деревянной **венцовой** крепью. Деревянная венцовая крепь представляет собой совокупность горизонтальных прямоугольных **венцов**, составленных из четырех, соединенных на врубках, рудничных стоек.

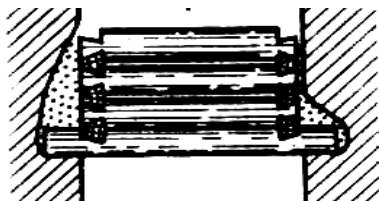


Рисунок 10.1 – Элемент деревянной венцовой крепи

Опорные венцы заделываются в массив концами двух стоек и устанавливаются на некотором расстоянии друг от друга по вертикали. Между ними располагаются **рядовые** венцы. Опорный венец принимает на себя вес всех рядовых венцов звена и передает эту нагрузку на породные стенки. Понятно, что размеры звена - расстояние между опорными венцами - определяется из условия прочности опорного венца от воздействия на него веса вышележащего звена крепи и прочности породных стенок. Поэтому опорные венцы стараются располагать в достаточно прочных породах. Венцы крепи для обеспечения жесткости тщательно расклиниваются в окружающие породы.

Венцы крепи устанавливаются вплотную (сплошная венцовая крепь) или в разбежку. В последнем случае между рядовыми венцами устанавливаются короткие стойки, соединяемые с элементами венцов на врубках (в паз). Такая крепь называется венцовой крепью на стойках. Применяют и подвесную венцовую крепь. В этом случае расположенное ниже опорного венца звено крепи подвешивается к нему на металлических прутьях, для чего в элементах проделываются отверстия. Если при применении обычной венцовой крепи крепление очередного звена производится снизу вверх, то при использовании подвесной крепи – сверху вниз. Бока восстающего при креплении в разбежку укрепляют затяжкой.

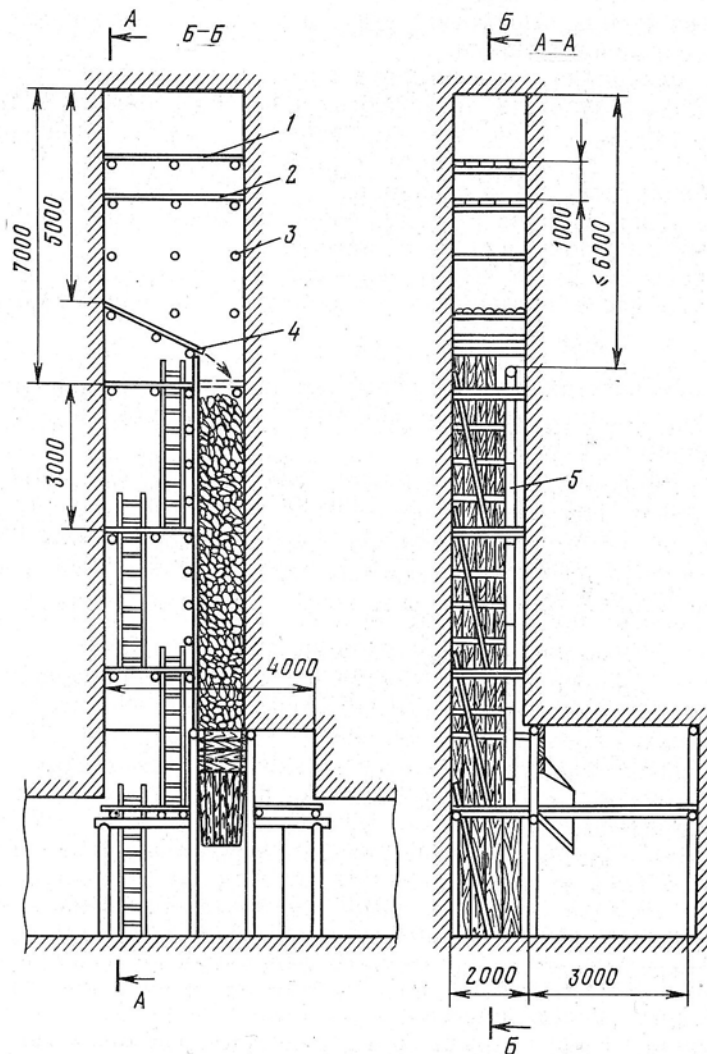
Проходка восстающего осуществляется из протяженной выработки или из специальной камеры. При проходке из выработки сначала выработку расширяют, поскольку ось восстающего должна быть смещена относительно оси

горизонтальной выработки (на разрезе А-А рисунка 10.2 горизонтальная выработка находится правее восстающего). В кровле уширения сооружают первый (основной) опорный венец и полок с люком для выпуска породы.

Обычно непосредственно из горизонтальной выработки проходят небольшой участок восстающего, достаточной длины для расположения там проходчиков или проходческого комплекса. Затем сооружается **рабочий полок** (позиция 1 рисунка 10.2), с которого осуществляется отбойка породы отбойными молотками (при проходке вручную) или бурение шпуров при буровзрывном способе. Рабочий полок устраивают на расстоянии 1,8-2 м от забоя. Ниже рабочего полка устраивается **предохранительный** полок (2) – на расстоянии 1-1,5 м от рабочего полка. Кроме рабочего и предохранительного полков сооружают также **отбойный** полок (4), который защищает ходовое и материальное отделения от попадания в них отбитой горной массы. Для поддержания полков в породные стенки устанавливают деревянные расстрелы (распорки), которые также играют роль временной крепи, либо забивают в породные стенки крючья.

При отбойке вручную необходимо обнажение кровли сразу же закреплять с помощью стоек. При проходке буровзрывным способом обуривают забой, затем, после заряжания шпуров, проходчики разбирают рабочий и предохранительный полки и покидают восстающий. Отбитая вручную или взрывом порода падает вниз на отбойный полок и в грузовое отделение, откуда через люк выгружается в вагонетки или на почву горизонтальной выработки для последующей уборки скрепером.

Бурение шпуров осуществляется телескопными перфораторами. Глубина шпуров обычно составляет 1,2 - 1,5 м, реже до 2 м. Применяются пирамидальные, клиновые или прямые врубы. Заряжание производится патронированным ВВ, способ взрывания – электрический.

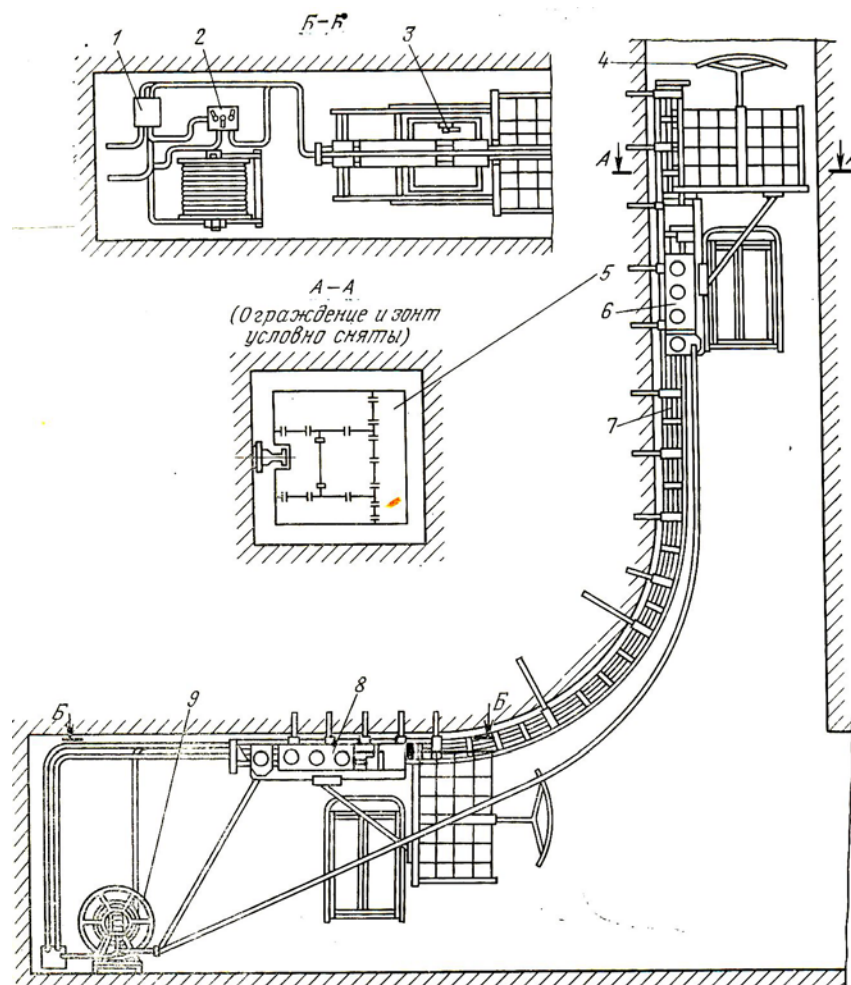


1 – рабочий полк; 2 – предохранительный полк; 3 – распорная крепь; 4 - отбойный полк; 5 – вентиляционная труба.

Рисунок 10.2 – Схема восстающего в процессе проходки

Важным вопросом при проходке восстающих является проветривание. Вентиляционный трубопровод протягивают в ходовом отделении. Проветривание осуществляется установленными на свежей струе проходческими вентиляторами. Вентиляционный трубопровод (позиция 5 рисунка 10.2) располагают под предохранительным полком во избежание его повреждения. В предохранительном полке имеется лядя (крышка), которую открывают снизу для проветривания после взрыва и закрывают перед взрывом.

Проходка восстающих требует значительных затрат физических усилий проходчиков для подъема в забой по лестнице и доставке на рабочий полк бурового оборудования и крепежных материалов. Доставка оборудования и материалов иногда осуществляется с помощью лебедки, установленной в выработке, из которой проходится восстающий. С целью механизации указанных процессов разработаны и применяются специальные проходческие комплексы: КПВ-2, КПВ-4А, КПН-А.



1- блок питания; 2- блок для отбора проб воздуха; 3- управление на рабочем полке; 4- предохранительный зонт; 5- платформа; 6- самоходный рабочий полк; 7- монорельс; 8- положение самоходного полка в камере; 9- шланговая лебедка.

Рисунок 10.3 – Комплекс проходки восстающих КПВ

Комплекс проходки восстающих КПВ, представленный на рисунке 10.3 состоит из самоходной платформы, которая перемещается в восстающем по монорельсу. Монорельс крепится к стенке восстающего. С платформы проходчики бурят шпуры и производят зарядание шпуров. В рабочем состоянии платформы под ней находится кабина, в которой проходчики и оборудование доставляются в забой. По окончании работ в забое проходчики спускаются в кабину, и платформа с проходчиками опускается вниз. При входе в камеру платформа поворачивается, а кабина остается в вертикальном положении. Платформа перемещается по ходовому отделению, а отбитая взрывом порода выгружается через породное отделение, отшитое от ходового досками. На рисунке 10.3 показан разрез по ходовому отделению восстающего. Перед взрывом ходовое отделение перекрывается щитом.

11 Проведение разведочных шурфов

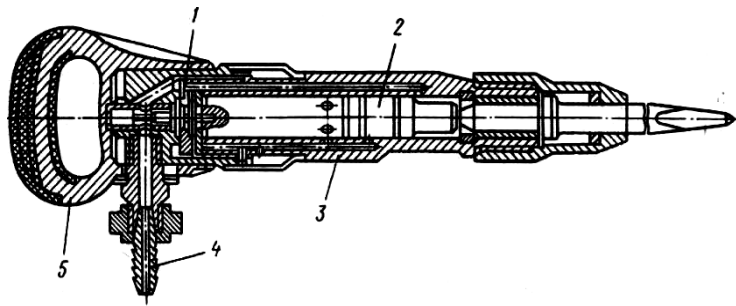
Разведочные шурфы применяются для изучения залегания и литологического состава горных пород, отбора проб, а также в качестве вентиляционных и запасных выходов в разведочных шахтах. Глубина шурфов достигает 40 м, но чаще проходятся шурфы глубиной менее 10 м. Шурфы глубиной до 5 м называют мелкими, средней глубины – от 5 до 10 м, а более 10 м – глубокими. Форма поперечного сечения шурфов чаще прямоугольная, реже круглая. Размеры поперечного сечения определяются размерами подъемных сосудов и оборудования, размещаемых в шурфе. Минимальная площадь поперечного сечения – 1,5 м². В этом случае шурф оборудуется только подвесной лестницей. Шурфы, оборудованные лестничным отделением, имеют сечение площадью до 4 м².

11.1 Проходка мелких разведочных шурфов

Проходческий цикл при проходке шурфов и вертикальных стволов так же как и горизонтальных выработок включает отбойку, уборку отбитой горной массы, крепление и вспомогательные операции: проветривание, водоотлив и др.

Отбойка породы при проходке мелких шурфов осуществляется ломками, кайлами, лопатами или с помощью отбойных молотков (рисунок 11.1). Если крепость пород не позволяет производить отбойку вручную, применяют предварительное **рыхление**: механическое или взрывом, для чего бурят вертикальные шпуры небольшой глубины.

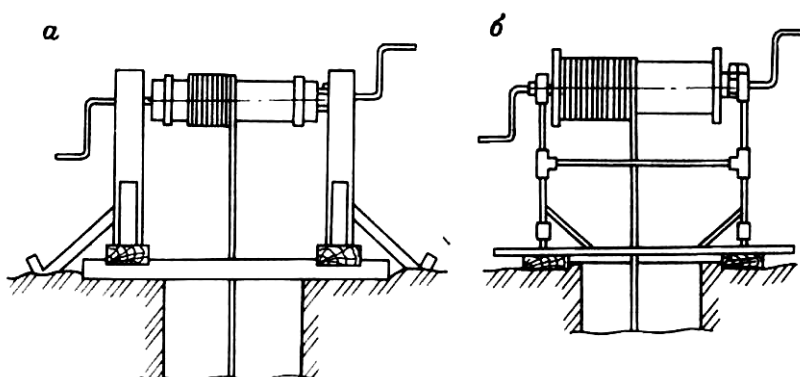
При глубине до 2 м отбитая горная масса вручную выбрасывается на поверхность непосредственно из забоя. При большей глубине доставка (подъем) горной массы на поверхность осуществляется подъемным сосудом, называемым бадьей. **Бадья** представляет собой металлический сосуд в форме ведра с дужкой, перемещаемый с помощью каната, который приводится в движение ручным воротком, установленным на поверхности (рисунок 11.2). Бадья при таком способе подъема имеет емкость до 30 л.



1- воздухораспределительное устройство; 2 – боек; 3 – корпус; 4 – штуцер для сжатого воздуха; 5 - рукоятка

Рисунок 11.1 – Отбойный молоток

Проходку мелких шурфов могут вести три проходчика, один из которых работает в забое шурфа, двое других осуществляют подъем и выгрузку бадьи. Крепление шурфов чаще всего производится деревянной венцовой крепью более подробно о креплении шурфов сказано в разделе 12.



a — деревянный; *б* — металлический.

Рисунок 11.2 - Шурфопроходческие ручные воротки

Проветривание мелких шурфов обычно происходит естественным путем. Для того чтобы направить свежую струю в забой, иногда применяют паруса. При наличии притока воды откачка осуществляется с помощью забойного насоса либо в бадью, либо непосредственно на поверхность.

11.2 Проходка шурфов средней глубины

При увеличении глубины шурфа подъем отбитой горной массы бадьей малой емкости становится неэффективным. Поэтому для подъема применяются специальные подъемные установки (рисунок 11.3) или подъемные краны, благодаря чему объем бадей может быть увеличен до 0,15 - 0,25 м³..

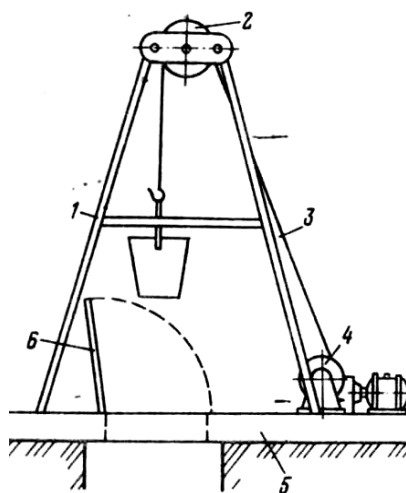


Рисунок 11.3 – Простейшая подъемная установка

Устье шурфа перекрывается нулевой рамой (позиция 5 рисунка 11.3), предохраняющей забой от падения с поверхности кусков породы и посторонних предметов, а также защищающей находящихся на поверхности рабочих от падения в шурф. Нулевая рама представляет собой систему стальных балок, поддерживающих металлический настил. Для прохода бадьи в нулевой раме имеется отверстие с

крышкой (лядой) (позиция 6 рисунка 11.3). Бадья подвешивается на канате (3), который приводится в движение лебедкой (4). Отклоняющий шкив (2) размещается на специальном сооружении - **копре** (1). Высота копра должна быть достаточной, чтобы обеспечить удобство разгрузки бадьи в автомобильный транспорт.

Бадья подвешивается к канату на специальном прицепном устройстве в виде крюка с защелкой, предохраняющей от самопроизвольного (без участия человека) отцепления крюка от бадьи. Отцепление бадьи возможно только вручную после установки бадьи на твердую опору и напуска каната. Во время движения бадьи проходчик, находящийся в забое, должен быть защищен от возможного падения кусков породы деревянным предохранительным полком, перекрывающим третью часть сечения шурфа. Погрузка отбитой горной массы в бадью осуществляется вручную.

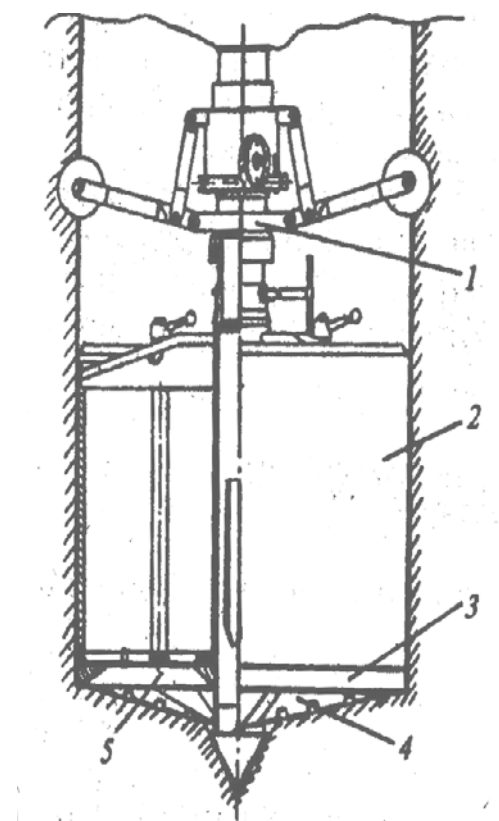
Отбойка породы чаще всего производится взрывным способом. При малых сечениях шпуры бурят вертикально. Пирамидальные врубы с наклонными шпурами применяют при площади поперечного сечения более 2 м².

Крепление шурфа осуществляется деревянной венцовой крепью (конструкция венцовой крепи описана в разделе 10). Забой проветривается проходческим вентилятором, установленным на поверхности. Схема проветривания – нагнетательная. Воздух поступает в забой по гибким трубам диаметром 200 - 400 мм. Конец трубопровода не должен быть дальше 15 м от забоя. При малых притоках водоотлив осуществляется забойным насосом в бадью, при больших притоках вода насосом откачивается на поверхность по трубам.

Извлеченная при проходке шурфа порода складировается в специально организованном отвале. Наиболее рационально разгружать бадью в транспортное средство, чтобы сразу же отвозить породу в отвал. В противном случае организуется отвал в непосредственной близости от шурфа, что при большом объеме породы не всегда удобно. После выполнения разведочных функций шурф должен быть ликвидирован (засыпан), для чего используется порода из отвала.

11.3 Бурение шурфов

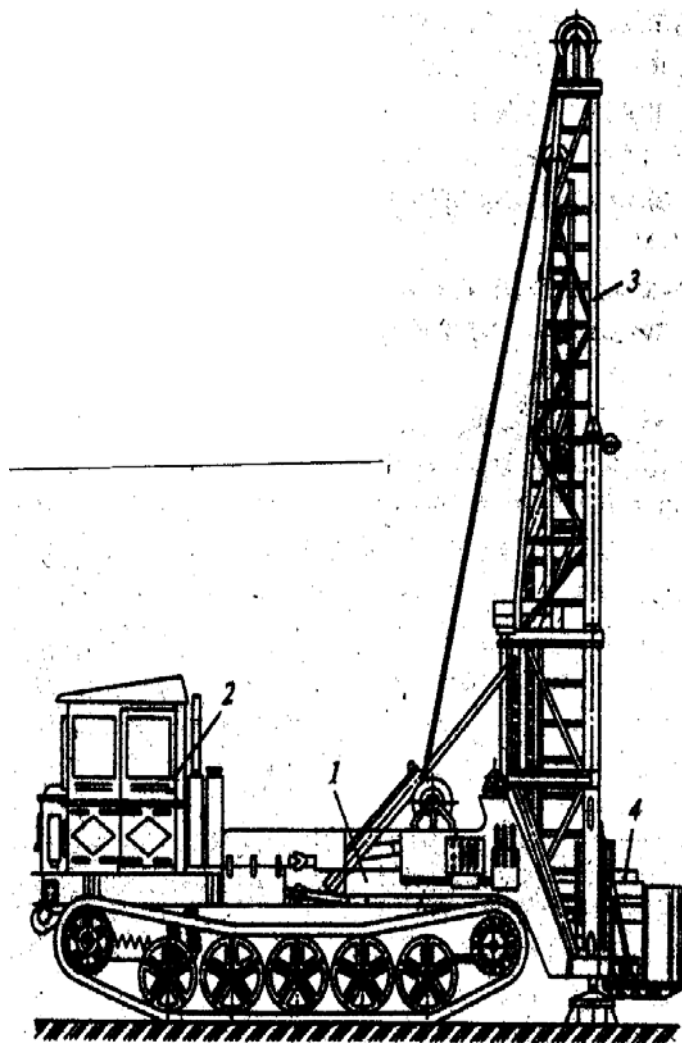
Разведочные шурфы небольшой (до 20 м) глубины и диаметром до 1,5 м эффективно проходить машинным способом. Для этой цели разработаны различные конструкции шурфопроходческих установок. Чаще всего используются шурфобуры, с помощью которых проходят шурфы глубиной до 5 м и более. На рисунке 11.4 показан шурфобур ковшового типа. Разрушение грунта производится с помощью ножей, укрепленных в днище. Разрушенная часть грунта заполняет цилиндрическую полость бура и может быть извлечена на поверхность для разгрузки.



1 – устройство для фиксации бура на буровой колонне; 2 – полый цилиндр; 3 – днище; 4 – ножи; 5 – окна в днище.

Рисунок 11.4 - Шурфобур ковшового типа

Движение шурфобура в вертикальной плоскости (подъем и опускание) производится с помощью буровой установки, изображенной на рисунке 11.5.



1 – буровой станок; 2 – ходовая база (трактор); 3 – мачта; 4 – ротор шурфобура

Рисунок 11.5 – Буровая установка для бурения шурфов

12 Проходка вертикальных стволов и глубоких шурфов

12.1 Общие сведения о вертикальных стволах

Вертикальный ствол является основной выработкой, с помощью которой осуществляется связь подземных выработок разведочной шахты с поверхностью земли. По вертикальному стволу доставляются в подземные выработки и поднимаются на поверхность люди, различные грузы, выдается на поверхность отбитая при проходке подземных выработок порода и попутно извлекаемые полезные ископаемые, поступает в шахту свежий воздух или отсасывается отработанный. Вертикальные стволы имеют прямоугольную или круглую форму поперечного сечения. Прямоугольная форма применяется при креплении деревом, круглая – бетоном. В горноразведочных выработках чаще применяется деревянная венцовая крепь, т.к. технология сооружения стволов с бетонным креплением связана с наличием соответствующей базы для приготовления бетонной смеси. Площадь поперечного сечения стволов составляет от 7 до 24 м² в свету.

Верхняя, примыкающая к поверхности, часть ствола называется устьем. Устье закрепляется бетонной крепью до глубины не менее 5м. Оголовок (верхняя часть устья) должен быть поднят над поверхностью не менее чем на 200 мм во избежание затопления поверхностными водами.

Нижняя часть ствола на уровне горизонта называется сопряжением с горизонтом. При наличии нескольких горизонтов сооружается несколько сопряжений на разной глубине.

Глубокие шурфы отличаются от вертикальных стволов тем, что могут не оснащаться постоянным подъемом. Иногда в них сохраняется проходческий (бадьевой) подъем, а при использовании шурфа в качестве вентиляционного или в качестве запасного выхода разведочной шахты сохраняется только лестничное отделение.

12.2 Проходка устья ствола и оснащение проходки по коренным породам

Проходка стволов состоит из нескольких этапов. Первый этап, называемый подготовительным, включает в себя работы по подготовке площадки строительства, строительству или монтажу временных зданий и сооружений, монтажу оборудования и др. В подготовительном периоде также осуществляется также проходка устья ствола.

Глубина устья ствола зависит от свойств пород, пересекаемых стволом, и может колебаться от 5 до 40 м. Наносы и мягкие породы поддаются разработке с помощью механизмов, расположенных на поверхности. При небольшой площади поперечного сечения ствола проходка аналогична проходке мелких разведочных шурфов. При значительной площади поперечного сечения и глубине до 3 – 5 м для отбойки и доставки отбитой горной массы возможно применение экскаваторов. При большей глубине устья подъем отбитой горной массы в бадье можно осуществить с помощью подъемных кранов. При большой глубине устья для обеспечения безопасности рабочих в забое ствол перекрывают нулевой рамой, и организуется принудительное проветривание забоя проходческим вентилятором, установленным на поверхности. При проходке устья ствола круглого сечения обычно применяется временная крепь из металлических колец из прокатных швеллеров. Кольца укрепляются в стенках забивными крючьями. При необходимости за кольца укладывается деревянная затяжка. В последующем временная крепь демонтируется и заменяется постоянной бетонной крепью.

Следующий этап – собственно проходка ствола - требует выполнения целого ряда мероприятий, совокупность которых называют оснащением на проходку ствола по коренным породам.

При проходке разведочных шахт применяются в основном две технологические схемы. При последовательной схеме осуществляется проходка ствола без крепи на глубину 10-15 м., после чего возводится крепь на пройденном участке. Схема применяется в устойчивых породах, допускающих значительное обнажение боковых пород. При второй, совмещенной, схеме выполняется полный

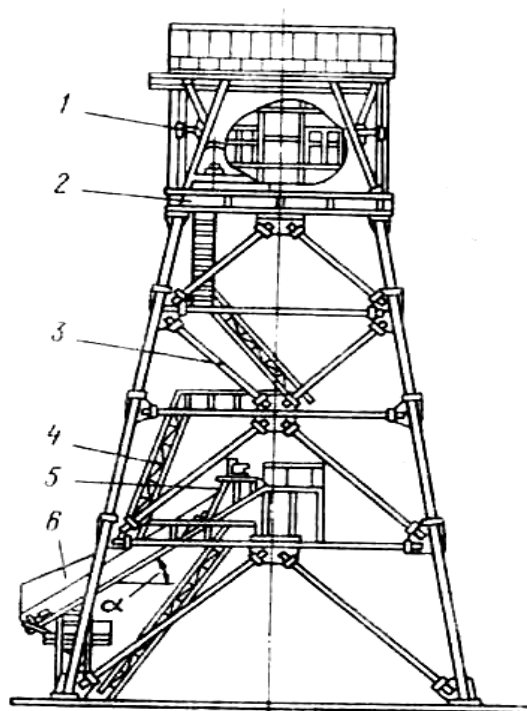
цикл всех проходческих операций по продвижению забоя на величину одной заходки: отбойка, уборка отбитой горной массы и крепление. Затем цикл повторяется на следующей заходке. Существует еще и параллельная схема проходки, когда крепление осуществляется другим звеном проходчиков с отставанием от забоя одновременно с другими работами по проходке. Схема применяется крайне редко из-за организационных трудностей совмещения разных проходческих операций. Независимо от применяемой схемы при оснащении на проходку должны быть выполнены следующие работы.

Прежде всего - это организация проходческого подъема. Основным элементом проходческого подъема является проходческий **копёр**, который сооружается над устьем ствола на поверхности. Основная функция проходческого копра – размещение на необходимой высоте отклоняющих шкивов, на которые набрасываются канаты для подвешивания бадьи и другого проходческого оборудования. Проходческий копер представляет собой сооружение в виде усеченной пирамиды квадратной формы в плане, каркас которой выполнен чаще всего из стальных труб. Копер обшивается по бокам шифером или другими легкими стеновыми материалами.

В надстройке копра размещена **подшківная площадка**, на которой монтируются многочисленные отклоняющие шкивы. Канаты приводятся в движение с помощью лебедок, размещаемых на поверхности земли вокруг копра. Размеры шкивов определяются диаметром канатов – чем толще канат, тем больше должен быть диаметр отклоняющего шкива. Наибольший диаметр имеют шкивы проходческого подъема: 2 – 3 и более м.

В проходческом копре монтируется разгрузочное устройство для опрокидывания бадьи с доставленной на поверхность отбитой породой. Высыпавшаяся из бадьи порода попадает в желоб, который заканчивается приемным бункером с затвором. Из бункера порода высыпается в автосамосвал и доставляется в отвал. Для осуществления описанного процесса бадня должна быть поднята на определенную высоту, поэтому проходческий копер имеет высоту до 20

м и более. Проходческий копер после окончания проходки может быть разобран и использован для проходки другого ствола.



1 – надстройка; 2- подшивная площадка; 3 – шатер; 4 - лестница; 5 – разгрузочный станок; 6 – погрузочный желоб (лоток).

Рисунок 12.1 – Проходческий копер

Подъемным сосудом при проходке ствола, как уже неоднократно говорилось, является бадья. Вместимость бадьи определяется размерами ствола, производительностью используемой погрузочной техники (или ее отсутствием), глубиной ствола и мощностью проходческой подъемной установки. При проходке стволов разведочных шахт обычно используются бадьи вместимостью от 0,75 до 1,5 м³ горной массы. Технические характеристики проходческих бадей приведены в таблице 12.1.

Бадья подвешивается к канату за дужку с помощью крюка с защелкой. При проходке стволов используется однобадьевой или двухбадьевой подъем. При однобадьевом подъеме имеется холостой ход бадьи. При двухбадьевом подъеме груженная бадья движется вверх и одновременно опускается порожняя бадья. Движение бадьи обеспечивается специальной проходческой подъемной установкой, которая монтируется в стороне от копра. Проходческая подъемная установка после окончания проходки демонтируется и может быть использована для проходки другого ствола.

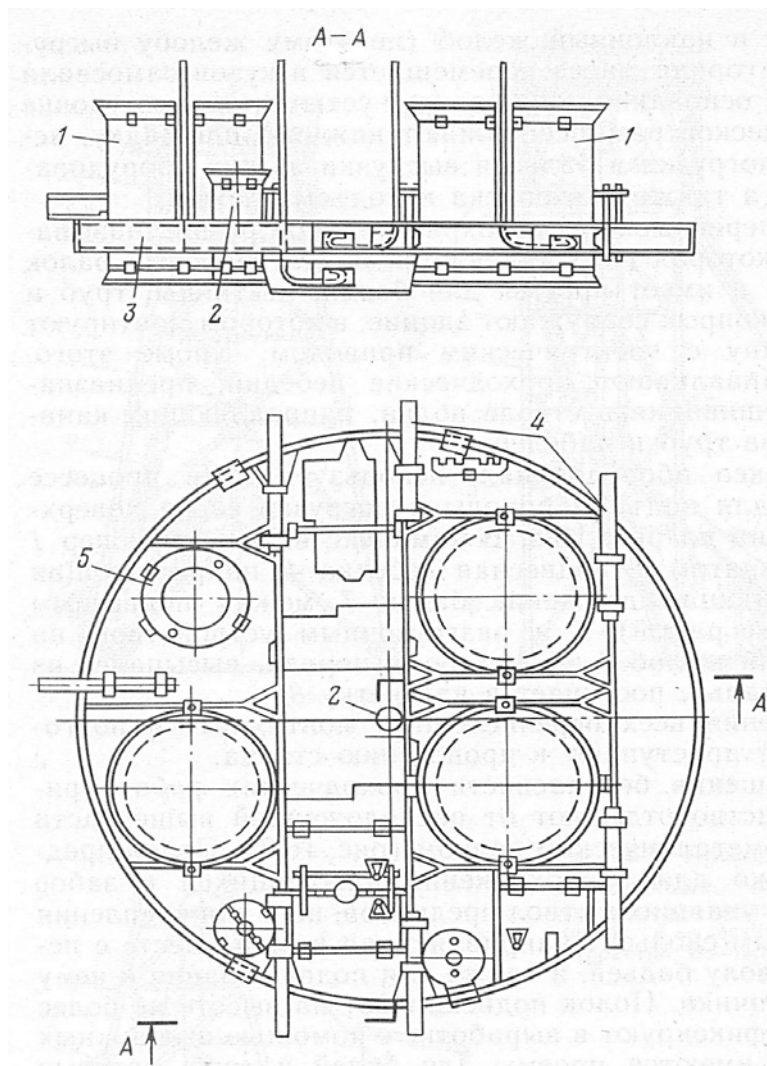
Таблица 12.1 – Техническая характеристика проходческих бадей для стволов разведочных шахт

Показатели	Типоразмер бадьи		
	БПСМ-0,75	БПСМ-1,0	БПСМ-1,5
Вместимость, м ³	0,75	1,0	1,5
Грузоподъемность, т	1,5	2,0	3,0
Наружный диаметр корпуса, мм	950	1150	1300
Высота корпуса, мм	1225	1140	1320
Высота бадьи с поднятой дужкой, мм	2135	2165	2355
Масса бадьи с дужкой, кг	320	390	590

Следующей важной операцией при оснащении является монтирование в стволе предохранительного проходческого полка. Основной задачей проходческого полка является обеспечение безопасности проходчиков в забое. Проходческий полк подвешивается в стволе по полиспастной системе на четырех ветвях двух канатов. Проходческий полк может быть одноэтажным или (чаще) двухэтажным. Каждый этаж представляет собой горизонтальную балочную конструкцию, покрытую настилом.

На рисунке 12.2 представлен вид сверху на проходческий полк при круглой форме поперечного сечения ствола и вертикальный разрез этажа. В настиле полка имеются отверстия для пропуска оборудования, подвешенного в стволе, перекрытые

крышками (лядами), а также круглые отверстия для пропуска бадей, вентиляционной трубы, бетонопровода, отвеса. На изображенном полке имеется три отверстия для прохода бадей. Отверстия для прохода бадей не закрываются крышками, но снабжены раструбами (1), которые предохраняют от падения с полка людей и каких-либо предметов. Бадья должна свободно проходить через раструб.



1 – Раструбы для пропуска бадей; 2 – Раструб для пропуска бетонопровода и (в центре полка) – для отвеса; 3 – несущая балочная конструкция полка; 4 – выдвижные пальцы; 5 – раструб для вентиляционной трубы.

Рисунок 12.2 – Проходческий полок

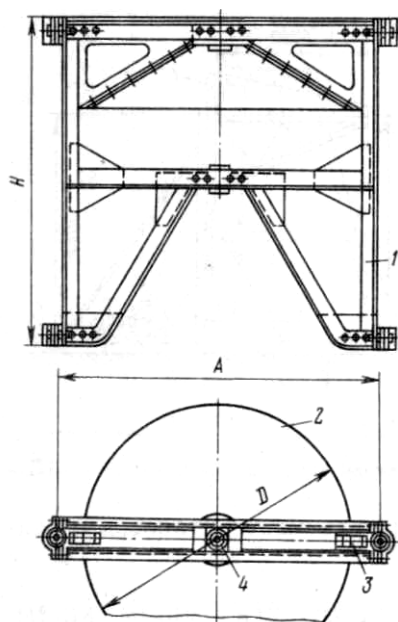
Отвес постоянно находится в стволе: он необходим для обеспечения строгой вертикальности ствола. Отвес крепится на канате, пропущенном через отверстие в полке (2).

Поскольку проходческий полок висит над забоем ствола на канатах, существует опасность обрыва канатов и падения полка на забой. Поэтому полок должен быть оборудован устройством для предотвращения падения при обрыве канатов – выдвжными или распорными пальцами. Выдвжные пальцы (4) представляют собой стальные консольные балки, которые укрепляются в лунках, сделанных в крепи или породных стенках. При передвижении полка по стволу выдвжные пальцы вдвигаются, освобождая полок. Распорные пальцы управляются с помощью подъемных канатов: при обрыве канатов пальцы освобождаются и распираются в крепь или окружающие породы.

Для предотвращения раскачивания бадьи при движении по стволу в стволе навешиваются направляющие канаты, которые служат гибкими проводниками. Направляющие канаты должны быть сильно натянуты. Один конец направляющего каната крепится к лебедке, установленной на поверхности, другой – на проходческом полке. При передвижении полка по стволу натяжение направляющего каната поддерживается лебедкой. Крепление направляющего каната к полку видно на разрезе А-А рисунка 12.2: канат заправлен в специальное устройство – коуш – где он прижимается с помощью болтов.

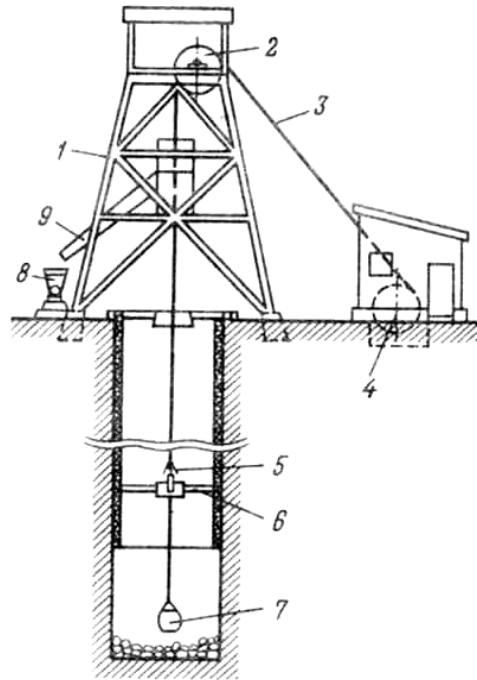
Бадья непосредственно не контактирует с направляющими канатами, поскольку направляющие канаты крепятся на полке, а бадья проходит через полок вниз, в забой ствола, уже без направляющих канатов. По направляющим канатам скользит специальное устройство – направляющая рамка (рисунок 12.3). Направляющая рамка представляет собой плоскую легкую металлическую раму, нанизанную на подъемный канат с помощью втулок, позволяющих рамке свободно скользить по канату. Направляющие канаты пропущены через подшипники рамки, расположенные на стойках рамки (по два на каждый канат). Таким образом, рамка ограничена в горизонтальных перемещениях канатами. Нижняя втулка рамки легко входит в зацепление с прицепным устройством бадьи и так же легко отцепляется.

Направляющая рамка на всем пути движения бадьи от поверхности до проходческого полка находится в зацеплении с прицепным устройством. При проходе через раструб бадьи рамка застревает на раструбе, и бадья отцепляется от рамки, продолжая движение вниз до забоя уже без направляющих. При проходе бадьи вверх через раструб прицепное устройство бадьи снова вступает в зацепление с направляющей рамкой и движется далее до поверхности вместе с ней. Направляющая рамка сверху имеет металлический зонт, защищающий бадью от падения в нее каких-либо предметов и воды. Это необходимо для защиты людей, так как бадья, кроме транспортирования породы на поверхность, используется также для подъема и спуска людей по стволу.



1 – каркас; 2 – защитный зонт; 3 – подшипники; 4 – втулки.

Рисунок 12.3 – Направляющая рамка



1 – проходческий копер; 2 – отклоняющий шкив подъемного каната; 3 – подъемный канат; 4 – проходческая подъемная установка; 5 – направляющая рамка; 6 – проходческий полок; 7 – бадья; 8 – транспортное средство на поверхности; 9 – желоб (лоток)

Рисунок 12.4 - Упрощенная схема оснащения ствола:

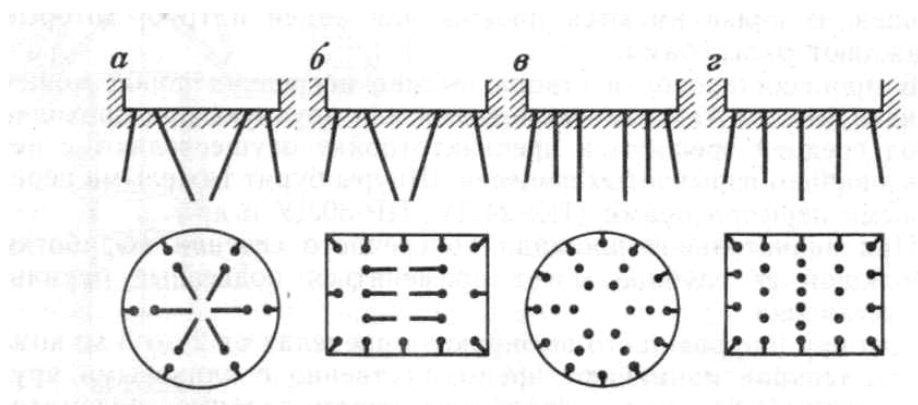
12.3 Технология проходки ствола

Проходческий цикл в вертикальных стволах, так же как и в горизонтальных выработках, состоит из трех основных операций: отбойки, уборки и крепления. Отбойка чаще всего осуществляется взрывным способом. Бурение шпуров обычно производится ручными перфораторами. На один перфоратор приходится 3 – 4 м² площади забоя ствола. В стволах с круглой формой поперечного сечения при значительных его размерах рационально использование ствольных бурильных установок типа БУКС или СМБУ. Бурильные установки имеют манипуляторы, на

которых крепятся бурильные машины, что значительно облегчает труд проходчиков и увеличивает скорость бурения. Бурильные установки подвешиваются на канатах и с помощью лебедок доставляются с поверхности в забой, а после окончания процедуры бурения вновь поднимаются на поверхность в копер, где подвергаются осмотру и при необходимости текущему ремонту.

Глубина шпуров при проходке стволов определяется преимущественно исходя из технологических соображений: желательно, чтобы процесс бурения шпуров уместился в целое число смен, поскольку спуск и подъем проходчиков и проходческого оборудования отнимает немало времени. В породах относительно менее крепких обычно глубина шпуров составляет 2 - 3 м, в более крепких 1,5 - 2 м. При применении бурильных установок глубина шпуров может быть больше 3 м.

Наибольшее распространение при проходке стволов имеют клиновые и конические врубы, реже используются цилиндрические врубы. Количество врубовых шпуров в стволах обычно составляет 5 - 10 в зависимости от крепости пород и площади поперечного сечения. Некоторые схемы врубов приведены на рисунке 12.5.



а – пирамидальный (конический); б – клиновой; в – призматический (цилиндрический); г – щелевой.

Рисунок 12.5 – Типы врубов в забоях стволов и шурфов:

Разметка шпуров в стволах с круглой формой поперечного сечения производится от центрального отвеса, фиксирующего вертикальную ось ствола. В стволах прямоугольного сечения направление ствола задается четырьмя угловыми отвесами, фиксирующими вертикальность стенок. Оконтуривающие шпуры бурятся слабонаклонными к вертикали для обеспечения выхода забоя шпура на проектный контур. Остальные отбойные шпуры бурятся вертикально.

Для взрывания в стволах используют патронированные ВВ, которые применимы во влажной среде. Используется чаще всего патронированный скальный аммонит №1, а также детонит М или аммонит 6-ЖВ. Патроны-боевики разрешается при проходке стволов изготавливать на поверхности в зарядных будках, удаленных от ближайших зданий, сооружений и коммуникаций не менее, чем на 50 м. Ориентировочное количество шпуров при проходке стволов приведено в таблице 12.2.

Таблица 12.2 – Рекомендуемое количество шпуров при проходке стволов

Тип ВВ	Диаметр патронов, мм	Количество шпуров на 1 м ² сечения при коэффициенте крепости	
		$f=3-6$	$f=7-10$
Скальный аммонит №1	45	1,0 -1,1	1,1
Детонит М	36	1,3 – 1,43	1,43 – 1,57
Аммонит 6ЖВ	36	1,43 – 1,57	1,57 -1,72

Способ взрывания, как правило, электрический. Взрывная сеть обычно монтируется на деревянных колышках, предохраняющих провода (антенну) от самопроизвольного замыкания из-за присутствия воды в забое ствола. Колышки для

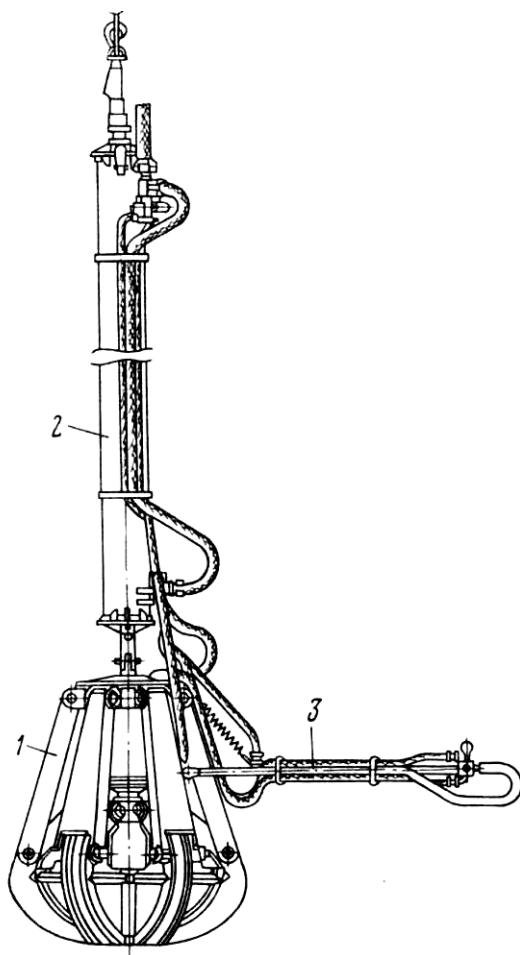
установки антенн должны иметь такую высоту, чтобы вода не достигала уровня проводов до момента взрыва. Монтаж взрывной сети производится взрывником при отсутствии других людей в стволе. Перед взрывом из ствола удаляются все люди, а из забоя удаляется на безопасное расстояние проходческое оборудование. Ляды проходческого полка и нулевой рамы перед взрывом должны быть открыты.

Погрузка отбитой горной массы в бадью в стволах малого поперечного сечения из-за стесненности пространства осуществляется вручную. Прибывшую в забой бадью в подвешенном состоянии размещают над предварительно разровненной площадкой, и по сигналу подъемная установка опускает ее на забой и осуществляет напуск подъемного каната. Только после этого можно вручную отцепить дужку бады от крюка и начать погрузку породы в бадью. После окончания погрузки к дужке бады вручную прицепляют крюк подъемного каната, и по сигналу начинается подъем бады на поверхность.

Если позволяет площадь поперечного сечения ствола, то для погрузки используются ствольные грузчики грейферного типа с ручным вождением (например, КС-3М с емкостью грейфера $0,25 \text{ м}^3$), работающие на сжатом воздухе. Исполнительный орган (грейфер) грузчика состоит из лопастей, которые могут в результате поступательного движения поршня расходиться или, наоборот, соединяться. При опускании грейфера на массу отбитой породы разошедшиеся лопасти погружаются в нее. При смыкании лопастей внутри образуемой сомкнутыми лопастями полости находится горная масса, удерживаемая при движении грузчика к бадье. Над бадьей лопасти приводятся в движение поршнем, и они, раскрываясь, сбрасывают породу в бадью.

Грейферный грузчик (рисунок 12.6) подвешивается на канате к лебедке, установленной на предохранительном полке. В подвешенном состоянии грузчик, вся механическая часть которого вытянута по вертикали, занимает в забое мало места. При достаточно большой высоте подвески (обычно высота подвески над забоем 20-25 м) перемещение груженого грейфера по забою может осуществлять один проходчик. Управление работой грузчика производится с помощью **води́ла**, на котором кроме ручек имеются клапаны для открывания и закрывания лопастей

грейфера и подъема и опускания грейфера. Таким образом, вертикальное перемещение грейфера и движение лопастей осуществляется с помощью сжатого воздуха, а горизонтальное перемещение – проходчиком.



1 – грейфер; 2 – пневмоподъемник; 3 – водило.

Рисунок 12.6 – Грейферный грузчик

При работе одного грузчика звено проходчиков состоит не менее, чем из трех человек: один управляет работой грузчика, другой производит зачистку забоя и осуществляет приемку и отправку бады, третий находится на предохранительном

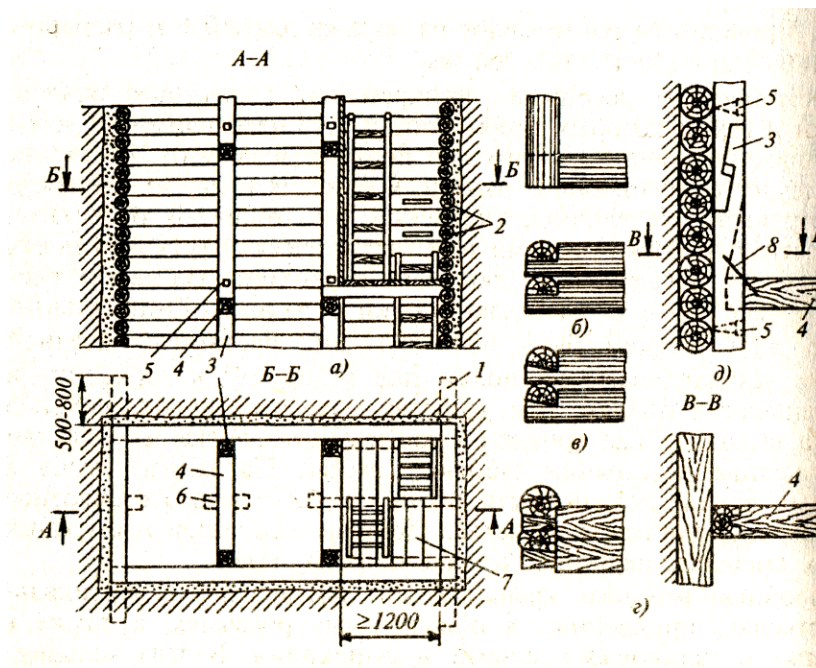
полке и следит за проходом бадьи через полок. Окончательная зачистка забоя при любом способе погрузки производится вручную.

12.4 Крепление стволов и шурфов

Крепление стволов разведочных шахт производится деревянной венцовой или бетонной крепью. Конструкция венцовой крепи описана в разделе 10. Для установки опорных венцов в стенах ствола разделяют лунки, куда заводят концы коротких брусьев. Глубина лунок зависит от крепости пород, на которые опираются концы опорных брусьев и колеблется от 0,5 до 1 м. Лунки разделяют обычно отбойными молотками, чтобы не повредить окружающие породы. После разделки лунок туда заводят концы элементов опорного венца, устанавливают остальные элементы и тщательно выверяют горизонтальность венца. После этого устанавливают рядовые венцы. На рисунке 12.7 показана конструкция сплошной венцовой деревянной крепи ствола с элементами армировки – проводниками и расстрелами.

Крепление ствола производят снизу вверх при сплошной крепи и на стойках, или сверху вниз, если крепь подвесная. Если крепь не сплошная, то стенки ствола затягивают досками (распилами). Для обеспечения жесткости венцы должны быть расклинены в углах. Стойки также устанавливаются в углах, а при большой длине элементов – и посередине этих элементов. Возведение венцовой крепи обычно производится заходками, равными расстоянию между опорными венцами. Элементы крепи заготавливаются на поверхности и опускаются вниз на подъемном канате, прицепляя их к крюку с помощью специальной серьги.

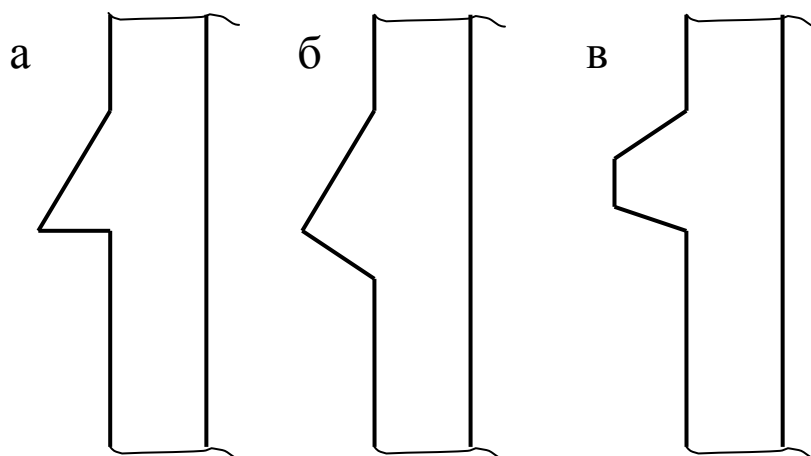
Стволы, крепление которых производится бетоном, имеют круглое поперечное сечение. Крепь, представляющая собой в сечении круговое кольцо, при действии горизонтального горного давления испытывает сжатие по всему контуру, что делает рациональным применение в качестве материала бетона.



1 – заделка опорного венца в породе; 2 – рядовые венцы; 3 - прогоны; 4 - расстрелы; 5 – крепление прогонов к крепи глухарями; 6 - проводники; 7 – лестничной полук; 8 – скоба крепления расстрела к прогону.

Рисунок 12.7 – Конструкция сплошной венцовой крепи ствола

Бетонную крепь при последовательной схеме проходки (с применением временной крепи) возводят заходками (кольцами) высотой до 4 м снизу вверх. При совмещенной схеме (такая схема применяется чаще) крепление производится сверху вниз. Возведенный участок бетонной крепи набирает прочность с течением времени. Применение быстросхватывающегося бетона и ускорителей схватывания обеспечивает достаточное для компенсации сил тяжести возведенного участка крепи сцепление бетона с окружающими породами. Если же это условие не выполняется, то необходимо сооружать опорные венцы. Опорные венцы создают дополнительную площадь опоры на окружающие породы. Ширина углубления опорных венцов в массив – от 0,5 до 1 м. Опорные венцы сооружаются, как правило, в крепких породах, и крепление осуществляется звеньями, высотой от 10 до 50 м. Конструкции опорных венцов представлены на рисунке 12.8. Опорные венцы рассчитываются на срез от веса звена бетонной крепи.

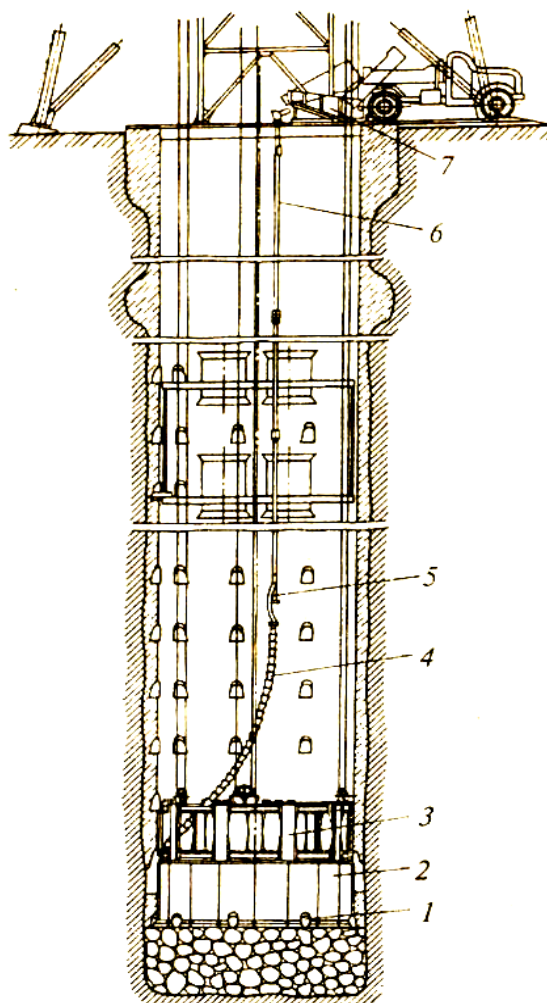


а – одноконический; б – двухконический; в – комбинированный.

Рисунок 12.8 – Конструкции опорных венцов

В качестве опалубки используется подвесная металлическая опалубка (створчатая или секционная). На рисунке 12.9 приведена схема расположения проходческого оборудования в стволе при креплении бетоном с применением створчатой опалубки, представляющей собой кольцевую раму высотой до 4 м, стенки которой выполнены в виде створок, открывающихся внутрь ствола.

При закрытых створках производится бетонирование. По металлическому трубопроводу (бетонопроводу) с поверхности самотеком транспортируется бетонная смесь и направляется с помощью гибкого хобота (бетоновода), состоящего из набора соединенных между собой металлических конусных труб, за опалубку. Для предотвращения расслаивания бетонной смеси в бетонопроводе предусматриваются гасители скорости в виде наклонных участков. Для уплотнения уложенной бетонной смеси применяются вибраторы. Во избежание сползания бетонной смеси из-за опалубки внизу нее имеются поддоны.



1 - поддоны; 2 – створки опалубки; 3 – рама опалубки; 4 – гибкий бетоновод; 5 – гаситель скорости бетона; 6 - бетоновод; 7 - загрузочное устройство для подачи бетона в ствол.

Рисунок 12.9 - Схема расположения проходческого оборудования в стволе

По окончании бетонирования бетоновод должен быть промыт водой. Опалубка остается на месте до начала следующего цикла крепления, т.е. в течение времени, затрачиваемого на бурение шпуров, зарядание, взрывание, проветривание и погрузку породы.

После набора определенной прочности бетона, достаточной для удержания закрепленного участка от обрушения под действием собственного веса, створки открывают внутрь, отрывая от бетона, и тем самым уменьшают поверхность

контакта бетона с опалубкой. Канаты, удерживающие опалубку на весу, принудительно ослабляются, и под действием собственного веса опалубка срывается с закрепленного участка и опускается вниз на следующую заходку.

При креплении ствола бетоном уборку обычно выполняют в две фазы. Вначале убирают отбитую горную массу на глубину, достаточную для опускания подвесной опалубки на новую заходку. Остальную породу отгружают после окончания бетонирования, увеличивая тем самым время для схватывания бетонной смеси.

12.5 Проветривание при проходке стволов и шурфов

Проветривание при проходке стволов и шурфов осуществляется вентилятором, установленным на поверхности на расстоянии 15 – 20 м от ствола. Обычно применяется нагнетательная схема проветривания с подачей свежего воздуха по вентиляционному трубопроводу из жестких металлических труб. При малой глубине допускается применять и гибкие трубопроводы. Диаметр трубопровода зависит от сечения ствола, расхода взрывчатого вещества на один взрыв и глубины ствола. Применяются трубы диаметром от 500 до 900 мм.

Расход воздуха для проветривания забоя ствола при взрывных работах по газовому фактору:

$$Q_z = \frac{2.3 \cdot k_c}{t} \sqrt{A \cdot S^2 \cdot L^2 \cdot b}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (12.1)$$

где $k_c=0,5$ – коэффициент, учитывающий обводненность окружающих горных пород и естественный воздухообмен в стволе;

t – нормативная продолжительность проветривания, с, ($t = 1800$ с);

A – количество одновременно взрываемого взрывчатого вещества, кг;

S – площадь поперечного сечения ствола в свету, м^2 ;

L – глубина ствола, м;

$b = 40$ л/кг – объем условного оксида углерода, образующегося при взрыве одного килограмма взрывчатого вещества.

Расход воздуха по пылевому фактору (наибольшее количество пыли образуется при бурении шпуров):

$$Q_n = q_n \cdot m \cdot k_n, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (12.2)$$

где $q_n = 1,2$ м³/с – нормальный расход воздуха при бурении одним перфоратором;

m - число одновременно работающих в забое перфораторов;

$k_n = 0,6$ – коэффициент, учитывающий условия бурения шнуров при проведении стволов.

Скорость движения воздуха по стволу вне трубопровода должна быть не менее 0,15 м/с, следовательно, расход воздуха по этому фактору должен быть не менее

$$Q_{\min} = 0,15S, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (12.3)$$

За расчетное значение расхода воздуха принимается наибольшее из определенных по разным факторам. Подбор вентилятора осуществляется по необходимой величине подачи при соответствующем напоре. Вначале находится величина подачи по формуле:

$$Q_6 = Q_3 \cdot k^{0,01L}, \quad (12.4)$$

где Q_6 - подача вентилятора при напоре H , м³/с;

Q_3 - расчетное значение расхода воздуха для проветривания забоя, м³/с;

k - коэффициент воздухопроницаемости для вертикального трубопровода (обычно может быть принят равным 1,05).

Затем по таблице характеристики вентилятора определяется соответствующее давление (напор) вентилятора и подставляется в формулу для величины подачи

$$Q_6 = \frac{100H}{R \cdot L \cdot Q_3}, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (12.5)$$

где R - аэродинамическое сопротивление 100-метрового участка трубопровода (см. таблицу в разделе 6). Если полученные по обеим формулам величины подачи совпадают с точностью до 5 %, то выбранные параметры вентилятора принимаются. В противном случае нужно изменить значение напора, чтобы обеспечить подачу, удовлетворяющую формуле (12.5).

Таблица 12.3 – Характеристика вентилятора ВО-5

Подача $Q_6,$ $\text{м}^3/\text{с}$	Давлени е $H,$ Па	Подача $Q_6,$ $\text{м}^3/\text{с}$	Давлени е $H,$ Па	Подача $Q_6,$ $\text{м}^3/\text{с}$	Давлени е $H,$ Па
1,60	1680	2,40	1410	3,20	1040
1,65	1670	2,45	1390	3,25	1020
1,70	1660	2,50	1370	3,30	1000
1,75	1650	2,55	1350	3,35	980
1,80	1640	2,60	1330	3,40	960
1,85	1630	2,65	1310	3,45	940
1,90	1620	2,70	1285	3,50	920
1,95	1610	2,75	1260	3,55	900
2,00	1600	2,80	1235	3,60	880
2,05	1585	2,85	1210	3,65	860
2,10	1565	2,90	1185	3,70	840
2,15	1535	2,95	1150	3,75	820
2,20	1505	3,00	1130	3,80	800
2,25	1475	3,05	1105	3,85	775
2,30	1450	3,10	1080	3,90	750
2,35	1430	3,15	1060	3,95	725

При проходке вертикальных стволов в качестве вентиляционных используются жесткие металлические или гибкие текстолитовые (из хлопчатобумажной ткани, покрытой слоем пластмассы, в состав которой входит полихлорвиниловая смола) трубы диаметром от 500 до 900 мм. В частности для вентилятора марки ВО-5 рекомендуются трубы диаметром 500-600 мм. При применении металлического трубопровода концевой участок длиной 20-30 м делается тканевым, чтобы его можно было подтягивать на полук во время взрывных работ. В стволе вентиляционный трубопровод подвешивается на двух канатах.

12.6 Армирование стволов

Под армированием понимаются работы по оборудованию стволов для постоянного подъема. Как отмечалось выше, движение подъемных сосудов постоянного подъема – клетей – осуществляется в направляющих – проводниках. Проводники выполняются из рельсов или деревянных брусьев (реже применяются гнутосварные прямоугольные стальные профили или гибкие проводники - стальные канаты). Жесткие проводники укрепляются в стволе на расстрелах – горизонтальных балках, заделываемых в специально подготовленные лунки в стенках ствола. Расстрелы выполняются из деревянных брусьев (200 x 200 мм) или из двутавровых стальных балок. Совокупность расстрелов, расположенных на одном уровне, называют ярусом. Расстояние между соседними ярусами при применении деревянных проводников составляет от 1 м до 1,5 м, а при применении рельсовых проводников - 4,168 м (третья часть стандартной длины рельса).

Армирование стволов чаще всего осуществляется после окончания проходки ствола. Совмещенную с проходкой схему армирования применяют иногда при деревянной крепи, если это совместимо с движением по стволу бады. Армирование начинается с установки расстрелов, которая осуществляется с подвесного полка. Последовательность установки ярусов сверху вниз. По мере установки элементов армировки полук опускается. По окончании процесса установки расстрелов полук должен быть демонтирован (обычно – разрезан) и по частям выдан на поверхность.

Проводники навешиваются (прикрепляются к расстрелам) с помощью специальных навесных люлек, в которых располагаются проходчики. Последовательность навески проводников - снизу вверх.

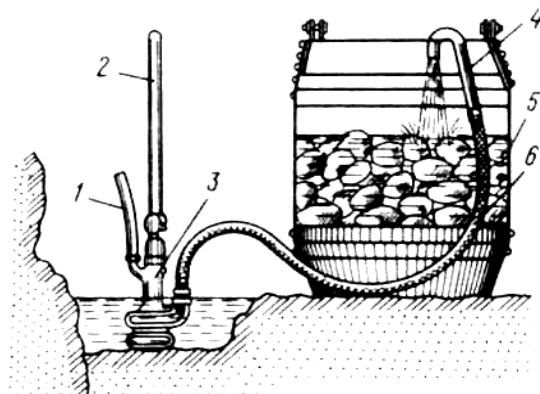
В процесс армирования входит также устройство лестничного отделения. Лестничное отделение отшивается от остальной части ствола досками, прикрепляемыми к расстрелам. Это отделение представляет собой лестничные марши, каждый из которых заканчивается площадкой.

12.7 Водоотлив при проходке стволов

При проходке стволов, как правило, пересекаются водоносные горизонты, из которых в проходческий забой поступает вода. Считается обычным, если приток воды в ствол не превышает 20 м³/ч. При большем притоке приходится применять специальные способы проходки.

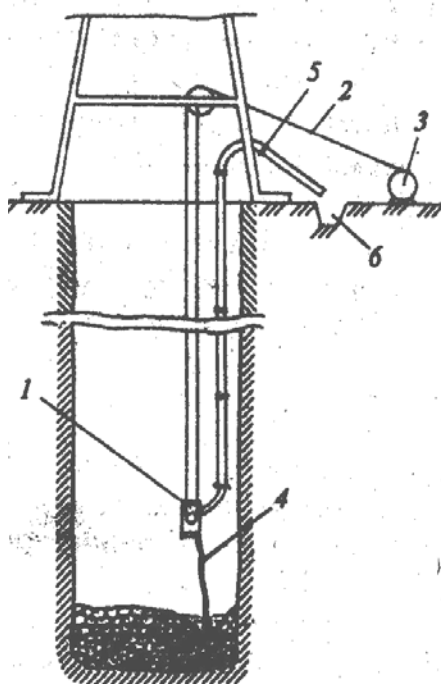
Если приток воды не превышает 3 м³/ч, то вода удаляется из забоя в бадьях вместе с породой. Скапливающуюся на почве забоя воду удаляют небольшим забойным насосом. В забое устраивается приямок для храпка всасывающего шланга, который должен обязательно быть погружен в воду. Из приямка забойный насос откачивает воду в бадью. Схема удаления воды из забоя ствола с помощью бадьи показана на рисунке 12.10. Забойные насосы, как правило, работают на сжатом воздухе.

При притоке свыше 3 м³/ч применяются подвесные проходческие насосы, соединенные с трубопроводом, по которому воду из забоя откачивают на поверхность (рисунок 12.11). Чтобы не занимать много места в сечении ствола, подвесной проходческий насос имеет малые габариты в плане, но вытянут по вертикали: его длина составляет более 7 м, а длина всасывающего шланга – 4,5 м. Насос подвешивается в стволе на канате и перемещается по стволу с помощью лебедки, установленной на поверхности. Подвесной проходческий насос может быть опущен к забою при возникновении необходимости в его работе, или поднят над полком при взрывных работах.



1 – шланг для подачи воздуха; 2 - шланг для отвода воздуха; 3 – пневматический насос; 4 – сливной патрубок; 5 - бадья; 6 - шланг для подачи воды.

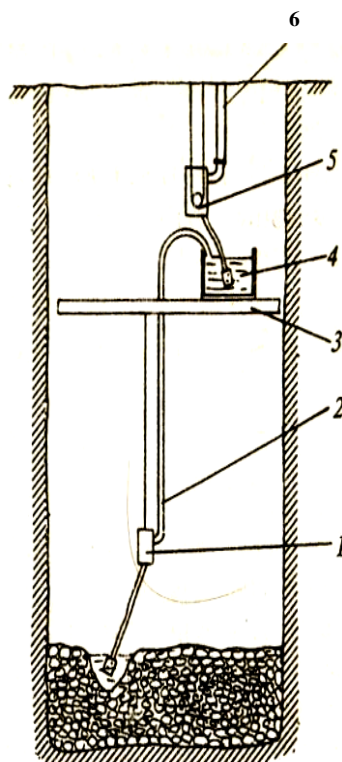
Рисунок 12.10 – Схема откачки воды забойным насосом



1 – подвесной насос; 2 – канат для подвески насоса; 3 – лебедка подвесного насоса; 4 – всасывающий шланг; 5 – напорный водяной став; 6 – водоотводная канавка на поверхности.

Рисунок 12.11 – Схема откачки воды из забоя ствола подвесным насосом

Если напора подвесного насоса не хватает для того, чтобы откачать воду сразу на поверхность, то применяют двухступенчатую схему водоотлива (рисунок 12.12).



1 – подвесной насос; 2 – перекачной шланг; 3 – проходческий полк; 4 – резервуар; 5 – высоконапорный насос; 6 – трубопровод на поверхность.

Рисунок 12.12 – Двухступенчатая схема откачки воды из забоя ствола:

При этой схеме подвесной насос откачивает воду на перекачную станцию. Перекачная станция устраивается на проходческом полке, либо на сопряжении с вышележащим горизонтом или в специальной нише ствола, где оборудуется водосборник. При схеме, показанной на рисунке 12.12, для откачки воды из резервуара, расположенного на проходческом подвесном полке, используется подвесной насос с высоким напором. Если перекачная станция находится на сопряжении с горизонтом или в нише, то там устанавливается стационарный насос.

13 Проведение открытых горноразведочных выработок

13.1 Способы проведения открытых горноразведочных выработок

Проведение открытых горноразведочных выработок отличается от проведения подземных прежде всего способами отбойки горной массы. Эти способы можно разделить на две группы: без предварительного рыхления и с предварительным рыхлением горных пород (при проведении открытых выработок горные породы обычно называют грунтом). Без предварительного рыхления проходка производится тогда, когда состояние грунта допускает непосредственное внедрение рабочего органа в массив. Выемка грунта может быть осуществлена вручную или механизированным способом. Без предварительного рыхления производится отбойка гидравлическим способом: высоконапорной струей воды или водяным потоком (в сыпучих грунтах). Также без предварительного рыхления осуществляется проходка способом «взрыв на выброс».

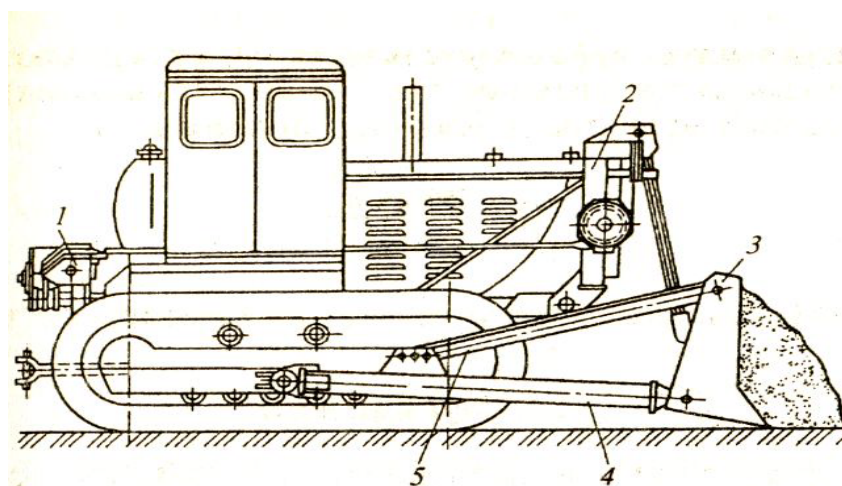
Предварительное рыхление имеет своей целью привести предназначенные к выемке породы в разрыхленное состояние, пригодное для работы землеройной техники. Рыхление может быть выполнено взрывом или механическим способом.

Наибольший объем открытых горноразведочных выработок приходится на канавы и траншеи. Проходка траншей и канав осуществляется чаще всего с помощью обычной землеройной техники: бульдозеров, экскаваторов, скреперных установок, а в случае необходимости - буровзрывным способом. Рассмотрим указанные способы подробнее.

13.2 Проходка с помощью бульдозера

Бульдозеры часто применяются при проведении открытых разведочных выработок. **Бульдозер** – это гусеничный или колесный трактор, в передней части которого на толкающей раме укреплен рабочий орган - бульдозерный **отвал**. С помощью отвала бульдозер может срезать слой грунта и волочить грунтовую массу

вперед себя на значительные расстояния. Отвал может быть неповоротным и поворотным. Высота отвала составляет от 1,2 до 1,5 м, ширина – 2,5 - 4,5 м. На бульдозере может быть укреплено и рыхлительное оборудование (для механического рыхления). Тяговые усилия гусеничных бульдозеров - от 30 до 250 кН, колесных - от 14 до 50 кН. Скорость рабочего хода гусеничных бульдозеров от 2,3 до 4,2 км/ч, колесных от 1,6 до 3,7 км/ч. Производительность зависит от дальности волочения, типа и состояния перемещаемых пород, погодных условий, рельефа местности. Бульдозер на гусеничном ходу показан на рисунке 13.1.



1 - лебедка; 2 – передняя стойка; 3 - отвал; 4 – толкающая рама; 5 – раскос.

Рисунок 13.1 – Бульдозер

Подготовительные работы при проходке канав и траншей включают очистку площадки от растительности, уборку валунов, корчевку пней. В это же время осуществляется разбивка трассы вехами и метками, определение выездов бульдозеров, мест разворотов, мест размещения грунтовых отвалов (в данном случае под отвалом понимается место складирования извлеченной из открытой выработки горной массы).

Разработка грунта заключается в процессе резания, набора призмы волочения и перемещения ее к грунтовому отвалу. Если длина канавы не превышает 50 м, то

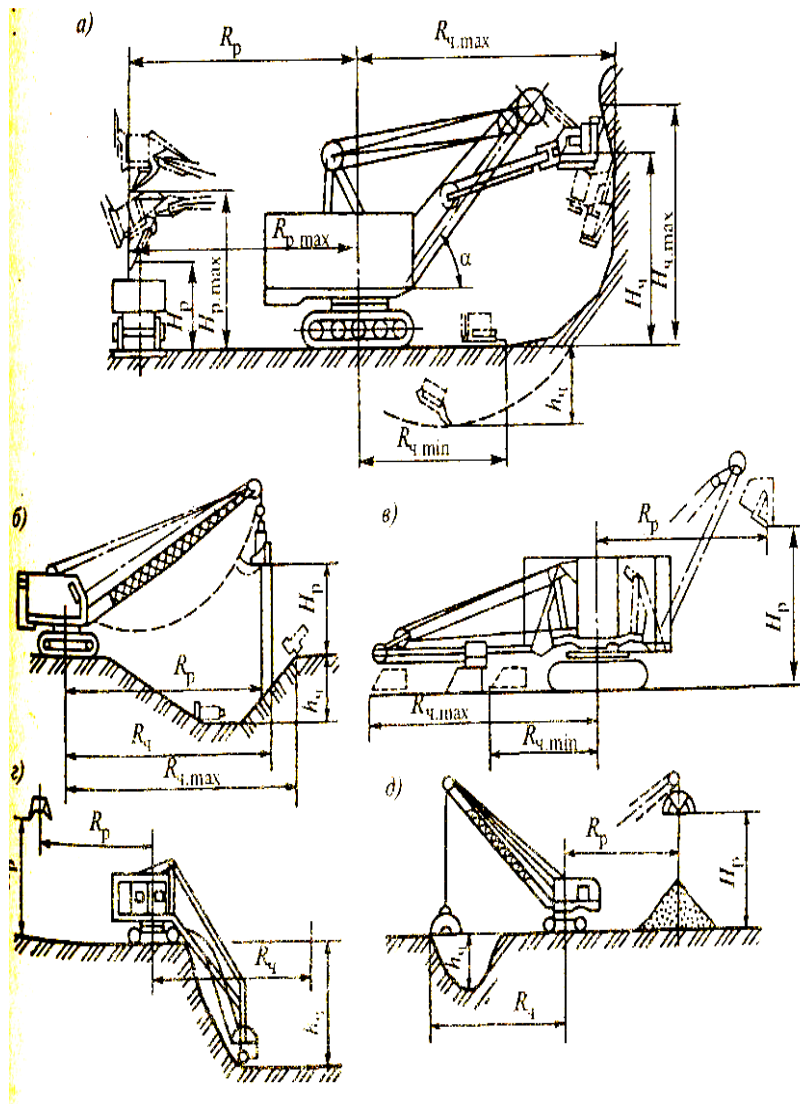
грунтовой отвал формируют в торце канавы. Тогда требуется устраивать только один выезд в конце канавы. При большей длине устраивают боковые выезды на расстоянии примерно 20 м друг от друга с образованием боковых грунтовых отвалов. Боковые выезды могут устраиваться и с обеих сторон канавы.

Проведение канав шириной по подошве от 2,5 до 3,5 м осуществляется продольными проходами бульдозера. Длина канав при этой схеме проведения составляет до 100 – 150 м, глубина от 3 до 4 м. Траншеи, имеющие ширину по подошве до 30 – 40 м бульдозеры проходят поперечными проходами. Длина траншей при проходке поперечными проходами достигает 250 – 350 м, а глубина – до 8 м.

13.3 Проходка открытых выработок экскаваторами

Экскаваторы являются наиболее производительной землеройной техникой. Рабочим органом экскаватора является ковш. При проведении разведочных выработок применяются одноковшовые экскаваторы и многоковшовые экскаваторы непрерывного действия. Рабочий цикл одноковшового экскаватора складывается из четырех операций: черпание (наполнение ковша); перемещение ковша к пункту разгрузки; разгрузка ковша; возвращение ковша к забою (холостой ход). У многоковшового экскаватора все четыре операции совершаются одновременно: когда один ковш зачерпывает, другой уже разгружается.

Одноковшовые экскаваторы по типу ходового устройства подразделяются на гусеничные, пневмоколесные, а также на базе трактора или автомобиля. По типу подвески рабочего оборудования (ковша) экскаваторы бывают с гибкой и жесткой подвеской. При гибкой подвеске ковш крепится на системе канатов и его перемещение в вертикальной плоскости осуществляется с помощью движения канатов. При жесткой подвеске ковш укреплен на жесткой выдвигной балке (рукояти) и его перемещение в вертикальной плоскости происходит путем поворота рукояти.

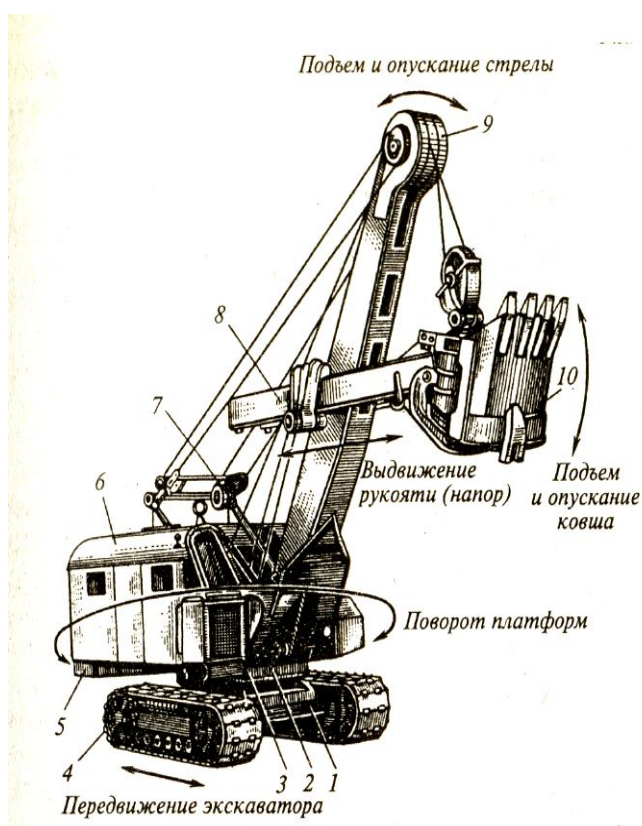


a – прямая механическая лопата; *б* – драглайн; *в* – струг; *г* – обратная механическая лопата; *д* – грейфер.

Рисунок 13.2 – Схемы работы одноковшовых экскаваторов

На рисунке 13.2 приведены различные типы одноковшовых экскаваторов. По способу движения ковша при черпании одноковшовые экскаваторы с жесткой подвеской подразделяются на прямую и обратную лопаты. Экскаватор прямая лопата зачерпывает грунт движением ковша «от себя» (рисунок 13.2*а*), экскаватор обратная лопата – движением ковша «к себе» (рисунок 13.2*г*). Ковш драглайна (рисунок 13.2*б*) подвешен к стреле экскаватора на канатах и наполняется при

падении на горную массу под действием собственного веса. Наполнение ковша грейферного типа (рисунок 13.2д) происходит при вертикальном перемещении ковша с раскрытыми лопастями, транспортирование горной массы происходит после смыкания лопастей. Экскаватор типа струг (рисунок 13.2в) зачерпывает грунт горизонтальным движением (снимает стружку). Основные параметры одноковшовых экскаваторов: вместимость ковша, мощность двигателя, эксплуатационная масса.



1 – ходовая рама; 2 – опорно-поворотное устройство; 3 – пульт управления; 4 – гусеничная ходовая часть; 5 - противовес; 6 – поворотная платформа; 7 - стойка; 8 - рукоять; 9 - стрела; 10- ковш.

Рисунок 13.3 – Одноковшовый экскаватор, оборудованный прямой лопатой

Существуют две схемы работы экскаватора – транспортная и бестранспортная. При транспортной схеме экскаватор извлеченную горную массу грузит непосредственно в транспортные средства (автосамосвалы), которые отвозят ее в грунтовый отвал. Эта схема предпочтительна особенно там, где производится опробование вынудой горной породы. Количество транспортных средств и емкость кузова следует согласовывать с производительностью экскаватора. При бестранспортной схеме грунтовые отвалы формируются экскаватором непосредственно на бортах траншей или канав.

По месту расположения экскаватора различают лобовую и боковую схемы проведения. При лобовой схеме проведения выработки экскаватор разрабатывает забой, находясь на поверхности и перемещаясь в контуре выработки по торцу выработки. При боковой схеме экскаватор, находясь также на поверхности, разрабатывает забой, перемещаясь вне контура выработки. Проходка выработок без захода экскаватора в выработку возможна при глубине не более 4-5 м. Минимальная ширина по подошве в этом случае зависит от ширины ковша.

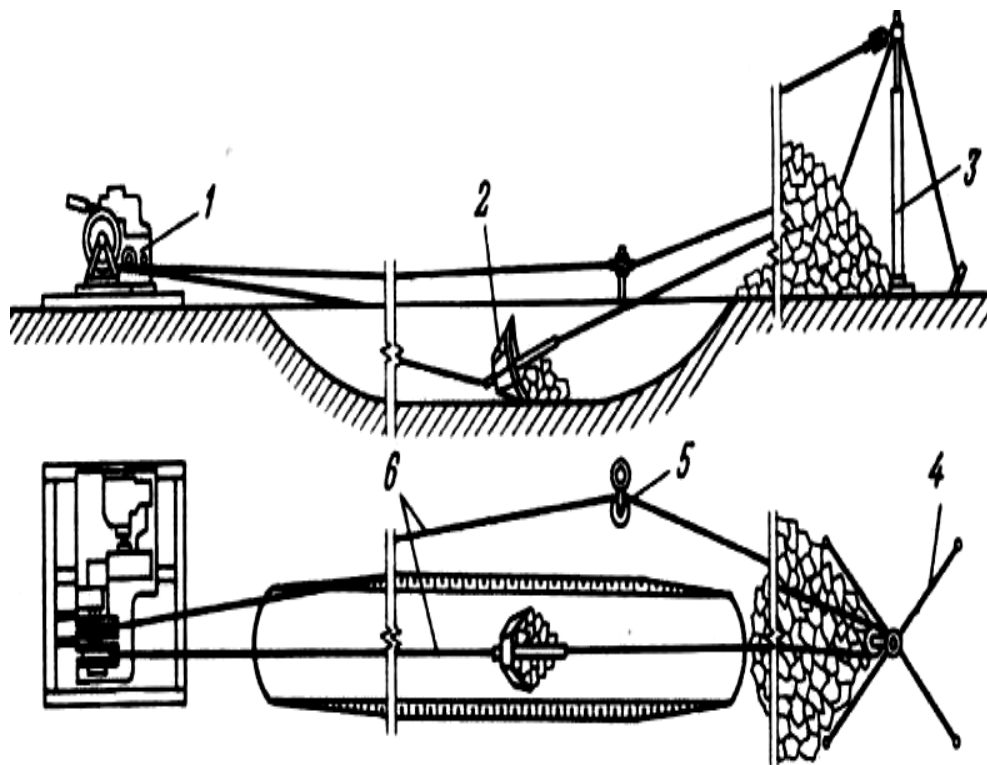
Экскаваторы непрерывного действия разделяются на машины продольного, поперечного и радиального копания. По конструкции рабочего органа они разделяются на: цепные многоковшовые, цепные скребковые, роторные многоковшовые, бесковшовые. Наиболее употребительными для сооружения канав и траншей являются экскаваторы продольного копания - цепные и роторные.

Экскаваторы непрерывного действия осуществляют выемку срезанием породной стружки толщиной до 8 см. Срезанная порция перемещается вместе с ковшом с помощью цепи и разгружается на ленточный конвейер, работающий непрерывно. Конвейер транспортирует порцию в отвал. Производительность многоковшовых экскаваторов значительно больше, чем одноковшовых. Однако при малой длине траншей применение их неэффективно. Ширина канавы по подошве при копании экскаватором непрерывного действия составляет обычно 0,6-1 м. Глубина копания в среднем 1,5-2 м. Невозможно применение многоковшовых экскаваторов в крепких породах, в которых ковшами за счет своего веса не может быть срезана стружка, а также в грунтах, содержащих валуны.

13.4 Проведение открытых выработок канатно-скреперными установками

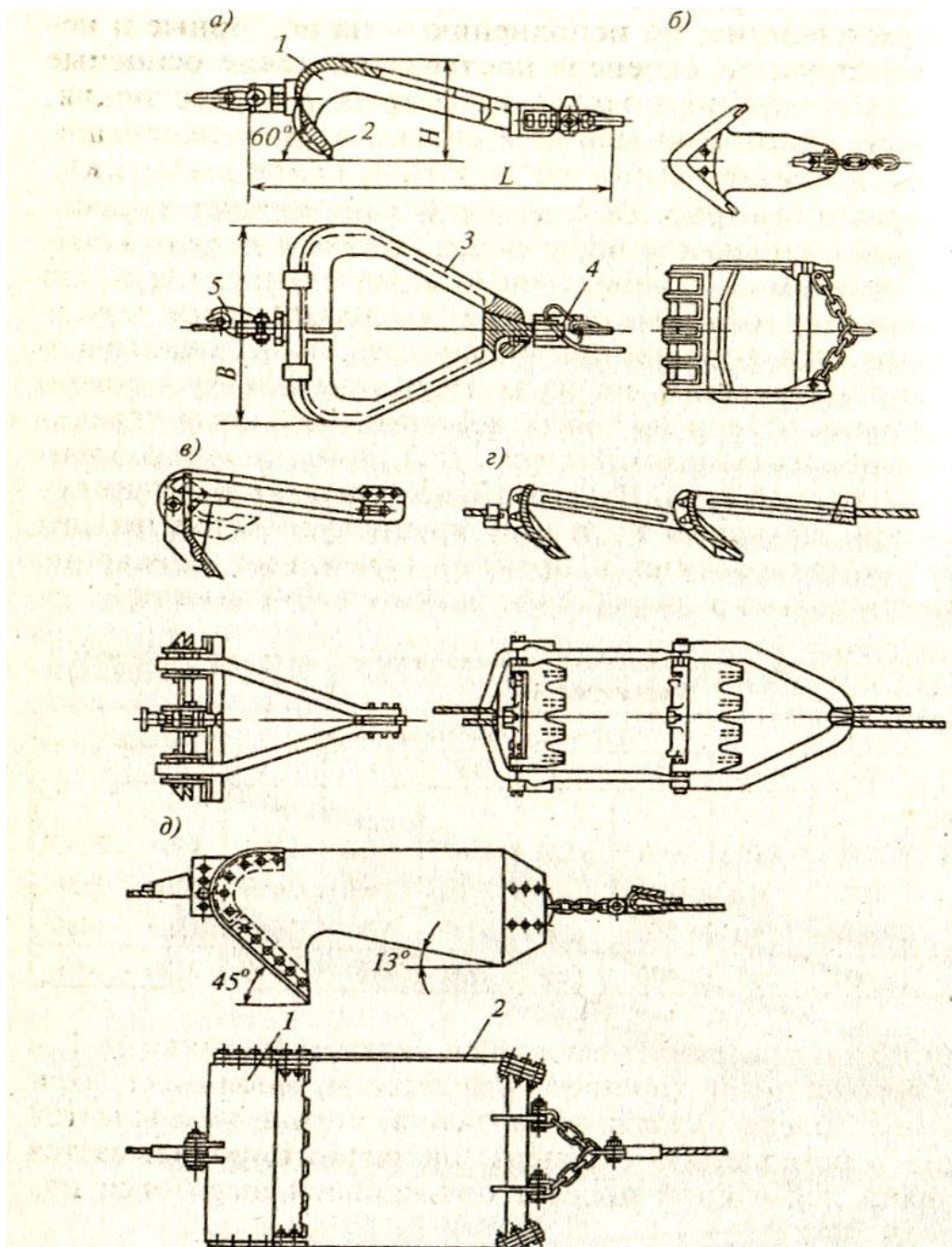
Канатно-скреперная установка представляет собой двухбарабанную лебедку и скрепер, соединенный с барабанами лебедки рабочим и холостым канатом (рисунок 13.4). Лебедка (1) устанавливается на одном конце канавы, а на другом конце – укрепляется концевая опора (3) - стойка высотой от 1,5 до 2,5 м. На концевой опоре установлен концевой блок, через который переброшен тяговый канат скрепера. Концевая опора удерживается в вертикальном положении с помощью растяжек. Скрепер (2) под действием собственного веса углубляется в породу и перемещается рабочим тяговым канатом, транспортируя породу волоком к отвалу. Рабочий канат находится в контуре канавы, холостой – от концевого блока до лебедки – во избежание перехлестывания с рабочим канатом переброшен через отклоняющий блок, находящийся на отклоняющей опоре. Отклоняющая опора (5) устанавливается за пределами контура выработки на расстоянии 0,5-1,5 м от края откоса борта.

Конструкции скреперов показаны на рисунке 13.5. Гребковый скрепер состоит из корпуса (1), сменного лезвия (2), установленного на корпусе, боковых тяг (3), рабочей (4) и хвостовой (5) серег для крепления соответствующих ветвей каната. Ящичный скрепер состоит из задней стенки с режущим лезвием (1) и двух боковых стенок (2). Ящичные скреперы обеспечивают меньшие потери при волочении, но эффективны только для разработки рыхлой мелкокусковой горной массы.



1 - лебедка; 2 - скрепер; 3 - конечная опора; 4 - растяжки; 5 – отклоняющая опора; 6 – тяговые канаты.

Рисунок 13.4 – Схема проходки канавы канатно-скреперной установкой



a – гребковый скрепер; *б* – гребковый скрепер с двумя рабочими лезвиями; *в* – гребковый шарнирно-складывающийся скрепер; *г* – гребковый многосекционный скрепер; *д* – ящичный скрепер.

Рисунок 13.5 – Конструкции скреперов

13.5 Проведение канав и траншей взрывным способом

Наиболее эффективным способом использования взрывных работ при проведении канав и траншей является взрыв на выброс. При этом способе проходки в результате взрыва порода не только дробится, но и выбрасывается из выработки. Количество взрывчатого вещества рассчитывается с таким расчетом, чтобы энергии хватило на транспортирование породы. При использовании этого способа существенно увеличивается производительность труда. К недостаткам следует отнести невозможность точного соблюдения размеров выработки, разброс породы, которая может повредить окружающие здания и сооружения, лесные массивы. Кроме того, разбросанная порода требует значительных затрат при уборке и затрудняется рекультивация поверхности. Поэтому взрыв на выброс не разрешается применять на пахотных и пастбищных землях, в непосредственной близости от лесных массивов и жилых зданий и других построек. Проходка открытых выработок взрывом на выброс применяется преимущественно в безлюдных местностях.

Буровые работы проводятся аналогично подземным работам, за исключением того, что для бурения могут быть применены бурильные машины на двигателях внутреннего сгорания - мотобуры и мотоперфораторы. Бурение чаще всего осуществляется на всю глубину выработки. Для размещения больших зарядов иногда шпуры предварительно простреливают котловыми зарядами.

В качестве взрывчатого вещества применяются чаще всего гранулированные взрывчатые вещества: граммониты и гранулиты. Эти взрывчатые вещества удобны для механизированного заряжения. Шпуры при этом имеют диаметр 80-100 мм. Инициирование взрыва предпочтительно с использованием детонирующего шнура. В этом случае неразорвавшийся заряд не представляет такой опасности, как заряд с не сработавшим электродетонатором.

В том случае, когда взрыв на выброс применять нельзя, энергия взрыва используется для рыхления пород и их дробления. В результате рыхления взрывом породы становятся доступны для выемки землеройной техникой. Заряды при этом удлиненные и малой мощности. Глубина шпуров зависит от глубины канавы, но

обычно не превышает 1,2 м. При большей глубине канавы производится послойное рыхление. В зависимости от поперечного сечения канавы и крепости пород шпуры располагают по оси канавы или в два ряда, параллельные оси канавы. Используется также метод щелевых зарядов. Для этого вместо шпуров с помощью щелерезных цепных машин или дискофрезерных машин нарезаются щели по оси канавы. В щели укладывается взрывчатое вещество и детонирующий шнур.

14 Вопросы для самоконтроля знаний

- 1 Что такое массив горных пород?
- 2 Что такое горная выработка?
- 3 Что такое канава?
- 4 Что такое траншея?
- 5 Что такое штольня?
- 6 Что такое шурф?
- 7 Что такое ствол?
- 8 Что такое рассечка?
- 9 Что такое квершлаг?
- 10 Что такое штрек?
- 11 Что такое восстающий?
- 12 Что такое камера?
- 13 Что такое разведочная шахта?
- 14 Что такое карьер?
- 15 Как определяется прочность при сжатии?
- 16 Что такое коэффициент крепости?
- 17 Как определяется прочность при растяжении?
- 18 Что такое удельное сцепление?
- 19 Что такое угол внутреннего трения?
- 20 Как оценивается прочность элемента горной породы с помощью паспорта прочности?
- 21 Что такое горное давление и как оно проявляется?
- 22 Что такое устойчивость горной выработки?
- 23 В чем заключается задача крепи горной выработки?
- 24 Какие материалы применяются для крепления горной выработки?
- 25 Из каких элементов состоит деревянная крепь горизонтальной выработки?
- 26 Как соединяются элементы деревянной крепи ?

- 27 Каков механизм давления на крепь горизонтальной выработки в кровле?
- 28 Каков механизм давления на крепь горизонтальной выработки в боках?
- 29 Из каких процессов складывается проходческий цикл?
- 30 Какие способы отбойки применяются при проходке разведочных выработок?
- 31 Что такое БВР?
- 32 Что такое шпур?
- 33 Какие средства применяются для бурения шпуров?
- 34 Как заряжаются шпуры?
- 35 Какие способы взрывания применяются на подземных работах?
- 36 Что такое взрывная сеть?
- 37 Что такое патрон-боевик?
- 38 Зачем проверяется состояние атмосферы в забое перед взрыванием?
- 39 Зачем проверяется состояние атмосферы в забое после взрывания?
- 40 Что такое вруб?
- 41 Почему применение врубов повышает эффективность взрыва?
- 42 Какой способ транспорта чаще всего применяется при подземных горных работах?
- 43 В каких условиях для механизации уборки отбитой горной массы можно применить погрузочные машины?
- 44 В каких условиях применяется скреперная уборка отбитой горной массы?
- 45 Как осуществляется обмен груженной вагонетки на порожнюю в выработке с одной рельсовой колеей?
- 46 Почему требуется проветривать проходческий забой?
- 47 Как проветривается проходческий забой?
- 48 Зачем в подземных выработках организуется сквозная струя воздуха?
- 49 Как размещается вентилятор местного проветривания в выработке?
- 50 Почему ограничивается скорость воздушной струи в выработке?
- 51 Как вагонетки из подземных выработок доставляются на поверхность?
- 52 Как разгружаются вагонетки?
- 53 Как возводится набрызгбетонная крепь?

- 54 Как возводится анкерная крепь?
- 55 Зачем осуществляют натяжение анкера?
- 56 Как удаляется вода из проходческого забоя горизонтальной выработки?
- 57 Как вода откачивается на поверхность из разведочной шахты?
- 58 Где размещаются проходчики при бурении шпуров в восстающем?
- 59 Как убирается отбитая горная масса при проходке восстающих?
- 60 Как осуществляется уборка горной массы при проходке шурфов?
- 61 Зачем перекрывается устье ствола при его проходке?
- 62 Как проходит бадья через нулевую раму?
- 63 Зачем при проходке шурфов и стволов применяется полок?
- 64 Как проходит бадья через полок?
- 65 Как подвешивается проходческий полок в стволе?
- 66 Как механизмуется погрузка горной массы в бадью?
- 67 Как бадья разгружается на поверхности?
- 68 Как крепится опорный венец деревянной крепи?
- 69 Зачем устраиваются опорные венцы при креплении ствола бетоном?
- 70 Как бетон поступает в забой ствола при креплении?
- 71 Как определяется трудоемкость проходческих операций?
- 72 Как осуществляется рабочий и холостой ход бульдозера при проходке траншеи?
- 73 Как осуществляется движение ковша экскаватора типа прямая лопата?
- 74 Как осуществляется движение ковша экскаватора типа обратная лопата?
- 75 Что такое взрыв на выброс?
- 76 Что такое рыхление при проходке канав?

Список использованных источников

- 1 Брылов, С.А. Горно-разведочные и буровзрывные работы: учеб. для вузов. / С.А.Брылов, Л.Г.Грабчак, В.И.Комащенко. – М.: Недра, 1989. – 287с.
- 2 Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений: учеб. для вузов. / Н.С.Булычев. – М.: Недра, 1982. – 270с.
- 3 Горноразведочные работы: учеб. для вузов. / Л.Г.Грабчак [и др.]; под ред. Л.Г.Грабчака. – М.: Высш.шк., 2003. – 661с.
- 4 Горнопроходческие машины и комплексы: учеб. для вузов. / Л.Г.Грабчак, В.И.Несмотряев, В.И.Шендеров, Б.Н.Кузовлев. – М.: Недра, 1990. – 336с.
- 5 Машины и оборудование для шахт и рудников: Справочник. / С.Х.Клорикьян [и др.]. - М.: Изд-во Москов. гос. горного ун-та, 2002. – 471с.
- 6 Каретников, В.Н. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок: справочник. / В.Н.Каретников, В.Б.Клейменов, А.Г.Нуждихин. –М.: Недра, 1989. – 571с.
- 7 Колоколов, С.Б. Расчет параметров поддерживающей и анкерной крепей горизонтальных горных выработок: учеб. пособие. / С.Б.Колоколов. – Караганда: Карагандинский политехнический ин-т, 1990. – 64с.
- 8 Колоколов, С.Б. Механика подземных сооружений: учеб. пособие. / С.Б.Колоколов, А.Е.Судариков. – Караганда: КарГТУ, 1997. – 81с.
- 9 Колоколов, С.Б. Проведение горизонтальных горноразведочных выработок: методические указания к курсов. проектир./ С.Б.Колоколов, Б.М.Легких – Оренбург: ГОУ ОГУ, 2004. – 40с.
- 10 Лукьянов, В.Г. Проведение горноразведочных выработок: учеб. для вузов. / В.Г.Лукьянов, А.Д.Громов. – М.: Недра, 1999. – 352с.
- 11 Руппенейт, К.В. Введение в механику горных пород. / К.В.Руппенейт, Ю.М.Либерман. - М.: Гос.науч.-тех. изд-во литературы по горному делу, 1960. – 356с.

- 12 Справочник инженера-шахтостроителя. В 2-х томах. / под общ. ред. В.В.Белого. М.: Недра, 1983. - Том 1 – 439с. Том 2. – 423с.
- 13 Строительные нормы и правила (СНиП II-94-80). Подземные горные выработки / Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1982. – 31с.
- 14 Проведение горноразведочных выработок. Справочник / В.А.Хорев [и др.]; под ред. В.А.Хорева. – М.: Недра, 1990. – 412с.