

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНО- РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

СПРАВОЧНИК

Под общей редакцией В.А. ХОРЕВА



МОСКВА "НЕДРА" 1990

ПРЕДИСЛОВИЕ

В связи с необходимостью дальнейшего укрепления и расширения минерально-сырьевой базы, повышения эффективности и качества подготовки к освоению разведанных запасов полезных ископаемых возрастает объем проведения горноразведочных выработок.

В последние годы в геологоразведочных организациях наблюдается техническое переоснащение разведочных работ, внедряются современные проходческие комплексы, новое горное оборудование и средства малой механизации, совершенствуется организация труда горнопроходчиков, возрос уровень проектирования горноразведочных работ. Все это требует от специалистов-геологоразведчиков высокой квалификации.

Систематического и достаточно полного изложения вопросов справочного характера по проведению горноразведочных выработок в отечественной литературе крайне мало. В практически единственной книге такого содержания (Справочник горного инженера геологоразведочных партий, М., Недра, 1986) отсутствуют разделы по проектированию, электротехническому и компрессорному хозяйству. Некоторые разделы, например касающиеся проведения камер и разведочных канав и траншей, изложены очень кратко. Кроме того, за время, прошедшее с момента выпуска указанного справочника, произошли некоторые изменения в номенклатуре и показателях технических средств и нормативных документах.

В предлагаемом читателю справочнике содержатся сведения, позволяющие инженерно-техническим работникам производственных и проектных геологоразведочных организаций на более высоком уровне осуществлять проектирование и проведение горноразведочных выработок.

1. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ И ИХ СВОЙСТВА

Способы и показатели проведения горноразведочных работ в значительной степени зависят от физико-механических свойств пересекаемых горных пород и их трещиноватости.

Горная порода — природное образование земной коры, состоящее из одного или нескольких минералов, связанных между собой силами молекулярного взаимодействия или естественными цементирующими веществами.

Породы по своему происхождению подразделяются на три группы: магматические, осадочные и метаморфические. Иногда выделяют еще одну группу пород — вулканогенно-обломочные.

Магматические (изверженные) горные породы образуются в результате застывания магмы. Они делятся на интрузивные и эффузивные.

Осадочные горные породы образуются на земной поверхности или вблизи нее в результате преобразования морских и континентальных осадков и занимают около 35 % площади поверхности земли. Характерной особенностью этих пород является их слоистость и залегание в виде более или менее правильных пластов.

Метаморфические горные породы образуются в результате изменения (метаморфизма) осадочных или магматических пород в глубинах земной коры. Наибольшее распространение имеют магматические и метаморфические горные породы, они составляют около 90 % объема земной коры.

Вулканогенно-обломочные горные породы весьма различны по способу образования, но сложены целиком или в значительной мере обломочными продуктами вулканических извержений.

Коренные породы — общее название магматических, метаморфических и осадочных горных пород, не затронутых процессами выветривания.

Многолетнемерзлые породы — толща горных пород в земной коре с отрицательной температурой, устойчивой в течение длительного периода и не зависящей от времени года. Эти породы содержат в своем составе лед. Форма, размеры и взаимное расположение включений льда определяются условиями осадконакопления и промерзания. Наличие льда в многолетнемерзлых породах существенно влияет на их физические, механические и фильтрационные свойства. Рыхлые и трещиноватые скальные породы благодаря промерзанию приобретают

новые свойства (сцепление, прочность и др.), что необходимо учитывать при проведении выработок в таких породах.

Как физическое тело каждая горная порода может быть охарактеризована группой так называемых базисных свойств и параметров, в которую входят плотностные, прочностные, упругие, тепловые, электрические и магнитные свойства. К этим свойствам и параметрам относят: пористость, плотность, пределы прочности при сжатии и растяжении, модуль Юнга, коэффициент Пуассона, удельную теплопроводность, коэффициент линейного расширения, удельное электрическое сопротивление, относительную диэлектрическую и магнитную проницаемость.

Свойства горных пород обусловлены их минеральным составом и строением, а также внешними условиями.

Пористость — относительный объем всех пустот в горной породе; выражается отношением объема пустот к объему образца породы в сухом состоянии.

Коэффициент пористости выражается в долях единицы или в процентах.

Коэффициенты пористости некоторых горных пород (%) приведены ниже.

Кварциты	0,8
Габбро и диабазы	1,0
Граниты	1,2
Известняки, мрамор, доломиты	0,53—13,4
Глинистые сланцы	4,0
Песчаники	4,8—28,3
Пески однородные	26,0—47,0
Пески смешанные	35,0—40,0
Гравий	35,0—40,0
Глины	44,0—47,0
Суглинок	52,0—55,0
Культурная почва	45,0—65,0
Торфяной грунт	<81,0

Плотность γ — масса единицы объема горной породы со всеми содержащимися в ее порах жидкостями и газами:

$$\gamma = G_0/V, \quad (1)$$

где G_0 — масса образца породы, г; V — объем образца породы, см³.

Чем больше пористость горной породы, тем меньше ее плотность и сопротивление сжатию.

Плотность основных типов горных пород (г/см³) приведена ниже.

Песок	1,6—1,95
Гравий	1,8—2,0
Растительная земля	0,8—1,2
Глина	1,2—2,1
Тuff	1,1
Песчаники	1,8—2,5

Кварциты	1,5—2,8
Сланцы	2,3—2,6
Известняки	1,5—2,7
Мрамор	2,7—2,8
Мергель	2,3—2,5
Доломит	2,3—2,9
Гипс	1,9—2,6
Каменная соль	2,2—2,4
Антрацит	1,3—1,5
Бурый уголь	1,15
Коренные глубинные породы (граниты, гнейсы, диориты, сенилиты, габбро и др.)	2,9—3,5
Коренные излившиеся породы (андезиты, базальты, трахиты и др.)	2,6—3,3
Железистые роговики	2,9—3,5

Наиболее распространенной оценкой прочностных свойств горных пород является показатель сопротивления пород одноосному сжатию $\sigma_{сж}$, который определяется как частное от деления максимальной разрушающей силы P_{max} при одноосном раздавливании образца породы на площадь поперечного сечения образца S_0 :

$$\sigma_{сж} = P_{max}/S_0. \quad (2)$$

Это условное среднее разрушающее напряжение называют пределом прочности пород при одноосном сжатии.

Горные породы характеризуются также пределом прочности при растяжении (σ_p).

Коэффициент пропорциональности между нормальным напряжением и соответствующей ему упругой деформацией называют модулем упругости или модулем Юнга.

Коэффициент пропорциональности между касательным напряжением и деформацией называют модулем сдвига.

Коэффициент Пуассона характеризует пропорциональность относительных упругих продольных и поперечных деформаций.

Динамическими характеристиками горных пород являются скорости распространения в них продольных и поперечных волн. Они определяются экспериментально или по формулам теории упругости.

Влажность горной породы характеризует содержание воды в ней и измеряется отношением массы воды в образце к массе скелета. Коэффициент влажности — отношение объема воды к объему пор.

Пластичность — свойство породы деформироваться под действием внешних сил, не разрушаясь.

Хрупкость — свойство горных пород разрушаться под действием внешних сил без предварительных пластических

деформаций. Такие породы хорошо разрушаются при приложении ударных нагрузок.

Как объект горноразведочных работ горные породы характеризуются различными технологическими свойствами — прочностью (крепостью), твердостью, абразивностью, буримостью, взрываемостью и т. д.

Прочность горной породы — способность ее сопротивляться действию сил, вызывающих ту или иную деформацию.

Твердость горной породы — способность сопротивляться внедрению в нее других твердых тел (инструмента). Определяется различными способами: вдавливанием наконечников (штампов), царапанием, сверлением, шлифованием.

Вязкость — способность горной породы оказывать сопротивление сдвигу одной ее части относительно другой. Вследствие увеличения вязкости существенно ухудшаются условия взрывной отбойки и дробления пород при проведении горноразведочных выработок.

Абразивность — способность изнашивать (истирать) инструмент при его внедрении или перемещении относительно разрушаемой горной породы. Абразивность горных пород главным образом зависит от содержания в них кварца и других твердых минералов и их зернистости. С увеличением абразивности пород возрастает износ горнопроходческого оборудования и бурового инструмента.

Буримость — способность горной породы сопротивляться проникновению в нее бурового инструмента при бурении. Измеряется продолжительностью «чистого» времени бурения 1 м шпура.

Взрываемость — сопротивляемость горной породы разрушению действием взрыва, измеряется удельным расходом эталонного взрывчатого вещества (ВВ) при определенных параметрах буровзрывных работ.

Определение горно-технологических свойств горных пород (крепость, буримость, взрываемость и др.) проводится, как правило, в условиях их естественного залегания.

Разрыхляемость — свойство горной породы увеличиваться в объеме при ее дроблении на куски различной крупности. Оценивается коэффициентом разрыхления, показывающим, во сколько раз объем раздробленной (взорванной) породы больше первоначального ее объема в массиве.

Коэффициент разрыхления некоторых горных пород приведен ниже.

Речной песок и гравий	1,1—1,2
Суглинок	1,2—1,25
Глина	1,3—1,4
Щебень	1,4—1,45
Глинистый сланец	1,4—1,6
Скальные породы	1,8—2,2

По характерным признакам горно-технологических свойств горных пород разработан ряд их классификаций (группировок). Классификации горных пород используются при проектировании и нормировании горноразведочных работ, при выполнении различных технических расчетов. Например, для выбора горнопроходческого оборудования и механизмов, взрывчатых материалов, параметров буровзрывных работ и т. д. Существует несколько классификаций горных пород. При проведении горноразведочных выработок наиболее широко используются две классификации — классификация пород по крепости проф. М. М. Протодяконова и единая классификация горных пород по буримости.

Горные породы по шкале проф. М. М. Протодяконова оцениваются коэффициентом крепости f , который определяется как сотая доля временного сопротивления пород одноосному сжатию, т. е.

$$f = \sigma_{сж}/100. \quad (3)$$

По классификации проф. М. М. Протодяконова породы подразделяются на десять категорий (табл. 1.1).

Классификацию проф. М. М. Протодяконова рекомендуется применять для ориентировочной оценки крепости пород и при укрупненных проектных и сметных расчетах. Для нормирования горноразведочных работ применяется единая классификация по буримости горных пород. По этой классификации все породы разделены на 20 категорий по продолжительности «чистого» времени бурения 1 м шпура. Данная классификация приведена в Единых нормах времени и выработки (ЕНВ) и в Справочнике укрупненных сметных нормативов (СУСН).

В смежных отраслях промышленности разработаны и действуют классификации пород, аналогичные классификации по буримости. Например, в организациях Госстроя СССР, Минмонтажспецстроя и некоторых других используется классификация по СНиП (строительные нормы и правила). Сопоставление классификации по буримости с классификациями проф. М. М. Протодяконова и по СНиП приведено в табл. 1.2.

Ориентировочно коэффициент крепости f можно определить также по формуле

$$f = (F_n/2,5)^2, \quad (4)$$

где F_n — группа пород по СНиПУ (с I по XI).

Помимо перечисленных классификаций представляют интерес классификация пород по трещиноватости и по содержанию SiO_2 .

Трещиноватость — совокупность трещин разных размеров и различного происхождения, нарушающих сплошность массива горных пород. Она характеризуется размерами трещин,

Т а б л и ц а 1.1

Классификация горных пород по шкале проф. М. М. Протодяконова

Категория крепости	Степень крепости	Породы (грунты)	Коэффициент крепости пород f
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, чем 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	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Средние	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. Разрушенный песчаник, сцементированная галька и хрящ, каменистый грунт	2
VIa	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	2
VII	Мягкие	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкий нанос, глинистый грунт	1
VIIa	»	Легкая песчаная глина, лёсс, 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 лёсс и другие растительные грунты	0,3

Таблица 1.2

Примерное сопоставление классификаций горных пород

Категория крепости пород по бурности	Категория крепости по шкале М. М. Протодякова	Коэффициент крепости f	Шкала крепости пород СНИП Госстроя СССР	Категория крепости пород по бурности	Категория крепости по шкале М. М. Протодякова	Коэффициент крепости f	Шкала крепости пород СНИП Госстроя СССР
I	—	0,1	—	XI	IV—III	5,4	VI
II	X—VIII	0,3	I	XII	IV—III	6,6	VII
III	VII—VI	0,5	I	XIII	III	8,2	VIII
IV	VI	0,8	II	XIV	III	9,9	VIII
V	VI	1,2	II—III	XV	II	11,9	IX
VI	V	1,6	III	XVI	II	14,3	IX
VII	V—IV	2,1	IV	XVII	II—I	17,1	X
VIII	IV	2,7	IV	XVIII	I	20,4	XI
IX	IV	3,4	V	XIX	I	24,2	XI
X	—	4,3	—	XX	I	≥30	XI

частотой их расположения и ориентации. Трещиноватость горных пород оказывает существенное влияние на выбор параметров буровзрывных работ, способов крепления и конструкций крепи.

Содержание в породах SiO_2 необходимо учитывать при выборе средств гидрообеспыливания и вентиляции.

Не производя анализов на содержание свободного диоксида кремния в породах, ориентировочно можно определять по классификации содержание SiO_2 и предельно допустимую концентрацию пыли (ПДК) в воздухе рабочей зоны. Чем выше содержание в породе свободного диоксида кремния, тем более силикозоопасна рудничная пыль. Породы, содержащие свободного диоксида кремния 10 % и более, считаются особо опасными в отношении силикоза.

Предельно допустимая концентрация пыли в воздухе горной выработки (санитарная норма) составляет 2 мг/м³ при содержании 10 % и более свободного диоксида кремния.

Содержание (%) свободного диоксида кремния в некоторых горных породах (по данным Л. И. Барона) приведено ниже.

Кварциты	35—92
Мелкозернистые доломиты	76
Песчаники	33—76
Грейзены	35—74
Джеспилиты	45—70
Граниты	25—67
Гнейсы	26—64
Порфиры гранитовые и кварцевые	26—52
Скарны гранатовые	30—50
Сланцы	25—49

Мергели	25—48
Кварцевые диориты	20—47
Известняки песчанстые и глинистые	15—44
Пегматиты	21—41
Плагииграниты	33—39
Гранитоиднейсы	21—37
Амфиболиты	10—36
Аплиты	20—36
Сидериты	14—31
Роговики биотито-гранатовые	20—24
Гранодиориты	5—24
Кварцевые сиениты	6—22
Скарны известковые	3—18
Кварцевые габбро-диориты	10—14
Гнейсы биотито-плагноклазовые и сиенитизированные	6—13
Кварцевые мраморы	2—10
Роговики биотит-скаполитовые	8—9
Габбро кварцевые	4—9
Известняки обыкновенные	0,2—8
Альбититы	3—7
Серный колчедан с прослойками кварцево-серицитовых сланцев	4—5
Сиениты	2—5
Диориты	1—5
Порфиры сиенитовые	1—4
Диабазы, базальты	2—3
Габбро оливиновые	1—2
Пироксениты	1—2
Габбро-диабазы	1—2
Бокситы	0,5—1,2

Устойчивость — способность массива горных пород не обрушаться при его обнажении; оказывает влияние на способ проведения, форму и размеры поперечного сечения горных выработок, на вид и параметры горной крепи в них.

По устойчивости породы подразделяются на пять классов: весьма неустойчивые — не допускающие обнажений кровли и боков выработки без крепления (сыпучие, рыхлые или плывуны);

неустойчивые — допускающие небольшие по площади обнажения кровли и боков выработки и требующие прочного поддержания непосредственно за выемкой;

средней устойчивости — допускающие обнажение на относительно большой площади без поддержания вслед за выемкой. Необходимость поддержания этих пород возникает не сразу, а со временем;

устойчивые — допускающие значительные обнажения и требующие крепления лишь в отдельных местах;

весьма устойчивые — допускающие весьма большие площади обнажения и не требующие поддержания.

2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Горноразведочные выработки проходят практически на всех стадиях геологоразведочного процесса, так как они обеспечивают детальное геологическое изучение и надежную промышленную оценку многих типов месторождений твердых полезных ископаемых, а также получение достоверных данных для проектирования, строительства и эксплуатации рудных предприятий.

Эти выработки характеризуются большим разнообразием условий их проведения и, как следствие, многообразием типов и параметров. Горноразведочные выработки подразделяются на открытые и подземные. К открытым горноразведочным выработкам относятся канавы, траншеи, расчистки, копуши и разведочные карьеры. К подземным отнесены стволы разведочных шахт, штольни, квершлаг, штреки, рассечки, восстающие, камеры и шурфы.

В зависимости от угла наклона к поверхности земли подземные выработки подразделяются на горизонтальные, вертикальные и наклонные. К горизонтальным выработкам относятся штольни, квершлаг, штреки, рассечки. Вертикальными или наклонными являются стволы, шурфы и восстающие. Камерные выработки составляют особую группу.

Подземные горноразведочные выработки проходят с целью изучения структурных особенностей месторождений и качества полезных ископаемых; разведки сложных коренных месторождений, а также россыпей; доразведки месторождений на флангах и глубоких горизонтах; разведки и добычи пьезооптического и камнесамоцветного сырья; вскрытия месторождений, а также в технических целях (вентиляционные выработки, запасные выходы, камерные выработки различного назначения).

Шурфы и канавы, а также копуши и расчистки проходят в целях расшифровки геологического строения и первичной оценки выявленных при попутных поисках проявлений полезных ископаемых; изучения рудоконтролирующих структур и проявлений полезных ископаемых; оконтуривания с поверхности рудных полей и зон; изучения выявленных рудопроявлений и качества сырья по результатам опробования; уточнения границ распространения и вскрытия выходов полезных ископаемых; для контроля данных разведочного бурения и отбора проб большого объема.

Траншеи применяют для разведки неглубокозалегающих россыпей.

Около 90 % объема подземных разведочных выработок проходят на коренных месторождениях и 10 % — на россыпных. Преобладающие объемы (около 83 %) приходятся на горизонтальные выработки (штольни, квершлагги, штреки и рассечки). Открытые разведочные выработки также в основном проходят на коренных месторождениях (около 86 %).

Горноразведочные выработки, как правило, имеют небольшие площади поперечного сечения, направление их часто меняется вследствие необходимости прослеживания и геологического изучения рудного тела. Например, из общего количества горизонтальных выработок только около 6 % имеют прямолинейные участки или участки с радиусом кривизны более 40 м.

Особенностью подземных разведочных выработок, иногда даже значительной протяженности, является наличие одного выхода и в связи с этим необходимость местного проветривания в течение всего периода горноразведочных работ.

Вертикальные стволы разведочных шахт имеют глубину от 50—100 до 300—700 м, достигая в отдельных случаях 1000 м. Площадь поперечного сечения стволов изменяется от 6,9 до 19,6 м².

Протяженность других подземных разведочных выработок колеблется в широких пределах: штолен от 100 до 4000 м, штреков от 50 до 1000 м, рассечек от 5 до 100 м, восстающих — от 40 до 120 м. Площадь поперечного сечения вчерне штолен, как правило, составляет 5,8—9 м², квершлаггов и штреков 5,1—7,5 м², рассечек 2,0—5,1 м², восстающих 2,0—6,4 м² (в среднем 4,2 м²).

В зависимости от горно-геологических условий разведываемых месторождений для вскрытия зон оруденения используются стволы шахт, штольни, а иногда комбинации этих вариантов. При вскрытии шахтным стволом горизонтальные выработки проходят в основном на одном или двух горизонтах, расстояние между которыми составляет 30—60 м. Сети разведочных выработок на горизонтах обычно представляют собой сложную сильно разветвленную систему штреков, ортов, рассечек, восстающих и камерных выработок различного назначения (рис. 2.1). Общая длина сети выработок изменяется от 2 до 12 км при разведке средних месторождений и от 12 до 20—30 км — при разведке крупных месторождений.

Глубина шурфов колеблется от 2,5 до 40 м, на долю шурфов глубиной до 10 м приходится около 85 % объема проходки. Площадь поперечного сечения шурфов вчерне — 1,25—6 м², шурфы площадью сечения 1,25—1,5 м² составляют 85 % объема проходки.

Глубина разведочных канав и траншей колеблется от 1 до 5 м, в среднем — 2,5 м.

Значительный объем горноразведочных выработок проходят

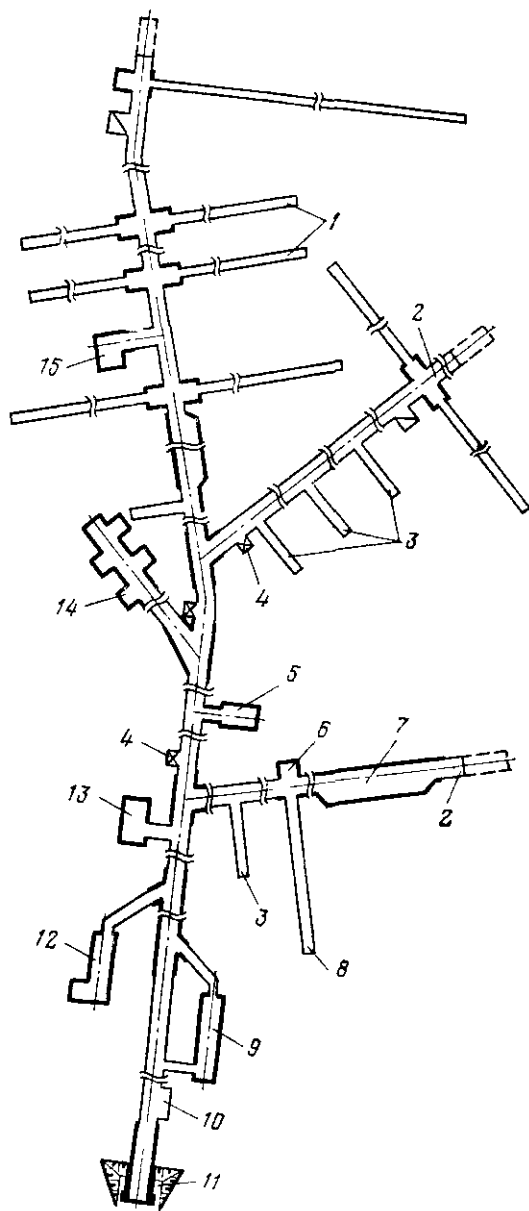


Рис. 2.1. План горизонта горноразведочных выработок:

1 — расчески; 2 — штрек; 3 — орты; 4 — ниша противопожарной емкости; 5 — камера — газоубежище; 6 — камера скреперной лебедки; 7 — разминовка; 8 — расческа; 9 — склад противопожарных материалов; 10 — ниша раздачи воды; 11 — портал и устье штольни; 12 — электровозное депо; 13 — камера для ремонта перфораторов; 14 — раздаточная камера ВМ; 15 — буровая камера

в условиях многолетнемерзлых пород, что оказывает существенное влияние на организацию работ, проветривание и технику безопасности. Так, к условиям, облегчающим проходку разведочных выработок, относятся повышенная устойчивость мерзлых пород, отсутствие притока воды, малая газоносность, низкая интенсивность окислительных процессов. К условиям, осложняющим проведение выработок, относятся низкая температура пород и шахтного воздуха, смерзание отбитой породы в рудоспусках и забоях, снижение несущей способности кровли при сезонном оттаивании или общем подогреве подаваемого в забой воздуха и т. д.

С ростом глубин разведки увеличиваются горное давление и крепость пород и чаще встречаются зоны тектонических нарушений, что влечет за собой увеличение объемов крепления. Ежегодные объемы крепления и перекрепления подземных разведочных выработок достигают 35—40 % общих их объемов.

Поиски и разведку месторождений полезных ископаемых проводят в экономически не освоенных и труднодоступных районах, где отсутствуют линии электропередач и другие виды стационарных источников энергии. Около 50 % общего объема проходки горноразведочных выработок выполняется в высокогорных условиях, свыше 1000 м над уровнем моря. Пересеченный рельеф местности, отсутствие развитой сети дорог и подъездных путей усложняют организацию проведения работ, затрудняют транспортирование к объектам работ необходимых механизмов, оборудования и материалов.

Сложность проведения горноразведочных выработок состоит также в том, что они характеризуются небольшими объемами, рассредоточенностью, нестационарностью условий и сезонностью работ. Удаленность производственных участков и объектов работ друг от друга и от баз партий колеблется от 10 до 100 км. Около 65 % подземных участков имеют годовые объемы проходки выработок, не превышающие 1000 м (в среднем 600 м). Концентрация работ при проходке канав и траншей также очень низка; участки с объемом проходки менее 5 тыс. м³ составляют около 75 %.

При проведении разведочных выработок на каком-либо объекте приходится иметь дело с большим многообразием горных пород. При этом даже при проведении одной выработки пересекаются породы разного литологического и петрографического состава, рыхлые и скальные. Такое резкое изменение физико-механических свойств горных пород создает значительные трудности для выбора эффективного способа и технологии проходки.

Проведение разведочных выработок в зависимости от горно-геологических условий осуществляется обычными или специальными способами. Если выработки проводят в таких породах,

которые позволяют свободно обнажать забой и его боковые стенки, и при этом нет сильного водопритока, то такие условия и соответственно способы проходки принято считать обычными. Если же выработки проводят по неустойчивым породам (плывуны, сыпучие пески) или в условиях сильного водопритока, то в этих случаях применяют специальные способы. В геологоразведочной практике специальные способы проходки горноразведочных выработок используются в крайне редких случаях.

Разрушение горных пород при проведении подземных разведочных выработок осуществляется в подавляющем большинстве случаев буровзрывным способом, т. е. с использованием энергии взрывчатых веществ. Открытые горноразведочные выработки проходят, используя для разрушения пород различные механизмы или взрывной способ. В настоящее время при помощи землеройных машин (бульдозеры, экскаваторы, канатно-скреперные установки и плужные канавокопатели) проходят около 56 % канав и траншей.

3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Проведение подземных горноразведочных выработок получило широкое развитие в системе геологоразведочных работ на твердые полезные ископаемые. Месторождения вскрывают выработками на более глубоких горизонтах, в сложных горнотехнических условиях, увеличивается протяженность сети подземных выработок в пределах разведваемого рудного поля. В связи с этим предъявляются все более высокие требования к решению таких вопросов, как обоснование размеров и форм сечений выработок, вида крепи, выбора способа водоотлива, механизации транспортирования горной массы, расчетов схем проветривания и воздухообеспечения, выбор подъемных установок и сосудов в стволах шахт, мер по безопасному ведению горных работ и пожаробезопасности горных выработок, охране окружающей среды.

Развитие подземных горных работ в системе Мингео СССР соответственно определяет возрастание требований к качеству проектирования.

Проектирование — разработка проектной, конструкторской и другой технической документации, предназначенной для осуществления строительства какого-либо объекта. От качества проектирования в значительной мере зависят темпы и

технический прогресс при проведении горноразведочных работ.

Проект содержит необходимые технические и экономические расчеты, схемы, графики, пояснительную записку, сметы, калькуляции и другие материалы.

Проектно-сметную документацию горноразведочных работ разрабатывают отраслевые (Гипрогеолстрой) и специализированные проектные организации.

Кроме Гипрогеолстроя индивидуальным проектированием горноразведочных работ в отрасли занимаются специализированные партии и проектно-сметные группы при производственных геологических организациях (объединениях, экспедициях).

Прежде чем приступить к проектированию сооружения горноразведочного объекта (ствол шахты или штольни) с комплексом наземных зданий и сооружений, проектная организация должна получить от заказчика задание на проектирование.

Задание на проектирование составляет заказчик при участии проектной организации. Состав задания на проектирование устанавливается применительно к особенностям проектируемых объектов и условиям их строительства. В задании на проектирование указываются: наименование проектируемого объекта; основание для проектирования; вид строительства; район, пункт и площадки строительства; исходные данные об особых условиях строительства (сейсмичность, группа просадочных грунтов и т. д.); номенклатура и объем производства; технология и организация производства; режим работы предприятия; требования по механизации и автоматизации производственных процессов; производственное и хозяйственное кооперирование; исходные положения для разработки мероприятий по защите окружающей природной среды, восстановлению (рекультивации); удельные показатели по эффективности капитальных вложений, материалоемкости и трудоемкости строительства; показатели по экономному расходованию сырьевых, материальных, энергетических ресурсов; основные технико-экономические показатели проектируемого объекта; сроки начала и окончания строительства; стадийность проектирования; особые условия проектирования; наименование проектной организации — генерального проектировщика; основные источники обеспечения электроэнергией, теплом, сжатым воздухом, водой; канализация, телефонизация; условия по определению сметной стоимости; источник финансирования проектных работ.

Задание согласовывается с проектной организацией и заказчиками проекта и утверждается министерством (ведомством) или производственно-геологическим объединением, в котором находится проектируемый объект.

К заданию на проектирование прилагаются следующие материалы: протокол рассмотрения и утверждения геолого-методической части проекта; акт о выборе площадок для заложения горноразведочных выработок и согласования проектных решений с заинтересованными организациями и контролирующими органами; ситуационный план месторождения (обзорная карта) с нанесением транспортных магистралей, ЛЭП, рек, озер и т. п.; генеральный план месторождения (объекта) с нанесением всех коммуникаций и инженерных сетей, устьев горноразведочных выработок и приустьевых площадок, отвального хозяйства, разгрузочных эстакад, дорог и др.; план разведки месторождения горными выработками с нанесением рудных тел по простиранию и вкрест простирания; литологические колонки по оси шахты или продольными разрезами горизонтальных выработок (штолен) с указанием крепости пород и их описанием; водоприитоки по отдельным выработкам; погоризонтные планы горноразведочных выработок с расположением ранее пройденных и вновь проектируемых выработок; характеристика обводненности разведываемого месторождения, возможные водоприитоки в горноразведочные выработки, а также показатели водных ресурсов, которые могут быть использованы в качестве источников хозяйственно-питьевого и технического водоснабжения; для районов с развитием многолетней мерзлоты даются оценки температурного режима пород, положение границ мерзлотной зоны.

Проектная организация не должна принимать изменений задания на проектирование без разрешения организаций, утвердивших это задание.

Нормативная база для разработки проектов горноразведочных объектов (стволов шахт, штолен с комплексом горизонтальных выработок и надшахтных сооружений) является частью общесоюзной системы нормативных документов по проектированию, которая включает в себя нормы, правила и другие нормативные документы, утверждаемые Госстроем СССР, Министерством геологии СССР и органами Госгортехнадзора СССР. Кроме того, существуют государственные стандарты системы проектной документации для строительства (СПДС), распространяющиеся на все виды проектной документации.

Система проектной документации — унифицированная система правил выполнения проектной документации, установленная государственными стандартами. Основное назначение стандартов СПДС заключается в установлении единых правил выполнения, оформления и обращения проектной документации, обеспечивающих следующее: унификацию состава и оформления проектной документации; упрощение форм проектных документов и графических изображений.

Разработка проектов на геологоразведочные работы осу-

ществляется в соответствии с нормативными документами, определяющими основные направления проектирования, требования к составу исходных данных, технологии проектируемого объекта, составу, содержанию, оформлению и утверждению проектно-сметной документации.

Нормативную базу проектирования составляют следующие основные виды директивных и нормативных документов: законы СССР, указы Президиума Верховного Совета СССР, решения Правительства СССР, а также нормативные акты и документы по проектированию и строительству, в том числе:

государственные стандарты (ГОСТы);

нормы технологического проектирования;

номенклатурные каталоги на оборудование, аппаратуру и т. п.;

строительные нормы и правила (СНиП), инструкции и указания Госстроя СССР, отраслевые стандарты (ОСТы), отраслевые методические указания и инструкции по проектированию систем проветривания и выбору технических средств для сооружения горноразведочных выработок, стволов шахт и штолен и т. п.;

ведомственные нормативные документы: методические указания по составу, порядку разработки, согласования, экспертизы и утверждения рабочего проекта на сооружение разведочных шахт и штолен, определяющие последовательность разработки проекта.

Основными нормативными документами для проектирования проведения горноразведочных выработок являются Правила безопасности при геологоразведочных работах и ГОСТ 22940—85.

Ввиду большого числа действующих нормативных документов и с целью их систематизации и удобства пользования Госстроем СССР периодически издается Перечень действующих нормативных документов и государственных стандартов, утвержденных Госстроем СССР, включающий все СНиП, СН, инструкции и другие документы, используемые при проектировании.

3.2. ВИДЫ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ

Проект какого-либо объекта бывает индивидуальным или типовым.

Проектные институты, их филиалы и специализированные подразделения выполняют следующие виды проектных работ: индивидуальное (контрольное) и типовое проектирование или отдельные решения, разработку нормативных материалов.

Сооружение разведочных шахт глубиной более 50 м и штолен общей протяженностью горноразведочных выработок более

1500 м должно вестись по проекту, разработанному проектной организацией.

Индивидуальное проектирование заключается в разработке проектно-сметной документации в следующем установленном СНиП 1.02.01—85 порядке: в одну стадию — рабочий проект (РП) или в две стадии — проект (П) и рабочая документация (Р).

Проектно-сметная документация горноразведочных выработок является частью проекта разведки месторождения твердых полезных ископаемых. Она составляется только на те горноразведочные объекты, на которые выдается геологическое задание, являющееся основанием для проектирования.

Проекты на геологоразведочные работы составляют с учетом комплексности их проведения, охраны недр и окружающей природной среды. При составлении проектно-сметной документации по каждому виду проектируемых работ должны быть учтены требования техники безопасности, по охране труда и производственной санитарии.

В окончательном варианте стадийность разработки проектно-сметной документации определяется с учетом необходимости дальнейшей детализации и уточнения основных технических решений. Стоимость единицы основного вида работ (проходка, крепление) принимается по аналогии со сходными объектами или по справочнику укрупненных сметных норм (СУСН).

Рабочий проект включает: общую часть, горнотехническую часть; горно-электромеханическую часть; строительную часть; технику безопасности; промышленную санитарию и противопожарные мероприятия; охрану окружающей среды, воздушного бассейна, рекультивацию земель; рабочую документацию.

Общая часть включает общие сведения об объекте разведочных работ, глубине залегания разведываемого объекта, рельефе местности, климате, наличии железных, грунтовых и шоссейных дорог, рек и водоемов, а также общий перечень проектируемых горноразведочных выработок.

Горнотехническая часть содержит: обоснование способа и схемы вскрытия с результатами расчета вариантов, места заложения вскрывающих выработок и выработок технического назначения; обоснование размеров и форм поперечного сечения проектируемых подземных выработок (вертикальных, горизонтальных, наклонных, камерных выработок различного назначения); выбор типа и результаты расчетов крепи для различных выработок и их сопряжений, выбор крепи устьев выработок, армировки стволов шахт; результаты расчетов параметров буровзрывных работ; организацию хранения, транспортирования, использования взрывчатых материалов (ВМ); подземные склады ВМ; характеристику ожидаемых водопритокров в горные

выработки; обоснование способа водоотлива; организацию проведения горноразведочных выработок; принятый режим и сменность работы; состав и число горнопроходческих бригад и персонала; график организации (цикличности) работ; календарный план-график проведения горных выработок; обоснование необходимости применения специальных способов проходки (предварительное осушение, тампонаж, замораживание, забивная крепь и др.); технологию проведения горизонтальных выработок, углубки и крепления стволов шахт и восстающих; восстановление, ремонт и поддержание горноразведочных выработок; спецификацию и расход основных материалов (рельсы, кабели, крепежные материалы, вентиляционные трубы и др.) на восстановление, ремонт и поддержание разведочных выработок; спецификацию оборудования, используемого при производстве горноразведочных работ; основные технико-экономические показатели проведения горных выработок различного назначения.

Горно-электроμηχανическая часть содержит: технико-экономическое обоснование и выбор средств механизации при проведении подземных выработок; подземный транспорт; обоснование способа транспортирования горной массы; выбор оборудования для обмена вагонеток в выработках; устройства по механизации обмена вагонеток в околоствольном дворе; загрузочные устройства при бадьевом и клетевом подъеме; транспортирование людей, оборудования и материалов в выработках; определение необходимого числа вагонеток; типы и число электровозов; оборудование электровозного депо; камер профилактического осмотра и ремонта горнопроходческого оборудования; водоотлив, устройство камер для водоотлива, выбор оборудования для водоотлива и место его расположения, выбор трубопроводов и арматуры для водоотлива; вентиляция, выбор системы проветривания сети подземных выработок и способа проветривания; определение необходимого количества воздуха, выбор вентиляционного оборудования и его расстановка в выработках, принципиальная схема проветривания, выбор вентилятора главного проветривания и места его установки; шахтный подъем, (выбор подъемных установок и подъемных сосудов (клетей, бадей); расположение оборудования и коммуникаций в стволе шахты; геометрическая схема шахтного подъема, расположение проходческих лебедок; результаты расчетов проходческого копра и канатов на прочность, монтаж и устройство проходческого копра и подъемного оборудования, автоматизация шахтного подъема; сжатый воздух, результаты расчетов необходимого количества сжатого воздуха, компрессоров и трубопроводов; устройство компрессорных станций, обоснование схем воздухообеспечения горных выработок; энергоснабжение выработок, выбор основного энергетического оборудования и энергетических устройств; источники энергоснабжения, освещение гор-

ных выработок; устройство защитных заземлений, автоматический контроль изоляции электрических сетей в подземных выработках, результаты расчета токов короткого замыкания, выбор сечений силовых кабелей с учетом всех нагрузок (включая бурение из подземных выработок) и другие работы; устройство подземных трансформаторных подстанций; сигнализация и связь; обоснование и выбор технических средств связи, их расположение в горных выработках и на поверхности.

Строительная часть содержит: генеральный план промплощадки; устройство устья шахтного ствола, портала штольни, вентиляционных каналов, приустьевых площадок, откаточно-разгрузочного комплекса, эстакад и отвального хозяйства; подъездные пути (автодороги) к шахте (штольне); устройство административно-бытовых комбинатов; складское и ремонтно-механическое хозяйство; водоснабжение, теплоснабжение и канализацию; потребность в питьевой и технической воде, источники водоснабжения; схемы водоснабжения и канализации; устройство и оборудование котельных, тепловых сетей; расход тепла.

Техника безопасности; промышленная санитария и противопожарные мероприятия. Меры безопасности при проведении горноразведочных выработок; обоснование необходимости и места расположения запасных выходов из горноразведочных выработок; устройство и оборудование запасных выходов и оснащение камер-газоубежищ; контроль состава и состояния воздуха в подземных выработках; использование виброгасящих и шумоподавляющих устройств и приспособлений на горнопроходческом оборудовании; расчет потребного числа самоспасателей с учетом резервных, места их хранения; водоснабжение горных выработок для снижения запыленности воздуха. Противопожарная защита горных выработок и поверхностных зданий и сооружений. Аварийная пожарная сигнализация и средства оповещения. Организация горноспасательной службы.

Охрана окружающей среды, воздушного бассейна, рекультивация земель. Способы отвода и очистки шахтных вод на поверхности; решения по консервации и ликвидации горных выработок.

Рабочая документация — основная проектная документация, по которой непосредственно осуществляются горноразведочные работы. При разработке рабочей документации производятся уточнения и детализация предусмотренных проектом решений в той степени, в которой это необходимо для производства строительных и монтажных работ. Рабочая документация разрабатывается при двухстадийном проектировании. Она подразделяется на общие виды (планы и разрезы) и детализовочные чертежи.

На общих видах указывается расположение горнопроходческого оборудования, коммуникаций, взаимная их увязка, размеры. На общих видах металлоконструкций, например нестандартизированного оборудования (подвесные проходческие полки, нулевые рамы, разгрузочные полки и пр.), указываются основные размеры, приводятся геометрические и монтажные схемы металлоконструкций, указывается перечень детализовочных чертежей.

Рабочая документация металлоконструкций в стадии КМ (конструкции металлические) — общие виды разрабатываются специализированными проектными институтами, а в стадии КМД (конструкции металлические детализовочные) — детализовочные чертежи заводом-изготовителем данной металлоконструкции.

На детализовочных чертежах указывают размеры всех деталей, элементов конструкций и спецификацию металла. В широкой степени необходимо применять типовые проектные решения, а также использовать имеющуюся рабочую документацию аналогичных металлоконструкций.

По своему содержанию и оформлению рабочая документация должна соответствовать действующим нормам и стандартам.

Проекты производства работ (ППР) разрабатываются в целях наиболее эффективных методов выполнения горнопроходческих работ, способствующих снижению их себестоимости и трудоемкости, сокращению продолжительности строительства объекта, обеспечению безопасности труда. ППР предусматривают детальную разработку технологии строительства сложных горных объектов или комплексов, например, ствола горноразведочной шахты, камер различного назначения и выработок околоствольного двора.

Проект производства работ содержит общую часть и технологию отдельных строительных процессов. В состав общей части входят: пояснительная записка, графики и чертежи. Общая часть содержит календарный план производства работ, схемы энерго-, водо- и теплоснабжения и пр.

Пояснительная записка ППР содержит обоснование решений по производству работ, расчеты потребности в электроэнергии, воде, паре, сжатом воздухе, скорости проведения подземных горноразведочных выработок, трудоемкости, уровня механизации.

Разработку проектов производства работ осуществляют специализированный проектный институт, его филиалы или проектные производственные группы по дополнительной договоренности проектной организации и заказчика.

3.3. ТИПОВОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ

Типовые проекты разрабатываются с целью обеспечения проектных подразделений, производственных проектных групп и строящихся горноразведочных объектов проектной документацией на отдельные элементы технического назначения или часто повторяющиеся виды строительных, организационных и технологических решений.

Чертежи типовых металлических конструкций, изделий и узлов разрабатываются для многократного использования при проектировании и строительстве горноразведочных объектов, а также массового изготовления нестандартных конструкций. Типовые проекты разрабатывает Гипрогеолстрой.

Утвержденные в установленном порядке типовые проекты, отдельные решения, разработки металлических конструкций и другие типовые проектные материалы обязательны для применения при всех видах проектирования. В основу разработки типовых проектов заложены требования по унификации конструктивных и технологических решений с применением типовых конструкций, узлов, устройств и деталей, прогрессивных технологических норм и методов проведения горноразведочных выработок передовыми горнопроходческими бригадами Мингео СССР.

Типовые проекты на проведение горноразведочных выработок разрабатываются в соответствии со следующими нормативными документами: Инструкцией по типовому проектированию (СН 227—82); Инструкцией по составлению проектов и смет на геологоразведочные работы (1985 г.); Методическими указаниями по составу, порядку разработки, согласования, экспертизы и утверждения рабочего проекта на сооружение разведочных шахт и штолен (1985 г.).

В соответствии с Инструкцией по типовому проектированию разработка типовых проектов и типовых проектных решений осуществляется: в одну стадию — рабочий проект со сметами — для технически несложных объектов, в две стадии — проект со сметными расчетами стоимости и рабочая документация со сметами — для технически сложных объектов.

Разработка чертежей типовых изделий и узлов осуществляется в одну стадию.

Задание на разработку типовой проектной документации составляется заказчиком с привлечением ведущей проектной организации. Заданием должны быть установлены требования по внедрению новой техники и передового опыта горнопроходческих бригад.

Заказчик типовой проектной документации несет ответственность за своевременную подготовку, утверждение и передачу проектной организации задания на разработку типовой

проектной документации, прогрессивность и обоснованность установленных в задании технико-экономических показателей, а также своевременное утверждение этой документации.

Проектная организация несет ответственность за экономичность, надежность, полноту и эффективность предусмотренных в проектах мероприятий по охране здоровья трудящихся, за соблюдение нормативных документов по проектированию, за качество разработанных ею материалов.

Типовой проект и типовые проектные решения должны состоять из следующих разделов: общей пояснительной записки; технологических решений; строительных решений; сметной документации; паспорта проекта.

Состав типового проекта или проектного решения устанавливается каждый раз индивидуально в соответствии со сложностью проектируемого объекта или отдельной его технологической частью, проектируемых задач и пр.

Типовые проекты и типовые проектные решения разрабатываются на следующих стадиях: проект (П); рабочая документация (Р); рабочий проект (РП).

Проектные организации должны систематически пересматривать разработанную ими типовую проектную документацию, учитывая произошедшие изменения требований нормативных документов и конструктивных решений.

3.4. ПОРЯДОК ЭКСПЕРТИЗЫ, СОГЛАСОВАНИЯ И УТВЕРЖДЕНИЯ ПРОЕКТНО-СМЕТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ

Для проведения экспертизы проектно-сметной документации в Мингео СССР создана комиссия по экспертизе проектной геологической документации Союзгеолэкспертиза, а также ее экспертные подразделения, находящиеся в различных регионах страны. Комиссия рассматривает рабочие проекты, разработанные проектными организациями и производственными проектными группами геологических объединений Мингео СССР.

Представляемый на экспертизу рабочий проект на горнопроходческие работы включает законченные разделы по технологии ведения горнопроходческих работ, по наземному и подземному транспорту, энергетическому хозяйству, строительству надшахтного комплекса и т. д., а также сводную смету (расчеты), подписанные руководителем ПГО, главным инженером проекта или начальником партии.

При проведении экспертизы рабочих проектов определяется порядок и очередность рассмотрения проектных материалов по следующим этапам проектирования:

- предпроектная стадия;

- задание; нормативно-техническая база проектирования; состав и содержание проекта; исходные данные;

основные технические решения;

схема вскрытия, места заложения основных вскрывающих выработок, сечения и основные конструктивные характеристики выработок; согласования с заинтересованными организациями;

пояснительная записка; состав и содержание разделов; графические приложения;

промежуточные согласования и уточнения экспертизой отдельных технических решений с проектировщиками и заказчиками проектов.

К детальному экспертному рассмотрению проектов на подземные горноразведочные выработки приступают только после установления его комплектности в соответствии с Методическими указаниями по составу, порядку разработки, согласования, экспертизы и утверждения рабочего проекта на сооружение разведочных шахт и штолен. Некомплектная документация экспертному рассмотрению не подлежит.

В наличии должны быть следующие материалы: геологическое задание; задание на проектирование, утвержденное в установленном порядке; акт выбора площадки для заложения вскрывающих выработок; протокол согласования по основным техническим решениям (места заложения вскрывающих выработок и их поперечные сечения, конструкции и материалы крепи, основные технологические камеры); протокол рассмотрения проекта разведки в целом; схема вскрытия месторождения с нанесением погоризонтных планов (с контурами рудных тел), а также совмещенных с рельефом земной поверхности; календарного графика всего горнопроходческого комплекса работ; исходных данных для проектирования.

Экспертизой особое внимание обращается на следующее:

наличие задания на проектирование горнопроходческих работ;

использование в расчетах нормативных документов отраслевого значения, обосновывающих технические решения;

рассмотрение и согласование рабочих проектов на горнопроходческие работы в Госгортехнадзоре СССР;

применение прогрессивных решений, учитывающих зарубежный и отечественный передовой опыт и научно-технические достижения в области технологии производства, обеспечивающие экономию топлива, энергии, металла, строительных и других материалов;

сокращение ручного труда за счет внедрения комплексной механизации горнопроходческих процессов;

соответствие проектных решений по горнопроходческим работам, целям, задачам и объемам, принятым в геолого-методической части проекта разведки;

уровень использования типовых проектов.

В результате проведенной экспертизы составляется заключение, излагаемое по следующей форме:

наименование проекта, исполнитель (организация), сроки разработки проекта;

краткая характеристика объекта: наименование (тип) вскрывающих выработок, протяженность, объем, проектная стоимость в соответствии с составом и содержанием рабочего проекта;

сведения о ранее проведенных экспертизах, изменениях или дополнениях к основному проекту с указанием увеличения или уменьшения объемов работ;

данные о комплектности проектной документации;

замечания и предложения по проектным решениям с краткими обоснованиями о применении проектных решений, объемов работ, стоимостей;

выводы, содержащие общую оценку проектов; рекомендации об утверждении их с учетом замечаний и предложений или о возврате их на доработку.

Наряду с этим предъявляются требования и к экспертному заключению:

в экспертном заключении должны быть перечислены специализированные организации или научно-исследовательские институты, привлекаемые к экспертизе отдельных разделов проектов;

экспертное заключение должно быть по всем вопросам, имеющим замечания экспертов, обоснованным и объективным. В нем должны быть отмечены и положительные стороны принятых проектных решений. Особое внимание следует уделять правильному определению сметной стоимости строительства.

Прошедший экспертизу и утвержденный рабочий проект служит основанием для производства работ.

Горнопроходческие работы связаны с хозяйственными интересами различных предприятий района и оказывают определенное влияние на окружающую территорию. Поэтому многие вопросы по проектированию горноразведочных выработок должны согласовываться с соответствующими местными Советами народных депутатов и их органами, ведомствами, предприятиями.

При составлении рабочих проектов шахты (штольни) проектная организация обязана согласовывать намечаемое проектирование горных работ: по отводу земельного участка для строительства (разрешение Совмина СССР, РСФСР или облисполкома о передаче земель во временное пользование); по выбору площадки для строительства и места заложения ствола (устья штольни), по снабжению проектируемого горного объекта электроэнергией, теплом с местными органами; по устройству внешних линий связи; по месту сброса шахтных вод, отвалов породы и руды.

Сводные сметы, а также каталоги единичных расценок и стоимость материалов и изделий согласовываются с организацией — заказчиком проекта.

Основными разделами рабочего проекта на проведение горноразведочных выработок, оказывающими наиболее существенное влияние на технологию работ, являются разделы вентиляции, буровзрывных работ и крепления выработок.

3.5. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ, ПОРЯДОК РАЗРАБОТКИ И СОСТАВ РАЗДЕЛА «ВЕНТИЛЯЦИЯ» РАБОЧЕГО ПРОЕКТА НА СООРУЖЕНИЕ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ И ШТОЛЕН

Одним из путей устойчивого обеспечения безопасных и комфортных условий труда работающих в подземных выработках является повышение качества проектирования систем проветривания.

Главными особенностями при проектировании проветривания постоянно перемещающихся призабойных пространств разведочных выработок является неопределенность направления, конечной протяженности подходов выработок и интенсивности горных работ в зоне рудопроявления. Это заставляет ориентироваться на максимальные значения протяженности вскрывающих выработок и интенсивности горных работ, отдавать предпочтение «гибким» вариантам, допускающим изменение интенсификации проветривания. Совместно с проектированием системы проветривания должны быть решены вопросы гидрообеспыливания воздуха подземных выработок. В проекте вопросы проветривания и гидрообеспыливания и технологии ведения горноразведочных работ должны находить взаимоувязанные решения. В частности, календарный график проведения выработок необходимо составлять с учетом возможностей системы проветривания на различных этапах развития разведочных работ. Важно иметь в виду, что основные вопросы вентиляции следует решать на самых начальных стадиях составления проекта на сооружение разведочных шахт и штолен, так как возможности средств проветривания в конечном счете определяют схему вскрытия, предельную протяженность, поперечное сечение выработок и скорость проведения горноразведочных работ.

Раздел «Вентиляция» проекта при проходке стволов шахт, восстающих и гезенков в соответствии с заданием на проектирование разрабатывают специальные проектные организации, проектные группы геологических объединений, производственно-технические отделы геологоразведочных экспедиций или работники пылевентиляционной службы.

Схемы и паспорта проветривания каждой выработки в соответствии с проектным решением системы проветривания выработок объекта разведки составляет руководитель горных работ,

а утверждает главный инженер геологоразведочной экспедиции (п. 1 и 2).

Данные по проветриванию шурфов приводятся в паспорте буровых работ на проведение шурфов.

К исходным данным при проектировании систем проветривания и водоснабжения для гидрообеспыливания воздуха горноразведочных выработок относятся:

погоризонтные планы горных выработок с нанесением пройденных и проектируемых выработок, известного контура рудопроявления, мест расположения стволов шахт, восстающих и камер разного назначения;

план земной поверхности с изогипсами района объекта разведки с основными ориентирами местности;

проектный объем выработок, протяженность выработок по отдельным направлениям и их высотные отметки;

намечаемый календарный график проведения горноразведочных выработок, планируемое число и состав проходческих бригад;

производительность шахты (штольни) по выдаче горной массы;

ожидаемое общее выделение углекислого газа, метана и водорода у забоя;

ожидаемая температура горных пород;

площадь поперечного сечения пройденных и проектируемых подземных выработок в черне и в свету;

ожидаемый водоприток в горные выработки, средний и максимальный;

ожидаемое качество подземных вод (температура, водородный показатель pH, карбонатная жесткость);

предполагаемый удельный расход взрывчатых веществ;

примерное содержание диоксида кремния в горных породах;

ожидаемый по предыдущему опыту работ уровень запыленности воздуха подземных выработок (в призабойном пространстве, в камерах разного назначения, на свежей струе);

роза ветров, изменение температуры воздуха в течение года, характеристика промводопроводов, водоемов и артезианских скважин.

Порядок разработки системы проветривания. В соответствии с требованием нормативно-технической документации сооружение разведочных выработок осуществляется по проектам на геологоразведочные работы. В проекте, в частности, разрабатывается система проветривания разведанных выработок, согласно которой составляются паспорта проветривания каждой выработки.

Под системой проветривания горноразведочных выработок понимается совокупность воздухопроводов (вентиляционных трубопроводов, скважин, выработок), вентиляторов и

регулирующих устройств, обеспечивающих подачу свежего и выдачу использованного воздуха на земную поверхность для создания нормального состава и состояния воздуха рабочих зон.

Паспорт проветривания выработки — документ, содержащий показатели, необходимые для введения в действие и эксплуатацию системы проветривания.

На сооружение каждого шахтного ствола, восстающего и гезенка составляется отдельный проект производства работ, неотъемлемой частью которого являются паспорт и схема вентиляции проводимых выработок.

Разработка системы проветривания ведется в следующей последовательности. Обосновываются по фактору проветривания площадь поперечного сечения, место заложения и протяженность вскрываемых выработок. Устанавливаются необходимость и место заложения второго выхода, способ и система проветривания применительно к разным этапам выполнения геологического задания.

Проверяется соответствие календарного графика выполнения горноразведочных работ возможности средств проветривания, водоснабжения и водоподготовки и согласовываются с геологической службой возникшие изменения графика.

Предварительно определяются, с целью своевременного заказа или изготовления необходимого оборудования, общая потребность, номенклатура и размеры шахтных воздухопроводов, водопроводов, вентиляторов, насосов, средств водоподготовки и гидрообеспыливания.

Подготавливаются проектные решения по обоснованию отдельных вопросов, элементов и систем проветривания и водоснабжения, необходимые для составления технического проекта.

Состав раздела «Проекта» — Система проветривания. Системы проветривания, в которых для подачи или выдачи воздуха используются вентиляционные трубопроводы, принято называть системами местного проветривания, а вентиляторы — вентиляторами местного проветривания (ВМП).

Системы проветривания, в которых и подача, и выдача воздуха осуществляется по выработкам, называют общешахтными (общештольневыми), а вентиляторы соответственно — вентиляторами главного проветривания (ВГП). ВГП, смонтированные для работы на период менее пяти лет, называются также вспомогательными.

Системы, в которых наряду с вентиляционными трубопроводами используются вентиляционные скважины, относятся к системам местного проветривания. Системы проветривания, в которых вентиляционные скважины полностью заменили вентиляционный трубопровод, называют общешахтными (общештольневыми) системами проветривания.

В тех случаях, когда часть выработки проветривается ВГП,

а часть ВМП с применением вентиляционных трубопроводов, в проекте рассматриваются системы общешахтного (общештольняного) и местного проветривания в совместном их действии.

При обосновании системы местного проветривания для каждой тупиковой выработки устанавливаются: способ проветривания; расход воздуха, необходимый для проветривания рабочей зоны (призобойного пространства, камеры); вентиляционный трубопровод (материал, диаметр, качество сборки, аэродинамическое сопротивление); глубина и диаметр вентиляционной скважины; подача и марка вентилятора; соответствие поперечного сечения выработки условию размещения вентиляционного трубопровода и вентилятора; места установки ВМП и их число; предельная протяженность системы местного проветривания; режим работы ВМП в случае пожара в выработке и, в случае необходимости, место заложения камеры-убежища.

В результате обоснования системы по форме, регламентированной Правилами безопасности, составляются схема и паспорт проветривания горных выработок, на котором указывается распределение воздуха по рабочим зонам на разных этапах выполнения графика горноразведочных работ на объекте.

При обосновании общешахтной (общештольняной) системы проветривания сети горноразведочных выработок устанавливаются: необходимость и место расположения второго выхода; способ проветривания; расход воздуха, необходимый для проветривания выработок; эквивалентное отверстие, аэродинамическое сопротивление и депрессия сети выработок от входа до выхода; продолжительность эксплуатации вентилятора общешахтного (общештольняного) проветривания; производительность, диаметр рабочего колеса и марка ВГП или вспомогательного вентилятора; естественная тяга, действующая в горных выработках; депрессия (напор) вспомогательного вентилятора; место установки вентилятора; размеры вентиляционного канала; режим работы ВМП и ВГП или вспомогательного вентилятора при пожаре в горноразведочных выработках; параметры калориферной установки, если в ней есть необходимость, для подогрева свежей струи или ее части (устанавливаются: марка калориферов, общее их число, схема расстановки, место монтажа, расход тепла и режим работы установки).

В результате обоснования общешахтной (общештольняной) системы составляется схема проветривания с указанием распределения воздуха по выработкам на разных этапах выполнения горноразведочных работ на объекте и паспорта проветривания отдельных выработок, находящихся в проходке.

Состав раздела «Проекта» — Система водоснабжения горноразведочных выработок для обеспечения снижения запыленности воздуха. Без применения специальных средств снижения

запыленности воздуха проветривание при проведении горных выработок не обеспечивает предельно допустимую концентрацию пыли (ПДК) в призабойном пространстве. Вдыхание человеком воздуха с повышенной концентрацией пыли различного минералогического состава ведет к заболеванию пневмокониозами.

Пневмокониозы — семейство хронических заболеваний легких человека, вызываемые проникновением в них пыли с образованием фиброзных необратимых изменений. Большинство специалистов полагает, что скорость развития пневмокониозов зависит от концентрации пыли во вдыхаемом воздухе и степени примеси в пыли диоксида кремния.

Безводные «сухие» методы борьбы с пылью в опытном порядке нашли применение при бурении шпуров в многолетнемерзлых породах. Средства сухого пылеулавливания при бурении шпуров требуют дополнительных затрат труда по их обслуживанию, что сдерживает их широкое применение.

Под системой водоснабжения понимается совокупность средств, обеспечивающих необходимое снабжение водой подземных выработок по принятому способу подачи.

Расход воды для борьбы с пылью в горноразведочных выработках относительно невелик, поэтому для целей гидрообеспыливания наиболее рационально использовать противопожарный водопровод, находящийся под постоянным напором, обеспечивающим подачу воды практически во все горные выработки. Повсеместная эксплуатация пожарного водопровода для целей гидрообеспыливания поддерживает его в рабочем состоянии и повышает надежность водопровода. Поэтому система водоснабжения должна обеспечивать гидрообеспыливание воздуха рабочих зон при всех производственных операциях и ликвидацию пожара.

При проведении выработок длиной до 300 м и выработок по многолетнемерзлым породам допустимо автономное водоснабжение с подачей воды к забою в передвижных бочках вместимостью не менее 0,6 м³. Для обеспечения подачи воды к забою восстающего устраивается местная система водоснабжения, представляющая собой совокупность резервуара с запасом воды, насоса небольшой производительности и водопровода, проложенного по восстающему.

С целью предотвращения замерзания воды, подаваемой в бочках, необходима водоподготовка — подогрев воды, добавка солей, понижающих температуру замерзания воды.

При обосновании системы водоснабжения подземных горноразведочных выработок в проекте устанавливаются: способ водоснабжения (централизованный, автономный); диаметры отдельных участков водопровода или конструкция и вместимость передвижного сосуда, если способ автономный; расход и напор

воды в системе водоснабжения, источник водоснабжения и качество воды; оборудование для водоподдачи; способы очистки воды и водоподготовки при использовании гидробеспыливания в условиях низких температур воздуха подземных выработок; перечень средств гидрообеспыливания.

В результате обоснования системы составляется схема водоснабжения объекта и перечень оборудования и средств, рекомендуемых для гидрообеспыливания воздуха подземных выработок.

При выборе систем водоснабжения следует иметь в виду, что проектные решения по обеспечению горных выработок водой должны быть взаимоувязаны с задачами проветривания рабочих зон в целом и с технологией горноразведочных работ.

3.6 ПРОЕКТИРОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Основной проектной документацией на производство буровзрывных работ является паспорт или проект БВР.

Паспорт БВР — технологический документ, содержащий основные сведения, необходимые для ведения буровзрывных работ. Он представляет собой инструктивную карту (желательно в виде заранее заготовленного бланка) с указанием: основных характеристик выработки и пород, исходных технологических данных; параметров и показателей БВР; схемы расположения зарядов и монтажа взрывной сети, мер безопасности.

Проект БВР — комплект документации и материалов, представляемых в виде расчетов, схем, графиков и пояснительной записки, включающей (помимо вопросов, отражаемых в паспорте БВР) также расчет основных параметров и показателей БВР, расчет взрывной (электровзрывной) сети; мероприятия по организации работ, более детальные требования по мерам безопасности.

Паспорт составляют на проведение всех горноразведочных выработок, проходимых взрывами шпуровых зарядов, а также при дроблении негабарита.

Проект составляют во всех случаях применения скважинных или камерных зарядов (независимо от типа и назначения выработки), при производстве взрывов на выброс (независимо от вида зарядов), а также при производстве любых взрываний в населенных пунктах, на строительных прощадках, вблизи охраняемых объектов и сооружений. Под охраняемыми объектами и сооружениями понимают: линии электропередач, газопроводы, кабельные линии, мосты, транспортные магистрали, источники водоснабжения, аэродромы, промышленные и жилые сооружения и т. п.

Паспорт БВР составляют на основании опытных данных.

Паспорта и проекты могут быть как разовые, на каждый взрыв, так и типовые при систематическом взрывании. Типовые паспорта и проекты составляют для участков работы с постоянно повторяющимися условиями, когда в течение длительного времени на данном территориальном объекте систематически выполняют однообразные буровзрывные работы одним и тем же производственным подразделением и персоналом.

Паспорт или проект составляет руководитель буровзрывных или горных работ партии при участии геолога с учетом конкретных условий данной выработки или забоя (сечение выработки, крепость, характер напластований пород и пр.) и утверждает главный инженер (технический руководитель) экспедиции (партии).

Производство всех видов взрывных работ должно осуществляться только в соответствии с утвержденным паспортом или проектом БВР. Производство буровзрывных работ без утвержденного паспорта или проекта, а также с их нарушением запрещается.

Паспорт БВР рекомендуется выполнять на листе кальки или белой бумаги черным цветом с тем, чтобы с него возможно было снять соответственно светокопию или ксерокопию.

Паспорт БВР на проведение основных типов горноразведочных выработок (подземных и открытых) состоит из семи разделов и графической части. Разделы паспорта БВР включают: 1. Характеристику выработки. 2. Характеристику пород. 3. Исходные технологические данные. 4. Параметры буровзрывных работ. 5. Основные показатели буровзрывных работ. 6. Меры безопасности. 7. Дополнительные сведения и замечания.

Графическая часть включает: схему расположения шпуров, схему конструкции заряда и схему монтажа взрывной сети.

Формы паспорта для подземных и открытых выработок отличаются друг от друга в основном табличными данными параметров и показателей БВР (разд. 4 и 5 паспорта БВР), а также некоторыми характеристиками выработок, пород и исходными технологическими данными.

Характеристики выработки и пород (разд. 1 и 2 паспорта БВР), включаемые в паспорт, содержат сведения о наименовании выработки, форме, площади и размерах поперечного сечения (ширина, высота) в проходке. Форма и размеры поперечного сечения горноразведочных выработок должны соответствовать проекту на производство горноразведочных работ. Указываются наименование пород, их категории крепости согласно единой классификации по буримости и коэффициенты крепости по шкале проф. М. М. Протоdjяконова. Даются также сведения о трещиноватости и обводненности пород.

Исходные технологические данные (разд. 3 паспорта БВР) состоят из наименования типа вруба для подземных горнораз-

ведочных выработок или типа зарядных камер для открытых выработок, характеристик средств бурения, ВВ, средств инициирования (СИ), способов заряжания и взрывания, источника электрического тока. В пунктах 1 и 2 этого раздела, характеризующих применяемые средства бурения и типы коронок (резцов), указывают марку применяемых перфораторов, электро-сверл, пневмосверл или бурильных установок и типы буровых коронок и резцов.

При составлении паспорта БВР на проведение подземных горноразведочных выработок существенное значение имеет определение типа вруба, поскольку общая эффективность разрушения породы взрывом в наибольшей степени определяется работой врубовых зарядов. Выбору типа вруба следует уделять главное внимание, учитывая в первую очередь опыт, накопленный в аналогичных условиях данной геологоразведочной организацией, поскольку конкретных рекомендаций по наиболее эффективному типу вруба в зависимости от характеристик пород, сечения и вида выработки дать трудно.

При составлении паспорта БВР на проведение открытых горноразведочных выработок (канав, траншей, врезов, площадок) важное значение имеет применяемый тип зарядных камер. Целесообразность использования того или иного вида зарядных камер зависит от технических возможностей, т. е. имеющегося горнопроходческого оборудования (преимущественно средства бурения), физико-механических свойств взрываемых пород, глубины выработки и др.

В паспорте указывают применяемые способы заряжания и взрывания. Если используется механизированный способ заряжания, то следует указать, с помощью каких механизмов. При механизированном заряжании разрешается только использование механизмов и зарядных машин, допущенных Госгортехнадзором СССР. Указывается наименование материала забойки шпуров.

Выбранный способ взрывания должен обеспечивать не только безопасность ведения взрывных работ, но и создавать наиболее благоприятные условия для работы зарядов ВВ.

Необходимо указать марку взрывной машинки, взрывного прибора или другого источника тока из допущенных Госгортехнадзором СССР с учетом конкретных условий ведения взрывных работ. Так, например, в выработках, опасных по пыли и газу, взрывные машинки (приборы) должны быть во взрывобезопасном исполнении. Выбор взрывной машинки должен осуществляться, исходя из максимально взрываемого за один прием числа электродетонаторов (ЭД), общего сопротивления сети и схемы соединения электродетонаторов.

Схема расположения шпуров выполняется в центральной части паспорта БВР в масштабе 1:50 на проведение подземных

горноразведочных выработок и в масштабах 1:100—1:200 на проведение открытых горноразведочных выработок. На схеме показывают три вида: вид на забой, вид сверху и вид сбоку для подземных горизонтальных и наклонных выработок; вид на забой и два взаимно перпендикулярных вида сбоку для вертикальных выработок. При круглом или квадратном сечении выработок и симметричном расположении зарядов на схеме показывают только два вида: вид на забой и вид сверху (для горизонтальных выработок) или вид сбоку (для вертикальных выработок).

Для открытых выработок (канавы, траншеи) дают три вида: план, продольный и поперечный разрезы выработки.

На схеме расположения шпуров и в таблице параметров буровзрывных работ (разд. 4 паспорта БВР) показывают номера шпуров, их глубину (длину), примерный диаметр котловых полостей, расстояние между устьями соседних шпуров, углы наклона. Все размеры на схеме дают в миллиметрах, а в таблице — в метрах.

Конструкцию зарядов показывают схематически (ниже схемы расположения шпуров). Приводят вид и место основного заряда ВВ в шпуре и патрона-боевика с указанием марки ВВ, величины забойки. Схема монтажа взрывной сети дается ниже схемы конструкции заряда.

При огневом и электроогневом способах взрывания необходимо дать схему подрезки зажигательных трубок. На схемах показывают размеры огнепроводного шнура на всех участках, место расположения и марку зажигательных или электрозажигательных патронов.

При электрическом способе взрывания на схеме показывают способ соединения ЭД (последовательное, параллельное, параллельно-последовательное или последовательно-параллельное), соединительные и магистральные провода, их длину, источник тока.

Выбор схемы соединения ЭД зависит от числа взрываемых зарядов, принятой очередности их взрывания, характеристики ЭД и т. п. Поэтому при электрическом взрывании необходимо заранее рассчитать электровзрывную сеть и правильно принять мощность источника тока.

Основные параметры и показатели БВР дают в разд. 4 и 5 паспорта БВР в виде таблиц. Отличие этих таблиц и самих параметров и показателей БВР для двух основных групп выработок (подземных и открытых) вытекает из специфики технологии проведения этих выработок.

Длина шпуров определяется имеющимися в наличии средствами бурения и возможностью получения наивысшего КИШ, а общее число шпуров на забой, расстояния между ними, число слоев рыхления определяют расчетным путем.

Полученные расчетом параметры и показатели паспорта БВР должны быть уточнены опытными взрывами. Критерием рациональности применяемых параметров и показателей БВР является получение значений КИШ не менее 0,8—0,9. Коэффициент излишка сечения не должен превышать при этом величин, указанных в табл. 4.5.

Исходя из принятого КИШ определяют величину продвижения забоя за взрыв и объем горной массы, оторванной за взрыв. Исходя из последних двух показателей, а также расхода ВВ и СИ на цикл определяют удельные расходы ВВ и СИ на 1 м проходки и на 1 м³ горной массы.

В разд. 6 паспорта БВР должны быть включены сведения о месте расположения взрывного пункта, укрытия взрывника и рабочих, о размерах опасной зоны, месте расположения постов оцепления, времени производства взрывов, сигналах и об ответственных за выставление постов оцепления и вывод людей, а также механизмов из забоя или за пределы опасной зоны.

При проведении открытых горноразведочных выработок, место взрывного пункта и укрытия взрывника и рабочих показывают на ситуационном плане. Указывают число постов и их расположение относительно места взрыва, а также ответственного за их выставление; число и места постов определяют, исходя из характера местности. Обязательно указывают время производства взрывов.

Сигналы при взрывных работах указывают в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах (виды сигналов, способ их подачи и лицо, ответственное за подачу).

Радиус опасной зоны определяют при проведении открытых горноразведочных выработок в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах. Размеры опасной зоны для людей, зданий и механизмов рассчитывают с учетом поражающего действия воздушной ударной волны и разлета кусков взорванной породы. За безопасное расстояние для людей принимают наибольшее из рассчитанных (по ударной воздушной волне или разлету осколков).

При проведении подземных горноразведочных выработок в паспорте БВР указывают время проветривания забоя после взрыва, применяемые при этом вентиляторы (марка и тип) и мероприятия по осаждению пыли.

В разд. 7 паспорта БВР могут указываться следующие дополнительные сведения и замечания: способы оповещения жителей, рабочих, служащих о времени и месте проведения взрывов, если работы ведутся в районе населенного пункта, предприятия; наличие садов, посевов и плантаций, которым может быть причинен ущерб при взрывах, если работы проводятся

в сельской местности; указание дополнительных мероприятий по защите от воздействия взрыва и др.

В конце паспорта БВР приводятся должность и фамилия составившего (разработавшего) паспорт, дата составления и список лиц, ознакомившихся с паспортом, и их подписи.

Проект БВР на проведение горноразведочных выработок должен содержать следующие разделы:

I. Общие положения.

II. Характеристика выработки.

III. Характеристика пород.

IV. Исходные технологические и расчетные данные.

V. Расчет основных параметров и показателей БВР.

VI. Расчет электровзрывной сети (при электрическом способе взрывания).

VII. Указания по организации работ.

VIII. Меры безопасности.

Общие положения (разд. I проекта БВР) включают сведения общего характера, которыми могут быть: указание, каким является проект — разовым или типовым; общие сведения об изменении горно-геологических и горнотехнических условий по профилю выработки для разовых проектов или на различных участках проведения однообразных выработок для типовых проектов; необходимость корректирования или уточнения проекта при изменении указанных выше условий и порядок этого корректирования или уточнения.

Характеристика выработки (разд. II проекта БВР), указываемая в проекте, та же, что и при составлении паспорта БВР. Дополнительно указывают назначение выработки.

В случае неоднородности пород по глубине или протяженности выработки в проекте дают геологический разрез по ее профилю с указанием характеристики пород (разд. III проекта БВР) — названия, категория (согласно единой классификации по буримости); коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова, коэффициент разрыхления, степень трещиноватости, обводненности — и другие характеристики, необходимые для расчета параметров БВР.

Для сравнительно однородных пород геологический разрез по профилю выработки можно не давать, а привести только название пород и их характеристики.

Исходные технологические и расчетные данные (разд. IV проекта БВР) указывают те же, что и для паспорта БВР. Дополнительно для всех видов горноразведочных выработок указывают тип зарядных камер (скважины, шпуры, котловые полости, камеры), диаметры заряжаемых и незаряжаемых скважин (шпуров), котловых полостей и камер.

В результате расчета основных параметров и показателей БВР (разд. V проекта БВР) должны быть установлены: необ-

ходимое число скважин (шпуров), котловых шпуров, камер; их взаимное расположение и расстояние между ними; глубина скважин (шпуров), котловых шпуров, камер; масса основных зарядов ВВ и зарядов простреливания, их геометрические размеры, диаметр полостей, размеры камер; величина забойки; расходы на цикл и удельные расходы ВВ и СИ на 1 м выработки и на 1 м³ отбитой горной массы; количество пробуренных шпурометров на цикл и удельные расходы бурения на 1 м проходки и на 1 м³ отбитой горной массы; общий расход ВВ и СИ; ожидаемая глубина уходки (слоя рыхления) за один взрыв; число слов рыхления (при проведении открытых выработок).

В разд. V проекта БВР приводят все расчеты и формулы, по которым определяются перечисленные параметры и показатели БВР. Результаты расчетов сводят в таблицы, аналогичные приводимым в разд. 4 и 5 паспорта БВР.

В разд. V проекта БВР на рисунках приводят полученную расчетом схему расположения скважин (шпуров) и конструкцию зарядов. Содержание и оформление этих рисунков аналогично соответствующим рисункам, приводимым в паспорте БВР.

При электрическом способе взрывания должен быть дан расчет электровзрывной сети (разд. VI проекта БВР) с тем, чтобы на основе максимально взрываемого за один прием числа ЭД, схемы их соединения и общего сопротивления сети выбрать необходимый по мощности источник тока. Исходя из напряжения источника тока, общего сопротивления сети и схемы соединения ЭД должна быть определена величина тока, поступающего в каждый ЭД. В зависимости от вида источника тока (переносного или постоянного) и схемы соединения ЭД она должна быть не ниже нормативных.

Результаты расчетов взрывной (или электровзрывной) сети иллюстрируют рисунком схемы монтажа взрывной (или электровзрывной) сети. В пояснениях к схеме взрывной сети описывают конструкцию патронов-боевиков, технологию введения их в скважины или шпур и места расположения в зарядах.

При замедленном или короткозамедленном взрывании на схеме показывают тип и место расположения замедлителей.

В разд. VII проекта БВР должны быть отражены следующие основные вопросы организации буровзрывных работ:

круг обязанностей и персональная ответственность должностных лиц, осуществляющих эти работы;

последовательность, сроки осуществления и состав исполнителей основных этапов работ: подготовки и разметки поверхности забоя или площадки согласно проектной схеме расположения скважин (шпуров); контроля направленности скважин (шпуров), их глубины, диаметра и взаимного расположения при бурении; очистки скважин (шпуров); измерения фактических расстояний между скважинами (шпурами); их глубины

и диаметра (если фактические данные окажутся отличными от проектных, необходимо произвести перерасчет величины зарядов в скважинах, отразив эти изменения в ведомости изменений, прилагаемой к проекту); порядка доставки взрывчатых материалов с расходного склада к месту ведения взрывных работ (средства доставки, меры безопасности при транспортировании и т. п.); разности ВВ по скважинам (шпурам), заряжания и взрывания.

При заряджании скважин (шпуров) гранулированными ВВ необходимо указать используемый способ заряджания — ручной или механизированный. Если механизированный, то указать, с помощью каких механизмов или машин. При заряджании скважин патронированными ВВ показать на рисунке проекта схему соединения патронов в связку, их число в связке и описать технологию опускания связок в скважину. Для подземных выработок указать время проветривания забоя после взрыва, применяемые вентиляторы (тип и марка), их число и мероприятия по осаждению пыли.

Меры безопасности, отражаемые в разд. VIII проекта БВР, должны учитывать основные положения Единых правил безопасности при взрывных работах.

К проекту прилагается ситуационный план в масштабах от 1:2000 до 1:10 000, представляющий собой выкопировку из плана местности или схему вокруг объекта взрывных работ. На ситуационном плане должны быть отражены все элементы, учет которых необходим для решения вопросов безопасности проведения взрывных работ: показаны места проведения взрывов и пути подхода к ним; отмечены здания и сооружения, попадающие в пределы опасной зоны (по сейсмическому воздействию или по воздействию воздушной ударной волны) с минимально необходимыми их характеристиками (наименование, тип сооружения, этажность зданий, материал и др.); нанесены действующие подземные коммуникации, линии электроснабжения (с указанием напряжения), линии связи, железные и автомобильные дороги, речные пути, источники водоснабжения, газо- и нефтепроводы, мосты и другие охраняемые объекты и сооружения.

На ситуационном плане показывают границы опасных зон по воздействию воздушной ударной волны и осколков взорванной породы, а также по сейсмическому воздействию. На плане также должны быть показаны места укрытия взрывника и рабочих, расположение постов оцепления во время взрыва, шлагбаумы и другие приспособления для перекрытия движения на дорогах.

Все мероприятия по технике безопасности, связанные с непосредственным производством взрывных работ (получение и доставка ВВ и СИ к месту работ, их учет, хранение, укладка зарядов, установка электродетонаторов, монтаж взрывной сети,

ее проверка, подрыв зарядов и т. п.) осуществляются при строгом соблюдении соответствующих разделов Единых правил безопасности при взрывных работах.

Ведение взрывных работ на участке необходимо согласовывать с другими организациями, ведущими работы в данном районе (леспромхозы, совхозы, горнодобывающие предприятия и т. п.). О времени и месте проведения взрывов руководители этих организаций и население должны быть обязательно заранее оповещены (через поселковые советы или иным способом).

В некоторых случаях для отработки и уточнения основных параметров и показателей БВР, полученных расчетом, проводят опытные взрывания зарядов. Их осуществляют под руководством и при участии руководителя буровзрывных работ или лица, составляющего проект, а также при участии горного мастера и взрывников, ведущих эти работы. Цель опытных взрываний и оформление результатов такие же, как и при отработке паспорта БВР.

С изменением горнотехнических условий или технологии проходки необходима корректировка проекта БВР. Корректирование проекта оформляют ведомостью изменений проекта, которую составляют, согласовывают, подписывают и утверждают в таком же порядке, как и сам проект. Утвержденную ведомость изменений проекта включают в проект, а на титульном листе последнего делают соответствующую запись.

3.7. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

При проектировании крепления осуществляются выбор типа крепи и ее расчеты. Особое внимание уделяется креплению устьев выработок и сопряжений.

Выбор типа и конструкции крепи производится с учетом следующих требований. Горная крепь должна обеспечивать поддержание выработки в рабочем и безопасном состоянии в течение всего срока службы. Затраты на возведение и эксплуатацию ее должны быть минимальными. Она должна быть огнестойкой, простой в изготовлении и оказывать малое сопротивление движению воздуха.

Основным документом, в соответствии с которым осуществляется крепление горноразведочной выработки, является паспорт крепления. Паспорт крепления горноразведочных выработок представляет собой документ, определяющий принятые для данной выработки способ крепления и конструкцию крепи. Паспорт составляется на каждую подземную выработку или на группу однотипных (по условиям крепления) выработок.

Запрещается проведение выработок без наличия утвержденного паспорта крепления или с нарушениями его. С изменением

горно-геологических и горнотехнических условий паспорт составляют заново.

Паспорт крепления должен содержать графическую часть и пояснительную записку (текстовую часть). Текстовая часть паспорта должна содержать:

- характеристику выработки (форма, площадь и размеры сечения), вид откатки, характеристику откаточных путей, тип и емкость откаточных сосудов и пр.;

- характеристику пород (их наименование, категорию крепости, устойчивость и пр.);

- обоснование выбора типа и конструкции крепи;

- характеристику крепи (конструкция крепи, материал, расстояние между рамами, глубина лунок, характеристика затяжки кровли и боков выработки, количество рам на 1 м выработки, расстояние между анкерами, тип и размер опорных элементов, способ закрепления замка анкеров и т. д.);

- размеры элементов крепи (длина и диаметр стоек, верхняков, затяжек, анкеров, диаметр и глубина шпуров под анкера), сортament материалов;

- расход материалов на 1 м крепления;

- дополнительные замечания (наличие притока воды в выработку и пр.).

Графическая часть паспорта должна содержать:

- поперечный разрез выработки в масштабе 1 : 20, на котором должны быть показаны конфигурация и размеры выработок, конструкция и размеры постоянной и временной крепи, угол наклона стоек, расположение затяжек, размеры зазоров между крепью и вагонеткой, размеры водосточной канавки, расположение откаточных путей;

- продольный разрез выработки в масштабе 1 : 20 с указанием расстояний между крепежными рамами, анкерами, а также допустимого отставания от забоя постоянной и временной крепи;

- детали крепи в масштабе 1 : 10 (конструкция замка крепежных рам, заделка стоек в подошву выработки и т. д.).

4. ПРОВЕДЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

4.1. ФОРМЫ И РАЗМЕРЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

К горизонтальным выработкам относятся штольни, квершлагги, штреки, рассечки. Все эти выработки, как правило, проводятся с небольшим подъемом, чтобы облегчить транспортирование грузов и водоотлив (сток воды).

В зависимости от свойств пересекаемых горных пород, срока службы выработок и материала крепи выбирается форма поперечного сечения горизонтальных выработок. Наибольшее распространение получили выработки трапециевидной и прямоугольно-сводчатой формы поперечного сечения.

Методы расчета размеров поперечного сечения горизонтальных горноразведочных выработок принимаются в соответствии со стандартом СЭВ 747—77 в зависимости от формы сечения выработки, вида крепи и вида транспортного или горнопроходческого оборудования, применяемого при проходке выработки или для доставки и откатки горной массы и грузов.

Высота и ширина транспортного и горнопроходческого оборудования устанавливается по каталогам горношахтного оборудования.

Высота свободного прохода и высота выработки, ширина свободного прохода и зазоры между оборудованием и стенкой выработки, а также между подвижными составами выбираются в соответствии с Правилами безопасности, Правилами технической эксплуатации оборудования и другими регламентирующими документами. Таким образом, сечения горизонтальных горноразведочных выработок устанавливаются с учетом размещения в них: средств механизации проходческих и транспортных работ, рельсовых путей и подземных коммуникаций (трубопроводов вентиляционных, сжатого воздуха, технического водоснабжения, силовых и осветительных кабелей и арматуры).

Размеры поперечных сечений выработок регламентируются ГОСТ 22940—85. Стандарт устанавливает размеры сечений выработок в свету на прямых участках. Согласно этому ГОСТу основные размеры сечений выработок трапециевидной формы должны соответствовать указанным на рис. 4.1, а и в табл. 4.1, а прямоугольно-сводчатой формы — указанным на рис. 4.1, б и в табл. 4.2.

Исходные данные, использованные для установления размеров сечений (табл. 4.1 и 4.2) и не регламентированные соответствующими нормативными документами, приведены в табл. 4.3.

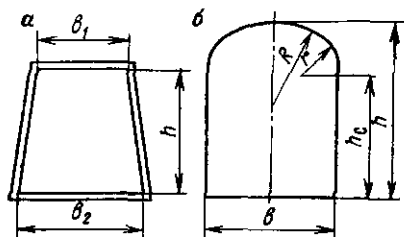


Рис. 4.1. Типовые сечения горизонтальных разведочных выработок трапециевидной (а) и прямоугольно-сводчатой (б) формы

Таблица 4.1

Основные размеры сечений выработок трапецевидной формы

Обозначение сечения	b_1 , мм	b_2 , мм	h , мм	Площадь сечения выработки S , м ²	Обозначение сечения	b_1 , мм	b_2 , мм	h , мм	Площадь сечения выработки S , м ²
T-2,0	900	1320	1850	2,0	T-7,5	2240	2900	2900	7,5
T-3,0	1360	1800	1850	3,0	T-8,4	3280	3870	2360	8,4
T-4,8	1750	2300	2360	4,8	T-9,8	3450	4120	2580	9,8
T-5,3	1750	2360	2580	5,3	T-11,0	3750	4370	2720	11,0
T-6,1	1900	2580	2720	6,1	T-12,6	4150	4870	2800	12,6
T-7,0	2180	2800	2800	7,0	T-13,6	4370	5000	2900	13,6

Таблица 4.2

Основные размеры сечений выработок прямоугольно-сводчатой формы

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

Сечения T-8,4; T-9,8; T-11,0; T-12,6; T-13,6; ПС-8,3; ПС-8,7; ПС-10,0; ПС-11,6 и ПС-12,1 установлены для участков выработок, предназначенных для обмена транспортного или проходческого оборудования.

Кроме площадей сечений выработок, указанных в табл. 4.1 и 4.2, в соответствии с ГОСТ 22940—85 допускается применять сечения, размеры которых должны быть определены по данным, указанным в табл. 4.4 с округлением размеров b , b_1 , b_2 и h до нормальных линейных размеров по ГОСТ 6636—69.

Прежде чем приступить к определению размеров сечений выработок, рекомендуется сначала изучить схемы расположения разведочных выработок на проектируемом разведочном горизонте или участке работ. При этом нужно учитывать горно-

Таблица 4.3

Данные для расчета размеров сечений выработок

Обозначение сечения		Основные размеры проходческого или транспортного оборудования, мм		Тип рельса	Внутренний диаметр вентиляционного трубопровода, мм	Характеристика выработки
Т	ПС	Ширина	Высота			
T-2,0	ПС-2,0	710	400	—	300	Скреперная
T-3,0	ПС-2,7	950	560	—	400	»
T-4,8	ПС-4,2	900	1250	P18	500	Однопутная
T-8,4	ПС-8,3	900	1250	P18	500	Двухпутная
T-5,1	ПС-4,5	1000	1360	P18	600	Однопутная
T-9,8	ПС-8,7	1000	1360	P18	600	Двухпутная
T-6,1	ПС-5,4	1180	1500	P18	600	Однопутная
T-11,0	ПС-10,0	1180	1500	P18	600	Двухпутная
T-7,0	ПС-6,4	1400	1600	P18	600	Однопутная
T-12,6	ПС-11,6	1400	1600	P18	600	Двухпутная
T-7,5	ПС-6,8	1500	1700	P24	600	Однопутная
T-13,6	ПС-12,1	1500	1700	P33	600	Двухпутная

Таблица 4.4

Данные для расчета размеров сечений выработок в зависимости от габаритов проходческого оборудования

Основные размеры проходческого или транспортного оборудования, мм		Тип рельса	Внутренний диаметр вентиляционного трубопровода, мм
Ширина	Высота		
1000	1360	P18	700; 800; без труб*
1180	1500	P18	700; 800; 900; без труб*
1400	1600	P18 (P24)	700; 800; 900; 1000; без труб*
1500	1700	P24 (P33)	без труб*

* Для сечений выработок в тех случаях, когда выработка (или ее участок) является элементом системы общешахтной (общештольневой) вентиляции.

геологические условия на различных участках проведения выработок, последовательность развития проходческих работ на горизонте (участке работ), интенсивность работ (требуемые скорости проведения), а также наличие элементов, требующих индивидуальных технических решений в части механизации и организации работ.

В зависимости от величины горного давления, назначения выработки и срока ее службы принимается решение о виде крепи и формы поперечного сечения выработки.

Для принятых элементов схемы расположения разведочных выработок и схемы механизации погрузочно-транспортных работ, а также в зависимости от намечаемой последовательности проходческих работ производится выбор технических средств уборки породы и разрабатывается общая схема механизации проходческих работ.

Затем принимаются типовые сечения выработок в свету по ГОСТ 22940—85 или рассчитываются. Для установленных сечений выработок в свету в зависимости от принятой крепи рассчитываются или принимаются сечения выработок вчерне. После этого определяются сечения выработок в проходке, которые и принимаются в качестве проектных сечений. Поперечные размеры разведочных выработок в проходке устанавливаются в каждом конкретном случае в зависимости от категории крепости пород.

Увеличение проектных размеров со стороны кровли и стен выработки в результате излишнего разрушения пород (перебора) должно приниматься в соответствии с табл. 4.5.

Принятые проектные площади сечения выработок необходимо сверить с проектом вентиляции с точки зрения их соответствия условиям эффективного проветривания всех забоев и рабочих мест в течение всего периода производства горноразведочных работ.

Соотношение между площадью поперечного сечения разведочных выработок вчерне S и диаметром вентиляционного трубопровода d должно быть равным

$$S = 20d^2, \quad (5)$$

а диаметр трубопровода, необходимый для проветривания тупиковой разведочной выработки

$$d = 0,22 \sqrt{S}. \quad (6)$$

В случаях, когда проектируемые горноразведочные выработки подлежат использованию при последующей разработке

Таблица 4.5

Допустимый коэффициент превышения площади сечений выработок

Категория пород по буримости	Максимально допустимый коэффициент превышения при номинальной площади сечения выработки вчерне, м ²		
	<4	4—6,4	>6,5
V—X	1,08	1,06	1,04
XI—XV	1,10	1,07	1,05
XVI—XX	1,12	1,09	1,06

месторождений, их сечения и размеры должны устанавливаться по согласованию с горнодобывающими предприятиями или организациями, проектирующими разработку.

4.2. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

При проведении выработок имеют место несколько взаимосвязанных рабочих процессов, подразделяющихся на основные и вспомогательные (сопутствующие). К основным проходческим процессам относятся: бурение шпуров, зарядание и взрывание их (буровзрывные работы); проветривание забоя после взрывов; осмотр и приведение забоя в безопасное состояние; уборка и погрузка взорванной породы, а также возведение постоянной крепи.

К вспомогательным или сопутствующим процессам относятся: транспортирование отбитой породы, возведение временной крепи, настилка путей, наращивание труб для сжатого воздуха и промывочной воды, прокладка силовых и осветительных кабелей, водоотлив и т. д.

Каждый рабочий процесс состоит из отдельных операций, которые подразделяются на основные, подготовительно-заключительные и вспомогательные. Например, бурение шпуров включает операции: установку и уборку бурового оборудования, присоединение воздушных и водяных шлангов, бурение, замену буровых штанг и коронок, смазку бурильной машины, очистку шпуров и т. п.

Основные проходческие процессы и операции в строгой последовательности повторяются через определенные промежутки времени. Этот круг процессов и операций называется проходческим циклом, а время его осуществления — продолжительностью проходческого цикла.

Буровзрывные работы должны проводиться в строгом соответствии с паспортом буровзрывных работ, утвержденным главным инженером партии (экспедиции).

Паспорт разрабатывают на основании опытных данных на проведение каждой горноразведочной выработки, проходимой взрывами шпуровых зарядов (см. разд. 3.6).

С паспортом должны быть ознакомлены под роспись все взрывники, проходчики (бурильщики) и лица технического надзора, осуществляющие руководство буровзрывными работами.

4.2.1. Машины для бурения шпуров

Шпуры для размещения в них зарядов ВВ бурят специальными машинами, которые подразделяются по принципу действия на ударно-поворотные, вращательные и вращательно-ударные.

Машина ударно-поворотного действия бурит шпурь за счет нанесения большого числа ударов в единицу времени по забою буровым инструментом, который между ударами поворачивается на некоторый угол. Под действием динамических нагрузок происходит смятие и скалывание породы. Разрушенная порода удаляется промывочной водой, сжатым воздухом или отсасывается. В качестве бурового инструмента служит буровая штанга с твердосплавной коронкой или цельные буры. Примером бурильных машин такого принципа действия являются перфораторы (пневматические, гидравлические, бензиновые). В практике проведения подземных горноразведочных работ наибольшее распространение получили пневматические перфораторы.

Пневматические перфораторы подразделяются на переносные или ручные (ПП), колонковые (ПК) и телескопные (ПТ). Телескопные перфораторы предназначены для бурения восходящих шпуров, направленных вверх под углом 60—90° к горизонту. Ручные и колонковые перфораторы используются для бурения шпуров в любом направлении, поэтому они широко распространены при проведении горизонтальных подземных работ.

Техническая характеристика применяемых в геологоразведочной практике пневматических перфораторов, приведена в табл. 4.6.

Перфораторы марок ПП54ВБ (ПР27ВБ) и ПП63ВБ (ПР30ВБ) выпускаются с муфтой для боковой промывки. Перфоратор ПП63П (ПР30ВП) выпускается с пылеотсосом и предназначен для бурения шпуров в условиях, когда подача промывочной воды невозможна или нежелательна (например, в многолетнемерзлых породах). Для осаждения отсасываемой из шпуров пыли нужны специальные пылеуловители.

Перфораторы ПП63С (ПР30ВС) и ПП63СВП предназначены для бурения шпуров при проходке обводненных стволов.

Для снижения вредного воздействия вибрации пневматические перфораторы могут укомплектовываться виброгасящими каретками (ручками) КВ1У. Их номинальная рабочая нагрузка — 1200 Н. Основные размеры, мм: длина — 425, ширина — 350. Масса — 6 кг.

Обычно бурение производится с пневмоподдержек или переносных бурильных установок (распорных колонок).

Пневмоподдержки подразделяются на короткоходовые (подача до 1000 мм) и длинноходовые (подача более 1000 мм).

Техническая характеристика пневмоподдержек

Тип пневмоподдержки	П-1	П-2	П-3
Подача поршня, мм	800	1100	1300
Длина в положении, мм			
сдвинутом	1200	1500	1700

Длина в положении, мм:			
развернутом	2000	2600	3000
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Раздвижное усилие при давлении 0,5 МПа, кН	1,75	1,75	1,75
Масса, кг	15	17	18,5

Выпускается несколько типов переносных бурильных установок: УПБ, ЛКР, ПБУ, УБЛ и другие. Однако они не имеют принципиальных отличий по условиям эксплуатации. Эти установки представляют собой вертикальную колонку, на которой крепится податчик с перфоратором. Колонка устанавливается на почву выработки и распирается в кровле при помощи пневмомодкрата. Конструкция пневмомодкрата предусматривает удержание колонки в случаях непредвиденного отключения сжатого воздуха, что достигается посредством специальных пружин, удерживающих шток. Имеется удлинитель, который используется в выработках высотой более 2400 мм. Податчик закрепляется на колонке с возможностью его перемещения в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Для транспортирования и удобства монтажа в забое установки разбираются на отдельные узлы.

Переносные бурильные установки могут применяться при проведении разведочных выработок любой площади поперечного сечения, начиная с 1,8 м² и выше. В сравнении с перфораторами на пневмоподдержках затраты времени на подготовительно-заключительные операции при эксплуатации этих бурильных установок несколько выше. Однако использование переносных установок имеет весьма важное преимущество. При бурении в забое один проходчик может обслуживать несколько (2—3) установок, освобождая второго проходчика для выполнения других операций, что позволяет значительно повысить производительность труда при проведении выработок.

Техническая характеристика переносных бурильных установок

Тип установки	УПБ-1	ЛКР-1
Диаметр шпуров, мм	36—43	36—43
Глубина бурения, м	2,25	2,0—2,2
Усилие подачи, кН	1,4	1,0
Ход автоподатчика, мм	1300	1600
Высота установки, мм.		
без удлинителя	1800—2400	2400—2700
с удлинителем	2400—3000	—
Масса, кг:		
установки	72	66
наиболее тяжелого узла	37	32

Наряду с переносными бурильными установками в практике геологоразведочных работ находят применение и самоходные бурильные установки.

85 Таблица 4.6

Техническая характеристика переносных (ручных) и колонковых перфораторов

Показатели	ПП36В (ПР20В)	ПП50В (ПР25МВ)	ПП54ВБ (ПР27ВБ)	ПП63В (ПР30В)	ПП63ВБ (ПР30ВБ)	ПП63С (ПР30ВС)	ПП63П (ПР30ВП)	ПП63СВП (ПР30ВРШ)	ПК75	ПК60
Энергия удара, Дж, не менее	36	50	54	63,7	63,7	63,7	63,7	63,7	147,1	90,0
Частота удара, с ⁻¹ , не менее	38,3	34	38,3	30	30	30	30	30	37,0	45,0
Крутящий момент, Н·м, не менее	18	20	29,4	26,9	26,9	26,9	26,9	26,9	215,7	156,9
Удельный расход воздуха: м ³ ·с ⁻¹ /кВт, не более	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029
м ³ /мин	2,7	3,3	4,1	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	12,7	9,2
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Длина, мм	730	820	845	760	760	760	760	760	—	—
Масса, кг, не более	24	30	32	35	35	35	35	35	50	60
Размеры хвостовика, мм	22×108	25×108	25×108	25×108	25×108	25×108	28×108	28×108	—	—
Внутренний диаметр рукава, мм:										
подводящего воздух	25	25	25	25	25	25	25	25	38 и 32	32 и 25
подводящего воду	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	—	12,5	16	16
Диаметр шпуров, мм	32—40	36—40	40—46	40—46	40—46	40—46	40—46	40—46	40—85	40—65
Глубина шпуров, м	2	3	4	5	5	5	5	5	15—50	10—25

Техническая характеристика самоходных бурильных установок

Тип установки	СБКНС-2	СБKN-2М	БУР-2Б	БУ-1Б
Площадь сечения выработки, м ²	5—12	5,5—10,5	6—22	4—18
Диаметр шпуров, мм	36—40	40—65	43	43
Наибольшая глубина бурения, м	2,0	2,5	2,75	2,75
Число бурильных машин	2	2	2	1
Перфоратор	ПТ-36М	ПК-60	БГА-1М	БГА-1М
Энергия удара, Дж	80	90	85	85
Вращающий момент, Н·м	30	180	220	220
Частота ударов, мин ⁻¹	2600	2800	2600	2600
Общий расход воздуха при бурении, м ³ /мин	11	25	20—24	10—12
Рабочее давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5
Уровень шума, дБ	115	112	95	95
Привод хода	Колесно-рельсовый пневматический (двигатель ДАР-10М)	Колесно-рельсовый пневматический (двигатель ДАР-10М)	Колесно-рельсовый пневматический	Колесно-рельсовый несамоходный
Основные размеры, мм:				
длина	5500	6500	7000	6500
ширина	1350	1250	1300	1080
высота	1500	1500	1550	1500
Масса, кг	5000	5700	4900	2300

В машинах вращательного действия бурение шпуров осуществляется вследствие непрерывного вращения бурового инструмента и постоянного его давления на забой шпура (осевого усилия). Под действием осевого усилия резец внедряется в породу, а в результате вращения срезает или скалывает породу. Машины такого принципа действия применяются при бурении шпуров в породах ниже средней крепости и мягких. Примером машин вращательного действия являются горные сверла — электрические, пневматические и мотосверла (мотобуры). Наибольшее распространение имеют электрические сверла. Они подразделяются на ручные и колонковые.

Техническая характеристика ручных электросверл

Тип электросверла	ЭР14Д-2М	ЭР18Д-2М
Вращающий момент на шпинделе, Н·м	10,4	19,5
Номинальная мощность, кВт	1,0	1,4
Напряжение, В	127	127
Частота вращения шпинделя под нагрузкой, с ⁻¹	14,3	10,7
Основные размеры, мм	380×316×248	395×316×248
Масса, кг	15,4	17

Тип электросверла	ЭРП18Д-2М	СЭР-19М
Вращающий момент на шпинделе, Н·м	38,2	13,7; 10,8; 8,8
Номинальная мощность, кВт	1,4	1,2
Напряжение, В	127	—
Частота вращения шпинделя под нагрузкой, с ⁻¹	5	10; 12,5; 16
Основные размеры, мм	460×316×248	365×318×300
Масса, кг	22,8	15,5

Электросверла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М и ЭРП18Д-2М имеют дистанционное управление. Напряжение цепи дистанционного управления 36 В. Сверло ЭРП18Д-2М снабжено канатным податчиком для принудительной подачи на забой. Все электросверла выпускаются во взрывобезопасном рудничном исполнении. Ручные электросверла предназначены для бурения пород с коэффициентом крепости не более 4. Выпускаются они Томским электромеханическим заводом им В. В. Вахрушева.

Колонковые электросверла могут эффективно работать в породах с коэффициентом крепости $f=4\div 8$. Серийно выпускается колонковое электросверло ЭБГП-1, у которого подача бурового инструмента автоматизирована и осуществляется с помощью гидросистемы, позволяющей регулировать осевое усилие и скорость подачи независимо от частоты вращения шпинделя. Механизм подачи имеет автоматический перехват штанги, что позволяет бурить шпуров глубиной 2,2 м одной штангой.

Техническая характеристика колонкового электросверла ЭБГП-1

Глубина бурения, м	2,2
Подача шпинделя, мм	900
Частота вращения, с ⁻¹	2,84—5,26
Напряжение, В	380/660
Мощность электродвигателя, кВт	2,5
Размеры, мм	1680×410×400
Масса, кг	130

Колонковые электросверла в процессе работы устанавливаются на распорных колонках типа КЭБ, которые выпускаются трех типоразмеров КЭБ-2, КЭБ-3 и КЭБ-5.

Помимо колонковых электросверл выпускаются электровращательные бурильные установки БУЭ-1, БУЭ-2 и БУЭ-3, предназначенные также для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости не выше 8.

При отсутствии электроэнергии могут быть применены ручные пневмосверла СРЗ, СРЗМ и СРЗБ, которые выпускаются двух модификаций: для бурения без промывки и с промывкой.

У машин вращательно-ударного способа бурения для разрушения породы одновременно используются удар, крутящий момент (вращение) и осевое усилие на буровой инструмент. Под действием ударов и осевого усилия лезвие бурового инстру-

мента внедряется в породу, а скалывание ее происходит за счет усилия вращения. Основной рабочий орган — специальная бурильная головка, которая монтируется на бурильной установке.

Представляет интерес разработанная в последнее время бурильная головка пневмогидравлическая — ГБПГ. Она предназначена для вращательно-ударного бурения шпуров диаметром 40—70 мм при проведении горизонтальных выработок в породах любой крепости гидрофицированными бурильными установками.

Техническая характеристика ГБПГ

Мощность (полная), кВт	18,84
Энергия удара ударника, Дж	147
Частота ударов, с ⁻¹	53,3
Ударная мощность, кВт	7,84
Номинальный крутящий момент, Н·м	350
Частота вращения, с ⁻¹	5
Номинальное давление сжатого воздуха, МПа	0,5±0,01
Расход воздуха, м³/мин	9
Номинальный перепад давления жидкости в гидромоторе вращателя, МПа	16±0,4
Расход жидкости, л/мин	50
Масса, кг	100
Завод-изготовитель	Завод горного оборудования «Коммунист»

Выпускается несколько типов бурильных установок вращательно-ударного действия (БУ-1, БУ-1Б, БУР-2, СБУ-2Б, СБУ-2К и др.). Так как они, как правило, имеют сравнительно большие основные размеры и массу, то в практике проведения разведочных выработок используются крайне редко.

4.2.2. Буровой инструмент

Бурение шпуров ударно-поворотным и вращательно-ударным способами осуществляется коронкой, армированной твердосплавными вставками, и буровой штангой. Коронки выпускаются в основном пяти типов: долотчатые пластинчатые (КДП), долотчатые штыревые (КДШ), крестовые пластинчатые (ККП), трехперые штыревые (КТШ) и штыревые со сферическими вставками (КСТ) или (КШС).

Типы коронок, выпускаемых заводами Минметаллургии СССР, приведены в табл. 4.7. Корпуса перечисленных в табл. 4.7 коронок изготавливаются из легированных конструкционных сталей и армируются пластинами твердого сплава.

Для бурения компенсационных (незаряжаемых) шпуров и скважин Самаркандским опытным заводом по разработке и производству бурового твердосплавного инструмента освоен выпуск коронок — расширителей. Бурение компенсационных шпуров осуществляется в два этапа, сначала обычной коронкой диаметром 40 мм, а затем с помощью расширителя. Серийно

Таблица 4.7

Типы и область применения буровых коронок, выпускаемых заводами Министерства металлургии СССР

Типоразмер коронки	Диаметр коронки, мм	Область применения
БКПМ-40	40	Крепкие монолитные породы (с промывкой)
БКПМ-40Ф	40	Крепкие высокоабразивные породы (с промывкой)
БКПМ-40С	40	Крепкие монолитные породы (с пылеулавливанием)
БКПМ-40ФС	40	Крепкие высокоабразивные породы (с пылеулавливанием)
ДТС-36	36	Крепкие монолитные породы (с промывкой)
БКПМ-36КМ	36	Трещиноватые породы
БКПМ-40КМ	40	То же
БКПМ-42КМ	42	»
БҚР	45—70	Различные породы (бурение колонковыми перфораторами)

Примечание. Соединение коронки БҚР со штангой резьбовое с шагом 12,7 мм остальных коронок — конусное.

выпускаются следующие типы расширителей, для бурения ручными перфораторами — КРР, для бурения колонковыми перфораторами — КРК. Коронки-расширители КРР изготавливаются диаметром 65 мм и имеют конусное соединение со штангой, коронки типа КРК изготавливаются диаметром 85, 95 и 105 мм и имеют резьбовое соединение с шагом резьбы 12,7 мм.

Коронки КРР-65 предназначены для использования с обычными штангами из шестигранной буровой стали диаметром 25 мм. Бурение может производиться с помощью пневмоподдержек, манипуляторов, переносных бурильных установок типов УПБ, ЛКР или самоходных установок, оснащенных ручными или телескопными перфораторами.

Типы и диаметры коронок, изготавливаемых заводами Минтяжмаша СССР, приведены в табл. 4.8. Корпуса перечисленных коронок изготавливают из легированной конструкционной стали и армируют вставками из твердого сплава. Основные стандартные размеры коронок с конусным и резьбовым соединением приведены в табл. 4.9 и табл. 4.10.

Производительность и экономичность бурения во многом зависит от правильной эксплуатации и качественной заточки коронок.

Перед бурением необходимо осмотреть коронки и убедиться в отсутствии дефектов — трещин, выкрашивания пластин твердого сплава, завальцовки промывочных отверстий (каналов), неправильной заточки пластин. Коронки, имеющие дефекты, не должны применяться в работе.

Таблица 4.8

Типы и область применения буровых коронок, выпускаемых заводами Минтяжмаша СССР

Типоразмер коронки	Диаметр коронки, мм	Область применения
КДП-32-19	32	Вязкие монолитные породы с $f = 10-20$
КДП-36-22	36	То же
КДП-40-22	40	»
КДП-40-25	40	»
КДП-43-25	43	»
КДП-46-25	46	»
КДП-40-25-2	40	То же, для бурения с пылеулавливанием
КДП-52-25	52	То же
КТШ-36-11	36	Хрупкие и вязкие монолитные и трещиноватые породы с $f = 10 \div 18$
КТШ-40-25	40	То же
КТШ-43-25	43	»
ККП-40-22	40	Вязкие трещиноватые и абразивные породы с $f = 10 \div 18$
ККП-40-25	40	То же
ККП-43-25	43	»
ККП-43-25М	43	Мерзлые породы с твердыми включениями
ККП-46-25	46	Вязкие трещиноватые и абразивные породы с $f = 10 \div 18$
ККП-52-25	52	То же
КТШ-52-31К-1	52	Трещиноватые и хрупкие породы
ККП-60-31К-1	60	Трещиноватые абразивные породы любой крепости
К-70	70	Породы средней и высокой крепости

Примечание. Соединение коронок КТШ-52-31К-1, ККП-60-31К-1, К-70 — штангой резьбовое, остальных коронок — конусное.

Бурение производится до допустимого износа коронки, после чего ее следует заменить. Различают два вида износа буровой коронки: фронтальный (затупление лезвия породоразрушающей пластины) и диаметральный (износ пластины твердого сплава по диаметру коронки). При фронтальном износе предельное притупление составляет 2,5—3 мм на расстоянии 5 мм от периферии пластины твердого сплава. При диаметральном износе максимальная высота участка, на котором образовалась обратная конусность, не должна превышать 6 мм. Подвергшаяся износу (любого вида) коронка подлежит обязательной заточке. Эксплуатация коронки прекращается, если высота пластины твердого сплава достигла 5—6 мм.

Относительно высокая хрупкость пластин твердого сплава и их повышенная способность к образованию трещин требуют строгого соблюдения рекомендуемых режимов и правил заточки коронок. Основным требованием при заточке является не только восстановление геометрических параметров коронок, но и

Т а б л и ц а 4.9

Основные размеры коронок перфораторных с конусным соединением

Типоразмер коронки	Диаметр голов- ки, мм	Диаметр корпу- са, мм	Диаметр конусного отверстия, мм		Высота корон- ки, мм	Длина конусно- го отверстия, мм	Толщина лезвия, мм	Радиус гнезда, мм
			началь- ный	конечный				
32—19	32	28	19	15,8	65	30	26	7
36—22	36	32	22	18,8	70	30	30	8,5
40—22	40	35	22	18,8	75	30	33	8,5
40—25	40	35	25	20,7	75	40	33	9,5
43—25	43	37	25	20,7	75	40	35	9,5
43—28	43	39	28	23,1	80	45	35	10,5
46—25	46	37	25	20,7	75	40	35	9,5
46—28	46	42	28	23,1	80	45	35	10,5
52—25	52	39	25	20,7	75	40	40	9,5
52—28	52	42	28	23,1	80	45	40	10,5

Т а б л и ц а 4.10

Основные размеры (в мм) перфораторных коронок с резьбовым соединением

Типоразмер коронки	Диаметр головки	Диаметр корпуса	Диаметр резьбы	Высота коронки	Длина резьбы	Толщина лезвия
40—27	40	36	27	105	57	33
43—27	43	37	27	105	57	35
43—31	43	40	31	105	57	35
46—27	46	37	27	105	57	35
46—31	46	40	31	105	60	40
52—31	52	42	31	105	60	40
56—31	56	42	31	105	60	40
60—31	60	45	31	110	60	45
60—38	60	52	38	110	60	45
65—31	65	45	31	110	60	45
65—38	65	52	38	115	50	45
70—31	70	52	31	115	60	45
70—38	70	52	38	115	60	45
75—31	75	52	31	115	60	45
75—38	75	52	38	115	60	45
85—31	85	52	31	115	60	45
85—38	85	52	38	115	60	45

исключение возникновения возможных дефектов на поверхности твердого сплава, таких как трещины, выкрашивания и прижоги.

Заточку коронок рекомендуется производить на специальных заточных станках, выпускаемых Витебским заводом заточных станков им. XXII съезда КПСС.

**Техническая характеристика станков для заточки
перфораторных коронок**

Тип станка	ВЗ-130М	ВЗ-140	ВЗ-140С1
Форма затачиваемых коронок	Долотчатая	Крестовая	Трехлезвийная
Диаметр затачиваемых коронок, мм	36—60	36—60	36—60
Производительность заточки в зависимости от диаметра коронок, шт/смену	350—400	150—200	150—200
Мощность привода, кВт	4,12	5	5
Основные размеры, мм	1190×780×1584	1440×1000× ×1600	1440×1000× ×1690
Масса, кг	1190	1200	1200
Тип станка	ВЗ-141М		ВЗ-145
Форма затачиваемых коронок	Долотчатая (буры и коронки)		Все виды
Диаметр затачиваемых коронок, мм	36—60		36—155
Производительность заточки в зависимости от диаметра коронок, шт/смену	100—150		150—600
Мощность привода, кВт	6		7
Основные размеры, мм	685×430×820	1500×1260×1490	
Масса, кг	980		1590

Станок ВЗ-145 предназначен для заточки всей номенклатуры бурового инструмента, а также обработки коронок по диаметру и шлифовки конусов штанг. Остальные модели станков предназначены только для заточки коронок по углу приострения лезвия твердого сплава.

Для заточки коронок по углу приострения лезвия выпускаются также станки моделей ВЗ-184Р и ВЗ-237. Станок ВЗ-184Р предназначен для заточки долотчатых коронок. Станок ВЗ-237 предназначен для заточки крестовых и трехлезвийных коронок диаметром 32—52 мм. Заточка производится специальным V-образным алмазным кругом врезным способом в режиме электроэрозионного шлифования.

В большинстве геологоразведочных организаций заточка буровых коронок осуществляется на обдирочных станках без специальных приспособлений, что не отвечает требованиям, предъявляемым к качеству заточки.

Для заточки коронок на обдирочных станках следует применять абразивные круги марки 64С—62С зернистостью 40-П, твердостью МЗ-СМ1 со структурой № 5 на керамической связке (К). Заточка долотчатых коронок производится кругами плоского профиля типа ПП, заточка крестовых — абразивным кругом, заправленным под углом 132°.

Буровая штанга (бур) представляет собой стальной стержень шестигранного или круглого поперечного сечения. Штанга имеет продольный осевой канал для промывочной воды. На один конец штанги крепится коронка, другим концом, называемым

хвостовиком, буровая штанга вставляется в поворотную буксу перфоратора.

Штанги с шестигранной формой поперечного сечения выпускаются диаметром 19, 22 и 25 мм. Наибольшее распространение имеют штанги диаметром 25 мм. Круглые штанги обычно имеют диаметр 28, 32 и 40 мм. В большинстве случаев буровые штанги изготавливают из стали марки 55С2.

Крепление коронки с буровой штангой бывает конусное или резьбовое. При конусном соединении угол конусности буровой штанги составляет $3^{\circ}30' \pm 8'$ или 1:8. При резьбовом соединении коронки с буровой штангой резьба бывает левая круглая или левая круглоупорная. Шаг резьбы составляет 12 и 12,7 мм.

Хвостовик буровой штанги должен иметь длину и диаметр, точно соответствующий размерам поворотной буксы перфоратора. Длина хвостовика ограничивается буртом (кольцевым венчиком), на который накидывается буродержатель для предотвращения выскакивания бура из перфоратора при бурении. Стандартная длина хвостовика шестигранной буровой штанги диаметром 22 и 25 мм составляет 108 ± 1 мм.

Вместо бурта, получаемого «высадкой» на бурозаправочном станке, в ряде случаев применяют съемные резинометаллические бурты. Применение резинометаллических буртов обеспе-

Таблица 4.11

Техническая характеристика резцов для вращательного бурения

Типоразмер резца	Назначение	Диаметр, мм	Масса, кг
РУ43	Бурение шпуров ручными сверлами в мягких и средней крепости углях без промывки. Имеет клиновой хвостовик для соединения со штангой	43	0,12
РУ13	Бурение шпуров ручными и колонковыми сверлами в средних и крепких углях и породах, включая X—XI категории ($f = 6$)	42	0,16
РУ6—1	Имеет клиновой хвостовик Бурение шпуров ручными сверлами в средних и крепких углях и сланцах	44	0,18
БИ741-25	Бурение шпуров колонковыми сверлами в породах включая XIII категорию ($f = 8$) с промывкой. Соединение со штангой конусное	42	0,34
РП7	Бурение шпуров колонковыми сверлами в породах, включая XIII категорию ($f = 8$)	43	0,18
РУ13М	Бурение шпуров ручными и колонковыми сверлами в средних и крепких углях и породах, включая X—XI ($f = 6$)	42	0,16
РП42	Бурение шпуров колонковыми сверлами в породах, включая XIII категорию ($f = 8$)	42	0,28
РУ4М	Бурение шпуров ручными сверлами в мягких и средней крепости углях без промывки	43	0,17

чивает повышение стойкости буровых штанг и снижение расхода их. Технология изготовления штанг со съёмными резинометаллическими буртами не требует применения дефицитных бурозаправочных станков, что имеет важное значение для районов геологоразведочных работ, удаленных от технических баз.

Хвостовики буровых штанг для колонковых перфораторов имеют специальные втулочные или шлицевые выступы.

Буровая штанга круглого поперечного сечения может быть составной из отдельных отрезков, соединенных между собой муфтами.

При бурении шпуров сверлами в качестве бурового инструмента используют резцы и витые или пустотелые (с осевым каналом) штанги.

Резцы изготавливаются из конструкционной или инструментальной стали, подвергаются термической обработке и армируются пластинками твердого сплава. В зависимости от крепости пород используются различные типы съёмных резцов (табл. 4.11). Для мягких пород применяются резцы с узкими и длинными перьями, а для крепких — с короткими и широкими перьями.

Витые буровые штанги предназначены для бурения без промывки, а пустотелые — для бурения в более крепких породах с промывкой. Пустотелые штанги диаметром 25 и 32 мм выпускаются двух типов — круглые и шестигранные. Витые штанги изготавливаются из стали ромбического профиля с шагом витка 100—110 мм. Витки штанги, расположенные по винтовой спирали, служат для удаления при бурении измельченной породы из шпура.

Штанга имеет головку с гнездом, в котором закрепляется резец, тело и хвостовик, вставляемый в шпindel сверла.

Для проведения горноразведочных выработок в породах высокой крепости могут быть использованы отбойные молотки.

При отсутствии стационарной компрессорной станции или нецелесообразности ее сооружения пневматические перфораторы и отбойные молотки снабжаются сжатым воздухом от передвижных компрессорных станций с электрическим или дизельным приводами (см. подразд. 10.4).

4.2.3. Взрывчатые вещества

Взрыв — процесс освобождения большого количества энергии в ограниченном объеме за короткий промежуток времени. Взрыв в твердой среде сопровождается ее разрушением и дроблением.

Взрывчатые вещества — химические соединения или смеси, способные к быстрой химической реакции, сопровождающейся выделением большого количества тепла и образованием газов.

Взрывание — процесс инициирования зарядов взрывчатых веществ в заданный момент и в определенной последовательности.

Детонация — процесс взрывчатого превращения (распространения взрыва), обусловленный прохождением по веществу ударной волны, распространяющийся с постоянной для данного физического состояния вещества со сверхзвуковой скоростью. В отличие от горения детонация мало зависит от внешнего давления и температуры. Разогрев, необходимый для возбуждения и протекания химической реакции при детонации, достигается за счет адиабатического сжатия вещества в ударной волне.

Многообразие методов и условий взрывных работ при проведении горноразведочных выработок обуславливает необходимость иметь широкий ассортимент ВВ с различиями их по составу, физическим и взрывчатым свойствам. Большинство промышленных ВВ представляют собой механические смеси различных компонентов.

Промышленные ВВ классифицируются по разным признакам: по химическому составу, условиям применения и эксплуатационным свойствам.

По условиям применения ВВ подразделяются на восемь классов. К классу I относятся непригодные для взрывания ВВ, предназначенные для взрывания только на земной поверхности. К классу II относятся непригодные ВВ для взрывания на земной поверхности и в подземных выработках, в которых либо отсутствует выделение горючих газов или пыли, либо применяется инертзация призабойного пространства, исключающая образование взрывоопасной среды при взрывных работах. Классы III, IV, V, VI и VII составляют пригодные ВВ. И последняя группа ВВ специального класса (С) включает в себя взрывчатые вещества, предназначенные для специальных взрывных работ. Сюда относятся ВВ для импульсной обработки металлов, инициирования зарядов, контурного взрывания, сейсморазведочных работ, прострелочно-взрывных работ в скважинах, для взрывания сульфидных руд, в серных, нефтяных шахтах и других специальных работ.

Патроны, пачки, ящики или мешки с ВВ имеют отличительные признаки в виде оболочек или полос разных цветов. Так у ВВ класса I цвет отличительной полосы белый, у ВВ класса II — красный, у класса III — синий, а у ВВ классов IV, V, VI и VII — желтый. ВВ специального класса для взрывных работ на земной поверхности, так же как и ВВ класса I, имеют белый цвет отличительной полосы, для взрывания в подземных выработках цвет полосы одинаков с ВВ класса II, т. е. красный. Для прострелочно-взрывных работ в скважинах ВВ специального класса имеют цвет отличительной полосы черный, а ВВ

для взрывных работ в серных и нефтяных шахтах имеют цвет отличительной полосы зеленый.

По степени опасности обращения при хранении, транспортировании и погрузочно-разгрузочных операциях все ВМ относятся к классу I опасных грузов и делятся на пять подклассов.

К подклассу 1.1 (ВВМ) относят вещества или изделия, способные взрываться всей массой. Взрыв всей массой — это такой взрыв, который одновременно охватывает весь груз.

К подклассу 1.2 (ВВР) относят вещества или изделия, не взрывающиеся массой, но имеющие опасность разбрасывания и существенного повреждения окружающих предметов.

К подклассу 1.3 (ВВП) относят вещества и изделия, выделяющие при горении большое тепловое излучение или загорающиеся один за другим с незначительным эффектом взрыва или разбрасывания, а также того и другого действия вместе.

К подклассу 1.4 (ВВНО) относят вещества и изделия, представляющие незначительную опасность взрыва во время перевозки только в случае воспламенения или инициирования. Действие взрыва большей частью ограничивается самой упаковкой. Разбрасывание элементов упаковки или изделия значительного размера на существенные расстояния не ожидается. Внешний огонь не должен вызывать мгновенного взрыва содержимого упаковки.

И к подклассу 1.5 (ВВНЧ) относят вещества, которые настолько нечувствительны, что при нормальных условиях транспортирования инициирование или переход от горения к детонации маловероятны.

Взрывчатые материалы, относящиеся к разным подклассам, но к одной группе совместимости, могут совместно храниться, транспортироваться и перерабатываться при погрузочно-разгрузочных операциях. Группы совместимости взрывчатых материалов приведены ниже.

- | | |
|--------------------|--|
| В | капсули-детонаторы, электродетонаторы (кроме высоковольтных), пиротехнические реле |
| С | пороха и изделия их содержащие, огнепроводный шнур, средства зажигания огнепроводного шнура и пороха, сигнальные и пороховые патроны |
| Д | взрывчатые вещества, содержащие жидкие нитроэфир и не содержащие их (порошкообразные-россыпные, шланговые и патронированные; гранулированные, допущенные к механизированному растариванию и заряданию, листовые и шнуровые, пластичные и водосодержащие); изделия, содержащие ВВ без средств инициирования и (или) метательных зарядов; тротил и сплавы его с другими нитросоединениями, гексоген; ТЭН, тетрил, детонирующие шнуры, высоковольтные электродетонаторы |
| Ф | снаряженные взрывчатыми веществами торпеды, прострелочные аппараты и другие изделия, содержащие ВВ и средства инициирования. |

Допускается хранение огнепроводного шнура, средств за-

жигания его и пороха, а также сигнальных патронов совместно с ВМ групп В и Д, детонирующего шнура и электродетонаторов высоковольтных соответственно совместно с ВМ группы В.

Из общих требований к ВВ необходимо в первую очередь отметить безопасность их применения и стабильность эксплуатационных свойств в течение гарантийного срока использования.

Содержание в ВВ влаги сверх нормы может понизить его чувствительность к инициирующему импульсу, передачу детонации на расстояние, критический диаметр детонации. При очень высоком содержании влаги в ВВ могут произойти отказы и неполные взрывы.

Слеживаемость — потеря порошкообразным ВВ сыпучести.

Под водоустойчивостью ВВ понимают способность их сохранять свои взрывчатые свойства при нахождении в воде на определенной глубине.

Старением ВВ называют необратимое ухудшение их взрывчатых и эксплуатационных свойств, происходящее в результате внутренних физико-химических процессов или взаимодействия ВВ с внешней средой.

Для взрывчатых веществ класса II, т. е. применяемых в подземных условиях, имеется ограничение по количеству ядовитых газов, выделяемых при взрыве единицы массы ВВ. Оно связано с нормами воздухообмена и расчетами вентиляции в подземных горных выработках. В связи с этим ВВ с отрицательным кислородным балансом, как например, тротил и ему подобные ВВ, нельзя применять в подземных условиях, так как они выделяют много ядовитых газов.

Кислородный баланс — отношение избытка или недостатка кислорода в составе ВВ к количеству его, необходимому для полного окисления содержащихся в нем элементов, способных к окислению при взрыве. Соответственно кислородный баланс может быть положительным, отрицательным и нулевым. Если в составе ВВ имеется избыток кислорода, то кислородный баланс положительный, если недостаток — отрицательный. При отрицательном кислородном балансе, как правило, увеличивается образование оксида углерода, при положительном — оксидов азота.

ВВ, предназначенные для шпурового способа взрывания, должны обладать устойчивой и безотказной детонацией в зарядах диаметром 30—45 мм, а в некоторых случаях и в рассредоточенных зарядах. Эти ВВ должны иметь высокие показатели по удельной энергии взрыва, так как шпуровой способ взрывания часто применяется при проведении горноразведочных выработок в крепких породах при наличии одной обнаженной поверхности.

Таблица 4.12

Размеры и масса патронов ВВ

Диаметр, мм	Длина, мм	Масса ВВ	Диаметр, мм	Длина, мм	Масса ВВ
24	210—250	100	50	500—510	1000
28	220—260	150	60	500—510	1500
32	220—265	200	70	500—510	2000
36	250—255 и 240—300	250 и 300	80	500—510	2500
40	270—320	400	90	500—510	3000
45	270—320	500			

При взрывании скважинными и камерными зарядами, вследствие больших величин размеров зарядов и значительных объемов разрушаемых взрывом пород, на первый план в качестве основного требования, помимо условия безопасности, следует выдвинуть требование о пригодности к механизированному способу заряжания и экономической эффективности.

По физическому состоянию промышленные ВВ бывают порошкообразными, гранулированными, прессованными, литыми, пластичными и жидкими (льющимися).

ВВ выпускаются заводами-изготовителями или расфасованными в патроны определенного диаметра, или россыпью в мешках. Патроны ВВ имеют диаметр 24, 28, 32, 36, 45, 60, 90 мм и более. Также различна и масса патронов (табл. 4.12).

Патроны диаметром 28—45 мм упаковываются в пачки из

Таблица 4.13

Характеристика ВВ, рекомендуемых для проведения подземных горноразведочных выработок

ВВ	№ по списку ООН	Подкласс ВМ	Теплота взрыва, кДж/кг	Скорость детонации, км/с	Критический диаметр открытого заряда, мм	Работоспо- собность, см ³
Аммонит 6ЖВ	0082	1,1	4305	3,6—4,8	10—13	360—380
Детонит М	0081	1,1	5785	4,9—5,3	8—10	460—500
Аммонал М-10	0084	1,1	5640	4,0—4,5	12—14	410—430
Аммонит скальный № 1	0084	1,1	5400	6,0—6,5	6—7	450—480
Аммонал скальный № 3	0084	1,1	5680	4,2—4,6	8—10	450—470
Граммонит 79/21	0082	1,4	4285	3,2—3,6	40—60	—
Гранулит АС-8В	0082	1,4	5230	3,0—3,6	70—100	—
Гранулит АС-4В	0082	1,4	4520	2,6—3,2	100—120	—
Акванал АРЗ-8Н	0082	1,4	5015	5,0—5,5	30—40*	—
Игданит	0082	1,4	3970	2,8—3,5	160—200	—

* При заряжании пневматическими зарядными машинами.

парафинированной бумаги или пакеты из полиэтилена (по 8—12 патронов в пачке). Пачки или пакеты упаковываются в деревянные ящики или ящики из древесно-стружечной (волоконистой) плиты. Допускаются также ящики из гофрокартона. Число пачек в деревянных ящиках составляет от 12 до 18 при общей массе ВВ нетто 36—37 кг. В ящики из гофрокартона помещают не более 24 кг ВВ. Масса деревянного ящика 10—12 кг, древесно-стружечного 6—8 кг, а из гофрокартона — 1 кг.

Перечень ВВ, пригодных для проведения подземных горно-разведочных выработок, включает более десятка наименований. Рассмотрим ВВ для группы совместимости Д, применяющиеся при геологоразведочных работах (табл. 4.13).

При проведении подземных горноразведочных выработок используется главным образом шпуровой способ отбойки. До последнего времени для взрывания шпуровыми зарядами наиболее широко применяемым в геологоразведке ВВ является аммонит 6ЖВ патронированный. В основном выпускается в патронах диаметром 32 и 36 мм. Для контурного взрывания заряды выпускаются в патронах диаметром 25 мм (заряды ЗКВК).

Рекомендуется аммонит 6ЖВ для взрывания пород не выше средней крепости в сухих и небольшой обводненности забоях.

Второе место по объему применения в геологоразведочной практике, после аммонита 6ЖВ, занимает детонит М. Выпускается только в патронах диаметром 28, 32 и 36 мм. Это ВВ обладает повышенной мощностью, водоустойчивостью и детонационной способностью. По взрывному эффекту, установленному в производственных условиях, детонит М в среднем на 15—20 % превосходит аммонит 6ЖВ.

При существующих отпускных ценах на промышленные ВВ наибольшее преимущество детонита проявляется при проведении горноразведочных выработок в обводненных и трудновзрываемых породах и особенно при взрывании шпуров уменьшенного диаметра. Это объясняется повышенной мощностью и высокой способностью детонита к передаче детонации от патрона к патрону в открытых и шпуровых зарядах.

Обладая высокой водоустойчивостью, детониты безотказно взрываются в сильнообводненных забоях даже после длительного нахождения в воде. Детонит несколько более, чем обычные аммониты, чувствителен к механическим и тепловым воздействиям и поэтому требует большей осторожности в обращении. Например, не допускается применение детонита россылью, пересыпка его из патронов заводской укупорки и перепатронирование непосредственно на месте взрывных работ без специального разрешения органов Госгортехнадзора СССР. В остальном по условиям хранения, перевозки и обращения он приравнен к аммонитам.

Аммонал М-10 по эффекту взрыва на 5—10 % превосходит аммонит 6ЖВ. Отличительная особенность аммонала — надежная водоустойчивость, благодаря которой достигаются высокие результаты при его использовании в обводненных условиях. Применять аммонал рекомендуется в породах средней крепости и крепких в условиях повышенной обводненности. Выпускается только в патронированном виде, в основном в патронах диаметром 32 и 36 мм.

Аммонит скальный № 1 является одним из самых мощных ВВ. По эффекту взрыва он на 20—25 % превосходит аммониты 6ЖВ и аммонал. Выпускают скальный аммонит № 1 в основном в прессованном виде в патронах диаметром 36 мм. Каждый патрон состоит из двух состыкованных цилиндрических шашек. Благодаря прессованному состоянию он имеет, в отличие от аммонита 6ЖВ, высокую водоустойчивость, выдерживает многосуточную замочку в стоячей и многочасовую в проточной воде. Не теряет способности устойчиво детонировать и в намокшем состоянии. Так как он почти в 3 раза дороже аммонита 6ЖВ, то его целесообразно применять только для отбойки весьма крепких, трудновзрываемых и сильнообводненных пород, особенно при скоростных проходках стволов шахт и других подземных разведочных выработок.

Из-за высокой стоимости скальный аммонит № 1 не рекомендуется для широкого распространения, однако он с успехом может применяться в комбинации с другими, более дешевыми ВВ (в частности, для заряжания врубовых шпуров), позволяя получать хороший взрывной и экономический эффект. Аммонит скальный № 1 отличается более высокой чувствительностью к механическим воздействиям и к огню, чем аммонит 6ЖВ. При обращении с ним необходимо проявлять повышенную осторожность. К недостаткам аммонита скального № 1 (прессованного) следует отнести случаи отказов в детонации последних патронов в удлиненных зарядах (особенно при длине заряда более 2 м), жесткость патронов, неудобства при изготовлении патронов-боевиков и заряжании восстающих шпуров.

Аммонал скальный № 3 выпускается в насыпных патронах диаметром 32—36 мм. По сравнению с аммонитом скальным № 1 он имеет несколько меньшую чувствительность к механическим воздействиям и отличается меньшей стоимостью при практически таких же показателях взрыва. Высоководоустойчив, не слеживается при хранении, надежно детонирует в увлажненном и замоченном состояниях. Рекомендуется для проходческих работ по особо крепким трудновзрываемым скальным породам. Требуется большей осторожности в обращении, чем аммонит 6ЖВ. Применение его в непатронированном виде не допускается.

Граммонит 79/21 — крупно дисперсный аммонит 6ЖВ.

В его состав входят те же компоненты и в том же количестве, что и в аммонит 6ЖВ. Поэтому эти ВВ по энергетическим характеристикам равноценны. Это хорошо сыпучая, неслеживающаяся смесь, в которой легко различаются гранулы аммиачной селитры и зерна или гранулы тротила. Граммонит 79/21 дешевле аммонита 6ЖВ и значительно удобнее в обращении (меньше пылит, не слеживается, менее чувствителен к механическим и тепловым воздействиям). Вследствие пониженной чувствительности к инициирующему импульсу, обусловленной крупной дисперсностью состава, для гарантии безотказного возбуждения взрыва зарядов граммонита 79/21 требуется промежуточный детонатор из ВВ, чувствительного к первичным средствам инициирования (КД, ЭД или ДШ или специальные шашки-детонаторы). Выпускается это ВВ только в россыпном виде (в мешках) и использовать его рекомендуется в сухих условиях при механизированном способе заряжания шпуров и скважин (кроме направленных вверх).

Гранулиты АС-8В и АС-4В — металлизированные гранулированные динамоны повышенной мощности. В настоящее время выпускаются как гранулиты АС-8 и АС-4, так и АС-8В и АС-4В. В дальнейшем, по мере освоения производства, гранулиты АС-8 и АС-4 будут полностью заменены марками АС-8В и АС-4В. По теплоте взрыва и работоспособности они почти не уступают детониту, не слеживаются, способны длительное время сохранять сыпучесть и отличаются малой чувствительностью к механическим воздействиям. Для инициирования их необходим промежуточный детонатор (боевик) из ВВ, чувствительных к детонатору или детонирующему шнуру. В гранулиты АС-8В и АС-4В введена антистатическая добавка, они более сыпучи, чем АС-8 и АС-4, меньше пылят при механизированном заряжании. Рекомендуется для взрывания пород различной крепости в сухих и слабо-обводненных условиях.

Гранулиты выпускаются в россыпном виде (в мешках) и предназначены для механизированного способа заряжания. Благодаря своей сыпучести граммонит и гранулиты хорошо транспортируются по зарядным шлангам, а также с высокой плотностью укладываются в шпурах и скважинах. При механизированном способе заряжания эти ВВ значительно превосходят по взрывной и особенно по экономической эффективности порошкообразные патронированные ВВ типа аммонита 6ЖВ, аммонала, а в некоторых случаях — детонит М и аммонит скальный № 1. Высокий взрывной эффект при механизированном способе заряжания объясняется повышенной плотностью заряжания.

Игданит — наиболее простое по своему составу ВВ. Это смесь гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива. Его разрешается изготавливать на месте взрывных работ,

обладает пониженной склонностью к слеживанию и хорошей сыпучестью, низкой чувствительностью к механическим и тепловым воздействиям, возможностью безопасной механизации заряжания и низкой стоимостью. Для инициирования игданита необходим промежуточный детонар (боевик).

Игданит рекомендуется применять при взрывных работах в сухих условиях по слабым и средней крепости породам, при интенсивном проветривании и наличии средств для механизированного приготвления его и заряжания.

Акванал АРЗ-8Н — гранулированное ВВ, предназначенное для механизированного заряжания в подземных условиях. Отличительной особенностью данного ВВ является то, что при заряжании в него следует вводить 4—6 % воды. После добавления воды он превращается в пластичную тестообразную массу с плотностью 1,25—1,30 г/см³, в то время как насыпная его плотность составляет 0,8—0,9 г/см³. Малочувствителен к механическим воздействиям, детонирует от капсюля-детонатора и электродетонатора. Выпускается в россыпном виде (в мешках). Для заряжания нужны пневмозарядники, имеющие устройство для водосовмещения при заряжании. Рекомендуется для взрывания крепких и средней крепости пород в сухих и обводненных условиях.

В атмосферу некоторых подземных выработок выделяются горючие газы и пыль, которые в определенных соотношениях с воздухом образуют взрывоопасные смеси. Такие выработки или шахты относятся к категории опасных по газу или пыли. В этих условиях разрешается применять только предохранительные ВВ (классы III—VII). К предохранительным ВВ относятся: аммонит ПЖВ-20, аммонит Т-19, аммонит АП-5ЖВ, аммонит серный, ионит, угленит № 5, угленит Э-6, угленит 12ЦБ.

4.2.4. Способы взрывания и средства инициирования

Для возбуждения детонации ВВ применяются специальные средства, которые называются средствами инициирования. Для подрыва ВВ типа аммонита 6ЖВ (т. е. практически для всех патронированных ВВ) достаточно детонационного импульса, генерируемого детонатором или передаваемого по детонирующему шнуру. Для большинства же гранулированных и водосодержащих ВВ требуется усиление начального импульса, для чего применяются в качестве промежуточных детонаторов тротилловые шашки или патроны более чувствительных и достаточно мощных ВВ.

Способы взрывания делятся на следующие:

огневой и электроогневой, при которых взрыв детонатора, помещенного внутрь заряда ВВ, возбуждается лучом огня огнепроводного шнура;

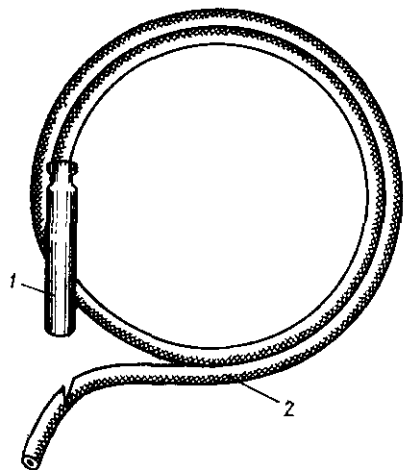


Рис. 4.2. Зажигательная трубка:

1 — капсюль-детонатор; 2 — огнепроводный шнур

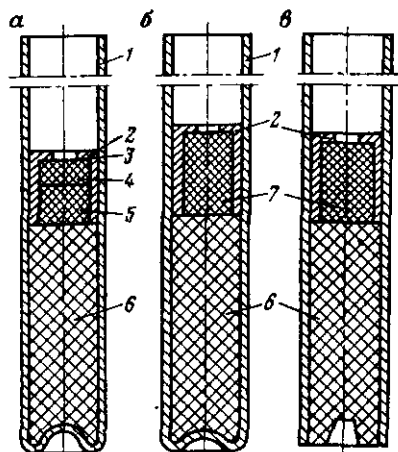


Рис. 4.3. Капсюли-детонаторы:

а — азидотетриловый; б — гремучертутно-тетриловый с металлической гильзой; в — гремучертутно-тетриловый с бумажной гильзой; 1 — гильза; 2 — металлическая чашечка; 3 — сетка из шелка; 4 — ТНРС; 5 — азид свинца; 6 — тетрил; 7 — гремучая ртуть

электрический, при котором взрыв детонатора происходит от вспышки электровоспламенителя при пропускании через него тока;

при помощи детонирующего шнура, передающего детонацию от детонатора к заряду ВВ.

Название способа взрывания определяется тем видом средств инициирования, которые непосредственно вызывают детонацию ВВ, т. е. находятся в самом заряде ВВ. Так как при взрывании от ДШ в самом заряде в отличие от огневого, электроогневого или электрического способов не находится детонатор, то этот способ также называют бескапсюльным.

По величине интервала времени замедления между взрывами соседних зарядов различают мгновенное, короткозамедленное и замедленное взрывания.

Мгновенное взрывание осуществляется либо электрическим способом, либо с помощью ДШ.

Короткозамедленное и замедленное взрывания можно осуществлять как от электродетонаторов, так и с помощью ДШ, применяя пиротехнические реле.

Наиболее широко при проведении подземных разведочных выработок в настоящее время применяются огневой и электроогневой способы взрывания, являясь по сути основными способами. Это объясняется в большей мере относительной несложностью взрывных работ в геологоразведочных партиях и

Таблица 4.14

Типы и основные размеры КД

Тип КД	Наружный диаметр, мм	Внутренний диаметр, мм	Высота, мм	Материал гильзы
8-С	7,20	6,3	51	Сталь или биметалл
8-Б	7,65	6,3	51	Бумага патронная
8-УТС	7,20	6,3	51	Сталь или биметалл
8-УТБ	7,65	6,3	51	Бумага патронная

небольшим числом одновременно взрываемых зарядов. Иногда просто сказывается традиция использования привычных простых способов.

При огневом способе взрывания основным средством инициирования является зажигательная трубка, которая состоит из капсюля-детонатора и огнепроводного шнура (рис. 4.2).

Капсюли-детонаторы (КД) представляют собой цилиндрическую гильзу, снаряженную зарядом инициирующего ВВ (рис. 4.3).

Типы и основные размеры выпускаемых капсюлей-детонаторов показаны в табл. 4.14.

Упаковывают КД в картонные коробки по 100 шт., а коробки укладывают по 50 шт в металлические короба.

Капсюль-детонатор 8-Б предназначен для взрывания только в сухих условиях. Гарантийный срок хранения КД два года со дня изготовления.

Обращаться с капсюлями-детонаторами нужно с большой осторожностью, так как от удара, трения, искры они взрываются. Удалять из гильзы КД случайно попавшие посторонние предметы можно только легким постукиванием открытой частью гильзы о ноготь пальца.

Огнепроводный шнур (ОШ) предназначен для передачи за определенный промежуток времени пламени огня (пучка искр) КД. Он состоит из оплетки и сердцевины из зерен дымного пороха. Скорость горения ОШ около 1 см/с. Огнепроводный шнур имеет водоизолирующее покрытие. В зависимости от материала водоизолирующего покрытия различают три марки шнура: асфальтированный (ОША), полимерный (пластиковый) (ОШП) и экструзионный (ОШЭ).

Основные показатели выпускаемых марок огнепроводных шнуров приведены ниже.

Тип шнура	ОША	ОШП	ОШЭ
Диаметр, мм	4,8—5,8	5,0—6,0	4,8—5,8
Водонепроницаемость, ч, не менее	1—1,5	4—5	4
Теплостойкость, °С	45	50	50
Морозостойкость, °С	—25	—35—40	—35

Шнур марки ОША можно применять в сухой и влажной среде. Использование шнура ОША при перегибе его вокруг стержня диаметром 18 ± 2 мм (например, при применении обратного иницирования) допускается только в сухой среде. Сухой средой считают такую, где отсутствует конденсация влаги и выделение воды.

Гарантийный срок хранения огнепроводных шнуров марок ОША и ОШЭ — 1 год. Гарантийный срок хранения огнепроводного шнура марки ОШП с полиэтиленовым покрытием — 4 года, а с пластикатным покрытием — 5 лет. ОШ выпускают в бухтах длиной 10 м, которые укладывают в пачки по 25 бухт в каждой. По согласованию с потребителем допускается изготавливать ОШ, имеющие другую длину бухты.

Для изготовления зажигательных трубок применяются ручные или стационарные обжимные устройства (обжимы). Используются также обжимы — маркираторы различных конструкций. Обжимы — маркираторы предназначены для маркирования КД (нанесения на них индексов) и изготовления зажигательных трубок. Помимо повышения производительности труда и безопасности работ с помощью обжимов — маркираторов фиксируется принадлежность зажигательных трубок конкретным взрывникам, что способствует повышению ответственности за сохранность средств иницирования, учет и использование их по назначению.

При одновременном поджигании большого числа шнуров в случае близкого расположения зарядов следует применять групповое поджигание при помощи зажигательных патронов ЗП-Б. С помощью одного патрона можно одновременно зажечь до 37 отрезков ОШ.

Огневой способ взрывания разрешается применять при проведении выработок с углом наклона до 30° в условиях, не опасных по взрывам газа или пыли. В выработках с углом наклона более 30° , а также в тех случаях, когда затруднен своевременный отход взрывника на безопасное расстояние или в укрытие, огневое взрывание запрещено.

Основным достоинством огневого взрывания является простота способа, низкая стоимость средств, не требуется сложного монтажа сети и приборов для ее проверки. Вместе с тем, способ обладает большими недостатками. Даже два соседних заряда, не говоря уже о группе зарядов, невозможно взорвать одновременно, что нередко снижает возможный эффект взрыва. Средства огневого иницирования обладают весьма низкой водостойкостью. Качество подготовки взрыва невозможно проверить с помощью каких-либо приборов, что снижает надежность и безопасность работ. Так как взрывник в момент зажигания шнуров находится рядом с зарядами, огневое взрывание представляет определенную опасность. Увеличивается трудоем-

кость взрывных работ, так как предварительно требуется изготавливать зажигательные трубки.

Электрический способ взрывания, по сравнению с огневым, имеет ряд неоспоримых преимуществ. Прежде всего — это существенно меньшая опасность для взрывника и высокая культура производства. Подготовленную к взрыву сеть можно проверить при помощи приборов и устранить неисправности. При электрическом взрывании можно производить взрыв большого числа зарядов в точно назначенный момент времени. Этот способ можно применять там, где огневое взрывание недопустимо, — в шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в местах, где отход взрывника затруднен (в восстающих, шурфах, стволах разведочных шахт). Средства электрического иницирования обладают повышенной водостойкостью. И, пожалуй, главное достоинство электрического взрывания — возможность очень точного регулирования интервала замедления между взрывами соседних зарядов в широких пределах путем применения ЭД короткозамедленного и замедленного действия, где качественное дробление отбиваемой горной массы в значительной степени определяет производительность и ритмичность работы погрузочно-транспортных средств. Электрический способ требует более тщательной подготовки взрыва; предварительно необходимо произвести расчет надежности взрыва, монтаж электровзрывной сети требует более высокой квалификации взрывников.

Основным средством иницирования зарядов при этом способе является ЭД. Он представляет собой металлическую гильзу, внутри которой расположено иницирующее ВВ и электровоспламенитель, а также концевые провода.

Отечественной промышленностью выпускаются ЭД общего применения и специальные: мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия; нормальной и пониженной чувствительности к току; неперехранительные и переходные.

Для специалистов, занимающихся проведением горноразведочных выработок, наибольший интерес представляют неперехранительные ЭД мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия. ЭД неперехранительные мгновенного действия выпускаются двух марок: ЭД-8-Ж и ЭД-8-Э. Лучшими свойствами обладают ЭД-8-Ж. ЭД короткозамедленного и замедленного действия отличаются от мгновенного действия наличием специального замедлителя, размещаемого между иницирующим ВВ и электровоспламенителем. Выпускаются они трех типов и обозначаются: ЭД-КЗ, ЭД-ЗД и ЭД-З-Н. Электродетонаторы ЭД-КЗ имеют шесть серий замедлений, а ЭД-ЗД — девять серий.

Время замедления срабатывания ЭД-КЗ и ЭД-ЗД приведено ниже.

Серия замедления									
ЭД-КЗ	1	2	3	4	5	6			
Время замедления, мс	25	50	75	100	150	250			
Серия замедления									
ЭД-ЗД	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Время замедления, с	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	4,0	6,0	8,0	10,0

Электродетонаторы типа ЭД-З-Н предназначены для замены ЭД-КЗ и частично ЭД-ЗД, имеют 23 ступени замедлений от 20 до 1000 мс. Первые десять ступеней с интервалом через 20 мс, следующие четыре — с интервалом через 25 мс, следующие четыре с интервалом в 50 мс и последние пять — с интервалом через 100 мс.

Все перечисленные выше электродетонаторы являются нормальной чувствительности к току. Выпускаются также ЭД пониженной чувствительности к току, защищенные от зарядов статического электричества: мгновенного действия ЭД-1-8-Т и короткозамедленного и замедленного действия — ЭД-1-3-Т. Они предназначены для взрывания на открытых разработках и в шахтах и рудниках, опасных в отношении блуждающих токов и зарядов статического электричества. Электродетонаторы ЭД-1-3-Т имеют 29 ступеней замедления от 20 мс до 10 с.

Безопасный ток — максимальное значение постоянного тока, который не вызывает взрыва ЭД при любой его продолжительности.

Гарантийный ток — это нижний предел тока, который, протекая в течение заданного времени через группу последовательно соединенных ЭД, обеспечивает их взрывание с допустимой вероятностью.

Импульс воспламенения — наименьшее значение импульса постоянного тока, при котором происходит воспламенение электровоспламенителя. Размерность импульса воспламенения $A^2 \cdot c$ или $A^2 \cdot ms$. Обратную величину импульса воспламенения называют чувствительностью ЭД.

Время срабатывания — время от момента включения тока до момента взрыва ЭД.

Электрические параметры ЭД приведены ниже.

Тип ЭД	ЭД-8-Э, ЭД-ЗД	ЭД-8-Ж, ЭД-КЗ	ЭД-З-Н	ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т
Сопротивление, Ом . . .	2,0—4,2	1,8—3,0	2,0—4,2	0,5—0,9
Импульс воспламенения, $A^2 \cdot ms$	0,6—2,0	0,6—2,0	0,6—2,0	40—80
Безопасный ток, А . . .	0,18	0,18	0,18	$0,92 \pm 0,02$
Стойкость к разряду статического электричества, кВ	3	3	3	10

ЭД имеют концевые провода длиной от 1 до 4 м, поэтому при оформлении заказов необходимо указывать длину концовых проводов. Определить принадлежность ЭД к тому или

инному типу можно по обозначениям на бирках-жетонах, которые крепятся на концевых проводах.

Электроогневое взрывание. Электроогневой способ взрывания совмещает в себе свойства огневого и электрического способов. Сущность его заключается в том, что ОШ, идущие от зарядов ВВ, воспламеняются электрическим способом при помощи специальных электрозажигательных патронов. С точки зрения управления действием взрыва этот способ ничем не отличается от огневого взрывания. И вместе с тем этот способ может быть рекомендован в тех случаях, когда отход взрывника из забоя осложнен — при проходке шурфов, восстающих и т. п. При этом достигается ряд преимуществ как по сравнению с огневым способом (меньшая опасность для взрывника, так как он производит воспламенение зажигательных трубок с безопасного расстояния, число одновременно поджигаемых трубок практически не ограничено), так и по сравнению с электрическим способом (электровоспламенительная сеть значительно проще электровзрывной сети, так как при электроогневом взрывании ток подводится не к каждому заряду, а к одному или нескольким электрозажигательным патронам, поэтому снижается возможность погрешности при монтаже, а также не требуется мощных источников тока).

При электроогневом способе средства для взрывания включают зажигательную трубку, электрозажигательный патрон, магистральные провода и источник тока. Одним из основных звеньев в этой цепочке средств является электрозажигательный патрон, представляющий собой картонную цилиндрическую гильзу с дном. В донной части патрона помещены зажигательный состав и электровоспламенитель с выведенными концевыми проводами. Электрозажигательные патроны ЭЗП-Б выпускаются пяти номеров (калибров), каждый из которых рассчитан на одновременное поджигание определенного числа отрезков ОШ.

Помимо электрозажигательных патронов промышленностью выпускается также электрозажигатель огнепроводного шнура ЭЗ-ОШ, предназначенный для зажигания одного отрезка шнура. Характеристика электрозажигательных патронов и электрозажигателя приведена в табл. 4.15.

Электрозажигательные патроны и электрозажигатель огнепроводного шнура предназначены для работы в сухих и слабообводненных выработках кроме шахт, опасных по газу или пыли, при температуре окружающей среды от -40 до $+50$ °С. Безотказная сила тока срабатывания в случае применения источника постоянного тока составляет $1 \pm 0,02$ А, а в случае использования переменного тока с частотой 50 Гц — $2,5 \pm 0,05$ А.

Безопасная сила тока составляет $0,18 \pm 0,05$ А при пропускании его в течение 5 мин.

Таблица 4.15

Характеристика средств для электроогневого способа взрывания

Условное обозначение (калибр)	Допустимое число отрезков ОШ	Электрическое сопротивление электровоспламенителя, Ом	Условное обозначение (калибр)	Допустимое число отрезков ОШ	Электрическое сопротивление электровоспламенителя, Ом
ЭЗ-ОШ	1	1,6—3,0	ЭЗП-Б (№ 3)	13—19	1,6—3,0
ЭЗП-Б (№ 1)	7	1,6—3,0	ЭЗП-Б (№ 4)	20—27	1,6—3,0
ЭЗП-Б (№ 2)	8—12	1,6—3,0	ЭЗП-Б (№ 5)	28—37	1,6—3,0

Гарантийный срок хранения ЭЗП-Б и ЭЗ-ОШ установлен в 1,5 года со времени их изготовления.

Если в наличии не имеется электрозажигательных патронов ЭЗП-Б, то электроогневое взрывание можно осуществить при помощи зажигательных патронов ЗП-Б в комплекте с ЭЗ-ОШ. Номера и размеры ЗП-Б точно такие же, как и ЭЗП-Б.

При электроогневом взрывании невозможно одновременное или короткозамедленное взрывание. Поэтому, если для увеличения эффективности взрывной отбойки пород необходимо взрывать заряды с миллисекундным замедлением, то следует перейти на электрическое взрывание или на взрывание при помощи детонирующего шнура.

4.2.5. Источники тока

В качестве источников электрического тока для взрывания ЭД разрешается применять взрывные машинки и приборы, осветительные и силовые сети, а также передвижные электростанции.

Выпускается несколько типов взрывных машинок и приборов: ПИВ-100М, КВП-1/100М, КГМ-3, ВМК-500 и другие. Их технические характеристики приведены в табл. 4.16.

Осветительная сеть, используемая для взрывания ЭД, должна иметь напряжение 127 или 220 В, а силовая — 380 В. Для подачи электрического тока во взрывную сеть необходимо применять специально оборудованные взрывные станции. Простейшая взрывная станция содержит вспомогательный и взрывной рубильники, сигнальную лампочку и зажимы для присоединения взрывной сети. В более совершенных взрывных станциях имеется переключатель и испытатель цепи для проверки способности взрывной станции обеспечить гарантийный ток во взрывной сети. Испытательная цепь состоит из регулируемого нагрузочного сопротивления, вольтметра и амперметра. Перед

Таблица 4.16

Техническая характеристика конденсаторных взрывных приборов и машинок

Показатели	КВП-1/100М	ПИБ-100М	СВМ-2	КПМ-3	ВМК-500
Максимальное число одновременно взрываваемых ЭД нормальной чувствительности при их последовательном соединении	100	100	50	200	800
Номинальное сопротивление взрывной сети при последовательном соединении ЭД, Ом	320	320	500	600	2100
Номинальная емкость конденсатора-накопителя, мкф	10	10	10	4	3,3
Номинальное напряжение на конденсаторе-накопителе, В	600—650	610—670	600—650	1600	3000
Напряжение на конденсаторе, при котором зажигается неоновая лампа, В	590—620	580—610	590—620	1600	3000
Расчетный взрывной импульс тока, А ² ·мс	3	3	3	3	3
Время подачи импульса, мс	2—4	2—4	Не ограничено	Не ограничено	Не ограничено
Время зарядки конденсатора-накопителя до номинального напряжения, с	8	15	8	10	20
Источник питания	Три элемента 373	Три элемента 373 и один элемент типа ГЦ75 2500	Четыре элемента 373	Генератор переменного тока	
Число циклов работы без замены источника питания	—	—	2000	—	2000
Основные размеры (без футляра), мм	152×122×100	195×126×95	275×210×110	172×86×120	280×165×165
Масса (без футляра), кг	2,5	2,7	5	1,6	6,5
Изготовитель	Харьковский завод точного приборостроения	Омский завод «Электроточ-прибор»	—	Харьковский завод точного приборостроения	Омский завод «Электроточ-прибор»

взрывом измеряют сопротивление взрывной сети и на такое же сопротивление регулируют реостат. Затем рубильником подключают его к сети. Если при этом показания амперметра и вольтметра будут не ниже расчетных, то после включения другого рубильника подают ток во взрывную сеть переводом переключателя. Такие взрывные станции оборудуют при проходке протяженных разведочных выработок, когда не требуется часто переносить источник тока. Станцию располагают в металлическом ящике, ключ от которого хранится у руководителя взрывных работ или у взрывника.

Промышленность выпускает переносную минную станцию ПМС-220, предназначенную для подачи тока во взрывную сеть от электрических сетей напряжением 200—220 В на карьерах и в шахтах, не опасных по газу и пыли. В схеме минной станции ПМС-220 предусмотрено включение воспламенительного тока вблизи максимума синусоиды при потенциале около 200 В. Предусмотрена также измерительная цепь, позволяющая определять сопротивление взрывной сети, а также напряжение в питающей сети. Основные технические данные станции ПМС-220: максимально допустимое сопротивление одной группы последовательно соединенных ЭД — 210 Ом, допустимое число последовательно соединенных ЭД в группе — 70, число параллельных групп — 80, число одновременно взрываемых детонаторов — до 5600. Она рассчитана на 20 000 взрывов. Размеры станции $183 \times 90 \times 63$ мм, масса ее — 1,6 кг.

4.2.6. Контрольно-измерительные приборы для электровзрывания

Для безотказного взрывания зарядов ВВ необходима предварительная проверка сопротивления электродетонаторов и электровзрывных сетей, а также проверка исправности и контроля параметров взрывных приборов и машинок.

Техническая характеристика аппаратуры контроля электровзрывной сети и ЭД приведена в табл. 4.17.

Взрывные приборы и машинки эксплуатируются в тяжелых условиях, нередко выходят из строя и поэтому перед использованием их необходимо осматривать и испытывать на способность обеспечения безотказного взрывания. Некоторые взрывные машинки, например, КПМ-1А, КПМ-3 и ВМК-500 снабжаются специальными пультами-пробниками, позволяющими быстро убедиться, что напряжение и емкость конденсатора-накопителя равны или больше номинальных значений. Работа с пультами-пробниками не является сложной.

Для более детального контроля исправности взрывных машинок и приборов применяются специально выпускаемые приборы ПКВИ-3М, ПКВМ-2 и другие. С их помощью опреде-

Т а б л и ц а 4.17

Приборы контроля и измерения сопротивления ЭД и электровзрывной цепи

Наименование, тип, марка	Источник питания	Основные размеры, мм	Масса, кг	Амплитудное значение тока в проверяемой цепи, мА, не более		Пределы измерения Ом	Погрешность измерения, %	Изготовитель
				в нормальном режиме прибора	при любых возможных повреждениях элементов схемы			
Мост переносной постоянного тока Р3043	Два элемента 373	180×160×62	<1,6	7	50	0,3—30 30—3000	±5	ПО Красно-дарский ЗИП
Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1	Четыре аккумулятора Д-0,1	135×65×40	<0,3	5	50	320 (предельное сопротивление)	±5	ПО Точприбор, г. Харьков
Метанометр с измерителем взрывной цепи ИМС-1	Три аккумулятора Д-0,55	200×105×90	1,5	10	50	0—20 0—400	+5	Омское ПО Электроточприбор
Индикатор фотоэлектрический Ю140	Селеновый фотоэлемент	90×60×30	0,2	0,3	0,3	0—10 000	—	Ленинградское ПО Вибратор

ляют импульс тока, длительность импульса, напряжения, силу тока в конце импульса, емкость конденсатора-накопителя и другие параметры. Эти проверки производятся специально подготовленным квалифицированным персоналом. Ремонт взрывных машинок и контрольно-измерительных приборов должен производиться только в специализированных мастерских.

4.2.7. Основные принципы расчета электровзрывных сетей

Если взрывание производится от силовой или осветительной сети (прямым включением или через выпрямляющий прибор), то во взрывную сеть подается ток, имеющий более или менее постоянные (в пределах обычных отклонений) параметры — напряжение и силу тока. В этом случае условие безотказного взрывания будет: $I_{\text{эд}} > I_{\text{г}}$ ($I_{\text{эд}}$ — сила тока, проходящего через отдельно взятый электродетонатор; $I_{\text{г}}$ — гарантийный ток).

Выбранная схема должна обеспечить ток, проходящий через любой ЭД, не меньше гарантийного.

Расчет может быть произведен двумя путями:

исходя из условия безотказного взрывания, определяются общий ток во взрывной сети и общее сопротивление и подсчитывают необходимое напряжение на входе магистрального провода, которое затем сравнивают с напряжением в силовой (или осветительной) сети или на выходе преобразующего взрывного сетевого прибора;

исходя из напряжения в сети или на выходе применяемого взрывного сетевого прибора, определяют ток, проходящий через отдельный ЭД, и сравнивают с гарантийным током.

Если взрывание производится от конденсаторных взрывных приборов и машинок, то сила тока разряда конденсатора-накопителя падает во времени по экспоненциальному закону, поэтому расчет по току в этом случае невозможен. Точный расчет может быть произведен по импульсу тока воспламенения электровоспламенителя ЭД. На основе таких расчетов, выполненных для каждой машинки, в характеристике приводится значение допустимого сопротивления последовательной взрывной сети при ЭД нормальной чувствительности. Условие безотказного взрывания при этом будет: $R_{\text{с}} \leq R_{\text{д}}$, где $R_{\text{с}}$ — общее сопротивление последовательной сети; $R_{\text{д}}$ — предельное допустимое сопротивление, указанное в паспорте на взрывную машинку или прибор.

Если во взрывной сети имеются участки с параллельным соединением ЭД (параллельные или смешанные сети), то условия безотказного взрывания

$$R_{\text{с}} \leq R_{\text{д}}/m^2, \quad (7)$$

где m — число параллельных участков.

Таким образом, расчет сводится к определению общего сопротивления взрывной сети и сравнению его с допустимым.

Сопротивление электровзрывной сети зависит от принятой схемы соединения ЭД. Последовательное соединение наиболее простое как в исполнении, так и для расчетов. При таком соединении ток от источника тока проходит последовательно через все ЭД и воспламеняет их мостики накаливания. При последовательном соединении общее сопротивление электровзрывной сети будет равно сумме сопротивлений всех ЭД и проводов, т. е.

$$R_c = nr_{\text{ЭД}} + r_c + r_m, \quad (8)$$

где n — число электродетонаторов в сети; $r_{\text{ЭД}}$ — сопротивление одного электродетонатора, Ом; r_c — сопротивление соединительных проводов, Ом; r_m — сопротивление магистральных проводов, Ом.

Сила электрического тока, проходящего через взрывную сеть и через каждый ЭД при последовательном соединении, будет одинаковой и определяется по формуле

$$I = I_{\text{ЭД}} = U/R_c, \quad (9)$$

где I — сила тока в сети, А; $I_{\text{ЭД}}$ — сила тока, приходящаяся на один ЭД, А; U — напряжение в сети, В; R_c — общее сопротивление сети, Ом.

При последовательном соединении ЭД легко проверить правильность коммутации электровзрывной сети, что при других схемах сделать не всегда возможно.

Достоинства параллельного соединения: при обрыве проводов ЭД отказ возможен только в одном заряде и попадание недоброкачественного ЭД не ведет к отказу сети.

При параллельном пучковом соединении сопротивление отдельной ветви находится по формуле

$$R_{\text{в } i} = r_{\text{ЭД}} + r_c. \quad (10)$$

Сопротивление всей сети

$$R_c = r_m + r_c + \frac{1}{\frac{1}{R_{\text{в } 1}} + \frac{1}{R_{\text{в } 2}} + \dots + \frac{1}{R_{\text{в } n}}}. \quad (11)$$

При одинаковых сопротивлениях ветвей

$$R_c = r_m + r_c + R_{\text{в } i}/n. \quad (12)$$

Сила тока магистрали

$$I_m = U/R_c. \quad (13)$$

Сила тока, протекающего через отдельную ветвь и ЭД,

$$I_{\text{в}} = I_m/n = U/(r_{\text{ЭД}}n). \quad (14)$$

Таким образом, сила тока в магистрали при n параллельно соединенных ЭД должна быть в n раз больше, чем для отдельного ЭД.

При последовательно-параллельном способе соединения ЭД заряды разбиваются на группы, соединяющиеся между собой параллельно, например, заряды врубовых и оконтуривающих шпуров. В группе же ЭД соединяются между собой последовательно. При этом по магистральным проводам сети проходит ток, величина которого определяется по формуле

$$I = \frac{U}{r_c + r_m + nr_{\text{ЭД}}/m}, \quad (15)$$

где m — число групп ЭД в сети, шт.

Сопротивление соединительных и магистральных проводов при постоянном токе

$$r = \rho l / S, \quad (16)$$

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

Удельное сопротивление материала провода

$$\rho = \rho_0 [1 + \alpha (t - 20)], \quad (17)$$

где ρ_0 — удельное сопротивление провода при $t = 20$ °С; α — температурный коэффициент сопротивления.

Значения показателей ρ_0 и α приведены ниже.

Показатели	ρ_0	α
Алюминий	0,0300	0,0040
Медь	0,0175	0,0044
Сталь	0,1320	0,0050

Электрические провода выпускаются различных марок — ЭР, ЭВ, ВП, СПП, ВМВ, ПР, ПВ, АПР, АПВ и другие. Характеристика некоторых марок проводов для электровзрыва приведена в табл. 4.18.

4.2.8. Механизированное зарядание шпуров

Значительным резервом для повышения эффективности буровзрывных работ является механизация работ по заряданию. Механизированное зарядание шпуров имеет ряд преимуществ перед заряданием вручную, в частности, дает возможность использования более безопасных дешевых гранулированных ВВ, плотность зарядания почти в 1,5—2 раза выше, чем при зарядании вручную. Соответственно в одном и том же объеме шпура можно поместить большее количество ВВ.

Экономия от механизированного зарядания шпуров достигается путем использования непатронированных ВВ. Кроме того, при использовании патронированных ВВ (особенно при

Таблица 4.18

Техническая характеристика проводов для взрывных работ

Марка	Площадь сечения жилы, мм ²	Наружный диаметр провода, мм	Сопротивление 1 км жилы при +20 °С, Ом	Материал изоляции провода	Масса 1 км провода, кг
ЭР	0,2	—	100	Резина	3,1
ЭВ	0,2	1,4	100	Поливинилхлорид	3,1
ЭП	0,2	1,4	100	Полиэтилен	3,0
ЭВЖ	0,28	1,5	520	Поливинилхлорид	4,0
ЭПЖ	0,28	1,5	520	Полиэтилен	3,9
ВМВ	0,5	2,3	40	Поливинилхлорид	8,2
ВМП	0,5	2,3	40	Полиэтилен	7,8
ВМВЖ	1,13	2,7	140	Поливинилхлорид	14,3
ВМПЖ	1,13	2,7	140	Полиэтилен	14,9
СПП-1	0,5	2,3	39,5	То же	8,0
СПП-2	0,5	4,6	41	»	16,5
ПВ	0,75	—	24,16	Резина	—
АПВ	2,5	—	12,11	Поливинилхлорид	—
ВП-0,5	0,2	0,5	90	Полиэтилен	—

огневом способе инициирования) увеличиваются затраты времени на бурение, поскольку приходится бурить шпуров диаметр на 6—8 мм больше, чем диаметр патронов ВВ.

Значительно снижается количество ядовитых газов из-за отсутствия в заряде бумаги и парафина от обертки патронов, а это облегчает условия вентиляции и проветривания.

В отечественной практике механизированное зарядание шпуров в основном осуществляется с применением гранулированных ВВ. Для зарядания их, как правило, используются пневматические зарядные устройства (зарядчики). Они сравнительно просты в эксплуатации, приводятся в действие при помощи энергии потока сжатого воздуха. Зарядчики для шпуров выпускаются трех типов: эжекторные, нагнетательные и комбинированного принципа действия.

Отличительная особенность зарядчиков эжекторного типа — наличие открытого бункера и эжекторной камеры. При прохождении сжатого воздуха через эжекторную камеру в ней создается разрежение, вследствие чего гранулы ВВ засасываются из бункера и по шлангу (трубке) направляются в шпур. Эжекторные зарядчики обладают небольшой массой и размерами, но имеют небольшую производительность.

Зарядчики нагнетательного типа снабжены герметичной емкостью-баком, находящейся под давлением. Они более громоздки, несколько сложнее в управлении, но и более производительны.

Комбинированные зарядчики совмещают в себе оба принципа действия: эжекторный и нагнетательный.

В зависимости от производительности и назначения зарядки бывают самых разнообразных размеров и формы. В настоящее время существует большое число зарядчиков различных конструкций и постоянно продолжается их совершенствование.

Для геологоразведочных организаций могут быть рекомендованы зарядчики: ЗЭП-Г и ЗЭП-В («Курама-7М» и «Курама-8»), ЗП-2, ЗМК-1, «Катунь» (табл. 4.19).

Плотность заряжания при применении зарядчиков эжекторного и нагнетательного типов почти одинакова и составляет 1,1—1,2 г/см³.

Существенным недостатком механизированного способа заряжания является пыление. Количество образующейся пыли ВВ достигает иногда значительных величин и в ряде случаев превышает предельно допустимые концентрации. Содержание компонентов пыли ВВ в воздухе рабочей зоны подземных горно-разведочных выработок при механизированном заряжании шпуров не должно превышать предельно-допустимых концентраций (ПДК), установленных ГОСТ 12.1.005—88. Ниже приведены предельно допустимые концентрации вредных веществ (ПДК · 10⁻⁶, кг/м³) в воздухе рабочей зоны.

Тротил (тринитротолуол)	1
Алюминий	2
Масла минеральные (нефтяные)	5
Аммиачная селитра	5

Борьба с пылеобразованием при пневматическом способе заряжания ведется в основном путем осаждения пыли ВВ водой. Перед заряжением или в процессе его в состав ВВ вводится вода. Разработан ряд устройств для подачи жидкости в поток ВВ у зарядчиков «Курама-7М», ЗП, ЗМК-1, «Катунь» и др. Способ гидрообеспыливания сравнительно прост, но недостаточно надежен, так как наиболее мелкие частицы ВВ, особенно тротила, плохо смачиваются водой. К тому же в некоторых случаях вода отсутствует и не во все ВВ ее можно добавлять в нужных количествах. Этот способ не исключает выноса ВВ из шпура, особенно в конце заряжания. Поэтому более предпочтителен способ полного улавливания пыли и гранул ВВ у устья заряжаемого шпура. Хорошо зарекомендовало себя устройство для улавливания пыли и гранул взрывчатых веществ ФН-1, разработанное ЦНИГРИ.

Устройство ФН-1 состоит из корпуса, зарядной трубки с надетым на нее уплотнительным конусом и фильтр-мешка из специальной ткани. Устройство присоединяется к зарядному шлангу пневмозарядчика при помощи резьбового соединения. Зарядная трубка с уплотняющим конусом плотно вставляется в устье шпура. Из зарядчика ВВ подается в зарядную трубку устройства и по ней к забою шпура. Отработанный воздух из

Т а б л и ц а 4.19

Техническая характеристика пневмозарядчиков

Показатели	ЗЭП-Г («Курама — 7 м»)	ЗЭП-В («Курама — 8»)	ЗП-2
Тип зарядчика	Эжекторный	Эжекторный	Нагнетатель- ный порцион- ный
Диаметр заряжаемых шпуров (скважин), мм	36—46	36—46	<50
Глубина заряжания, м, не более	3	3	5
Протяженность пнев- мотранспортирования	10	10	20
ВВ, м, не более			
Рабочее давление, МПа	0,5—0,7	0,5—0,7	0,3—0,6
Вместимость бунке- ра, кг	8	8	40
Производительность, кг/мин:			
техническая	18	12	30—40
эксплуатационная	10—15	4—5	15—20
Основные размеры, мм	1500×400×300	1360×400×320	570×850
Масса, кг	2,2	2,5	24

Продолжение табл. 4.19

Показатели	ЗМК-1	«Катунь»
Тип зарядчика	Нагнетательный порцион- ный	Нагнетательно-эжектор- ный
Диаметр заряжаемых шпуров (скважин), мм	<70	36—70
Глубина заряжания, м, не более	20	—
Протяженность пнев- мотранспортирования	50	60
ВВ, м, не более		
Рабочее давление, МПа	0,4	0,8
Вместимость бунке- ра, кг	55	50
Производительность, кг/мин:		
техническая	20	—
эксплуатационная	10—20	10—25
Основные размеры, мм	550×570×900	580×440×960
Масса, кг	35	26

шпура через кольцевой зазор между зарядной трубкой и уплотняющим конусом поступает в фильтр-мешок. После заполнения шпура зарядчик отключается, устройство вставляется в следующий шпур и цикл повторяется. Устройство обеспечивает стабильное улавливание пыли до уровня санитарных норм и практически полное устранение потерь ВВ.

В процессе заряжания гранулированными ВВ происходит трение гранул друг о друга и о стенки пневмомагистрали, в результате чего иногда происходит накопление статического электричества, которое при определенных условиях может вызвать преждевременный взрыв электродетонатора или смеси ВВ с воздухом. Считается, что пневмозаряжание является безопасным, если окружающие породы имеют электрическое сопротивление не выше 10^9 Ом или если в забоях применяется орошение водой, а также когда влажность воздуха в забое, где производится заряжание, не ниже 65 %. Если эти условия отсутствуют, то перед заряжением следует производить орошение выработки или применять специальные электрические полупроводящие шланги с удельным электрическим сопротивлением не выше 10^6 Ом·см. Этому условию отвечают полиэтиленовые трубопроводы из полиэтилена марок П2ЭС-5, П2ЭС-9 и П2ЭС-12.

При электрическом способе взрывания необходимо применять только прямое инициирование зарядов, при этом патронбоек следует помещать в шпур вручную. Обратное инициирование допустимо лишь при применении электродетонаторов ЭД-1-3-Т и ЭД-1-8-Т.

4.2.9. Выбор и расчет параметров комплекта шпуров

При проведении подземных разведочных выработок выбирается комплект шпуров, в котором различают три группы шпуров, играющих различную роль: врубовые шпуры, взрыв зарядов которых производится в первую очередь и обеспечивает формирование врубовой полости, облегчающий процесс отбойки породы остальными зарядами; отбойные шпуры — производят отбойку породы в сторону врубовой полости и оконтуривающие шпуры — заряды, в которых взрываются в последнюю очередь и обеспечивают формирование заданного контура поперечного сечения выработки.

Глубина отрыва и степень разрушения породы отбойными и оконтуривающими шпуровыми зарядами во многом зависит от глубины и поперечных размеров образованной врубовой полости. Поэтому выбору типа и конструкции вруба следует уделять главное внимание, учитывая в первую очередь опыт, накопленный в аналогичных условиях данной геологоразведочной организацией, поскольку конкретных рекомендаций по наибо-

лее эффективному типу и параметрам вруба в зависимости от характеристик пород и сечения выработки дать трудно.

Типы врубов могут быть разделены на три группы: врубы с наклонными к плоскости забоя шпурами, прямые, комбинированные или специальной конструкции.

К врубам с наклонными к плоскости забоя шпурами (наклонные врубы) относятся: вертикальный клиновой, нижний, верхний, боковой, двойной и тройной клиновые и пирамидальный врубы. Эффективность применения наклонных врубов зависит от угла наклона врубовых шпуров к плоскости забоя и физико-механических свойств пород. Они применимы практически для всех пород и обеспечивают удовлетворительные результаты, точность обуривания наклонных врубов или отклонение шпуров от заданного направления в процессе бурения отражается на результатах взрыва в меньшей степени по сравнению с прямыми врубами.

К недостаткам врубов этой группы относятся ограниченная глубина подвигания забоя за взрыв при небольших площадях сечений выработки, а также большой разброс породы, что снижает производительность погрузки породы и вызывает нарушение близко расположенной крепи. Обычно продвижение забоя за взрыв при таких врубах составляет 0,4—0,6 ширины выработки.

Вертикальный клиновой вруб (рис. 4.4, а) — наиболее распространенный в горноразведочной практике. Его можно применять в породах любой крепости, монолитных, а также при вертикальной трещиноватости или напластовании. Данный вруб обеспечивает наименьшее число шпуров в комплекте и меньший удельный расход ВВ. Рациональная глубина заходки 1,5—2,2 м. Наиболее целесообразно этот вруб применять в выработках с площадью сечения не менее 5 м², так как при меньших площадях стенки выработки мешают выдержать необходимый угол наклона шпуров к плоскости забоя.

Вертикальный клиновой вруб, параметры которого обеспечивают наименьший удельный расход ВВ, считают нормальным для данных условий. В табл. 4.20 приведено изменение глубины нормального клинового вруба от крепости пород и оптимального поперечного линейного размера выработки (по П. А. Лышину).

Горизонтальный клиновой вруб (рис. 4.4, б), образует в пространстве горизонтальный клин. Встречается очень редко, рекомендуется применять при горизонтальной трещиноватости или слоистости пород. Очень трудно реализовать вруб такой конструкции на практике.

Нижний, верхний, боковой врубы (рис. 4.5) применяются в выработках небольшой площади сечения, когда из-за стесненных условий невозможно пробурить нормальный клиновой вруб

Т а б л и ц а 4.20

Параметры нормального клинового вруба

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодья- копова	Центральный угол вруба, градус	Глубина шпуров вруба (м) при оптимальном поперечном линейном размере выработки, м		
		2	3	4
2—4	30	1,85	2,8	—
4—6	40	1,4	2,0	2,75
6—9	45	1,2	1,8	2,4
9—12	50	1,1	1,6	2,0
>12	60	0,9	1,3	1,7

или когда в выработке у почвы или кровли, или у одной из стенок выработки залегает менее крепкая порода. Эти врубы также применяются редко.

Пирамидальный вруб (рис. 4.6) менее удобен при бурении, чем вертикальный клиновой, однако дает лучшие результаты в монолитных крепких и вязких породах. Основным условием эффективности применения пирамидального вруба является точность бурения шпуров, обеспечивающая их сходимость в вершине пирамиды.

Как показывает опыт работы, увеличение глубины врубов путем уменьшения центрального угла ведет к росту числа шпуров и расхода ВВ. Стремление увеличить коэффициент использования шпура (КИШ) таким путем может привести к неоправданно большим затратам труда и средств. Этого можно избежать, если усложнить вруб, перейдя на двойной клиновой. В этом случае шпуры первого «малого» вруба пробуривают с соблюдением наиболее рационального центрального угла, а шпуры второго вруба — на требуемую глубину, но уменьшая при этом центральный угол. Двойной клиновой вруб представляется перспективным при проведении горноразведочных выработок, в основном в крепких трудновзрываемых породах.

Отличительной особенностью прямых врубов является то, что все шпуры вруба пробуривают под прямым углом к плоскости забоя, что и обусловило такое название их. Условия работы зарядов, помещенных в шпуры прямых врубов, резко затруднены по сравнению с наклонными врубами, так как заряды располагаются перпендикулярно к свободной поверхности, в сторону которой должен произойти выброс породы. Поэтому при применении прямых врубов приходится увеличивать число врубовых шпуров по сравнению с наклонными врубами. Прямые врубы получили довольно широкое распространение в отечественной и в зарубежной практике. Они имеют разные

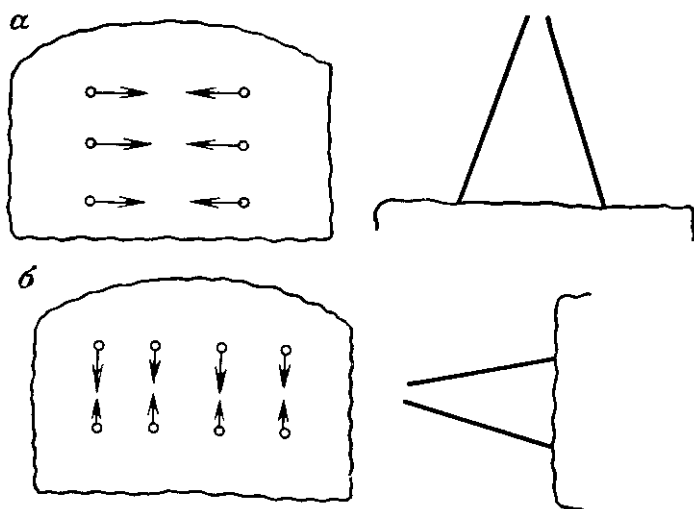


Рис. 4.4. Схемы клиновых врубов:
a — вертикальный клиновой, *б* — горизонтальный клиновой

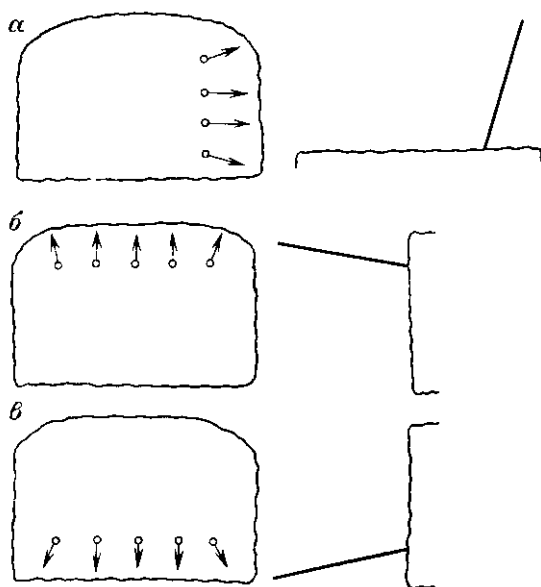


Рис. 4.5. Схемы односторонних наклонных врубов:
a — боковой; *б* — верхний; *в* — нижний



Рис. 4.6. Схема пирамидального вруба

наименования: призматический, цилиндрический, прямой, параллельный, щелевой. Более правильно прямые врубы разделять, исходя из механизма образования врубовой полости. По этому принципу все прямые врубы можно подразделить на три типа: прямой параллельный вруб, прямой воронкообразующий и прямой призматический (цилиндрический) вруб.

Прямой параллельный вруб включает как заряжаемые, так и незаряжаемые шпуры, обычно одинакового диаметра. Шпуры при таких врубах располагаются на близких расстояниях один от другого, что зачастую вызывает необходимость их одновременного взрывания. Взрывание осуществляется в направлении одного или нескольких незаряжаемых шпуров. В результате взрыва такого вруба не происходит полной очистки врубовой полости, а в массиве образуется разрушенная зона, которая оказывает положительное влияние на эффективность отбойки последующими зарядами. К прямым параллельным врубам относятся вруб «звездочка», варианты щелевых врубов и т. п. Бурение шпуров во врубе может производиться без специальных устройств (шаблонов). Прямые параллельные врубы эффективны в крепких и хрупких породах.

Прямой воронкообразующий вруб основан на том, что при взрыве первого шпурового заряда образуется воронка, которая углубляется и расширяется взрывами последующих зарядов вруба. Шпуры располагают по окружности, в виде многоугольника или по спирали. Размеры врубовой полости зависят от числа шпуров во врубе. Воронкообразующий вруб характеризуется увеличенным расходом шпурометров и ВВ, применяется в трудновзрываемых и вязких породах.

Из прямых врубов наибольшей эффективностью обладает прямой призматический (цилиндрический) вруб. Принципиальное отличие этого вруба от всех других прямых врубов заключается в наличии дополнительной открытой поверхности, на которую осуществляется отбойка врубовых шпуровых зарядов ВВ. Роль открытой поверхности могут выполнять одна или несколько незаряжаемых (компенсационных) скважин или шпуров большого диаметра. Образование врубовой полости происходит посредством последовательного разрушения породных пе-

ремычек на всю глубину шпуров и расширения врубовой полости. При этом успешная работа всего врубового комплекта во многом обуславливается тем, насколько эффективно в процессе отбойки обеспечивается очистка врубовой полости, т. е. выброс взорванной породы в призабойное пространство. Основным фактором, вызывающим осложнение при развитии врубовой полости, является ее запрессовывание и неудовлетворительный выброс породы из вруба. Эффект запрессовывания в основном проявляется в начальной стадии, когда отбойка происходит на открытую поверхность, имеющую еще небольшие размеры. Запрессовывание врубовой полости породой может проявляться различно. В менее крепких породах в результате взрыва может происходить срез породной перемычки и сдвиг ее в сторону компенсационного пространства. Запрессовывание может происходить и в случаях, когда массив пород разрушается полностью, но вследствие сильного удара о стенку шпура порода претерпевает вторичные изменения и прочно цементируется. Запрессованная порода, заполняя компенсационное пространство, особенно в забойной части шпуров, оказывает отрицательное влияние на результаты взрывной отбойки последующих шпуровых зарядов, снижая коэффициент их использования.

Эффект запрессовывания, его качественное и количественное проявления обусловлены физико-механическими свойствами взрываемых пород, но на запрессовывание в значительной мере могут оказать влияние диаметр и число компенсационных скважин (шпуров), расстояния между шпурами во врубе, марка применяемого ВВ, величина шпурового заряда и т. п. При правильном подборе этих параметров эффект запрессовывания может быть существенно снижен или устранен полностью. В целях снижения запрессовывания врубовых шпуров целесообразно использование ВВ с более низкой скоростью детонации. В большей мере условиям эффективной отбойки при таких врубах удовлетворяют из выпускаемых в настоящее время гранулированные ВВ; из патронированных ВВ, хотя и с меньшим эффектом, могут использоваться аммонит 6ЖВ и аммона.

Весьма нежелательно, особенно в пластичных породах, применение во врубовых шпурах скального аммонита № 1 и детонитов. Использование мощных высокобризантных ВВ при взрывании врубовых шпуров приводит не только к значительному увеличению запрессовывания врубовой полости, но и связано с другим отрицательным моментом. Взрыв шпурового заряда высокобризантного ВВ образует существенно большую зону разрушения (деформации), что при огневом способе взрывания вызывает необходимость соответственно увеличивать расстояние между «боевыми» врубовыми шпурами. В противном случае это может вызвать нарушение или переуплотнение зарядов ВВ в соседних шпурах и приведет к отказу. Увеличение же

расстояний, особенно для первых врубовых шпуров, может осложнить нормальное развитие врубовой полости и снизить эффективность работы всего вруба.

Следует иметь в виду, что эти рекомендации не распространяются на другие перечисленные выше разновидности прямых врубов, например, такие, как воронкообразующие или щелевые, у которых условия и требования взрывной обойки существенно иные, и для них, наоборот, целесообразно применение более мощных ВВ.

Большое влияние на запрессовывание оказывают размеры дополнительной открытой поверхности, т. е. диаметр компенсационных скважин или шпуров. При прочих равных условиях увеличение диаметра компенсационных скважин может полностью исключить запрессовывание породы и существенно улучшить качество очистки врубовой полости от взорванной породы, что положительно сказывается на эффективности работы всех врубовых шпуров. Увеличение размеров дополнительной открытой поверхности во врубе и улучшение результатов взрыва может также достигаться путем увеличения числа компенсационных скважин (шпуров). Значение размеров компенсационной полости особенно возрастает при взрывании в вязких пластичных породах.

Эффективность отбойки на компенсационное пространство, имеющее небольшие размеры, зависит главным образом от успешной работы первых врубовых шпуровых зарядов. Именно на первой стадии развития полости устанавливается глубина вруба и величина подвигания забоя за взрыв. Поэтому важное значение имеет не только правильный выбор расстояний для первых врубовых шпуров, но и соблюдение их взаимного положения — параллельности. Требование к точности бурения возрастает с уменьшением диаметра компенсационных шпуров и скважин. Соблюдение параллельности первых врубовых шпуров является одним из первостепенных и во многом обуславливающим результаты взрывной отбойки. Для последующих врубовых шпуров, работающих на щель относительно больших размеров, отклонения уже не играют столь решающую роль.

В зависимости от свойств пород конструкция прямого призматического вруба может меняться. В хорошо дробимых породах рекомендуется применять вруб с симметричным расположением заряжаемых шпуров относительно незаряжаемых. В трудновзрываемых вязких породах целесообразно использовать спиральную схему расположения шпуров.

Данный вруб позволяет значительно увеличить подвигание забоя за взрыв (до 3—4 м и более) при высоком коэффициенте использования шпуров и рекомендуется для широкого применения при проведении горизонтальных горноразведочных выработок.

Достоинство прямых врубов: универсальны, структурные особенности в забое не оказывают решающего влияния на их выбор; поперечные размеры выработок не ограничивают глубину врубовых шпуров, которая может быть существенно увеличена и определяется лишь качеством отрыва породы при выбранной конструкции вруба; прямые врубы обеспечивают значительное подвигания забоя за цикл и хорошее дробление породы при меньшем ее отбросе от забоя.

В настоящее время не имеется удовлетворительных методик расчета расстояний между шпурами прямых врубов. Поэтому оптимальное расстояние между шпурами обычно подбирают опытным путем.

Врубы комбинированные или специальных конструкций позволяют улучшить показатели отбойки породы путем усложнения конструкции вруба, зарядов ВВ или технологии взрывания. В практике геологоразведочных работ большое распространение получил комбинированный вруб, сочетающий прямые и наклонные шпуры. Чаще всего применяется сочетание щелевого и клинового врубов. В центре клинового вруба располагаются по вертикали в одну линию шпуры, часть из которых не заряжается. При взрыве этих шпуров формируется узкая щелевидная врубовая полость. Общая глубина отбойки определяется параметрами клинового вруба, а щелевой вруб играет вспомогательную роль, облегчая работу зарядов клинового вруба. В комбинированном врубе все шпуры, кроме прямых, бурят увеличенной глубины, а прямые на 20—30 см короче, их взрывают первыми. Такой вруб позволяет увеличить глубину шпуров в 1,3—1,4 раза по отношению к глубине «нормального» клинового вруба, но расход шпуров и ВВ при этом также увеличивается. Вруб данной конструкции целесообразно применять в крепких и трудновзрываемых породах.

Существующие врубы специальных конструкций практически почти все строятся на базе прямых врубов.

В целях повышения эффективности работы прямого призматического (цилиндрического) вруба, особенно в вязких пластичных породах, можно применить вруб с использованием «очищающего» заряда. Для этого компенсационный шпур бурят на 0,4—0,5 м длиннее остальных. В донной части его размещается небольшой заряд ВВ (один-два патрона). Взрывание этого заряда в зависимости от применяемой схемы вруба производится после взрыва первого или второго врубового шпуров. Взрыв его должен частично или полностью ликвидировать участки запрессованной породы и очистить врубовую полость, создавая тем самым благоприятные условия для успешной работы последующих врубовых зарядов. Однако использование такой конструкции вруба требует не только соблюдения необходимой величины перебура, обеспечивающей сохранность «очищающего» заряда,

но и применения надежной забойки этого заряда в компенсационном шпуре, чтобы исключить выброс заряда взрывами первых врубовых шпуров, а также строгого соблюдения очередности и своевременности взрывания «очищающего» заряда. Целесообразность и эффективность применения такой конструкции вруба в конкретных условиях проходческих работ может быть установлена только после опытной проверки.

Шагающий вруб также представляет собой дальнейшую модификацию прямого вруба. Один из шпуров вруба бурят на глубину в 2 раза большую, чем глубина остальных шпуров вруба. Этот шпур заряжается на полную глубину и взрывается вместе с остальными. Приустьевая часть шпура вследствие разрушения породы увеличивается в диаметре. При взрывании последующего комплекта этот «раздувшийся» шпур используется в качестве первичного вруба, в сторону которого срабатывают остальные врубовые шпуры.

Сущность ярусных врубов состоит в том, что в них используются смещенные заряды. Часть шпуров заряжается на длину первой трети от устья, другие заряжают в средней части их длины, в остальных шпурах заряды размещаются в последней, призабойной трети по длине шпуров. Таким образом, зарядание осуществляется ярусами, в этой же последовательности производится и взрывание зарядов, что обеспечивает последовательное поэтапное углубление вруба. Участки шпуров, не содержащие ВВ, играют в соответствующих ярусах роль дополнительных свободных поверхностей, облегчающих работу заряженных шпуров. Такие врубы позволяют обеспечить продвижение забоя до 3 м.

Находят применение и другие врубы специальной конструкции. Все врубы специальной конструкции отличаются повышенной сложностью исполнения, требуют высокой квалификации взрывников, бурильщиков и, как правило, дополнительного времени на зарядание и взрывание. Применять их рекомендуется лишь в исключительных случаях, когда более простые по конструкции врубы не обеспечивают высокой эффективности буровзрывных работ.

При составлении паспорта буровзрывных работ параметры и показатели комплекта шпуров необходимо либо рассчитать, либо выбрать в соответствии с имеющимися рекомендациями или практическим опытом. В процессе выполнения работ принятые параметры и показатели проверяются опытными взрывами и при необходимости корректируются.

Определение параметров рекомендуется производить в такой последовательности. Сначала определяют расход ВВ на один цикл по формуле

$$Q = qSl\eta, \quad (18)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; S — проектная площадь поперечного сечения выработки (в проходке), м²; l — глубина шпуров, м; η — КИШ.

Удельный расход аммонита 6ЖВ (q_0) в зависимости от размеров и типа выработки и категории крепости пород может быть определен на основании норм расхода ВВ, приведенных в СУСН на горнопроходческие работы или на основании данных практики.

Удельный расход других ВВ определяют с учетом коэффициента работоспособности e относительно аммонита 6ЖВ (эталона) из выражения

$$q = eq_0. \quad (19)$$

Коэффициенты работоспособности различных ВВ
(по идеальной работе взрыва)

Скальный аммонит № 1	0,81
Детонит М	0,82
Алюмотол	0,83
Гранитол-7А	0,86
Гранулит АС-8 (АС-8В)	0,89
Гранулит АС-4 (АС-4В)	0,98
Аммонит 6ЖВ	1,00
Граммонит 79/21	1,00
Граммонит 50/50	1,11
Гранулит М, игданит	1,13
Граммонит 30/70	1,14
Гранулотол	1,20

Если нет норм расхода ВВ или данных практики, то удельный расход ВВ можно определить ориентировочно по следующим формулам.

Уточненная формула М. М. Протодьяконова для расчета удельного расхода ВВ имеет вид

$$q = 1,6e \sqrt{\frac{f}{S}}, \quad (20)$$

где f — коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

Удельный расход ВВ по Н. М. Покровскому определяется из уравнения

$$q = q_n e f_1 k_3, \quad (21)$$

где q_n — нормальный удельный расход аммонита 6ЖВ; f_1 — коэффициент структуры породы; k_3 — коэффициент зажима породы.

Значения нормального удельного расхода аммонита 6ЖВ (q_n) в зависимости от коэффициента крепости породы приведены ниже.

Коэффициент крепости породы f	20—15	15—10	8	6—4	3—2	<2
q_n , кг/м ³	1,5—1,2	1,1—1,0	0,8—0,7	0,6—0,4	0,3—0,2	0,15

Коэффициент структуры породы приведен ниже.

Вязкие, упругие, пористые	2,0
Дислоцированные с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью	1,4
Со сложным залеганием и меняющейся крепостью; с напластованием перпендикулярным направлению шпура	1,3
Монолитные средней крепости	1,0

Коэффициент зажима породы

$$k_s = 6,5 \sqrt{S}. \quad (22)$$

Формула Ш. И. Ибраева для определения удельного расхода ВВ

$$q = \frac{\sqrt{f} - a \sqrt{S}}{b}, \quad (23)$$

где $a = 0,25 \div 0,3$ — эмпирический коэффициент; b — коэффициент, равный 1,0 для аммонита 6ЖВ; 1,1—1,2 для скального аммонита № 1 и детонита.

Весьма важным показателем, характеризующим эффективность буровзрывных работ является коэффициент использования шпура, который определяется отношением глубины продвижения за взрыв к глубине комплекта шпуров $\eta = l_1/l$. Удовлетворительным принято считать КИШ, равный 0,85—0,9. В хрупких, хорошо взрываемых породах его значение может составлять 0,95 и даже 1. Однако для улучшения показателей буровзрывных работ не следует ориентироваться на обязательное достижение КИШ, близкого к 1. Чрезмерный расход ВВ и объем бурения могут отрицательно сказаться на общих показателях работы и снизить их эффективность.

Глубина шпуров (l), также как и расход ВВ, во многом определяет все другие параметры и показатели взрывной отбойки. Глубина шпуров самым непосредственным образом связана с типом применяемого вруба и расположением шпуров в забое. При применении вертикального клинового вруба в зависимости от ширины выработки и крепости пород целесообразно глубину шпуров принимать в соответствии с данными табл. 4.20.

Глубину шпуров при клиновом врубе можно определять также графическим способом, пользуясь рекомендуемыми углами наклона шпуров во врубе. Эффективным средством увеличения глубины шпуров, а тем самым и глубины отбойки породы, является использование прямых врубов с незаряжаемыми шпурами или скважинами. Такие врубы в сравнении с клиновыми позволяют в 1,5—2 раза, а иногда и более увеличить глубину отбойки.

Рациональное значение глубины шпуров следует устанавливать с учетом всех операций проходческого цикла, используя для этой цели один из трех основных критериев: минимальную

стоимость проведения 1 м выработки, минимальную трудоемкость проведения 1 м выработки или максимальную скорость проходки. Выбор критерия должен быть обоснован исходя из конкретных условий и задач проведения выработок. Если горноразведочные выработки требуется проводить при минимальной их стоимости или трудоемкости, то глубину шпуров следует апробировать соответственно по критерию минимальной стоимости или трудоемкости. Если скорость (темпы) проведения является решающим фактором, то рациональная глубина обосновывается критерием максимальной скорости.

Увеличение глубины шпуров иногда приводит к повышению расхода шпуров и ВВ. Однако при этом значительно сокращаются непроизводительные затраты времени на подготовительно-заключительные операции при бурении шпуров и уборке породы, а также относительные затраты времени на зарядание, взрывание и проветривание.

При использовании самоходных бурильных установок глубину шпуров целесообразно принимать, руководствуясь максимальной величиной хода автоподатчиков. Искусственное занижение глубины бурения снижает эффективность использования дорогостоящего оборудования и отрицательно сказывается на технико-экономических показателях проведения выработок.

Определив удельный расход ВВ и глубину шпуров, можно рассчитать суммарную массу зарядов на цикл, а зная суммарную массу зарядов, легко определить число зарядов или число шпуров. Оно определяется исходя из условий размещения ВВ в шпуре по формуле

$$N = \frac{Q}{q_{шп}} = \frac{Q}{7,85ld^2\Delta_{ВВ}k_{з.с}k_{з.д}}, \quad (24)$$

где N — число шпуров; $q_{шп}$ — масса заряда ВВ в одном шпуре; d — диаметр шпура; $\Delta_{ВВ}$ — плотность ВВ в патроне (заряде); $k_{з.с}$ и $k_{з.д}$ — коэффициенты заряжения шпура соответственно по сечению и длине.

При заполнении шпура на все сечение (например, при пневмозарядании) $k_{з.с}$ равен единице. При применении патронированных ВВ этот коэффициент меньше единицы и равен отношению квадрата диаметра патрона к квадрату диаметра шпура.

Коэффициент заряжения шпура по длине (относительная длина заряда) при проведении выработок шпуровыми зарядами обычно изменяется в пределах 0,6—0,8.

Для сокращения времени при расчетах рекомендуется пользоваться величиной вместимости 1 м шпура (скважины). Масса одиночного заряда в этом случае

$$q_{шп} = l_{з}p, \quad (25)$$

Т а б л и ц а 4.21

Вместимость (в кг) 1 м шпура (скважины) в зависимости от плотности заряжания

Диаметр шпура (скважины), мм	Плотность заряжания, кг/дм ³								
	0,7	0,8	0,85	0,9	0,95	1,0	1,05	1,1	1,2
32	0,55	0,64	0,68	0,72	0,76	0,80	0,84	0,88	0,95
36	0,70	0,82	0,87	0,92	0,97	1,02	1,07	1,12	1,20
40	0,84	1,00	1,06	1,13	1,19	1,26	1,32	1,38	1,50
42	0,92	1,10	1,17	1,24	1,32	1,38	1,45	1,52	1,60
45	1,10	1,28	1,35	1,43	1,51	1,59	1,66	1,74	1,90
80	3,5	4,0	4,3	4,5	4,8	5,0	5,2	5,5	6,0
90	4,4	5,1	5,4	5,7	6,0	6,4	6,7	7,0	7,6
100	5,5	6,3	6,7	7,1	7,5	7,9	8,2	8,6	9,5
105	6,1	6,9	7,4	7,8	8,2	8,7	9,1	9,5	10,4
110	6,7	7,6	8,1	8,6	9,1	9,5	10,0	10,5	11,5
120	7,9	9,1	9,6	10,2	10,8	11,3	11,9	12,5	13,5
125	8,6	9,8	10,4	11,0	11,6	12,3	12,9	13,5	14,7
130	9,3	10,6	11,2	12,0	12,6	13,3	14,0	14,6	15,9
135	10,0	11,5	12,2	12,9	13,6	14,3	15,0	15,7	17,2
140	10,8	12,4	13,1	13,8	14,7	15,4	16,1	16,9	18,5
145	11,6	13,2	14,1	14,9	15,7	16,5	17,3	18,2	19,9
150	12,3	14,1	15,0	15,9	16,8	17,7	18,5	19,4	21,2

где l_z — длина заряда, м; p — вместимость ВВ в 1 м шпура (скважины), кг.

В табл. 4.21 приведены показатели вместимости в зависимости от диаметра заряда и плотности заряжания ВВ.

После определения глубины и числа шпуров переходят к расположению шпуров. Расположение шпуров в забое определяется типом применяемого вруба. В зависимости от типа вруба изменяется порядок определения схемы расположения шпуров. Сначала определяют схему расположения врубовых шпуров и расстояния между ними, а затем вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

Расположение врубовых шпуров при центральном вертикально-клиновом врубе рекомендуется устанавливать следующим образом. Забой выработки разделяется тремя вертикальными линиями на четыре равные по ширине части. Центральная линия служит осью вруба, по двум другим намечаются устья врубовых шпуров. Допускается смещение врубовых шпуров на 10—15 см к центру забоя.

Рекомендуемые углы наклона врубовых шпуров в зависимости от крепости породы были приведены выше. Расстояния между врубовыми шпурами по вертикали могут изменяться от 0,5 до 0,9 м. Наименьшее расстояние принимается для крепких трудновзрывааемых пород.

При врубах с наклонными шпурами для равномерного рас-

предела на нагрузки на шпуровой заряд ближайšie к врубу вспомогательные шпуры бурят с наклоном в сторону вруба, по мере их удаления от вруба угол наклона уменьшается.

Расположение и условия работы шпуровых зарядов в прямых цилиндрических врубах принципиально отличаются от врубовых схем с наклонными шпурами. Общие требования к расположению шпуров в таких врубах сводятся к тому, чтобы заряжаемые шпуры, взрывааемые первыми, размещались по возможности ближе к незаряжаемому, обеспечивая не только полное и на всю глубину разрушение породной перемычки, но и выброс породы из врубовой полости. В то же время заряжаемые шпуры должны размещаться на удалении один от другого, исключающем их нарушение (повреждение) при взрыве, т. е. шпуры должны располагаться на «безопасном» расстоянии, вне зоны деформации, возникающей от взрыва предыдущего шпурового заряда ВВ. Радиус зоны деформации при взрыве шпурового заряда зависит от крепости пород, диаметра заряда и применяемого ВВ.

В конкретных условиях радиус зоны деформации (величина «безопасного» или «критического» расстояния между соседними заряжаемыми шпурами) может быть определен опытным путем. Для этого в стенке выработки или забое располагают заряжаемый шпур, а вокруг параллельно ему на различном удалении бурят 4—5 контрольных шпуров. Первый ближайший контрольный шпур располагают от заряжаемого на расстоянии, равном $2d$, где d — диаметр шпуров. Максимальное удаление для контрольных шпуров принимают равным $5 \div 6d$. Перед взрывом измеряют расстояния между центральным и контрольным шпурами. Заряжают и взрывают только центральный шпур. Взрывание производят с обратным инициированием. Величина забойки должна составлять 0,2—0,3 м. После взрыва тщательным осмотром устанавливают наличие или отсутствие нарушений контрольных шпуров. Необходимо производить 2—3 таких взрывов. За безопасное принимают минимальное расстояние, исключающее нарушение и деформацию шпуров.

Расстояние между незаряжаемым и первым взрываемым шпурами рекомендуется устанавливать в диапазоне значений, равных $1,5 \div 2,0 D$, где D — диаметр незаряжаемого шпура или скважины. В пластичных вязких породах, склонных к запрессовыванию, целесообразно принимать меньшее значение расстояния между шпурами, в хрупких большее. Аналогичные значения этого расстояния следует принимать и для схем с несколькими незаряжаемыми шпурами.

Расстояние до первого шпура может устанавливаться и другим путем. Для этого бурят два параллельных шпура: незаряжаемый и первый взрываемый. Желательно, чтобы глубина шпуров была близкой значению, при котором предусматрива-

ется использование данной схемы вруба. Первый взрыв производится при расстоянии между шпурами, равном двум диаметрам незаряжаемого шпура. После взрыва фиксируется полнота разрушения породной перемычки, глубина образованной полости, наличие запрессовывания и объем, заполненный взорванной породой.

При разрушении перемычки не на всю глубину, а также при наличии значительных участков запрессованной породы в следующем взрыве расстояние между шпурами принимают исходя из качества очистки врубовой полости. Практически чистую врубовую полость получить не удастся. Поэтому следует стремиться к тому, чтобы уменьшить объем запрессованной породы. Это может быть достигнуто только путем увеличения числа незаряжаемых шпуров и обеспечения высокой точности параллельности бурения заряжаемых шпуров на установленном расстоянии.

Положение второго врубового шпура устанавливают с учетом безопасного расстояния и возможного отклонения шпуров. Минимально допустимое расстояние между первым и вторым врубовыми шпурами

$$a_{1-2} = r_6 + \Delta l, \quad (26)$$

где r_6 — безопасное расстояние (радиус зоны деформации), см; Δ — относительное отклонение шпуров при бурении, см/м (при бурении с помощью направляющих устройств $\Delta = 1,5\text{--}2$ см/м; при бурении обычным способом $\Delta = 3\div 5$ см/м); l — глубина шпуров, м.

Естественному желанию уменьшить минимально допустимое расстояние, чтобы гарантировать хорошее качество отбойки, препятствует требование соблюдения безопасного расстояния, исключающего подбой зарядов. В свою очередь увеличение этого расстояния ограничивается относительно небольшими размерами врубовой полости. Поэтому второй шпур устанавливают, как правило, на минимально допустимом расстоянии, определяемом по формуле (26).

Взрыв второго врубового шпурового заряда должен обеспечить разрушение породной перемычки и расширение полости на глубину не менее той, что была получена в результате взрыва первого шпура. Если же глубина проработки оказывается меньше и нельзя уменьшить расстояние до второго шпура, необходимо изменить схему расположения шпуров или перейти на схему с большим числом незаряжаемых шпуров.

Положение третьего врубового шпура устанавливают исходя из того же требования — соблюдения безопасного расстояния, но при этом должна учитываться зона деформации от действия взрывов как первого, так и второго шпуров. Условия работы при взрыве третьего шпурового заряда во многом еще сходны

Таблица 4.22

Линия наименьшего сопротивления заряда аммонита 6ЖВ диаметром 40 мм при различной ширине бокового обнажения и крепости пород

Ширина бокового обнаже- ния, см	ЛНС (см) для пород с коэффи- циентом крепости			Ширина бокового обнаже- ния, см	ЛНС (см) для пород с коэффи- циентом крепости		
	10—14	15—17	18—20		10—14	15—17	18—20
20	23—27	20—23	15—18	80	56—63	46—55	40—46
30	26—34	22—25	20—24	90	61—68	50—59	43—49
40	36—41	30—35	25—30	100	65—73	54—62	46—52
50	42—47	34—40	30—34	110	68—77	57—64	48—55
60	46—52	38—45	34—39	120	73—81	60—70	50—58
70	51—58	43—50	37—42				

с предшествующими взрывами. Поэтому требования и метод выбора расстояний по существу остаются теми же. Взрывами первых трех врубовых шпуров завершается наиболее ответственная стадия развития врубовой полости. В результате взрывов этих шпуров размеры полости становятся сравнительно большими, поэтому условия работы четвертого и последующих врубовых шпуров существенно облегчаются. Для этих шпуров создается возможность расположить их на удалении, значительно превышающем безопасное расстояние. Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) для таких шпуров может рассматриваться как функция величины бокового обнажения. Для ориентировочного определения положения четвертого и последующих шпуров во врубе можно использовать рекомендации Е. Г. Легастаева, приведенные в табл. 4.22. Под ЛНС здесь понимается кратчайшее расстояние от центра заряда до обнаженной поверхности. Приведенные в табл. 4.22 значения ЛНС подлежат обязательному уточнению опытным путем.

Расположение шпуров во врубе может быть различным (спиральное, в виде ромба, квадрата и т. п.), но во всех случаях следует придерживаться правила, предусматривающего предпочтительное расположение шпурового заряда посередине бокового обнажения (на перпендикуляре, проведенном через середину обнаженной поверхности).

Установление расстояний между врубовыми шпурами может производиться и по результатам взрыва всего комплекта шпуров в забое. В этом случае участок забоя, где располагались врубовые шпуры, тщательно осматривают, определяют коэффициент использования каждого врубового шпура, устанавливают наличие или отсутствие запрессовывания в центральной части вруба, на месте незаряжаемых шпуров, оценивают общее состояние забоя и пр. Так, наличие «стаканов» большой величины

во всех врубовых шпурах и ровной поверхности забоя, указывают на то, что недостаточная глубина отбойки была обусловлена неудовлетворительными результатами первых врубовых шпуров. Поэтому необходимо внести корректировку в расположение первых шпуров или увеличить число незаряжаемых. Оперение центральной части вруба свидетельствует о необходимости уменьшения расстояний для периферийных врубовых шпуров. Неровности забоя (отставание отдельных участков забоя), как правило, указывают на неправильное расположение вспомогательных шпуров (завышение ЛНС) или недостаточное их число.

Отбойные шпуры бурят параллельно врубу.

Оконтуривающие шпуры следует располагать таким образом, чтобы их устья находились на расстоянии 0,1—0,2 м от проектного контура выработки. В крепких породах допускается выход концов боковых и нижних оконтуривающих шпуров за контур выработки, но величина перебура не должна превышать длину «стаканов» при принятом для данных условий КИШ. Верхние оконтуривающие шпуры горизонтальной выработки не должны выходить за пределы проектного контура выработки. Нарушение этого требования приводит не только к необоснованному завышению высоты выработки, но и к образованию опасных заколов в кровле.

Нижние оконтуривающие шпуры горизонтальной выработки бурят с небольшим наклоном вниз.

Схемы расположения шпуров в забое при использовании переносных и самоходных бурильных установок должны разрабатываться не только с учетом требований и условий, обуславливающих высокие результаты взрывной отбойки, но и исходя из применяемого типа бурильного оборудования. Так, при бурении переносными установками затраты времени на вспомогательные операции при переходе к следующему шпуру в большей мере зависят от перестановок распорной колонки. В связи с этим в схеме расположения шпуров необходимо предусматривать, чтобы обуривание забоя осуществлялось с меньшим числом перестановок. При бурении самоходными установками важным условием их эффективной работы является обеспечение одновременного бурения двумя манипуляторами, исключая взаимные помехи и простои одного из перфораторов. Поэтому желательно, чтобы паспорт БВР включал в себя и схему бурения шпуров, отражающую рациональный порядок и последовательность работ.

При бурении переносными установками типов УПБ и ЛКР в забоях разведочных выработок могут использоваться одна, две и даже три установки. Вруб целесообразно располагать сбоку — в левой или в правой части забоя. В качестве примера на рис. 4.7 показана схема расположения шпуров в забое при

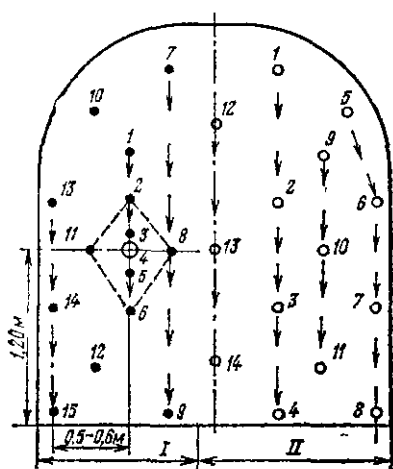


Рис. 4.7. Схема расположения шпуров в забое и очередность их бурения (1—15) при работе двумя переносными установками

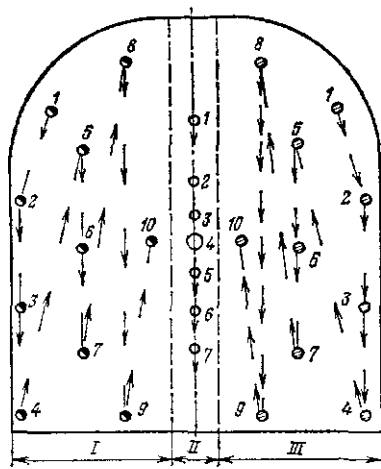


Рис. 4.8. Схема расположения шпуров в забое и очередность их бурения (1—10) при работе тремя переносными установками

работе двумя переносными установками. Как видно из рис. 4.7 первую установку (I) сначала монтируют по оси вруба и она начинает бурение шпуров сверху вниз. В это время вторая установка (II) начинает бурение с верхнего оконтуривающего шпура. Последующие перестановки предусмотрены таким образом, чтобы при бурении не происходило взаимных помех в работе. Кроме того, на каждую установку приходится практически одинаковый объем работ. Обычно при такой организации работ обслуживание двух установок производится одним проходчиком.

При проведении выработок площадью сечения $5,8 \text{ м}^2$ и выше бурение в забое может производиться одновременно тремя переносными установками. В этом случае вруб располагается по центру забоя. В качестве примера на рис. 4.8 показаны схема расположения шпуров и очередность их бурения, применяемые на практике. Здесь одну из установок (II) монтируют строго по центру выработки и она работает без перестановок. Две другие (I и III) начинают бурение с боковых оконтуривающих шпуров и переставляются затем к центру забоя. Центральная установка заканчивает работу несколько раньше других и демонтируется.

Важное значение имеет схема очередности бурения шпуров при использовании самоходных бурильных установок, что связано с конструктивными особенностями установок типа СБКН-2М. При бурении такими установками в выработках

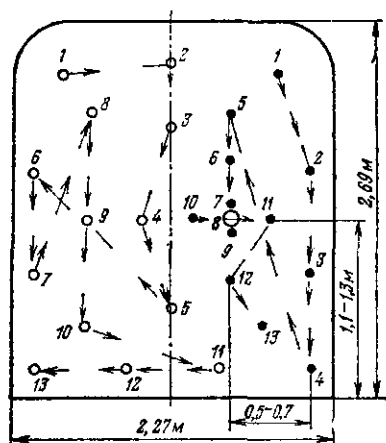


Рис. 4.9. Схема расположения шпуров в забое и очередность их бурения (1—13) при бурении установкой СБКН-2М

площадью сечения 5,8—6,4 м² следует применять только боковое расположение вруба (рис. 4.9). Боковое расположение вруба, на расстоянии 0,5—0,7 м от линии боковых оконтуривающих шпуров, наряду с другими преимуществами при бурении установками СБКНС-2 и СБКН-2М позволяет располагать податчик, в горизонтальном положении почти до почвы выработки. Таким образом, при горизонтальном направлении вруба и нижние врубовые шпуры можно бурить параллельно. Кроме того, при таком положении податчика, проходчик может визуально контролировать направление шпуров, что положительно сказывается на качестве бурения вруба.

В некоторых случаях оконтуривающие шпуры располагают с учетом способа контурного взрывания. Контурное или гладкое взрывание — это способ, позволяющий уменьшить коэффициент превышения сечения и расходы на уборку породы и крепление выработки, повысить устойчивость пород вокруг выработки.

Увеличение проектных площадей поперечных сечений горно-разведочных выработок в результате излишне разрушаемой породы (переборы) не должно быть больше величин, указанных в табл. 4.5. Существует две разновидности контурного взрывания: с предварительным оконтуриванием и с последующим оконтуриванием.

При предварительном оконтуривании предусматривается образование экранирующей щели по всему контуру выработки за счет первоначального взрыва оконтуривающих зарядов. Метод применяется при проведении горных выработок большой площади сечения, главным образом — при строительстве транспортных и гидротехнических тоннелей и сооружений.

Более простым является метод последующего оконтуривания, который может представлять интерес при проведении горно-разведочных выработок большой площади и рассчитанных на длительный срок службы. При последующем оконтуривании контур поперечного сечения выработки, близкий к проектному, достигается вследствие размещения по периметру выработки зарядов меньшей массы и располагаемых друг от друга на небольшом расстоянии. Снижение массы заряда достигается либо

путем применения патронов уменьшенного диаметра, либо зарядов специальной конструкции, либо рассредоточенных зарядов.

Число оконтуривающих шпуров

$$N_k = L_k/a_k, \quad (27)$$

где L_k — длина (периметр) контура сечения выработки, предназначенного для контурного взрывания (обычно стенки и кровля выработки); a_k — расстояние между контурными шпурами.

Значение a_k рекомендуется принимать равным $0,95 \sqrt{W_k}$, где W_k — ЛНС контурных зарядов. Обычно W_k принимается в зависимости от трещиноватости и крепости пород в пределах 0,5—0,8 м.

4.3. ПРОВЕТРИВАНИЕ И ГИДРООБЕСПЫЛИВАНИЕ ВОЗДУХА

Совместное использование средств проветривания и гидрообеспыливания обеспечивает нормальный состав и состояние воздуха подземных выработок.

Способ проветривания — обеспечение движения воздуха по выработкам в необходимом направлении. При проведении подземных выработок применяют:

нагнетательный способ для выработок длиной до 300 м и для выработок большей протяженности в условиях выделения из горных пород удушающих (азот, углекислый газ) и горючих (метан, водород) газов;

нагнетательно-всасывающий (комбинированный) способ во всех остальных случаях.

Применяют три системы проветривания:

совокупность вентиляторов местного проветривания (ВМП) и вентиляционного трубопровода — в условиях проведения выработок на такой глубине, при которой использование вентиляционных скважин или восстающих экономически нецелесообразно;

совокупность ВМП, вентиляционных трубопроводов и вентиляционных скважин — при проведении протяженных выработок на глубине до 120 м;

совокупность ВМП, вентиляционного трубопровода и восстающего — при проведении протяженных выработок на глубине до 80 м.

Выбор систем проветривания производится в результате технико-экономического сопоставления возможности средств проветривания с задачами, которые поставлены перед горноразведочными выработками.

При проведении горноразведочных выработок используют преимущественно вентиляционные трубопроводы и ВМП. С увеличением протяженности выработок и числа забоев, находящихся в одновременной работе, ориентируются на трубопроводы большего диаметра и более высокого качества сборки. Применение вентиляционных трубопроводов (скважин) целесообразно при соблюдении следующего:

скорость воздушного потока в трубопроводе (скважине) должна быть в пределах 9—16 м/с;

нижний предел скорости допустимо уменьшать до 6 м/с для трубопроводов диаметром более 0,8 м;

при кратковременной (2—3 мес) эксплуатации трубопроводов длиной до 300 м допускается увеличение скорости потока до 20 м/с.

В тех случаях, когда система местного проветривания не выполняет поставленной задачи, переходят на общешахтную (общештольневую) систему проветривания, для реализации которой сооружают второй выход и главную или вспомогательную установку.

Искусственный воздухообмен, создаваемый в тупиковой выработке, должен обеспечивать подвижность воздуха в наибольшем поперечном сечении выработки не менее 0,1 м/с.

Расход воздуха, необходимый для проветривания призабойного пространства — рабочей зоны, определяется по пылевому и газовому факторам. Рабочая зона — пространство высотой до 2 м над уровнем настила или площадки, на которых находятся места постоянного или временного пребывания работающих. В тех случаях, когда температура горных пород у забоя превышает 24 °С либо ожидается выделение удушающих или горючих газов, расход воздуха определяется также по тепловому фактору и газовыделению. За расчетное принимается наибольшее значение расхода, подсчитанное по указанным факторам.

Если в подземной выработке ведутся работы и в воздухе отсутствуют вредные вещества, расход воздуха принимается равным 6 м³/мин на каждого человека.

ПДК вредных веществ в воздухе, подаваемом в рабочую зону, не должна превышать 0,3. Превышение уровня загрязненности свежей струи следует компенсировать соответствующим увеличением подачи воздуха в рабочую зону.

4.3.1. Расход воздуха по пылевому фактору

Расход воздуха Q_n , обеспечивающий необходимое снижение концентрации аэрозоля у забоя выработки,

$$Q_n = S \left(v_{кр} - \sqrt{v_{кр}^2 - \frac{n_0 + F - n}{1,45n_0}} \right), \quad (28)$$

где S — площадь поперечного сечения выработки в призабойном пространстве, м^2 ; $v_{\text{кр}}$ — критическое значение скорости воздушного потока, превышение которого не снижает более концентрации пыли в воздухе призабойного пространства, м/с (при проведении выработок по крепким горным породам $v_{\text{кр}} = 0,72 \text{ м/с}$); n_0 — средняя запыленность воздуха в проветриваемом призабойном пространстве при нормализованном режиме гидрообеспыливания технологической операции, мг/м^3 ; n — ПДК пыли в рабочей зоне по ГОСТ 12.1.005—88, мг/м^3 ; $F \leq 0,3n$ — средняя запыленность свежей струи согласно ОСТ 41-02-208—81, мг/м^3 .

Концентрация пыли в воздухе рабочей зоны (n_0) и в свежей струе (F) — величины переменные. Поэтому при определении расхода ориентируются на средние, типичные концентрации для условий проведения горноразведочных выработок с использованием средств гидрообеспыливания. Для обычных условий проведения выработок по крепким породам, при $2,5 \leq n_0 \leq 5 \text{ мг/м}^3$ и $F \leq 0,6 \text{ мг/м}^3$, средний расход, обеспечивающий ПДК пыли в воздухе призабойного пространства,

$$Q_{\text{ср. п}} = 0,35S, \quad (29)$$

где 0,35 — среднее значение скорости воздушного потока для проветривания призабойного пространства горноразведочных выработок по пылевому фактору, м/с .

4.3.2. Расход воздуха по газам при взрывных работах

Расход воздуха $Q_{\text{г. ф}}$, обеспечивающий при нагнетательном способе проветривания снижение вредных газов у забоя до пяти ПДК за 30 мин проветривания в выработке после взрыва шпуровых зарядов (газовый фактор), согласно рекомендациям проф. В. Н. Воронина, составляет

$$Q_{\text{г. ф}} = \frac{2,3}{t} \sqrt[3]{AS^2L^2b}, \quad (30)$$

где $t = 1800 \text{ с}$ — нормативная продолжительность проветривания выработки; A — количество одновременно взрываемых взрывчатых веществ; определяется по формуле (18), кг ; L — длина выработки, проветриваемой нагнетательным способом, м ; $b = 40 \text{ л/кг}$ — объем условного оксида углерода, образующегося при взрыве килограмма ВВ.

Расход воздуха $Q_{\text{в. с}}$, обеспечивающий при комбинированном способе проветривания выработки своевременное разжижение и вынос вредных газов, образующихся после взрыва шпуровых зарядов, определяется по формуле

$$Q_{\text{в. с}} = \frac{2,3Z}{t} \sqrt[3]{AS^2l_{\text{с. об}}^2}, \quad (31)$$

где $Z=1,3$ — коэффициент запаса; $l_{з.о}=50\div 90$ м — длина зоны отброса газов при взрыве шпуровых зарядов.

Проветривание выработок комбинированным способом совершеннее нагнетательного, поэтому, несмотря на определенные удобства, нагнетательный способ редко используется для проветривания тупиковых выработок длиной более 200 м.

4.3.3. Расход воздуха по газовыделению

Расход воздуха Q_r , обеспечивающий необходимое разжижение природных газов, выделяющихся в некоторых случаях из горных пород в призабойное пространство, определяется по формуле

$$Q_r = \frac{100 I_r k_n}{60 (C - C_0)}, \quad (32)$$

где I_r — ожидаемое выделение газов, м³/мин (при $I_r > 0,6$ м³/мин горноразведочные выработки переводятся на газовый режим); $k_n=1,1$ — коэффициент неравномерности газовыделения; $C=0,5$ % — допустимая концентрация инертных и горючих газов в рабочей зоне; $C_0=0,04$ % — концентрация углекислого газа в воздухе свежей струи.

4.3.4. Расход воздуха по тепловому фактору

Расход воздуха Q_T , необходимый для проветривания рабочей зоны при температуре горных пород выше 24 °С, рекомендуется определять по формуле проф. А. П. Янова:

$$Q_T = 0,006 (t - 17)^2 S, \quad (33)$$

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

При температуре горных пород выше 28 °С необходимо использование дополнительных средств охлаждения и осушения свежей струи. При этом следует иметь в виду, что воздух, проходящий через осевой вентилятор, нагревается на 1,5—3,0 °С.

Расход воздуха, необходимый для проветривания нескольких выработок, определяется суммированием расходов воздуха, подсчитанных по каждой выработке, находящейся в проходке.

4.3.5. Вентиляционный трубопровод

Данные о трубопроводе (материал, диаметр, воздухопроницаемость стенок, аэродинамическое сопротивление) являются исходными при определении применимости той или иной системы местного проветривания. Предварительный выбор мате-

Т а б л и ц а 4.23

Рекомендуемые предельные длины различных трубопроводов для проветривания горноразведочных выработок

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

Т а б л и ц а 4.24

Аэродинамическое сопротивление 100-метрового трубопровода (кг/м²)

Материал трубопровода	Диаметр 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
Ткань	—	440	137	53,5	—	—	12,5	—
Полиэтилен, армированный металлической сеткой	—	—	69	—	—	—	—	—
Фанера	1150	—	—	—	—	—	—	—
Полиэтилен (жесткий)	440	—	—	—	—	—	—	—

Примечание. Влияние некоторой несоосности и несовершенного качества подвески отдельных труб учтено коэффициентом запаса, равным 1,25 для жестких труб и 1,50 — для гибких.

риала и диаметра трубопровода в зависимости от проектной протяженности сети выработок производится по табл. 4.23.

Аэродинамическое сопротивление движению воздуха по 100-метровым участкам шахтных вентиляционных трубопроводов приведено в табл. 4.24.

Шахтные вентиляционные трубопроводы практически негерметичны. Негерметичность трубопроводов уменьшает подачу воздуха к забою и сопротивление, на которое работает вентилятор, и является основной причиной загрязнения свежей струи из-за рециркуляции исходящей. Воздухопроницаемость стенок и стыков трубопроводов снижается при снижении аэродинамического сопротивления вентиляционных ставов и рассредоточении давления (разрежения) по их длине. Во избежание рециркуляции загрязненного воздуха вентиляционный став следует эксплуатировать в зависимости от способа проветривания под относительным давлением или разрежением на всем протяжении.

Воздухопроницаемость стенок вентиляционного става, качество его сборки характеризуются коэффициентом воздухопроницаемости, численно равным отношению расхода воздуха или скорости потока в начале и в конце 100-метрового участка трубопровода, т. е.

$$k = Q_n / Q_k, \quad (34)$$

где Q_n и Q_k — расход воздуха соответственно в начале и в конце 100-метрового участка трубопровода.

Величина коэффициента воздухопроницаемости изменяется в пределах 1,005—1,225 и зависит от качества сборки и действенности контроля за плотностью стыков и целостностью стенок трубопровода. Характеристика и условия применения различных типов соединений вентиляционных трубопроводов приведены в табл. 4.25.

Воздухопроницаемость стенок и стыков вентиляционного става характеризуется коэффициентом воздухопроницаемости всего трубопровода, определяемым по формуле

$$k_L = k^{0,01L}, \quad (35)$$

где k_L — коэффициент воздухопроницаемости трубопровода протяженностью L ; k — коэффициент воздухопроницаемости 100-метрового участка трубопровода, для принятого способа и качества сборки, принимаемый по табл. 4.25.

Предельное значение коэффициента воздухопроницаемости трубопровода системы местного проветривания определяется из выражения

$$k_L = v_{\max} / v_{\min} = 16/9 = 1,78, \quad (36)$$

где $v_{\max}$ и $v_{\min}$ — соответственно максимальные и минимальные пределы скорости воздушного потока в вентиляционном трубопроводе, м/с.

Таким образом, потери воздуха системы местного проветривания через неплотности не должны превышать 78 % расхода, поступающего по трубопроводу. Поэтому для проветри-

Т а б л и ц а 4.26

Вентиляторы местного проветривания и рекомендации по их применению

Марка вентилятора	Мощность двигателя, кВт	Масса агрегата, кг	Рекомендация по применению вентиляторов
СВМ-6М	14,0	265	Трубопроводы диаметром 0,6 м; выработки площадью сечения 6,4—8,0 м ² и протяженностью до 3000 м
ВМ-5	13,0	260	Трубопроводы диаметром 0,5 м; выработки площадью сечения 6,0—6,4 м ² и протяженностью до 1400 м
ВО-5	7,5	125	Трубопроводы диаметром 0,5 м; выработки площадью сечения 3,6—5,4 м ² и протяженностью 1200 м, турбулизация воздуха призабойного пространства в выработках площадью сечения более 5,4 м ² при комбинированном способе их проветривания
ВМЭ-4	4,0	160	Трубопроводы диаметром 0,4—0,5 м; выработки площадью сечения до 4 м ² и протяженностью до 120 м; турбулизация воздуха призабойного пространства выработок площадью сечения менее 5,4 м ² при комбинированном способе их проветривания
ВОД-11П	120	4560	Трубопроводы диаметром не менее 0,8 м; шахтный ствол диаметром до 5 м; околоствольные выработки

вания более протяженных выработок следует использовать воздухопроводы с меньшей воздухопроницаемостью стенок и стыков. Величина коэффициента воздухопроницаемости трубопровода для систем проветривания разной протяженности должна быть не выше значений, приведенных ниже.

Протяженность выработок, м	$\frac{300}{1400}$	$\frac{500}{1700}$	$\frac{800}{2000}$	$\frac{1000}{2500}$	$\frac{1400}{3000}$
Коэффициент воздухопроницаемости	$\frac{1,212}{1,073}$	$\frac{1,122}{1,059}$	$\frac{1,075}{1,050}$	$\frac{1,059}{1,040}$	$\frac{1,042}{1,033}$
Протяженность выработок, м	$\frac{1700}{3500}$	$\frac{2000}{4000}$	$\frac{2500}{4500}$	$\frac{3000}{5000}$	
Коэффициент воздухопроницаемости	$\frac{1,035}{1,028}$	$\frac{1,029}{1,025}$	$\frac{1,023}{1,022}$	$\frac{1,019}{1,020}$	

П р и м е ч а н и е. В числителе приведены значения для трубопровода диаметром 0,4—0,6 м; в знаменателе — 0,8—1,2 м.

Таблица 4.25

Характеристика и условия применения различных типов соединения вентиляционных трубопроводов

Соединение вентиляционных трубопроводов	Материал трубопровода	Коэффициент воздухопроницаемости	Продолжительность сборки стыка, мин	Достоинство соединения	Недостатки соединения	Условия применения
Конусная муфта, приваренная к трубе, насаживается на цилиндр с резиновым кольцом (жгутом) диаметром 16 мм, укрепленным в 7—8 см от конца трубы	Листовая сталь	1,018—1,025	3—4	Простое исполнение; допускает небольшой угол поворота на стыке	Обязательно наличие дефицитной медленно стареющей резины и конической муфты; неудобно при частичной разборке трубопровода	Трубопроводы диаметром 0,4—0,7 м; при скоростном проведении выработок
Фланцевые соединения с 6—8 болтами с прокладкой из листовой резины, промасленного картона или пеньковой веревки	То же	1,045—1,225	50—80	Наиболее распространенный тип соединения в заводском исполнении	Трудоемкость монтажа; сборка деформированных фланцев некачественная	Трубопроводы диаметром 0,4—0,8 м; стационарные системы; проветривание протяженных выработок
Сварные соединения труб	»	1,005—1,150	20—30	Низкая воздухопроницаемость стенок трубопровода	Необходимость отработанной технологии сварки в призабойном пространстве листовой стали толщиной 1,8—2,0 мм	Диаметр труб не менее 0,6 м, выработки протяженностью более 1500 м; стационарные трубопроводы
Бандажное соединение из резиновой муфты, длиной 300 мм, диаметром 0,85 диаметра трубы, надеваемой на стык; торец трубы иногда	»	1,02—1,04	3—4	Простое исполнение; допускает небольшой поворот на стыке; нетрудоемко в монтаже	Отсутствие резиновых муфт заводского изготовления из резины со значительным сроком старения	Трубопроводы диаметром 0,4—0,8 м; проветривание выработок различной протяженности; при скоростном проведении выработок
армируется тремя центрирующими штырями диаметром 10—12 мм Конусная фанерная муфта	Фанера	1,05—1,08	10—15	Простое исполнение	Только для трубопроводов малого диаметра; неудобно при монтаже средних участков трубопровода	Трубопроводы диаметром 0,3 м; проветривание выработок небольшой протяженности
Металлическая муфта диаметром на 8—10 мм меньше диаметра трубы вставляется в соединяемые трубы; снаружи стык закрывается резиновой муфтой или клейкой лентой	Листовая сталь	1,002—1,020	5—10	То же	Отсутствие муфт заводского изготовления; трудоемко в монтаже	Трубопроводы диаметром 0,6—0,8 м; проветривание выработок значительной протяженности
Соединение с помощью колец, одно из которых вводится в другое; снаружи стык уплотняется шарнирным хомутом с рычажным замком	Прорезиненная ткань	1,07—1,11	5—7	Простое исполнение; заводское исполнение	Требуется повышенного надзора при эксплуатации	Тканевые трубопроводы диаметром 0,4; 0,5 и 0,6 м; проветривание выработок протяженностью до 500 м
Муфтовые соединения гибких труб; на металлические муфты длиной 300 мм и диаметром на 20—25 мм меньше диаметра труб натягиваются концы труб и закрепляются шарнирным хомутом с рычажным замком	То же	1,03—1,07	7—10	Простое исполнение, относительно высокая плотность стыков	Муфты не поставляются с комплектом труб	Новые трубопроводы диаметром 0,4; 0,5; 0,6 и 0,8 м; проветривание выработок комбинированным способом протяженностью 700 м

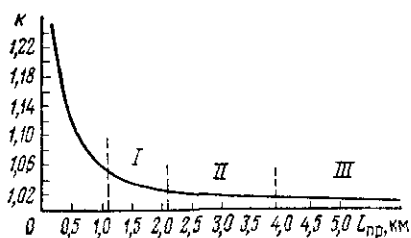


Рис. 4.10. Зависимость степени уплотнения стыков k вентиляционного трубопровода от предельной протяженности тупиковых выработок $L_{пр}$ для разных средств местного проветривания:

I — ВМ-4, диаметр трубопровода $d=0,4$ м; *II* — ВО-5, $d=0,5$ м; *III* — СВМ-6 $d=0,6 \div 0,7$ м

Зависимость предельной протяженности тупиковой выработки от степени уплотнения стыков трубопровода показана на рис. 4.10.

4.3.6. Вентиляторы для местного проветривания

Первоначальный выбор вентилятора для системы местного проветривания производится по его подаче (производительности), достигаемой при коэффициенте полезного действия (КПД) не менее 0,5.

Подача вентилятора должна удовлетворять потребности системы проветривания по воздуху согласно следующим формулам:

при нагнетательном способе проветривания

$$Q_v \geq Q_3 k^{0,01L}; \quad (37)$$

при комбинированном способе проветривания

$$Q_v \geq 1,1 Q_3 k^{0,01L}, \quad (38)$$

где Q_v — подача вентилятора, $\text{м}^3/\text{с}$; Q_3 — расход воздуха, обеспечивающий необходимый воздухообмен призабойного пространства, $\text{м}^3/\text{с}$; L — протяженность трубопровода (выработки), м; 1,1 — коэффициент, учитывающий снижение рециркуляции воздуха нагнетательным вентилятором при комбинированном способе проветривания выработки.

Область применения вентиляторов для проветривания тупиковых горноразведочных выработок приведена в табл. 4.26. Табулированные характеристики осевых вентиляторов, наиболее распространенных при проветривании горноразведочных выработок, приведены в табл. 4.27—4.29. Характеристики вентиляторов даны при плотности воздуха на уровне моря. Для корректировки давления вентилятора, учитывая снижение плотности воздуха с высотой, пользуются формулой

$$H_\Phi = H (1 - h/44\ 300)^{5,256}, \quad (39)$$

где H_Φ — фактическое давление вентилятора, которое он разви-

вает на данной высоте, Па; H — давление вентилятора при подаче Q_b , Па; h — абсолютная отметка места установки проектируемого вентилятора, м.

4.3.7. Расстановка вентиляторов в трубопроводе

В системах местного проветривания вентиляторы используются:

- по одному, установленному на свежей струе;
- сосредоточенно (каскадом) по два, реже три вентилятора, устанавливаемых на свежей струе;
- рассредоточенно устанавливаемых в трубопроводе;
- рассредоточенно установленных каскадами по два в трубопроводе.

Число вентиляторов в системе, по условию надежности работы, не должно превышать 7—8. Наибольшая интенсивность отказов у магнитных пускателей, обмотки статора электродвигателя и у подшипников вентилятора. Если 8 вентиляторов не преодолевают аэродинамическое сопротивление трубопровода, то ориентируются на трубопровод большего диаметра с лучшим качеством сборки.

Каскадная установка вентиляторов более энергоемка и особенно эффективна при повышенном качестве сборки трубопровода. При рассредоточенной установке вентиляторов, во избежание рециркуляции загрязненного воздуха, соответствующей расстановкой вентиляторов в трубопроводе достигается относительное давление при разрежении по всей длине воздухопровода. При этом расстояние между вентиляторами уменьшается по мере удаления их от забоя.

Проверка соответствия выбранных вентиляторов трубопроводу, определение расстояния от забоя выработки до первого вентилятора (каскада вентиляторов), вычисление расстояний между последующими вентиляторами при рассредоточенной их установке в трубопроводе и, наконец, определение общей протяженности системы проветривания осуществляются решением двух уравнений методом последовательного приближения:

$$L_Q = \frac{100 (\lg Q_b - \lg Q_3)}{\lg k}; \quad (40)$$

$$L_H = \frac{100H}{RQ_bQ_3}, \quad (41)$$

где L_H и L_Q — расстояние от забоя до вентилятора (каскада) или между последующими вентиляторами, которое вентилятор преодолевает за счет давления и при обеспечении необходимой подачи, м; Q_b — подача вентилятора, м³/с; H — давление вентилятора, Па (см. табл. 4.27—4.29); Q_3 — расход воздуха, необ-

Таблица 4.27

Характеристика вентилятора СВМ-6М (для КПД $\geq 0,5$)

Подача Q_v , м³/с	Давление H , Па	Подача Q_v , м³/с	Давление H , Па	Подача Q_v , м³/с	Давление H , Па	Подача Q_v , м³/с	Давление 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	1808	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	—	—

ходимый для проветривания призабойного пространства, или подача предыдущего вентилятора, м³/с; R — аэродинамическое сопротивление стометрового трубопровода, кг/м⁷ (см. табл. 4.24); k — коэффициент воздухопроницаемости трубопровода.

Для решения уравнений (40) и (41) подбирают по напорно-расходной характеристике выбранного вентилятора (см. табл. 4.27—4.28) такие значения режима работы с коррекцией на абсолютную отметку места установки (Q_v , H), при которых для принятых величин Q_z , R и k вычисленные значения L_Q и L_H будут примерно (до $\pm 5\%$) равны между собой. Равенство L_Q и L_H указывает на соответствие вентилятора трубопроводу для подачи необходимого расхода воздуха в рабочую зону и на то, что подобранный режим работы обеспечивает необходимую подачу воздуха по трубопроводу данного диаметра и качества сборки на длину L .

При определении расстояния между вентиляторами в уравнения (40) и (41) подставляют вместо значений Q_v , Q_z и H значения $Q_{v\,m}$, $Q_{v(m-1)}$ и H_m , где m — порядковый номер венти-

Т а б л и ц а 4.28

Характеристика вентилятора ВО-5 (для КПД $\geq 0,5$)

Подача $Q_{в},$ м³/с	Давление $H,$ Па	Подача $Q_{в},$ м³/с	Давление $H,$ Па	Подача $Q_{в},$ м³/с	Давление $H,$ Па	Подача $Q_{в},$ м³/с	Давление $H,$ Па
1,60	1680	2,45	1390	3,00	1130	3,62	870
1,65	1670	2,47	1380	3,05	1105	3,65	860
1,70	1660	2,50	1370	3,07	1095	3,67	850
1,75	1650	2,53	1360	3,10	1080	3,70	840
1,80	1640	2,55	1350	3,12	1070	3,72	830
1,85	1630	2,57	1340	3,15	1060	3,75	820
1,90	1620	2,60	1330	3,20	1040	3,77	810
1,95	1610	2,62	1320	3,25	1020	3,80	800
2,00	1600	2,65	1310	3,27	1010	3,82	790
2,05	1585	2,68	1295	3,30	1000	3,85	775
2,07	1575	2,71	1280	3,33	990	3,87	765
2,10	1565	2,73	1270	3,35	980	3,90	750
2,12	1550	2,75	1260	3,37	970	3,92	740
2,15	1535	2,78	1245	3,40	960	3,95	725
2,17	1520	2,80	1235	3,42	950	4,00	700
2,20	1505	2,82	1225	3,45	940	4,05	675
2,25	1475	2,85	1210	3,47	930	4,10	640
2,30	1450	2,87	1200	3,50	920	4,15	600
2,35	1430	2,90	1185	3,52	910	4,20	550
2,37	1420	2,93	1170	3,55	900	4,25	480
2,40	1410	2,95	1150	3,57	890	4,30	400
2,42	1400	2,98	1140	3,60	880	—	—

Т а б л и ц а 4.29

Характеристика каскада двух вентиляторов СВМ-6М (для КПД $\geq 0,5$)

Подача $Q_{в},$ м³/с	Давление $H,$ Па	Подача $Q_{в},$ м³/с	Давление $H,$ Па	Подача $Q_{в},$ м³/с	Давление $H,$ Па	Подача $Q_{в},$ м³/с	Давление $H,$ Па
2,15	4154	3,05	3737	3,90	3323	4,75	2967
2,20	4129	3,10	3716	3,95	3294	4,80	2948
2,25	4096	3,15	3697	4,00	3269	4,85	2933
2,30	4067	3,20	3674	4,05	3246	4,90	2916
2,35	4038	3,25	3649	4,10	3225	4,95	2900
2,40	4010	3,30	3624	4,15	3202	5,00	2879
2,45	3985	3,35	3604	4,20	3179	5,05	2858
2,50	3962	3,40	3581	4,25	3156	4,10	2839
2,55	3939	3,45	3547	4,30	3134	5,15	2810
2,60	3914	3,50	3515	4,35	3109	5,20	2785
2,65	3894	3,55	3492	4,40	3090	5,25	2756
2,70	3873	3,60	3467	4,45	3073	5,30	2720
2,75	3854	3,65	3438	4,50	3052	5,35	2687
2,80	3835	3,70	3413	4,55	3035	5,37	2669
2,90	3796	3,75	3392	4,60	3013	5,39	2654
2,95	3777	3,80	3367	4,65	3000	5,41	2640
3,00	3753	3,85	3346	4,70	2983	5,43	2627

лятора, считая от забоя. Тогда примерное равенство L_Q и L_H соответствует расстоянию между вентиляторами L_m .

Расстояния от забоя до первого вентилятора L_1 и между последующими вентиляторами L_2, L_3 и т. д. уменьшаются по мере приближения к устью выработки.

Расстояние от забоя до последнего вентилятора, установленного на свежей струе, соответствует общей проектной протяженности системы проветривания для принятого вентиляционного оборудования. Если при этом для проветривания проектируемой сети выработок число вентиляторов в системе превысит 7, то повторяют расчет, ориентируясь уже на использование става с лучшим уплотнением стыков или на трубы с меньшим аэродинамическим сопротивлением или на использование каскадов вентиляторов.

При подстановке в уравнения (40) и (41) вместо значений Q_v и H значений режима работы каскада вентиляторов (см. табл. 4.29) примерное равенство L_Q и L_H будет соответствовать протяженности трубопровода (выработки) L_k , на которую принятый каскад вентиляторов обеспечит подачу в рабочую зону заданного расхода воздуха (Q_z) — для принятых значений параметров трубопровода R и k . Значение L_k при каскадном применении, например, двух вентиляторов на 30 % меньше расстояния при рассредоточенном использовании вентиляторов, т. е. $L_k \leq 0,7(L_1 + L_2)$. Кроме того, реализовать принятое значение коэффициента k при повышенном напоре воздуха в трубопроводе несколько труднее.

Во всех случаях величину коэффициента k для расчетов необходимо принимать с учетом условий применения соединений вентиляционных трубопроводов (см. табл. 4.25) и не выше значений, приведенных в табл. 4.30.

Расстояние между вентиляторами, используемыми в сочетании с гибкими вентиляционными трубопроводами и компенсационными муфтами для комбинированного способа проветривания горноразведочных выработок, определяется решением методом последовательного приближения двух уравнений:

$$L_Q = \frac{\lg Q_{v\ n} - \lg [Q_H + \Delta Q (n - 1)]}{0,01 \lg k}; \quad (42)$$

$$L_H = \frac{100 H_n}{R Q_{v\ n} [Q_H + \Delta Q (n - 1)]}, \quad (43)$$

где $Q_{v\ n}$, H_n — соответственно подача ($\text{м}^3/\text{с}$) и давление (Па) (см. табл. 4.27—4.29); R , k — соответственно аэродинамическое сопротивление и коэффициент сопротивления 100-метрового участка трубопровода (см. табл. 4.24, 4.25 и 4.26); n — порядковый номер вентилятора, считая от забоя; Q_H — подача нагнетательного вентилятора, обеспечивающего воздухообмен при-

забойного пространства, $\text{м}^3/\text{с}$; $Q_H = Q_3 k^{0,01 L_H}$, где L_H — длина нагнетательного трубопровода; кроме того, $Q_H \leq 0,77 Q_{в1}$, где $Q_{в1}$ — подача первого от забоя вентилятора на основном трубопроводе; $\Delta Q = 0,3 \div 0,5 \text{ м}^3/\text{с}$ — расчетный подсос свежего воздуха через отверстия компенсационной муфты.

В общем виде $\Delta Q = (Q_{вn} - Q_H) / (n - 1)$, где $(n - 1)$ — количество муфт в системе.

Компенсационная муфта — полый металлический цилиндр диаметром 570 мм, длиной 700—800 мм с «цепочкой» отверстий диаметром 50—70 мм по средней окружности цилиндра. Общая площадь отверстий 0,06—0,07 м^2 . Муфта соединяет между собой всасывающую сторону промежуточного вентилятора со ставом, проложенным от предыдущего вентилятора. За счет организованного подсоса воздуха через отверстия муфты увеличивается подача свежего воздуха по выработке. При этом выносятся вредные вещества, поступающие с утечками из вентиляционного трубопровода, по которому под относительным давлением отводится исходящая струя из рабочей зоны.

Например, для вентилятора № 1 уравнения (42) и (43) преобразуются в уравнения (40) и (41), в которых значение Q_3 заменено на величину Q_n .

Для вентилятора № 2 и последующих вентиляторов величины L_2 , L_3 и т. д. определяются по уравнениям (42) и (43), при решении которых равенство L_Q и L_H соответствует расстоянию между вентиляторами: вторым и третьим, третьим и четвертым и т. д.

Значения $L_1 > L_2 > L_3$ и т. д., а ΣL соответствует общей протяженности выработок, проветриваемых комбинированным способом по гибкому трубопроводу.

Выбор оборудования для проветривания выработок площадью сечения менее 5,8 м^2 нагнетательным способом, а также выбор оборудования и определение предельной длины нагне-

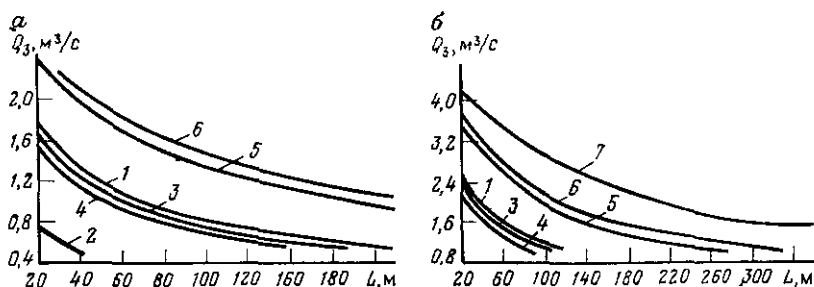


Рис. 4.11. Зависимость расхода воздуха Q_3 , поступающего в рабочую зону для вентиляторов ВМ-4 (а) и ВО-5 (б), от длины вентиляционного трубопровода L

Т а б л и ц а 4.30

Параметры вентиляционных трубопроводов, обычно неиспользуемых для проветривания разведочных выработок нагнетательным способом

Параметр трубопровода	Условный номер трубопровода на рис. 4.11						
	1	2	3	4	5	6	7
Материал труб	Фанера		Листовая сталь	Ткань		Листовая сталь	Ткань
Диаметр труб, м	0,30	0,20	0,30	0,30	0,40	0,40	0,50
Коэффициент воздухопроницаемости трубопровода	1,20	1,30	1,20	1,25	1,25	1,15	1,15
Коэффициент качества подвески	1,25	1,25	1,25	1,25	1,50	1,25	1,50
Аэродинамическое сопротивление 100-метрового участка трубопровода, кг/м ²	1150	8730	1320	1580	350	291	110

П р и м е ч а н и е. Коэффициент качества подвески учитывает несоосность отдельных участков трубопровода.

тательного трубопровода при комбинированном способе проветривания выработок площадью сечения 5,8—8,0 м² удобно выполнять по графикам, показанным на рис. 4.11. Параметры, характеризующие вентиляционные трубопроводы 1—7 на рис. 4.11, представлены в табл. 4.30.

При каскадном использовании вентиляторов протяженность системы увеличивается на 25 % при применении труб диаметром 0,3 м и на 30 % при трубах диаметром 0,5 м.

Предельная протяженность системы местного проветривания

$$L_{\text{пр}} = \frac{100mH_{\text{ср}}}{Rk_L Q_3^2}, \quad (44)$$

где $m=7$ — предельное число вентиляторов в системе; $H_{\text{ср}}$ — давление вентилятора при среднем расходе воздуха в трубопроводе, Па (средний расход воздуха в трубопроводе равен $9,81 d^2$, м³/с, где d — диаметр трубопровода); R — аэродинамическое сопротивление стометрового участка трубопровода, кг/м²; $k_L \leq 1,78$ — коэффициент воздухопроницаемости всего трубопровода; Q_3 — расход воздуха, обеспечивающий проветривание рабочей зоны, м³/с.

Предельная протяженность тупиковых выработок, которые допустимо проветривать комбинированным способом с использованием металлического трубопровода при различном характере его сборки, приведена в табл. 4.31.

Расстояние, на которое средствами местного проветривания

Таблица 4.31

Предельная протяженность разведочных выработок по фактору проветривания

Площадь поперечного сечения выработки вчерне, м²	Диаметр основного трубопровода, м	Скорость воздушного потока в трубопроводе, м/с		Коэффициент воздухопроницаемости трубопровода k_L	Протяженность выработки (м) при коэффициенте воздухопроницаемости			
		максимально допустимая	около забоя		1,10	1,05	1,03	1,02
4,6	0,40	16	14,0	1,14	140	270	440	660
	0,50	16	9,0	1,78	605	1200	1950	2910
5,8	0,40	20	17,6	1,13	130	250	410	620
	0,50	16	11,4	1,40	350	690	1140	1700
6,4	0,50	16	12,6	1,27	250	490	810	1200
	0,60	16	8,7	1,78	605	1200	1950	2910
7,5	0,60	16	10,2	1,57	470	925	1525	2280
	0,64	16	9,0	1,78	605	1200	1950	2910
8,0	0,60	16	10,9	1,47	405	490	1300	1940
	0,64	16	9,6	1,67	540	1050	1735	2590
	0,70	16	8,0	2,00	727	1420	2345	3500

Примечание. $k_L = v_{\max} : v_{у.з.аб.}$ где $v_{у.з.аб.} = 1,1 \times 0,35 S/S_{тр}$, где $S_{тр}$ — площадь поперечного сечения трубопровода. Трубопровод диаметром 0,5 и 0,6 м не всегда размещается в выработках площадью сечения 4,6 и 6,4 м². Скорость потока в трубопроводе у забоя часто превышает рекомендуемое значение 9 м/с, что ведет к снижению протяженности и надежности системы проветривания, увеличению эксплуатационных расходов на электроэнергию и повторное уплотнение стыков.

обеспечивается подача расчетного расхода воздуха, может быть увеличено при снижении утечек и средней скорости воздушного потока в трубопроводе. Это достигается при увеличении диаметра вентиляционного трубопровода. По фактору проветривания сечение тупиковой выработки вчерне и диаметр вентиляционного трубопровода находятся в соотношении: $S \leq 20 d^2$. Несоответствие этому соотношению приводит к сокращению предельной протяженности тупиковой выработки.

Предельная протяженность системы местного проветривания может быть увеличена при использовании нетрадиционного вентиляционного оборудования — более мощных вентиляторов ВЦ-7, ВМЦ-8, ВЦП-16 в сочетании с хорошо собранными трубопроводами диаметром 0,8—1,2 м или турбовоздуховодов

с электросварными стальными трубами общего назначения по ГОСТ 10704—76. Реализация этих систем проветривания связана с увеличением поперечного сечения выработок, а при использовании турбовоздуходувки с расходом электроэнергии в размерах значительно больших, чем это обычно принято в геологоразведочной практике.

Диаметр общего участка вентиляционного трубопровода при одновременной работе в двух выработках определяется по формуле

$$d_{06} = 1,13 \sqrt{\frac{Q_{в\ m}}{v_{\max}}}, \quad (45)$$

где $Q_{в\ m}$ — подача вентилятора, установленного на устье штольни (шахты, уклона), м³/с; $v_{\max} = 16$ м/с — максимально допустимая скорость воздушного потока в шахтном трубопроводе.

4.3.8. Вентиляционные скважины

Применение вентиляционных скважин, пройденных с поверхности, целесообразно при проведении горноразведочных выработок небольшим поперечным сечением на глубину до 120 м. Использование скважин удастся увеличить подачу свежей струи в горные выработки, сократить длину вентиляционного трубопровода системы местного проветривания и снизить скорость, а значит, и утечки воздушного потока в трубопроводе.

Диаметр скважины, по которой возможна подача расчетного количества воздуха с помощью ВМП или каскада двух-трех ВМП, определяется по формуле

$$d_c = 0,518 \sqrt{\frac{L_c Q_c^2}{H_c}}, \quad (46)$$

где L_c — длина скважины, м; Q_c — расход воздуха, поступающего по скважине ($Q_c \geq 0,9 Q_{в}$, где $Q_{в}$ — подача вентилятора при максимальном напоре, м³/с); H_c — давление ВМП (каскада ВМП) при устойчивой работе на скважине, в общем случае $H_c \leq 0,9 H_{\max}$, где $H_{\max}$ — максимальное давление, развиваемое вентилятором (каскадом вентиляторов), Па; 0,518 — коэффициент, учитывающий аэродинамическое сопротивление скважины диаметром 200—400 мм.

Обсадка скважины трубами с целью снижения аэродинамического сопротивления целесообразна для скважин диаметром более 400 мм. Зависимости между глубиной вентиляционных скважин разного диаметра и поперечным сечением проветриваемой выработки приведены на рис. 4.12.

При отсутствии возможности пройти вентиляционную сква-

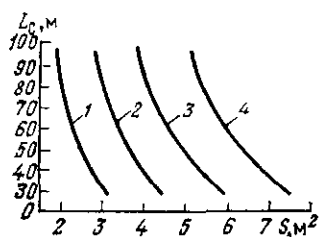


Рис. 4.12. Кривые к определению необходимой длины вентиляционной скважины L_c для проветривания выработок разного поперечного сечения S :

1, 2, 3 и 4 — скважины диаметром соответственно 0,20; 0,25; 0,30 и 0,35 м

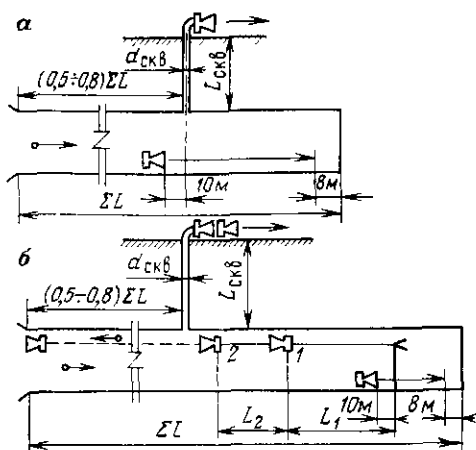


Рис. 4.13. Схемы проветривания горизонтальных выработок с применением вентиляционных скважин:

a и *б* — соответственно нагнетательная и комбинированная схемы проветривания

жину необходимого диаметра применяют две-три параллельные скважины меньшего диаметра («куст» скважин). Диаметр скважин в этом случае

$$d_m = d_c / \sqrt[5]{m_c^n} \quad (47)$$

Число вентиляционных скважин диаметром менее расчетного

$$m_c = \sqrt{(d_c/d_m)^5} \quad (48)$$

При бурении двух параллельных скважин диаметр каждой, согласно формуле (47), может быть снижен на 31 %. При проектировании проветривания выработок через вентиляционную скважину большой длины скорость воздушного потока по скважине рекомендуется принимать в расчетах не более 15—16 м/с.

Необходимая подача вентилятора (каскада вентиляторов), устанавливаемого на скважине, определяется по формуле

$$Q_v = \frac{Q_c}{1 - 0,01P} = \frac{vSk_L}{1 - 0,01P} \quad (49)$$

где Q_c — расход воздуха по скважине, м³/с; P — утечка воздуха через неплотности в устье скважины, %; v — скорость воздушного потока в проветриваемой выработке, м/с, по рекомендациям ЦНИГРИ $v \geq 0,35$ м/с; k_L — коэффициент воздухопроницаемости трубопровода, проложенного по выработке от скважины до проветриваемого забоя; S — площадь поперечного сечения проветриваемой выработки, м².

Утечки воздуха через устье вентиляционной скважины не должны превышать 7 % от подачи вентилятора, установленного на устье. Допускается, согласно расчету, увеличение утечек для обеспечения надежной работы вентилятора (каскада вентиляторов) в устойчивой зоне напорно-расходной характеристики.

При обособленном проветривании по скважинам камер разного назначения или восстающего при его проведении подача вентилятора, устанавливаемого на скважине, рассчитывается по расходу исходящей струи камеры (восстающего).

Расстояние от устья одиночной выработки, например штольни или протяженного штрека, до места заложения вентиляционной скважины определяется по формуле

$$L_{\text{выр}} = (0,5 \div 0,8) L_{\text{пр}}, \quad (50)$$

где $L_{\text{пр}}$ — проектная протяженность штольни (штрека), м.

Принципиальные схемы проветривания горизонтальных выработок с применением вентиляционных скважин показаны на рис. 4.13.

4.3.9. Вентиляционные восстающие

Вентиляционные восстающие в основном применяются для отвода исходящей струи из подземных горизонтальных выработок.

Протяженность выработки, которую экономически целесообразно проветривать с использованием восстающего, определяется по формуле

$$L_{\text{выр}} = (1,9 \div 2,7) \sqrt{l \varphi v_{\text{выр}}}, \quad (51)$$

где l — высота восстающего, м; φ — средняя стоимость проходки 1 м восстающего, руб/м; $v_{\text{выр}}$ — средняя скорость проведения горизонтальных выработок, м/мес; 1,9 и 2,7 — коэффициенты, учитывающие стоимость и объемы проходческих работ соответственно при четырехсменном и двухсменном режиме работы.

В случае если произведение $l\varphi$ — стоимость проведения горизонтальной (наклонной) вентиляционной выработки, выходящей на земную поверхность или на проветриваемую выработку, то $L_{\text{выр}}$ — протяженность выработки, которую целесообразно проветривать через второй выход.

Вентиляционные восстающие следует проходить примерно в середине проектной длины протяженной выработки. Необходимость в вентиляционном восстающем возникает при затруднениях в обеспечении свежим воздухом нескольких выработок, находящихся в проходке. Восстающие рекомендуются располагать ближе к месту сопряжения проводимых выработок.

Для снижения аэродинамического сопротивления вентиляци-

онные восстающие следует оборудовать вентиляционным отделением поперечным сечением, обеспечивающим пропуск исходящей струи со скоростью не более 6 м/с.

Вентилятор для выдачи исходящей струи по восстающему целесообразнее устанавливать в вентиляционной перемычке, если необходимо, то с дверью в выработку под восстающим. Вентилятор, устанавливаемый под восстающим, не должен препятствовать выдаче исходящей струи из выработок, находящихся в проходке, и предотвращать опрокидывание исходящей струи по восстающему под действием естественной тяги.

Подача вентилятора, устанавливаемого на вентиляционном восстающем для проветривания подземных выработок, определяется по формуле

$$Q_v = \varphi_3 \Sigma Q_3 k_L / 0,7, \quad (52)$$

где $\varphi_3 \leq 1,1$ — коэффициент запаса, учитывающий утечки воздуха вентиляционной установки; ΣQ_3 — сумма расходов воздуха, обеспечивающая одновременное проветривание нескольких рабочих зон, м³/с; k_L — коэффициент воздухопроницаемости трубопроводов, используемых для распределения воздуха по сети выработок; 0,7 — коэффициент, учитывающий недопустимость подачи в тупиковые выработки более 70 % воздуха основной свежей струи, поступающей к восстающему.

4.3.10. Общешахтная (общештольневая) система проветривания

В тех случаях, когда возможности систем местного проветривания не отвечают требованиям вентиляции подземных выработок, приходится переходить на общешахтную (общештольневую) систему проветривания. Для этого сооружается второй выход и устанавливается главная или вспомогательная вентиляторная установка.

Аэродинамическое сопротивление горных выработок в сотни раз меньше сопротивления вентиляционных трубопроводов или скважин. Поэтому целесообразность проведения второго выхода с позиции облегчения обеспечения подземных выработок необходимым расходом воздуха должна рассматриваться при проектировании проведения протяженных выработок и при одновременном проветривании двух и большего числа разведочных выработок.

Необходимость перехода на общешахтную (общештольневую) систему проветривания определяется неравенством

$$1,1 \Sigma Q_3 k^{0,01L} > Q_{вмп}, \quad (53)$$

где k — коэффициент воздухопроницаемости трубопровода (см. табл. 4.25); L — протяженность подземных выработок, установ-

ленная геологическим заданием, или расстояние от устья основной выработки до места заложения второго выхода, м; 1,1 — коэффициент запаса; $Q_{\text{вмп}}$ — подача вентилятора местного проветривания, установленного на трубопроводе на устье штольни (шахты), м³/с.

Формула (53) справедлива при условии, когда $k^{0,01L} \leq 1,78$, которое определяет надежность системы местного проветривания и эффективность использования вентиляционного оборудования.

Расход воздуха, необходимый для проветривания разведочной штольни (шахты), с учетом последовательного проветривания выработок (камер разного назначения), в которых не ведутся взрывные работы, определяется по формуле

$$Q_{\text{ш}} = \frac{Q_{\text{вмп1}} + Q_{\text{вмп2}} + \dots + Q_{\text{вмп}m}}{0,7}, \quad (54)$$

где 0,7 — допустимая доля использования свежей струи шахты (штольни) на проветривание тупиковых выработок при последовательном проветривании общештольневых и тупиковых выработок.

Подача главного или вспомогательного вентилятора

$$Q_{\text{в}} = k_{\text{ут}} Q_{\text{ш}}, \quad (55)$$

где $k_{\text{ут}} = 1,10$ — коэффициент утечек (подсосов) вентиляционной установки.

Вентилятор для общештольневой (общешахтной) системы проветривания должен обладать расчетной подачей ($Q_{\text{в}}$) и соответствовать эквивалентному отверстию сети последовательных выработок от входа до выхода.

Эквивалентным отверстием штольни (шахты) называют такое абстрактное отверстие в тонкой стенке, при прохождении через которое заданный расход воздуха создает перепад давления, равный депрессии штольни (шахты).

Если эквивалентное отверстие, на которое может работать вентилятор, больше отверстия сети, то напор выбранного вентилятора не обеспечит расчетной подачи. При эквивалентном отверстии сети, меньшим отверстия, на которое рассчитан вентилятор, приходится допускать излишнюю утечку (дресселировать) воздуха, что ведет к снижению КПД вентилятора.

Эквивалентное отверстие штольни (шахты)

$$A_{\text{ш}} = 1,19 / \sqrt{R_{\text{ш}}}, \quad (56)$$

где 1,19 — коэффициент расхода воздуха стандартной плотности; $R_{\text{ш}}$ — аэродинамическое сопротивление выработок штольни (шахты), кг/м⁷.

Эквивалентное отверстие последовательно соединенных разведочных выработок с увеличением протяженности умень-

шается с 1,8 до 0,4 м². Расход воздуха разведочных штолен (шахт) относительно невелик, поэтому размер эквивалентного отверстия служит не критерием трудности проветривания сети горноразведочных выработок, а показателем для выбора диаметра вентилятора общештольного (общешахтного) проветривания.

Диаметр рабочего колеса главного или вспомогательного вентилятора в соответствии с рекомендацией проф. В. Б. Комарова определяется по формуле

$$D = \sqrt{\frac{A_{\text{ш}}}{0,44}}. \quad (57)$$

Эквивалентное отверстие разведочных штолен и шахт, учитывая единообразие горноразведочных выработок, определяют в зависимости от их общей протяженности по формуле

$$A_{\text{ш}} = \frac{35,6}{\sqrt{L_1}}, \quad (58)$$

где L_1 — протяженность сети выработок от входа до выхода, м.

Аэродинамическое сопротивление сети горных выработок штольни (шахты) равно сумме сопротивлений отдельных последовательных выработок от входа до выхода.

Сопротивление отдельной выработки

$$R_{\text{выр}} = \alpha P_c L Z / S^3, \quad (59)$$

где α — коэффициент трения, учитывающий шероховатость стенок выработки, кг/м³; P_c — периметр поперечного сечения выработки, м; $Z = 1,15 \div 1,25$ — коэффициент запаса, учитывающий влияние местных сопротивлений.

Значения коэффициента трения подземных выработок, наиболее часто встречающихся при разведке твердых полезных ископаемых, приведены в табл. 4.32.

Принято считать, что коэффициент трения выработок — постоянная величина, однако в выработках, в которых скорость воздушного потока менее 0,8 м/с и плотность воздуха ниже стандартной величины, фактические значения коэффициента ниже табличных.

Аэродинамическое сопротивление 100-метровых участков выработок штрека, закрепленных неполными крепежными рамами для различных площадей поперечного сечения, приведено в табл. 4.33.

Депрессия шахты (штольни) определяется по одной из формул:

$$H_{\text{ш}} = \Sigma R_{\text{выр}} Q_{\text{ш}}^2; \quad (60)$$

$$H_{\text{ш}} = \left(\frac{1,19 Q_{\text{ш}}}{A_{\text{ш}}} \right)^2, \quad (61)$$

Т а б л и ц а 4.32

Коэффициент трения горных выработок

Выработка	Краткая характеристика выработок	$\alpha \cdot 10^3$, кг/м ³
Штрек	Пройдены: по простиранию вкрест простирания в породах Криворожского бассейна по апатитам по осадочным породам в изверженных породах по многолетнемерзлым породам	8—12 13—22 15—25 10—12 19—23 22—27 19—28
	Закреплены бетоном Покрты торкрет-бетоном Оштукатурены стенки Закреплены неполным дверным окладом с применением дерева и металла	5—7 4—6 3—4 11—20
Восстающий	Некрепленные или закреплены венцовой крепью	20—25
	Оборудовано лестничное отделение Породоспускные и лестничные отделения	50—55 60—65
Шахтный ствол диаметром 4—4,5 м	Оборудованы одноклетевым и лестничным отделениями	15—25

Т а б л и ц а 4.33

Аэродинамическое сопротивление закрепленных выработок

Площадь поперечного сечения в свету, м ²	Сопротивление 100-метровых участков выработок при $\alpha = 0,015$ кг/м ³ , кг/м ⁷									
	Десятые доли квадратного сечения									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
2	1,100	0,975	0,869	0,777	0,700	0,630	0,572	0,521	0,475	0,436
3	0,400	0,369	0,341	0,315	0,293	0,272	0,254	0,237	0,222	0,208
4	0,195	0,181	0,173	0,163	0,154	0,145	0,138	0,130	0,123	0,117
5	0,112	0,107	0,099	0,096	0,092	0,088	0,084	0,081	0,077	0,074
6	0,071	0,068	0,065	0,063	0,060	0,058	0,056	0,054	0,052	0,050
7	0,048	0,046	0,045	0,042	0,041	0,039	0,038	0,038	0,037	0,036
8	0,034	0,033	0,032	0,032	0,031	0,030	0,029	0,028	0,027	0,026

где $\Sigma R_{\text{выр}}$ — аэродинамическое сопротивление последовательных выработок шахты, кг/м⁷; $Q_{\text{ш}}$ — расход воздуха, необходимый для проветривания выработок шахты, м³/с; $A_{\text{ш}}$ — эквивалентное отверстие шахты, м².

В горноразведочных выработках шахты (штольни), имеющей более одного выхода на земную поверхность, образуется естественная тяга, которую при проектировании необходимо сопоставлять с депрессией шахты и учитывать влияние естественной тяги на общешахтное проветривание, когда она превышает 5 % величины депрессии шахты.

Естественная тяга определяется из выражений

$$H_e = \Delta h g \left(\frac{\gamma_{вх} + \gamma_{вых}}{2} \right) + \Delta h_{св} g \gamma_{св} - \Delta h_{исх} g \gamma_{исх}; \quad (62)$$

$$H_e = \Delta h_{ш} g (\gamma_{св} - \gamma_{исх}); \quad (63)$$

$$H_e = \Delta h g (\gamma_{св} - \gamma_{исх}) + \frac{(v_{вх} \pm v_{ср} \cos \beta)^2}{2} \gamma_{вх} - \frac{(v_{выр} \pm v_{ср} \cos \beta)^2}{2} \gamma_{вых}, \quad (64)$$

где H_e — естественная тяга, образовавшаяся в подземных выработках, Па; Δh — разность высотных отметок выходов из горных выработок, м; $g = 9,81$ м/с² — ускорение свободного падения; $\Delta h_{св}$ — разность высотных отметок — глубина выработок, по которым свежий воздух подается в горные выработки, м; $\Delta h_{исх}$ — глубина выработок, по которым выдается исходящая струя, м; $\Delta h_{ш}$ — глубина ствола шахты до нижнего горизонта, на который поступает свежий воздух, м; $v_{вх}$, $v_{вых}$ — средняя скорость воздушного потока, создаваемая вентилятором общештольневоего проветривания на основном входе и на вентиляционном выходе, м/с; $v_{ср}$ — средняя скорость ветра в районе устья горных выработок, м/с; β — острый угол между осью выработки на входе (выходе) и основным направлением ветра, градус; $\gamma_{вх}$, $\gamma_{вых}$ — плотность воздуха соответственно у основного входа и вентиляционного выхода из горных выработок, кг/м³; $\gamma_{св}$, $\gamma_{исх}$ — средняя плотность воздуха соответственно входящей и исходящей струи, кг/м³.

При расположении основного и второго выходов на разных отметках естественная тяга определяется по формуле (62).

При вскрытии вертикальными (наклонными) выработками, устья которых расположены практически на одной отметке, но плотность воздуха свежей и исходящей струи разная, естественная тяга определяется по уравнению (63).

При вскрытии горизонтальными выработками, устья которых расположены практически на одной отметке, но ориентированы в разные стороны света, естественная тяга определяется из выражения (64).

Плотность воздуха на поверхности

$$\gamma = 0,465 B_{\phi} / T_{\phi}, \quad (65)$$

где B_{ϕ} , T_{ϕ} — абсолютные значения соответственно давления и температуры воздуха на месте определения плотности воздуха.

Плотность воздуха подземных выработок с учетом повышенной его влажности

$$\gamma = 0,461 B_{\Phi} / T_{\Phi}. \quad (66)$$

Абсолютное давление

$$B_{\Phi} = B_0 \pm \Delta B \Delta h, \quad (67)$$

где B_0 — барометрическое давление (измеренное или справочное значение) на устье с известной высотной отметкой, мм рт. ст.; Δh — перепад высот между местом определения плотности воздуха и устьем выработки с известной высотной отметкой, м; ΔB — среднее приращение барометрического давления на 1 м высоты на разных высотных отметках, мм рт. ст./м.

Среднее приращение барометрического давления на 1 м высоты приведено ниже.

Высотная отметка, м	0—500	500—1000	1400—2000	2000—3500
Среднее приращение давления, мм рт. ст./м	0,09	0,08	0,07	0,06

Плотность воздуха, направление и сила ветра, а также естественная тяга изменяются в зависимости от суточных и сезонных колебаний температуры и давления воздуха, свойственных данной местности. Поэтому следует ориентироваться на наиболее характерную величину естественной тяги для проектируемой сети выработок.

При положительном значении естественная тяга способствует искусственному проветриванию, при отрицательном — противодействует.

Расход воздуха в сети горных выработок, возникающий при естественной тяге, определяется по формулам:

$$Q_e = \sqrt{\frac{H_e}{R_{\text{ш}}}}; \quad (68)$$

$$Q_e = \frac{A_{\text{ш}} \sqrt{H_e}}{1,19}, \quad (69)$$

где H_e — естественная тяга, возникающая в подземных выработках; подсчитывается по формулам (62) — (64), Па.

Естественная тяга может быть измерена как депрессия через только что закрытую достаточно плотно противопожарную дверь у одного из выходов на земную поверхность. Естественная тяга переменна по величине и направлению, поэтому даже при существенной величине расхода (Q_e) естественная тяга не должна служить единственным источником проветривания горных выработок.

Депрессия главного или вспомогательного вентилятора (полное давление вентиляционной установки)

$$H_v = \frac{H_{ш}}{k_{ут}^2} + H_{в.у} \pm H_e, \quad (70)$$

где $H_{ш}$ — депрессия шахты (штольни), определяемая по формуле (60), Па; $H_{в.у} \leq 0,15 H_{ш}$ — депрессия вентиляционной установки, Па.

После соответствующих преобразований формула (70) примет вид

$$H_v = H_{ш}/1,21 + 0,15H_{ш} \pm H_e \approx H_{ш} \pm H_e. \quad (71)$$

Поэтому давление, развиваемое главным или вспомогательным вентилятором при нормальной и реверсивной работе, должно постоянно превышать естественную тягу.

Выбор вентилятора с диаметром рабочего колеса D производится по рассчитанным данным Q_v и H_v , согласно индивидуальным расходно-напорным характеристикам в области использования с КПД более 0,5. Вентилятор должен обеспечивать проектируемую штольню (шахту) необходимым расходом воздуха в соответствии с календарным графиком горноразведочных работ.

Для общештольневого (общешахтного) проветривания рекомендуются вентиляторы, серийно выпускаемые Артемовским машиностроительным и Томским электромеханическим заводами (табл. 4.34).

4.3.11. Борьба с пылью

Обеспыливание воздуха средствами проветривания и гидрообеспыливания должно осуществляться во всех выработках,

Таблица 4.34

Перечень вентиляторов, рекомендуемых для общешахтного (общештольневого) проветривания сети разведочных выработок

Марка вентилятора	Подача и эквивалентное отверстие вентилятора (сети выработок) при КПД более 0,5	
	Q_v , м³/с	A_v , м²
Каскад двух СВМ-6М2	2,1—5,4	0,04—0,12
СВМ-6М2, ВМЭ-6	2,6—7,0	0,06—0,24
Два СВМ-6М2 при параллельной работе	4,2—11,0	0,10—0,38
ВЦ-11М	5,3—20,5	0,11—0,65
ВЦП-16 при 1000 об/мин	5—32	0,12—1,20
ВОД-11П	7—32	0,13—1,16
ВМЭ-12	9—22	0,20—1,16

в которых ведутся работы в течение всего времени нахождения там людей.

Система водоснабжения подземных выработок должна обеспечивать процесс гидрообеспыливания воздуха рабочей зоны при всех производственных операциях, связанных с образованием пыли, и ликвидацию очага пожара.

Способы водоснабжения. Вода в рабочие зоны должна подаваться централизованно по водопроводу от поверхностных или подземных водоисточников. Допускается при проведении коротких выработок протяженностью до 500 м применять автономное водоснабжение с использованием передвижных сосудов.

При централизованном способе водоснабжения рекомендуется использовать водопроводы трех диаметров: 100, 50 и 25 мм. Магистральный водопровод диаметром не менее 100 мм прокладывается по земной поверхности, в штольнях протяженностью более 1500 м и в стволе разведочной шахты; разводящие водопроводы диаметром не менее 50 мм — по горным выработкам от околоствольного двора или от устья штольни общей протяженностью до 1500 м; водопроводы диаметром не менее 25 мм — в выработках, забои которых удалены от противопожарного гидранта на разводящем трубопроводе не далее 200 м.

При автономном способе водоснабжения вместимость передвижных сосудов должна быть не менее 0,6 м³. Конструкция передвижных сосудов должна отвечать требованиям безопасной эксплуатации.

Способ водоснабжения и средства гидрообеспыливания должны обеспечивать:

смыв пыли, осевшей на забое, стенках, кровле выработки, перед бурением шпуров;

промывку шпуров и скважин при бурении;

туманообразование после взрывных работ в течение 20 мин; увлажнение взорванной горной массы, кровли и стен выработки на расстоянии 10 м от забоя, перед погрузкой и орошение горной массы при погрузке;

периодическое, один раз в квартал, орошение стенок и кровли откаточных выработок длиной более 1000 м, по которым в выработки поступает свежая струя.

Режим водоснабжения. Расход и напор воды в системе водоснабжения выработки (шахты или штольни) должны обеспечивать необходимое снижение содержания пыли в воздухе рабочей зоны при всех технологических операциях и своевременную ликвидацию очага пожара.

Скорость движения воды по водопроводам должна быть в пределах 0,4—2,2 м/с. Давление воды в трубопроводной сети должно быть от 0,4 до 1,0 МПа.

Таблица 4.35

Расход и количество воды при гидрообеспыливании

Операции гидрообеспыливания	Расход воды, л/мин	Минимальное количество воды на операцию, л
Смыв пыли перед бурением с поверхности забоя, стенок и кровли призабойного пространства	8,0	60
Промывка шпуров при бурении:		
ручным перфоратором	4,0	—
телескопным перфоратором	6,0	—
колонковым перфоратором	7,0	—
колонковым электросверлом	10,0	—
Увлажнение отбитой горной массы перед уборкой	8,0	60
Орошение при уборке	2,5	30
Туманообразование после взрыва шпуровых зарядов	11,0	400
Орошение отбитой массы при взрывании ампул внутренней гидрозайки	—	0,4 на каждый шпур
Очистка свежей струи воздуха (водяная завеса)	9,0	—

Расход и количество воды при различных операциях гидрообеспыливания и типах оборудования не должны быть ниже значений, указанных в табл. 4.35.

Расход промывочной воды при бурении шпуров оказывает решающее влияние на снижение запыленности воздуха у забоя. Зависимости запыленности воздуха при бурении шпуров по крепким породам в непрветриваемом призабойном пространстве от расхода воды на промывку показаны на рис. 4.14.

Для снижения запыленности воздуха после взрыва шпуровых зарядов следует использовать туманообразователи — оросители с пневматическим распылением воды. Рекомендуется установка двух туманообразователей на расстоянии 15 и 40 м от забоя. Для обеспыливания воздуха призабойного пространства за три минуты до взрыва включаются туманообразователи Т-1 или ТУ-6. Туманообразователи изготавливаются на ремонтном заводе Норильского ГМК и Свердловском заводе горноспасательного оборудования.

Для диспергирования воды, увлажнения забоя, стенок и кровли выработок и орошения взорванной горной массы применяют рудничные оросители.

Смыв пыли, осевшей на забое, стенках и кровле выработки, при гидрообеспыливании должен производиться:

на длину не менее 10 м от забоя — перед бурением и погрузкой;

по всей длине выработки — не реже одного раза в квартал.

Расход воды на подавление очагов пожара в горных выработках должен составлять не менее 240 л/мин. Резервуары, из

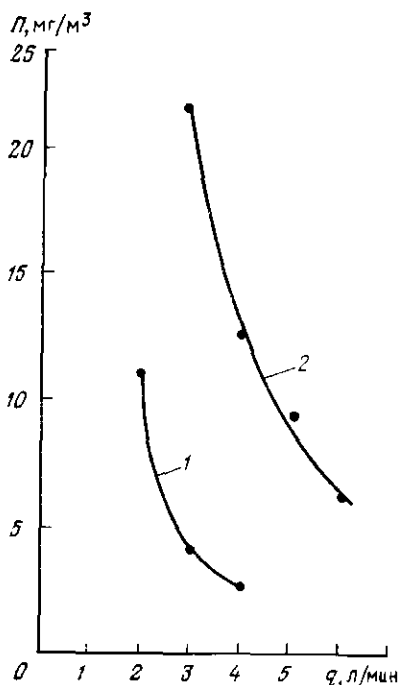


Рис. 4.14. Зависимость запыленности воздуха P в непроветриваемом призабойном пространстве от расхода воды q , подаваемой для промывки шпуров:

1 и 2 — при бурении соответственно ручным и телескопным перфораторами

(резервуарах). Освобождение воды от взвешенных твердых частиц происходит под действием собственного веса. Для улучшения работы отстойника вода в него подается через насадки, снижающие напор струи. Обеззараживание воды производится хлорной известью. Надежное обеззараживание воды достигается при содержании в ней остаточного хлора в количестве 0,1—0,2 мг/л.

В условиях проведения выработок по многолетнемерзлым породам вода от источника водоснабжения подается в обогреваемые расходные емкости, устанавливаемые на устье штольни (шахты), а затем в индивидуальных бачках доставляется в рабочую зону или используются водные растворы с пониженной температурой замерзания.

Организация санитарных, гидрогеологических и топографических обследований для выбора источника водоснабжения

которых вода подается в водопроводную сеть для гидрообеспыливания, должны вмещать не менее сменного запаса воды, используемой для этой цели. Противопожарные водоемы или резервуары должны отвечать требованиям ГОСТ 12.1.004—85 и ГОСТ 12.4.009—83.

Качество воды и водоподготовка. Вода для гидрообеспыливания должна соответствовать ГОСТ 2874—82 и ОСТ 41-02-207—81.

Вода, подаваемая в подземные выработки для технических целей, не должна использоваться для питья независимо от ее качества.

При отсутствии поверхностных водоисточников для целей гидрообеспыливания используется шахтная вода с водородным показателем pH 6,0÷9,5, содержащая механических примесей не более 50 мг/л и отвечающая в остальном требованиям ГОСТ 2874—82. Очистка воды от механических примесей производится в отстойных бассейнах

входит в обязанности предприятия, на которое возлагается эксплуатация системы водоснабжения.

При эксплуатации системы контролируются расход, давление и качество воды при гидрообеспыливании. Контроль состоит в измерении указанных параметров и в сравнении их с проектными величинами и нормами.

Расход и качество воды определяются при введении системы водоснабжения в действие, при изменении технологии и режимов работы в горноразведочных выработках и по требованию лиц, осуществляющих надзор за состоянием безопасности труда. Давление в системе водоснабжения измеряется с помощью манометров, устанавливаемых на устье штольни, в окрестном дворе разведочной шахты или на индивидуальном бачке.

Средства защиты органов дыхания от пыли. В исключительных случаях, когда предельно допустимой концентрации (ПДК) пыли в воздухе рабочей зоны не удастся достигнуть с помощью технических средств, работа допускается только по согласованию с органами Госгортехнадзора и профкомом организации и с обязательным применением индивидуальных противопыльных респираторов.

Работа в призабойном пространстве в респираторе оказывает все возрастающее сопротивление дыханию, вызывает усиленное напряжение дыхательной и сердечно-сосудистой систем работающего, приводит к быстрому утомлению и снижению его работоспособности.

В противопыльных респираторах использованы нетканые фильтрующие материалы ФПП-15 и ФПП-70, волокна которых обладают электростатическими зарядами, что резко повышает эффективность фильтрации аэрозолей любой степени дисперсности.

Для защиты органов дыхания от пыли в подземных выработках рекомендуются бесклапанные респираторы ШБ-1 «Лепесток» одноразового применения и клапанные респираторы «Астра-2», Ф-62ШМ, Ф-62Ш и РП-К многократного использования.

Выпускают три типа респираторов модели ШБ-1 «Лепесток-200», «Лепесток-40», «Лепесток-5». Цифры 200, 40 и 5 обозначают, что респираторы могут применяться для защиты от аэрозолей, превышающих ПДК соответственно в 200, 40 и 5 раз. Конструктивно респираторы «Лепесток» одинаковы и представляют собой легкую полумаску из материала ФПП, отделанного марлей, служащей одновременно фильтром. В неработающем состоянии респиратор имеет вид круга. Плотное прилегание респиратора к лицу достигается при помощи резинового шнура, алюминиевой пластинки, обжимающей переносицу, и лямок, завязывающихся на затылке.

Респираторы «Астра-2», Ф-62Ш, Ф-62ШМ и РП-К состоят из резиновых полумасок с отверстиями для установки клапана вдоха и клапана выдоха со сменными патронами из фильтрующего материала ФПП. Полумаски массой 100—200 г удерживаются на лице с помощью резиновых оголовников, имеют три размера и подбираются в зависимости от формы лица.

Защитное действие респираторов зависит от правильного их подбора и подгонки по размерам лица и выбора длины крепления.

Респиратор предназначен для индивидуального пользования, и передача его другому лицу может быть разрешена только после дезинфекции.

Для хранения, выдачи, ремонта и смены фильтров должна быть создана респираторная, расположенная вблизи ламповой. В респираторной необходимо вести журнал со списком рабочих и указанием номеров выданных респираторов, которые должны быть персонально закреплены за работающими.

Респиратор считается отработанным, когда удельное сопротивление входу достигло 70 Па, так как установлено, что при удельном сопротивлении выше 70 Па наступают неблагоприятные физиологические сдвиги при выполнении работ средней тяжести и тяжелых.

Респираторы «Лепесток» не рекомендуется применять в горных выработках при температуре ниже 0 °С из-за обмерзания конденсата и повышения сопротивления дыханию. Из-за намокания от пота и повышения сопротивления дыханию «Лепесток» не рекомендуется применять и при температуре выше 25 °С. В этих случаях расход респираторов возрастает практически в 2—3 раза.

4.4. УБОРКА И ПОГРУЗКА ПОРОДЫ

4.4.1. Погрузочные машины

При проведении горизонтальных горноразведочных выработок применяют три способа уборки и погрузки породы: погрузочными машинами, скреперными установками и вручную. Наибольшее распространение имеют погрузочные машины, которые различаются по способу захвата горной массы, типу рабочего органа и принципу действия. Способ захвата горной массы у погрузочных машин бывает нижний, верхний и боковой. Рабочий орган состоит из ковша, парных нагребавших лап, ротора с гребками, лопастного барабана или грейфера. Погрузочные машины подразделяют также на машины периодического (циклического) и непрерывного действия. Отечественной промышленностью выпускаются погрузочные машины периодического действия нижнего захвата (ППН), периодического действия верхнего захвата (ППВ), непрерывного дей-

ствия бокового захвата (ПНБ), непрерывного действия нижнего захвата (ПНН) и непрерывного действия верхнего захвата (ПНВ).

В зависимости от вида потребляемой энергии погрузочные машины бывают пневматические и электрические. Погрузочные машины подразделяют также по типу устройства ходовой части на три группы: колесно-рельсовые, гусеничные и пневмошинные.

В практике геологоразведочных работ наибольшее распространение имеет ковшовая погрузочная машина нижнего действия марки ППН-1С. Она проста в управлении и может использоваться для погрузки породы любой крепости и абразивности при проведении выработок размером $2,3 \times 2,3$ м.

Техническая характеристика погрузочной машины ППН-1С

Производительность, м ³ /мин	1,0
Вместимость ковша, м ³	0,25
Ширина захвата, м	2,2
Высота разгрузки ковша, мм	1300
Давление воздуха, МПа	0,5
Расход воздуха, м ³ /мин	9—11
Общая установленная мощность, кВт	14,7
Ширина колен, мм	600, 750, 900
Основные размеры, мм	2270×1150×1500
Масса, кг	3500
Завод-изготовитель	Дарасунский завод горного оборудования

Аналогичная машина ППН-1 имеет по сравнению с ППН-1С выше производительность (1,2 м³/мин) и массу (3,8 т).

Краткая техническая характеристика некоторых других выпускаемых погрузочных машин приведена в табл. 4.36. Из представленных в табл. 4.36 погрузочных машин заслуживают внимания породопогрузочные машины непрерывного действия с нагребающими лапами типа ПНБ. Они широко используются в горнодобывающих отраслях промышленности, так как характеризуются высокой производительностью и более широким диапазоном возможностей их использования как в горизонтальных, так и в наклонных выработках. Некоторые типоразмеры таких погрузочных машин могут быть рекомендованы для применения и в геологоразведочной практике.

Для обеспечения нормальной работы погрузочной машины на колесно-рельсовом ходу при проведении выработки требуется вслед за подвиганием забоя настилать рельсовые пути. Так как настилка пути из рельсов нормальной длины невозможна, то в забое укладывают временные звенья рельсов. Обычно эти рельсы укладывают на бок и благодаря распоркам, поставленным между их подошвами, плотно прижимаются головками к шейке рельсов стационарного (постоянного) пути. Концы рельсов временно соединяются планкой. Погрузочная

Т а б л и ц а 4.36

Техническая характеристика погрузочных машин

Показатели	Периодического действия				Непрерывного действия			
	ППН-2	ППН-3	ППН-5	ППН-19	ПНВ-1	ПНВ-2	2ПНВ-2	ПНВ-1-
Производительность, м³/мин	1,0	1,25	1,1	1,0	1,25	2,0	2,0	2,5
Вместимость ковша, м³	0,3	0,5	0,25	0,25	—	—	—	—
Фронт погрузки, м	2,5	3,2	4,0	2,2	—	—	—	4,0
Вид энергии	Пневматический				Электрический			
Ходовая часть	Колесно-рельсовая		Гусеничная				Колесно-рельсовая	
Масса, т	5,0	8,0	10,0	4,5	5,0	6,0	10,0	4,0

Т а б л и ц а 4.37

Техническая характеристика погрузочно-доставочных машин

Показатели	Тип машины			
	ПДВ-2	ПДН-2	МПДН-1	ПТ-4
Производительность (м³/ч) при погрузке и откатке на расстояние, м:				
25	11,0	—	30,0	30,0
50	9,0	22,0	24,0	24,0
100	—	9,0	—	16,0
Вместимость, м³:				
ковша	—	0,25	0,15	0,20
кузова	1,0	1,8	1,5	1,5
Мощность, кВт	26	40	45	43
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	—
Скорость передвижения, км/ч	—	—	—	0—5
Основные размеры, мм:				
ширина	1600	1900	1850	1800
длина	3100	4070	3000	3020
высота	1350	1870	1900	1790
Масса, т	4,2	4,8	4,0	4,6

машина и вагонетка при переходе на временный путь движутся по шейке их ребрами колес. По мере продвижения забоя временный путь (рельсы) перемещают. Когда рельсы передвинут на полную длину, укладывают рельсовый путь на шпалах и балласте.

Погрузочная машина может грузить породу в вагонетку или на конвейер (перегрузатель), с помощью которого порода по-

гружается в вагонетку. Перегрузатель представляет собой наклонный ленточный, реже скребковый конвейер, смонтированный на колесах или специальной передвижной раме. Передняя загрузочная часть перегружателя, как правило, находится вблизи почвы выработки, а другая часть приподнята на такую высоту, чтобы можно было горную массу грузить в вагонетки. Перегрузатели в практике геологоразведочных работ используются редко.

На некоторых предприятиях горнорудной промышленности широко используют погрузочно-доставочные или погрузочно-транспортные машины, которые позволяют проходить выработки без настилки рельсовых путей. Имеется опыт эксплуатации таких машин и в условиях ВГО «Союзгеологоразведка», особенно при сооружении камер и окоlostвольных выработок. Эти машины предназначены для механизации погрузки отбитой горной массы и последующего ее транспортирования на расстояние до 75—100 м. Техническая характеристика погрузочно-доставочных машин приведена в табл. 4.37.

Производительность уборки и погрузки породы при помощи погрузочных машин зависит от ряда факторов: типа и конструкции погрузочной машины, свойств погружаемой породы, вместимости вагонеток, организации работ по замене груженых вагонеток на порожние и т. д.

Различают техническую и эксплуатационную производительность. Техническая производительность машинной погрузки характеризуется объемом погружаемой породы в единицу времени без учета непроизводительных затрат времени, определяемых условиями производства и организацией работ, т. е. производительность погрузки в единицу «чистого» времени работы погрузочной машины.

Техническая производительность погрузочной машины ($\text{м}^3/\text{ч}$), например, ковшового типа определяется по формуле

$$P_T = 3600 \frac{q_k \varphi_k}{t_{\text{ц}} k_p}, \quad (72)$$

где q_k — вместимость ковша, м^3 ; φ_k — коэффициент заполнения ковша; $t_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла погрузки (черпания), с; k_p — коэффициент разрыхления породы.

Эксплуатационная или фактическая производительность погрузочной машины (погрузки) характеризуется количеством погруженной породы в единицу времени (в час или за смену) в конкретных условиях производства и при данной организации работ.

Эксплуатационная производительность машины в $\text{м}^3/\text{ч}$

$$P_3 = \frac{3600 V_{\text{в}}}{t_{\text{ц}} \frac{V_{\text{в}}}{q_k \varphi_k k_{\text{т}}} \left(1 + \frac{t_{\text{п}}}{100} \right) + 2 \frac{L}{v_{\text{ср}}} + t_{\text{пр}} + \frac{t_{\text{с}}}{n}}, \quad (73)$$

где V_v — вместимость вагонетки, м^3 ; k_t — коэффициент трудности погрузки породы (зависит от ее крупности и объемной массы); t_n — продолжительность простоя машины для осмотра, смазки и мелкого ремонта, %; L — расстояние от пункта погрузки до места обмена вагонеток, м; $v_{cp}=0,9-1,5$ м/с — средняя скорость движения вагонеток при их обмене; t_{np} — продолжительность прицепки и отцепки вагонеток, с; t_c — продолжительность откатки груженого состава и подгона на разминовку состава порожних вагонеток, с; n — число вагонеток в составе.

Производительность погрузки и уборки породы из забоя в значительной степени зависит от схемы и средств обмена вагонеток, расстояния пунктов обмена вагонеток от забоя, организации работ.

Для обеспечения оптимальных условий погрузки и уборки породы нужно организовывать работу таким образом, чтобы продолжительность маневров по замене груженой вагонетки на порожнюю была меньше продолжительности погрузки вагонетки.

Обмен вагонеток осуществляется в основном с помощью разминок. Разминки бывают накладные, замкнутые и тупиковые. Накладные разминки обычно устраивают на одну или на 4—5 вагонеток. В последнем случае она состоит из нескольких частей, чтобы облегчить ее перемещение. Накладная разминка представляет собой металлической лист (плиту) или шпалы, на которые приварены головки рельсов (швеллеры).

Разминку укладывается сверху на основной путь. По мере подвигания забоя накладная разминка перемещается погрузочной машиной или электровозом к месту погрузки без нарушений основного рельсового пути. Обмен вагонеток на такой разминке осуществляется в большинстве случаев вручную. Расстояние между рельсовыми путями разминки принимается минимально возможным, чтобы не производить уширение выработки. Накладные разминки более эффективны при проведении однопутных выработок.

Замкнутые разминки устраиваются, как правило, на 5—6 вагонеток. Для их установки требуется расширять выработку с учетом соблюдения зазоров между стенками выработки и подвижным составом, поэтому замкнутые разминки устраиваются через 50—75 м (иногда 100—150 м). Маневровые операции по замене вагонеток проводятся при помощи электровоза.

При применении тупиковой разминки обмен вагонеток может быть осуществлен по нескольким схемам. Это зависит от того, на сколько вагонеток рассчитана тупиковая разминка, на одну или на несколько. Так как для устройства таких разминок требуется уширение выработки, то стараются использовать для этой цели ранее пройденную боковую выработку (рассечку, заезд).

Помимо разминовок для обмена вагонеток могут использоваться перекатные роликовые платформы или вагоноперестановщики, в частности, пневматические.

Хорошо зарекомендовала себя перекатная роликовая платформа конструкции ЦНИГРИ типа ПП1А-600.

Техническая характеристика роликовой платформы ПП1А-600

Грузоподъемность, т	4
Ширина колеи рельсового пути, мм	600
Высота тележки над головкой рельса, мм	75
Ход тележки, мм	1200
Основные размеры, мм	2030×2000×210
Масса, кг	222

Для установки роликовой платформы или перестановщика требуется устраивать нишу или уширение выработки.

4.4.2. Скреперные установки

При проведении горизонтальных и наклонных до 35° горно-разведочных выработок небольшой длины (50—75 м) и малой площадью поперечного сечения (Т—2,0; Т—3,0; Т—4,8 или ПС—2,0; ПС—2,7 и ПС—4,2), когда невозможно использование погрузочных машин, для уборки породы применяют скреперные установки.

Скреперная установка включает в себя: скреперную лебедку с двигателем, скрепер, скреперный полок, канаты рабочий и холостой, а также скреперный блок. Если скреперование осуществляется в люк, то скреперный полок может отсутствовать.

Таблица 4.38

Техническая характеристика скреперов

Показатели	Вместимость скрепера, м³			
	0,10	0,16	0,25	0,40
Односекционный гребковый жесткий скрепер СГ				
Основные размеры, мм				
длина	950	1250	1400	1700
ширина	700	850	950	1200
высота	500	500	560	670
Масса, кг	160	265	400	560
Односекционный ящичный скрепер СЯ				
Основные размеры, мм.				
длина	—	800	950	1120
ширина	—	710	850	950
высота	—	360	400	450
Масса, кг	—	160	265	400

Таблица 4.39

Техническая характеристика скреперных блоков

Модель	Диаметр ролика, мм	Максимальный диаметр каната, мм	Тяговое усилие на крюке, кН	Размеры блока, мм			Масса блока, кг
				длина	ширина	высота	
БС-20	200	12,5	30	500	280	140	18
БС-25	250	15,0	50	630	360	186	28
БС-30	320	20,0	80	800	440	186	45
БС-40	400	25,0	150	1000	550	260	80

Таблица 4.40

Рекомендуемые параметры скреперных установок

Насыпная объемная масса, т/м³	Максимальный размер куска, мм	Расчетная вместимость скрепера, м³	Мощность двигателя скреперной лебедки, кВт	Диаметр каната, мм		Диаметр ролика скреперного блока, мм
				рабочего	холостого	
<2,0	250	0,10	5,5	8,8; 10,5	8,8; 10,5	160
2,0—2,8	250	0,10	10	10,5; 11,5	10,5; 11,5	160, 200
<2,2	340	0,16	10	10,5; 11,5	10,5; 11,5;	160, 200
2,2—2,8	340	0,16	10	13; 14	13; 14	250
<2,5	380	0,25	17	13; 14	13; 14	250
2,5—2,8	380	0,25	30	14; 15	13; 14	250

Скреперные лебедки бывают 2-барабанные и 3-барабанные. Наибольшее распространение имеют 2-барабанные лебедки. Скреперные лебедки изготавливаются трех типов: 2С, 2П и 3С. Цифра означает число барабанов, буква «С» — что соосное расположение двигателя и барабанов, а буква «П» показывает, что параллельное расположение двигателя и барабанов.

Лебедки выпускаются в основном мощностью от 10 до 55 кВт (см. табл. 9.27). Скреперы бывают ящичного или гребкового типа (табл. 4.38).

Скреперы ящичного (коробчатого) типа рекомендуется применять при уборке сыпучих и мелкокусковых пород, гребкового типа — при крупнокусковых.

Характеристика скреперных блоков приведена в табл. 4.39.

Наиболее распространенные технологические схемы проведе-

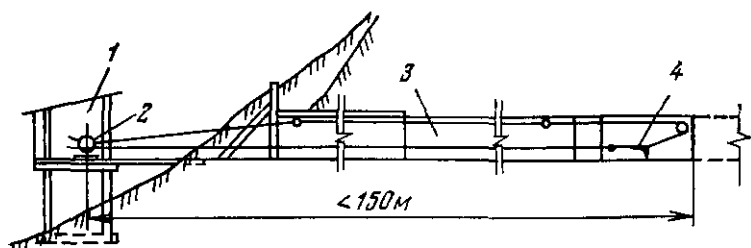


Рис. 4.15. Схема проведения штольни с уборкой горной массы скрепером:
1 — будка скрепериста; 2 — лебедка; 3 — штольня; 4 — скрепер

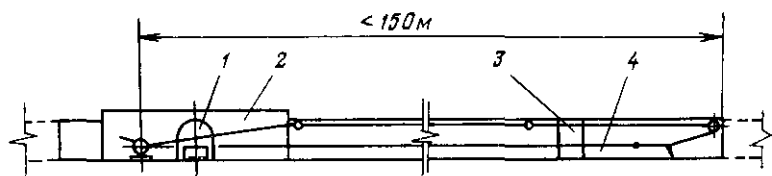


Рис. 4.16. Схема проведения рассечек и штреков с уборкой горной массы на подходную выработку, оборудованную скреперной установкой:

1 — подходная выработка; 2 — камера скрепной лебедки; 3 — ниша для бурового инструмента; 4 — рассечка (штрек)

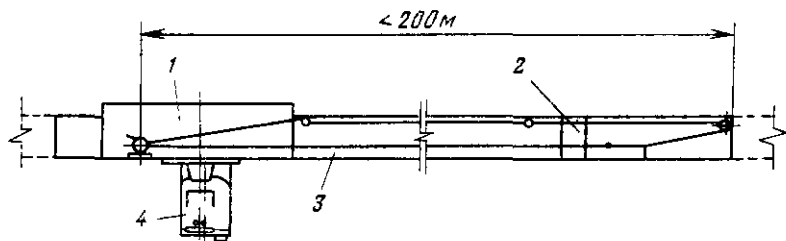


Рис. 4.17. Схема проведения рассечек и штреков с уборкой горной массы прямым скреперованием на нижележащую выработку, оборудованную рельсовым путем:

1 — камера скрепной лебедки; 2 — ниша для бурового инструмента; 3 — рассечка (штрек); 4 — подходная выработка

ния горноразведочных выработок со скреперной уборкой горной массы показаны на рис. 4.15—4.18.

Для размещения скреперных лебедок в выработке предусматривается сооружение камер или ниш. Скреперная лебедка должна устанавливаться на деревянном или металлическом настиле (ряже, раме), который крепится к почве выработки или раскрепляется распорными колонками в кровлю камеры.

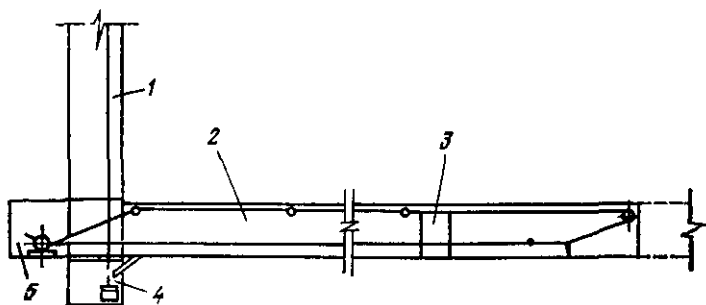


Рис. 4.18. Схема проведения рассечек из шурфа:

1 — шурф; 2 — рассечка; 3 — ниша для бурового инструмента; 4 — зумпф; 5 — камера скреперной лебедки

Возможен вариант раскрепления скреперной лебедки при помощи растяжек.

Высота рабочего пространства в камере от ряжа (рамы) до кровли выработки должна быть не менее 1,8 м.

Рекомендации по укомплектованию скреперных установок по данным Гипроникеля приведены в табл. 4.40.

Производительность скреперной погрузки

$$Q = \frac{3600 V_c \psi}{L/v_{p.x} + L/v_{x.x} + t}, \quad (74)$$

где V_c — вместимость скрепера, м^3 ; ψ — коэффициент заполнения скрепера; L — длина скреперования, м; $v_{p.x}$ — скорость рабочего хода скрепера, м/с; $v_{x.x}$ — скорость холостого хода скрепера, м/с; $t = 20 \div 40$ с — продолжительность загрузки и разгрузки скрепера с учетом пауз на переключение хода.

Время на уборку отбитой породы

$$T_{уб} = V_n k_p / Q, \quad (75)$$

V_n — объем отбиваемой породы в массиве, м^3 .

Мощность привода скреперной установки

$$N = Z v_k / (1000 \eta), \quad (76)$$

где Z — тяговое усилие на барабане лебедки, Н; v_k — средняя скорость навивки каната на барабан, м/с; $\eta \approx 0,8$ — КПД лебедки.

Тяговое усилие ориентировочно можно рассчитать по формуле

$$Z = 9,81 k (Q_n + Q_c) (f_T \cos \beta \pm \sin \beta), \quad (77)$$

где $k = 1,35 \div 1,45$ — коэффициент добавочных сопротивлений; Q_n — масса породы, перемещаемой скрепером, кг; Q_c — масса скрепера, кг; $f_T = 0,6 \div 0,8$ — суммарный коэффициент трения по-

роды, скрепера и канатов о породу; β — угол наклона пути скреперования; 9,81 — ускорение свободного падения.

При проведении протяженных разведочных выработок с использованием скреперной погрузки целесообразно применять скреперные погрузчики, например, СКМ-600. Он состоит из погрузочной платформы с установленной на ней скреперной лебедкой и моста для вагонетки. И платформа и мост перемещаются в забой скреперной лебедкой. Погрузчик применяется при проведении выработок площадью сечения свыше 5,9 м².

Техническая характеристика скреперного погрузчика СКМ-600

Производительность (м ³ /ч) при длине скреперования, м:	
15	45
30	25
Вместимость скрепера СГ, м ³	0,25; 0,40
Тип скреперной лебедки	17ЛС-2П
Размеры погрузочной платформы, мм.	
длина	6600
ширина	1400
высота	1950
Масса погрузчика, кг	4525

Имеются также скреперные погрузчики, работающие в комплексе с конвейером. К примеру, погрузо-доставочный комплекс МПДК-3 предназначен для проведения выработок площадью сечения свыше 5,6 м². Этот комплекс состоит из погрузочной платформы с установленной на ней скреперной лебедкой, скрепера, блоков, приводной станции конвейера и роlikоопор. На платформе смонтировано также натяжное устройство. Платформа передвигается в забой скреперной лебедкой.

Техническая характеристика скреперного погрузчика МПДК-3

Производительность (м ³ /ч) при длине скреперования, м:	
15	45
30	20
Вместимость скрепера СГ, м ³	0,25, 0,40
Скреперная лебедка	17ЛС-2П
Максимальная длина конвейера РТУ-30, м:	
по горизонтали	300
при угле наклона 18°	200
Размеры погрузочной платформы, мм:	
длина	7600
ширина	1440
высота	1690
Масса погрузчика в комплексе, кг	7400

Выпускаются многочисленные типы и типоразмеры ленточных и скребковых конвейеров и перегружателей, часть из которых при определенных условиях может быть использована для механизации погрузочно-транспортных работ при проведении горизонтальных разведочных выработок. Заслуживают внимания самоходные консольные перегружатели ПСК-1 и ПСК-1А. Они на колесно-рельсовом ходу и предназначены для пере-

грузки отбитой породы от погрузочной машины в состав вагонеток, располагающийся под консолью конвейера-перегрузателя.

Техническая характеристика перегружателей

Перегружатель	ПСК-1	ПСК-1А
Производительность, м ³ /мин	2	2,5
Привод	Пневматический	
Установленная мощность, кВт	18	18
Ширина колеи, мм	600, 750	600, 750
Длина консольной части, мм	11 800	15 500
Размеры, мм		
длина	15 380	15 950
ширина	1 350	1 350
высота	2 000	2 200
Масса, кг	9000	11 000

Перегружатели ПСК-1 и ПСК-1А выпускаются Дарасунским заводом горного оборудования.

4.5. ОТКАТКА ПОРОДЫ И ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ГРУЗОВ

Откатка отбитой горной породы и транспортирование грузов в геологоразведочной практике в подавляющем большинстве случаев осуществляется при помощи рельсового транспорта. При этом исключительное распространение получили два типа паразера аккумуляторных электровозов: АК-2У и 4,5АРП-2М. Электровоз АК-2У рекомендуется использовать при ограниченной длине откатки, а 4,5АРП-2М — на разведочных горизонтах с протяженными направлениями откатки и большими объемами проведения подземных разведочных выработок. В последнее время в условиях геологоразведочных работ находят применение и контактные электровозы. Они обладают большей простотой и надежностью в эксплуатации. Техническая характеристика применяемых в геологоразведке электровозов приведена в табл. 4.41.

В геологоразведке вагонетки применяются в основном двух типов: опрокидные (ВО и УВО) или неопрокидные — глухие (ВГ, УВГ). Характеризуются вагонетки вместимостью и грузоподъемностью. Вагонетки с опрокидным кузовом предназначены для транспортирования по горизонтальным выработкам с выходом на поверхность (в штольнях) или на подэтажах — с выгрузкой породы в рудоспуск. Вагонетки типа ВГ (УВГ) с глухим неопрокидным кузовом предназначены для эксплуатации в выработках, пройденных из стволов разведочных шахт. Они могут применяться и в выработках с выходом на поверхность, но тогда требуется оборудовать отвал опрокидывателем вагонеток.

Техническая характеристика рудничных вагонеток приведена в табл. 4.42.

Таблица 4.41

Техническая характеристика электровозов

Показатели	Аккумуляторные		Контактные		
	АК-2У	4,5АРП-2М	ЗКР-600	4КР	7КР
Сцепной вес, Н	20 000	45 000	30 000	40 000	70 000
Тяговый двигатель					
тип	МТ-2	ЭДР-7	ДК800БМ	ЭДР-11	ЭДР-15
напряжение, В	45	80	250	250	—
мощность одного двигателя, кВт	4,4	6	12,8	10,2	15,0
число двигателей	1	2	1	2	2
Тяговое усилие при часовом режиме, Н	2240	7500	5500	9000	16 800
Скорость движения при часовом режиме, км/ч	3,95	6,44	8,0	5,5	10,5
Аккумуляторная батарея					
тип	36ТЖН-300	66ТЖН-350-45	—	—	—
электрический заряд, Кл·10 ⁴	108	108	—	—	—
Редуктор	—	—	Одноступенчатый	Двухступенчатый	—
Торможение	—	—	Аварийно-механическое с ручным приводом		
Жесткая база, мм	650	900			
Клиренс, мм	35	95	800	900	1200
Размеры, мм			100	100	—
длина	2015	3300	2590	3120	4500
ширина	900	1000	960	1000	1032
высота	1210	1350	1400	1515	1540
Ширина колес, мм	600	600	600	600	600, 750
Минимальный радиус вписывания, мм	—	900	900	900	900
Масса, кг	3288	6924	—	—	—

Таблица 4.42

Техническая характеристика вагонеток, применяемых на разведочных шахтах

Типоразмер вагонетки	Вместимость кузова, м³	Грузоподъемность, т	Длина по буферам, мм	Ширина кузова, мм	Высота от головки рельсов, мм	Жесткая база, мм	Диаметр колеса, мм	Высота от головки рельса до оси сцепки, мм	Ширина колеи, мм	Масса, кг
ВО-0,4	0,4	1,25	1300	870	1200	400	300	270	600	485
ВГ-0,7	0,7	1,8	1250	860	1220	500	300	290	600	515
ВГ-1,0	1,0	1,8	1500	850	1300	500	300	320	600	500
ВГ-1,1	1,1	2,0	1800	850	1300	550	300	320	600	564
ВГ-1,3	1,3	2,3	2000	880	1300	550	300	320	600	635
ВГ-1,4	1,4	2,5	2400	850	1230	650	300	320	600	674

Таблица 4.43

Характеристика круговых опрокидывателей

Типоразмер опрокидывателя	Типоразмер вагонетки	Ширина колеи, мм	Диаметр барабана, мм
ОК-1В-0,7НС	ВГ-0,7	600	2500
ОК-2В-0,7НС	ВГ-0,7	600	2500
ОК-1В-1,2НС	ВГ-1,2	600, 750	2800
ОК-2В-1,2НС	ВГ-1,2	600, 750	2800
ОК-1В-0,7РС	ВГ-0,7	600	2500
ОК-1В-1,2РС	ВГ-1,2	600, 750	2800
ОК-2В-1,2РС	ВГ-1,2	600, 750	2800
ОК-1В-0,7РГП	ВГ-0,7	600	2500
ОК-1В-1,2РГП	ВГ-1,2	600, 750	2800

Таблица 4.44

Характеристика боковых опрокидывателей

Показатели	Тип опрокидывателя		
	БОК-1М	БОК-2М	ОВ
Типоразмер вагонеток	ВГ-0,7; ВГ-1,0 ВГ-1,4	ВГ-1,0; ВГ-1,4 ВГ-1,6	ВГ-0,7 ВГ-1,4
Ширина колеи, мм	600	600	600
Грузоподъемность, т	4	7,5	4
Тип электродвигателя	А-81-6-Щ2	АОП-73-4	АО2-51-6
Основные размеры, мм	9640×2168×2200	4220×3622×3680	2682×2230×1000
Масса, кг	6400	8500	7850

Вагонетку ВО-0,4 (УВО-0,4) с опрокидным кузовом рекомендуется применять при ручной откатке.

Для разгрузки вагонеток с глухим кузовом необходимо применять опрокидыватели, которые бывают в основном двух типов: круговые и боковые. Круговые опрокидыватели вагонеток по своему назначению разделяются на три типа: тип НС — предназначен для разгрузки нерасцепляемых вагонеток в составе по одной или по две вагонетки одновременно, тип РС — для разгрузки по одной или по две вагонетки расцепленного состава при самокатном обмене вагонеток в опрокидывателе и тип РГП — для разгрузки вагонеток расцепленного состава и с принудительным обменом вагонеток в опрокидывателе (табл. 4.43).

Характеристика боковых опрокидывателей вагонеток приведена в табл. 4.44.

Расчет электровозной откатки обычно состоит из определения тягового усилия, массы груженого состава и числа вагонеток в составе.

Тяговое усилие электровоза

$$F = (P + nQ')(W' \pm i + 110j), \quad (78)$$

где P — сцепной вес электровоза, т; Q' — полная масса вагонетки, т; n — число вагонеток в составе; W' — коэффициент сопротивления движению груженых вагонеток; i — уклон откаточного пути; j — ускорение движения поезда, м/с².

Значения коэффициента сопротивления движению W' принимаются для вагонеток с подшипниками трения скольжения равными 0,012—0,020; с роликовыми подшипниками — 0,007—0,012; с шариковыми подшипниками — 0,004—0,008.

Пусковое сопротивление превышает ходовое примерно в 1,5—2 раза. Примерно во столько же раз увеличивается сопротивление при прохождении стрелочных переводов.

Уклон откаточного пути i равен величине тангенса угла наклона пути (знак плюс относится к движению вверх, а минус к движению вниз).

Масса груженого состава

$$Q_n = \frac{1000P\phi - P(W' + i + 110j_a)}{W' + i + 110j_a}, \quad (79)$$

где ϕ — коэффициент сцепления электровоза с рельсами (с подсыпкой песка равен 0,25); $j_a = 0,03 \div 0,05$ м/с² — пусковое ускорение.

Число вагонеток в составе

$$n = Q_n / Q'. \quad (80)$$

Продолжительность движения состава за рейс (с грузом и порожняком)

$$T_{дв} = 2L_{от} / (60v_x), \quad (81)$$

где $L_{от}$ — длина откатки, м; $v_x=0,75 v_{дл}$ — средняя ходовая скорость движения, м/с; $v_{дл}$ — длительная скорость движения, м/с.

Продолжительность рейса

$$I_p = I_{дв} + \theta, \quad (82)$$

где $\theta=10\div 20$ мин — продолжительность маневровых операций.

Расход электроэнергии за один рейс при применении контактных электровозов может быть определен по формуле

$$E_p = \frac{\alpha U_{ш} (I_{гр} T_{гр} + I_{пор} T_{пор})}{1000 \cdot 3600}, \quad (83)$$

где $\alpha=1,1\div 1,3$ — коэффициент, учитывающий работу электровоза во время маневровых операций; $U_{ш}$ — напряжение на шинах тяговой подстанции, В; $I_{гр}$ и $I_{пор}$ — сила тока, потребляемая электровозом соответственно груженого и порожнего состава, А; $T_{гр}$ и $T_{пор}$ — время движения электровозов соответственно с груженым и порожним составами, с.

Ток к контактным электровозам подается по контактной сети, представляющей собой провода специального профиля сечением 85—100 мм². Подвеска контактной сети выполняется при помощи изоляторов и провододержателей, укрепляемых жестко или эластично (на оттяжках).

Высота подвески контактного провода должна составлять 1800 мм от уровня головки рельсов для откаточных выработок и 2000 мм для выработок околоствольного двора, 2000 мм для откаточных выработок и 2200 мм — для выработок околоствольного двора на участках, предназначенных для посадки и высадки людей.

Зазор между контактным проводом и крепью или сводом выработки должен быть не менее 200 мм.

4.6. КРЕПЛЕНИЕ ВЫРАБОТОК

4.6.1. Деревянная крепь

Крепление выработок — процесс возведения горной крепи.

Горная крепь — искусственное сооружение, возводимое в выработках для предотвращения обрушения окружающих пород и сохранения необходимых площадей сечений выработок.

Крепь бывает временная и постоянная. Временная крепь устанавливается для поддержания призабойной части выработки в период производства горнопроходческих работ. Постоянную крепь возводят на весь срок эксплуатации выработки.

Материалы, применяемые для изготовления горной крепи, называются крепежными материалами. В качестве крепежных

Таблица 445

Размеры рудничных стоек

Длина стойки, м	Диаметр в верхнем торце см									
	12	14	16	18	20	22	24	—	—	—
2,0, 2,2; 2,3	12	14	16	18	20	22	24	—	—	—
2,5; 2,8	—	14	16	18	20	22	24	—	—	—
3,0	—	14	16	18	20	22	24	26	28	30
3,5	—	—	—	18	20	22	24	26	28	30
3,8, 4,0	—	—	—	18	20	22	24	—	—	—
4,5	—	—	—	—	20	22	24	—	—	—

материалов находят применение: дерево, бетон, железобетон, металл, пластмассы.

Вид, материал и параметры крепи принимаются в зависимости от устойчивости породы и величины горного давления, с учетом назначения и срока службы выработок. Наибольшее распространение при горноразведочных работах имеют деревянные крепи из хвойных или лиственных пород древесины. Из хвойных наиболее приемлемыми являются сосна, ель и лиственница, а из лиственных — дуб, клен и бук.

Срок службы деревянной крепи зависит от породы древесины и ее качества, влажности рудничной атмосферы, свойств подземных вод, а также качества работы крепильщика и его квалификации. Наиболее эффективным способом увеличения срока службы древесины является антисептирование, т. е. пропитка ее специальными растворами, предупреждающими гниение (хлористый цинк, фтористо-натриевые соединения и др.).

При креплении применяется круглый лес и пиломатериалы в виде пластин (распилов), брусев, досок и обapol.

Круглый лес применяется в виде бревен (диаметр 12 см и более), подтоварника (диаметр 8—11 см) и жердей (диаметр 3—7 см).

Для деревянной крепи в подземных горноразведочных выработках должен использоваться только качественный круглый лес и пиломатериалы в соответствии с сортаментом и ГОСТами, утвержденными для горнорудной промышленности.

Крепезный лес поставляется в соответствии с установленными стандартами размерами. Размеры стоек, поставляемых горнорудной промышленности (ГОСТ 616—83), приведены в табл. 4.45. В табл. 4.46 указаны размеры досок, брусков и брусев.

Основной конструкцией деревянной крепи является неполная крепежная рама, имеющая обычно трапециевидную форму (рис. 4.19). Она состоит из двух стоек и верхняка. В зависимости от устойчивости горных пород крепежные рамы устанавли-

Т а б л и ц а 4.46

Размеры досок, брусков и брусьев

Толщина, мм		Ширина, мм								
Доски										
13	80	90	100	110	130	150	—	—	—	—
16	80	90	100	110	130	150	180	—	—	—
19	80	90	100	110	130	150	180	200	—	—
22	80	90	100	110	130	150	180	200	—	—
25	80	90	100	110	130	150	180	200	220	250
32	—	—	100	110	130	150	180	200	220	250
40	—	—	100	110	130	150	180	200	220	250
45	—	—	—	—	130	150	—	—	—	—
Бруски										
50	—	—	100	110	130	150	180	200	220	250
60	—	—	100	—	130	150	180	200	220	250
70	80	—	100	—	130	150	180	200	220	250
75	—	—	100	—	130	150	180	200	220	250
100	—	—	100	—	130	150	180	200	220	250
Брусья										
130	—	—	—	—	130	150	180	—	—	—
150	—	—	—	—	—	150	180	200	—	—
180	—	—	—	—	—	—	180	—	220	—
200	—	—	—	—	—	—	—	200	—	250
220	—	—	—	—	—	—	—	—	220	250
250	—	—	—	—	—	—	—	—	—	250

ваются либо вплотную друг к другу (всплошную), либо на расстоянии 0,5—1,5 м друг от друга — вразбежку.

Применяется также крепление «спаренными» рамами, когда на определенном расстоянии устанавливаются вплотную друг к другу по две крепежные рамы.

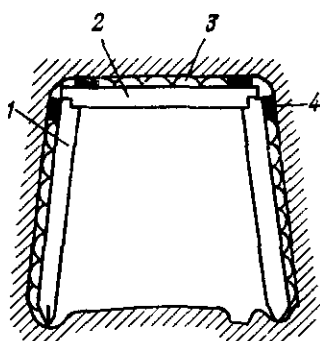
При «пучении» пород почвы выработки следует применять полные крепежные рамы, имеющие дополнительный элемент — лежень в нижней части.

Элементы крепежных рам соединяются между собой при помощи замков. З а м к о м крепи называют фигурные вырубki на концах двух смежных элементов деревянной крепи, применяемые для соединения этих элементов между собой. Весьма важным является тщательность выполнения замков и их точная подгонка.

Замки должны быть наиболее простыми и легковыполнимыми с помощью обычных инструментов — пилы и топора. Обычно стойки с верхняком соединяют «в лапу», «в зуб», «в паз», «в шип» и «встык» (рис. 4.20). Наиболее распространенным видом соединения является соединение «в лапу».

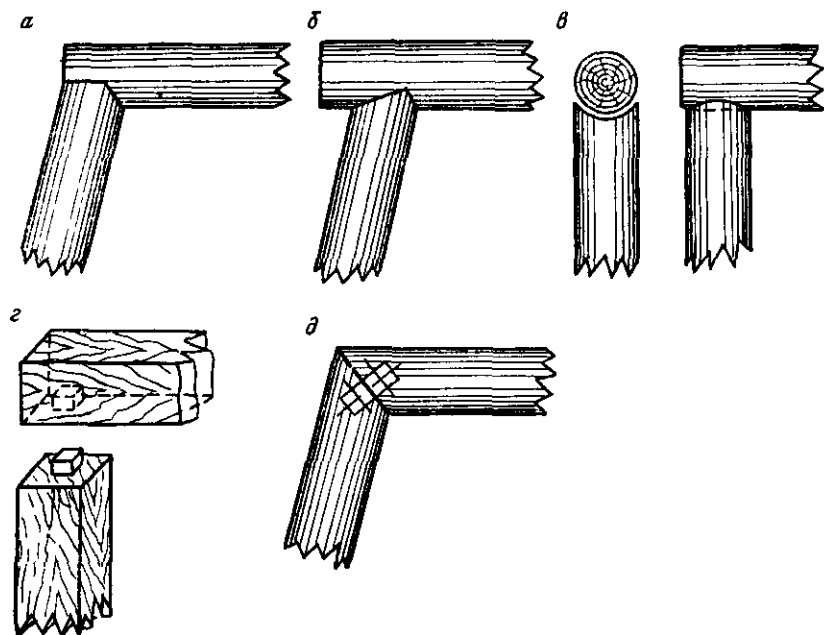
Рис. 4.19. Неполная крепежная рама:

1 — стойка; 2 — верхняя; 3 — затяжка, 4 — рас-
клинка



**Рис. 4.20. Конструкция «замков» деревян-
ной крепи:**

а, б, в, г и д — соединение элементов соответ-
ственно «в лапу», «в зуб», «в паз», «в шип» и
«в стык»



Для фиксации крепежных рам относительно продольной оси выработки и их раскрепления в нужном месте и положении применяется расклинка в верхних углах рамы.

Для предупреждения вывалов породы при креплении вразбежку кровлю и стенки выработки в необходимых случаях следует затягивать обаполами (горбылем) или досками. Затяжка кровли и боков, в зависимости от устойчивости пород, производится «всплошную» или «вразбежку», «встык» или «внахлестку».

Основные параметры деревянной рамной крепи устанавливаются, как правило, расчетным путем. Величина давления на единицу длины выработки определяется по формуле М. М. Протодяконова с учетом коэффициента запаса (k_3) и коэффициента ослабления пород трещинами и квиважем ($k_{уст}$):

$$p = \frac{4\gamma a^2 k_3 \cdot 9,81}{3fk_{уст}}, \quad (84)$$

где γ — плотность пород в массиве, кг/м³; a — полупролет свода выработки на уровне верхняка, м; $k_3 = 3$, $k_{уст} = 0,3 \div 1,0$.

Нагрузка на одну крепежную раму

$$p_1 = 1000pl, \quad (85)$$

где l — расстояние между центрами крепежных рам, м.

Максимальный изгибающий момент (Н·см) по середине верхняка

$$M = 5/16 p_1 a. \quad (86)$$

Момент сопротивления определяется из выражения:

$$W_c = M/\sigma_{изг}, \quad (87)$$

где $\sigma_{изг}$ — допускаемое для древесины напряжение на изгиб.

Момент сопротивления для круглого сечения равен $W_c = 0,1 d^3$. Откуда диаметр верхняка (см)

$$d = \sqrt[3]{\frac{10M}{\sigma_{изг}}}. \quad (88)$$

По стандарту на рудничные стойки (см. табл. 4.45) принимается ближайший по размеру диаметр верхняка, причем диаметр стоек обычно принимается одинаковым с диаметром верхняка.

Основные механические свойства древесины приведены в табл. 4.47.

Параметры деревянной рамной крепи, подсчитанные по формулам (84) — (88), приведены в табл. 4.48. Приведенные в табл. 4.48 данные определены для пород XII—XV категорий крепости по буримости.

В состав работ по креплению подземных выработок входит: осмотр и тщательная оборка кровли и стенок выработки; подготовка места для установки крепежной рамы; подготовка лунок для установки стоек или канавки под лежни; установка крепежных рам и затяжки.

Глубина лунок в породах крепких и средней крепости должна быть 10—15 см, в породах ниже средней крепости — 15—20 см, а в породах мягких — 20—30 см. Для предотвращения выдавливания нижнего конца стойки со стороны водоотливной канавки лунку делают на 10—12 см глубже дна канавки.

После установки стоек на них укладывается верхняк, замковые врубки которого должны плотно прилегать к соответ-

Т а б л и ц а 4 47

Механические свойства пород дерева

Порода дерева	Плотность, кг/м³	Предел прочности (МПа) вдоль волокон при			
		сжатии	растяжении	радиальном скалывании	изгибе
Х в о й н ы е					
Лиственница	660	64,5	125	9,9	111,5
Сосна	500	48,5	103,5	7,5	86
Пихта	410	47	70	6,5	73
Ель	445	44,5	103	6,9	79,5
Л и с т в е н н ы е					
Дуб	690	57,5	123	10,2	107,5
Бук	670	55,5	123	11,6	108,5
Береза	630	55,5	168	9,3	109,5

ствующим врубкам стоек. Затем производится выверка положения крепежной рамы для правильной ее установки относительно вертикальной и горизонтальной осей выработки.

При установке крепежных рам необходимо строгое соблюдение расстояний по почве от отвесов, опущенных из замков до концов стоек, в соответствии с паспортом крепления. Отклонение нижнего конца стоек от вертикали называется «разносом» стоек и обычно принимается равным $1/6—1/7$ их длины ($80—85^\circ$).

Установку верхняка по высоте проверяют по соотношению с верхняками ранее установленных рам.

Заключительной операцией является затяжка боковых стенок и кровли выработки с тщательной забутовкой пустот породой или старым крепежным лесом.

На закруглениях крепежные рамы должны ставиться по радиусу, т. е. строго перпендикулярно к оси выработки.

В месте пересечения двух выработок устанавливается камерная рама, на верхняк которой опираются концы верхняков половинчатых рам основной выработки. Так как камерная рама должна выдерживать большее давление, чем рядовые рамы, она делается из леса большего диаметра. В отдельных случаях в качестве верхняка камерной рамы используют балку двутаврового профиля или швеллер.

При заготовке элементов крепи непосредственно в забое могут использоваться электрические или пневматические пилы.

Деревянные крепи просты по конструкции, однако они дороги и их возведение является трудоемким. Кроме того, деревянные крепи недолговечны и огнеопасны. Поэтому рекоменду-

Таблица 4.48

Параметры деревянной рамной крепи для горизонтальных разведочных выработок трапецевидной формы

Площадь сечения выработки в свету по ГОСТ 22 940—85, м²	Размеры сечения выработки, мм			Размеры элементов крепи, см			Расход леса на раму, м³	Степень устойчивости и трещиноватости пород	Расстояние между рамами, см	Затяжка кровли	Максимальная длина выработки, м	Примечания
	b_1	b_2	h	Диаметр крепежного леса	Длина верхняя	Длина стоек						
2,0	900	1320	1850	16	120	200	0,10	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	150 Без крепления То же	Частичная — —	50	Штольни небольшой протяженности, расчески из шурфов
3,0	1360	1800	1850	16	170	200	0,12	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	100 150 Без крепления	Полная Частичная —	100	Штольни небольшой протяженности, расчески из шурфов
4,8	1750	2300	2360	18	210	250	0,19	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые	75 100	Полная затяжка кровли и частичная боков Частичная	500	Разведочные штольни средней протяженности
5,1	1750	2360	2580	18	210	300	0,21	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	75 100 Без крепления	Затяжка кровли и частичная боков Частичная —	Любая	Разведочные штольни средней протяженности
6,1	1900	2580	2720	18	230	310	0,22	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	75 100 Без крепления	Затяжка кровли и частичная боков Частичная —	Любая	Выработки главных направлений
7,0	2180	2800	2800	20	260	320	0,28	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	75 100 150	Полная затяжка кровли и частичная боков	По проекту	Выработки главных направлений
7,5	2240	2900	2900	22	268	330	0,36	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	75 100 150	Полная затяжка кровли и частичная боков	По проекту	Выработки главных направлений

Примечание. b_1 — ширина выработки по кровле, b_2 — ширина выработки по почве, h — высота выработки.

ется взамен деревянных крепей возможно шире применять более прогрессивные виды крепей, к которым относятся анкерная, набрызгбетонная, комбинированная и др.

4.6.2. Анкерная крепь

Анкерная крепь представляет собой систему закрепленных в шпурах металлических, железобетонных или деревянных стержней, расположенных определенным образом в массиве горных пород по периметру выработки и обеспечивающих вместе с поддерживающими элементами упрочнение массива пород и устойчивость его обнажений.

Как самостоятельный вид крепи, анкерная крепь допускается в породах с коэффициентом крепости $f \geq 3$. Применение ее в слабых глинистых, сыпучих породах и пльвунах, а также в зонах геологических нарушений, сильно перемятых пород, карстовых разломов и т. п. не допускается.

Кровле выработок при анкерном креплении следует придавать сводообразную форму для увеличения ее устойчивости. Однако при слоистом строении вмещающих пород, а также при использовании деревянных или металлических подхватов, располагаемых в поперечном к оси выработки направлении, допускаются прямолинейные очертания поперечного сечения выработки.

При установке анкеров в породном массиве их следует располагать таким образом, чтобы они пересекали поверхности наслоений и основные поверхности ослаблений (трещины) под углом, близким к 90° , но не менее 45° .

В практике наиболее широкое применение получили металлические (стальные) анкеры, которые по способу раскрепления замкового устройства в шпуре разделяются на два типа: клиновые и распорные. Анкеры распорного типа по сравнению с клиновыми обладают более высокой несущей способностью, надежны и просты в эксплуатации, а также обладают возможностью их извлечения для повторного использования. Они имеют много конструктивных модификаций, но обычно состоят из стержня с клиновой или конусной головкой на одном конце и резьбой — на другом, гильзы или распорных сегментов, гайки и опорной плитки. Наиболее удачной конструкцией является анкер ЭС-1, который широко применяется в угольной и сланцевой промышленности.

Наряду с металлическими анкерами широкое распространение получили железобетонные анкеры. Преимуществом их является простота устройства, низкая стоимость и высокая прочность закрепления в шпурах. Недостатком же является их неспособность сразу после установки воспринимать нагрузку, а также относительная сложность и многооперационность их возведения.

Самостоятельное применение железобетонных анкеров допускается в трещиноватых, средней трещиноватости и слабо-трещиноватых породах, способных сохранять устойчивость до вступления анкеров в работу, т. е. до затвердения цементного раствора.

Для проведения подземных разведочных выработок рекомендуется применять две модификации железобетонных анкеров: с нарезкой и гайкой на нижнем конце арматурного стержня; с утолщением на нижнем конце арматурного стержня.

Анкеры первой модификации могут быть использованы и в сочетании с деревянными и металлическими подхватами, а также с различного рода затяжками.

В практике получили также распространение клинощелевые анкеры из древесины. Простейший клинощелевой анкер из древесины имеет стержень диаметром 38 мм, длиной 1,0—1,6 м, на концах которого расположены продольные прорезы во взаимно перпендикулярных плоскостях, предназначенные для забивки деревянных или металлических клиньев при установке анкера.

Более совершенным является металлодеревянный анкер, нижний конец стержня которого расклинивается в конической металлической втулке. Эта втулка одновременно служит для поддержания опорных элементов, т. е. плитки или подхвата. В некоторых конструкциях металлодеревянных анкеров на нижнем конце вместо клина предусматривается металлический заостренный стержень, имеющий винтовую нарезку для навинчивания гайки. После расклинки анкера штырь забивается в нижний ее конец и используется для подвески опорной плитки или подхвата. Иногда заостренный штырь заменяют шурупом, который ввинчивается в отверстие, предварительно просверленное в нижнем конце анкера.

Высокой несущей способностью обладают комбинированные деревянные анкеры, которые имеют в замковой части кольцевые выточки и продольную щель для забивки клина. Перед введением в шпур замковая часть анкера обмазывается быстро схватывающимся цементным раствором либо полимерной смолой, вводится в шпур и расклинивается как обычный клинощелевой анкер. Благодаря кольцевым выточкам, заполненным цементным раствором (полимерной смолой), замковая часть анкера выполняет роль армирующего стержня периодического профиля. Это обеспечивает дополнительное сцепление анкера со стенками шпура и увеличивает несущую способность анкера.

Другая модификация комбинированного деревянного анкера имеет в верхнем конце стержня коническое углубление и две щели во взаимно перпендикулярных направлениях. Перед введением в шпур в углубление заливается приготовленная смесь

смолы с отвердителем и вставляется конический клин. При расклинке анкера полимерный состав выдавливается клином и через продольные щели поступает в зазор между стенками шпура и замковой частью шпура.

Наиболее благоприятными условиями для применения деревянных анкеров являются: небольшой срок службы выработки (в среднем до 1 года), усилие на анкер не более 10 кН, трещиноватость пород не выше средней. Таким требованиям отвечают рассечки, имеющие площадь сечения не более $4,2 \text{ м}^2$ и срок службы до 1 года.

Деревоцементные или деревополимерные анкера могут применяться в выработках площадью сечения не более $5,4 \text{ м}^2$ в монолитных, слаботрещиноватых и средней трещиноватости породах.

Анкеры применяются совместно с поддерживающими элементами — опорными плитками и подхватами. Плитки предназначены для подвески металлической сетки или в качестве самостоятельных опорных элементов. Подхваты — для удержания затяжки, предотвращения расслоения и обрушения пород между анкерами. Плоскость опорной плитки при ее установке должна быть перпендикулярна оси анкера.

В качестве подхватов для деревянной анкерной крепи могут использоваться бруски и пластины. Подхваты могут устанавливаться поперек или вдоль выработки, в зависимости от характера строения пород кровли, направления трещиноватости и формы поперечного сечения выработки.

Отверстия в металлических подхватах имеют обычно эллиптическую форму для обеспечения совпадения их с устьем шпуров.

Ширина отверстий должна обеспечивать возможность бурения через них шпуров коронкой диаметром 40—42 мм. Отверстия в деревянных подхватах просверливаются на месте, при установке в забое. Диаметр отверстия должен быть не меньше диаметра стержня анкера.

В слаботрещиноватых породах допускается установка анкеров с металлическими опорными плитками без подхватов в сочетании с затяжкой из металлической сетки

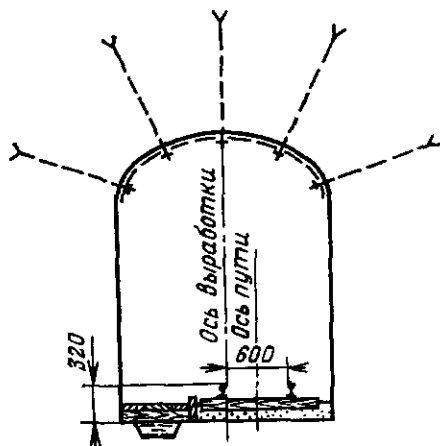


Рис. 4.21. Анкерная крепь с металлической сеткой

(рис. 4.21) или сварной решетки. Во всех случаях вид затяжки выбирают из условий надежности поддержания кровли от обрушения и в зависимости от срока службы выработки.

Надежная работа анкерной крепи зависит от правильного и обоснованного выбора ее параметров и тщательного выполнения работ по креплению. Основными параметрами анкерной крепи являются: длина анкеров, расстояние между ними в ряду и между рядами, сопротивление стержня на разрыв, несущая способность анкера (прочность закрепления в шпуре) и величина первоначального натяжения.

Обоснование параметров анкерной цепи включает: нахождение зоны возможного обрушения пород вокруг выработки на основе расчета и экспериментальных данных; определение необходимых для расчета показателей физико-механических свойств пород; выбор типа и расчет параметров анкерной крепи; экспериментальную проверку принятых параметров крепи на опытных участках; уточнение параметров крепи на основании результатов опытных работ.

Высота свода естественного равновесия, т. е. высота возможного вывала, для горной выработки определяется по эмпирической формуле

$$H_c = l/\sqrt{f} + k, \quad (89)$$

где l — ширина выработки поверху (пролет), м; k — коэффициент, принимаемый равным 0,4—0,5 при ширине выработки $l \leq 3,5$ м и 0,15—0,2 при $l > 3,5$ м.

Глубина шпура под анкер

$$l_{\text{шп}} = H_c + l_3, \quad (90)$$

где $l_3 = 0,4 \div 0,5$ м — величина заглубления анкера за пределы свода естественного равновесия, м.

Длина анкера

$$l_{\text{шт}} = l_{\text{шп}} + b + 0,05, \quad (91)$$

где b — толщина подхвата и опорной шайбы, м; 0,05 — высота гайки и выступающего конца анкера, м.

Величина давления на крепь определяется по формуле (84).

Расстояние между анкерами при квадратной сетке их расположения определяется из выражения

$$L = \sqrt{\frac{Qk_n}{p}}, \quad (92)$$

где Q — несущая способность анкера (табл. 4.49); $k_n = 0,5$ — коэффициент, учитывающий снижение прочности пород во времени.

Для определения основных параметров железобетонной анкерной крепи рекомендуется пользоваться данными табл. 4.50.

Таблица 4.49

Показатели несущей способности анкеров в породах различной крепости

Вид и тип анкеров	Усилия при извлечении анкера из шпура, кН		
	Породы ниже средней крепости и мягкие, $f = 6-8$	Породы выше средней крепости и крепкие $f = 9-12$	Крепкие и весьма крепкие, $f > 12$
Металлические распорные	40—50	50—60	50—60
Железобетонные	60	60	60
Деревянные из натуральной древесины	15—20	20—30	20—30
Деревянные комбинированные (древцементные и древополимерные)	20—30	30—40	30—40

Таблица 4.50

Основные параметры железобетонной анкерной крепи в зависимости от размеров поперечного сечения выработки

Коэффициент крепости пород	Размеры выработки в проходке, м		Параметры крепи		
	Ширина	Высота	Длина анкеров, м	Плотность установки анкеров, шт/м ²	Расстояние между анкерами в ряду и рядами анкеров, см
4—6	2,15—2,45	2,70—2,95	1,6	2,37	65×65
	2,50—2,55	2,80—3,00	1,6	2,78	60×60
	2,60—2,85	2,85—3,00	1,6	2,78	60×60
7—9	2,15—2,55	2,70—2,95	1,6	1,24	90×90
	2,60—2,85	2,85—3,00	1,6	1,39	85×85
	2,90—3,40	2,85—3,15	1,8	1,56	80×80
>9	2,15—2,55	2,56—2,95	1,4	1,0	100×100
	2,55—2,85	2,65—2,95	1,6	1,0	100×100
	2,90—3,15	2,80—2,95	1,6	1,11	95×95
	3,30—3,40	2,65—3,05	1,6	1,24	90×90
	3,60—3,70	2,70—3,10	1,8	1,24	90×90

Значения основных параметров анкерной крепи, рассчитанные по формулам (89)—(92) для условий проведения выработок в породах XII—XV категорий, приведены в табл. 4.51.

Для уточнения расчетных параметров анкерной крепи должны выполняться опытные работы, результаты которых используются для составления паспорта крепления. Опытным путем определяется несущая способность анкеров, для чего анкеры сразу после их установки извлекаются при помощи специальных

выдергивателей, создающих усилие 100 кН и более, например, прибор ПА-3 конструкции КузНИУИ. Гидравлический прибор ПА-3 предназначен для определения прочности закрепления замка анкера в шпуре.

Техническая характеристика ПА-3

Тяговое усилие, кН	100
Максимальный ход винта, мм	150
Площадь кольцевого плунжера, см ²	59
Давление масла, МПа	15
Масса прибора без шаровой опоры, кг	12

Изготовитель ПА-3 — экспериментальный завод КузНИУИ Минуглепрома СССР (Кемеровская обл., г. Прокопьевск).

Опытные работы по определению несущей способности железобетонных анкеров проводятся путем выдергивания из закрепленного шпура арматурного стержня на длину 30 см, через промежутки времени, зависящие от продолжительности затвердевания бетонной смеси. Например, при быстротвердеющей бетонной смеси извлечение анкеров рекомендуется выполнять через 2, 6, 12 ч, а также через 1, 7, 28 сут. При обычных бетонных смесях — через 6 и 12 ч, 1, 7 и 28 сут.

К производству работ по креплению выработок анкерной крепью допускаются квалифицированные крепильщики, имеющие опыт работ по креплению анкерами или прошедшие специальное обучение.

Бурение шпуров под анкеры должно выполняться в строгом соответствии с принятыми параметрами крепи и утвержденным паспортом крепления выработки. Перед установкой анкеров проверяется качество выбуренных шпуров: их глубина, прямолинейность, состояние стенок, наличие шлама. Необходимо проводить выборочные измерения фактического диаметра шпура в замковой части анкера с целью определения его соответствия паспортным данным.

Установка анкеров в загрязненные шпуры, а также в шпуры по размерам и расположению, не соответствующие паспорту крепления, не разрешается. Перед установкой все детали анкеров должны быть тщательно осмотрены. Непригодными для использования являются анкеры со следующими дефектами: кривизна стержня и несовпадение его оси с осью щели для клина; некачественная резьба, при которой гайка не проворачивается от руки; завышенный диаметр замковой части распорной муфты, в результате чего анкер не входит свободно в шпур; наличие деформации опорной плитки.

Затягивание гаек анкеров для создания предварительного натяжения производится пневматическим или электрическим гайковертом. Может быть порекомендован пневматический сбалчиватель ПИ-35 конструкции НИПИгормаш.

Таблица 4.51

Основные параметры анкерной крепи при креплении горноразведочных выработок прямоугольно-сводчатой формы

Площадь сечения выработки в свету по ГОСТ 22940—85), м²	Размеры сечения выработки, мм			Рекомендуемый вид и размеры анкеров по ОСТ 41—02—131—85		Степень устойчивости и трещиноватости пород	Расстояние между анкерами, мм		Вид затяжки кровли	Примечание
	b	h	R	Вид анкеров	Длина, мм		по ширине выработки	по длине выработки		
2,0	1120	1850	770	Металлические, деревянные	1000	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	500 Без крепления	1500	Без затяжки — —	Металлическая крепь применяется при отсутствии агрессивных вод
2,7	1550	1850	1070	Металлические, деревянные	1000	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	700 700 Без крепления	1300 1500	Металлическая сетка Без затяжки —	Деревянные анкеры применяются в выработках со сроком службы до 2 лет
4,2	1850	2420	1280	Металлические, железобетонные	1400	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	600 600 Без крепления	1000 1200	Металлическая сетка » —	—
4,5	1950	2520	1350	Металлические, железобетонные	1400	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	600 600 Без крепления	1000 1200	Металлическая сетка » —	—
5,4	2180	2700	1510	Металлические, железобетонные	1600	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	700 700 Без крепления	900 1100	Подхваты с частичной затяжкой Металлическая сетка —	Допускается установка в шахматном порядке
6,4	2360	2800	1630	Металлические, железобетонные	1600	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	750 750 Без крепления	900 1100	Подхваты с частичной затяжкой Металлическая сетка —	Допускается установка в шахматном порядке
8,3	3450	2650	3120	Металлические, железобетонные	1800	Средней устойчивости и трещиноватости Устойчивые и малотрещиноватые Весьма устойчивые	800 800 800	1000 1000 1200	Подхваты с полной затяжкой Подхваты с частичной затяжкой Металлическая сетка	Допускается установка в шахматном порядке

Примечание. b — ширина выработки; h — высота выработки; R — радиус свода. Для деревянных анкеров указанные расстояния по длине должны быть сокращены на 40 %.

Техническая характеристика сбалчивателя ПИ-35

Тип двигателя	Ротационный, пневматический, реверсивный
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5
Мощность пневмодвигателя, Вт	625,2
Частота вращения патрона на холостом ходу, мин ⁻¹	1000
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	1,3
Максимальный крутящий момент, Н·м	350
Основные размеры, мм:	
длина	690
ширина	82
высота	205
Масса, кг	9

Изготовитель ПИ-35 — Томский электромеханический завод им. В. В. Вахрушева.

Завинчивание гаек и их подтяжку допускается осуществлять и с помощью ручных гаечных ключей (торцевых или накидных) с длиной рукоятки 0,6—0,7 м.

Усилие натяжения стержня анкера должно соответствовать принятому в паспорте и контролироваться динамометрическим ключом или использованием специальных пружинных шайб, установленных между гайкой и опорной плиткой.

Техническая характеристика динамометрического ключа КДМ-4

Крутящий момент, фиксируемый на шкале, Н·м	0—210
Площадь плунжера, см ²	7
Основные размеры, мм:	
длина	500
диаметр плунжера	30
Масса, кг	3,7

Изготовитель КДМ-4—экспериментальный завод КузНИИУ Минуглепрома СССР.

После установки и закрепления анкера длина свободного конца стержня, выступающая в выработку за гайку, не должна превышать 50 мм.

Крепление железобетонными анкерами включает выполнение следующих операций: приготовление песчано-цементного раствора; заполнение этим раствором шпура; забивка или заливка арматурного стержня; затяжка гаек (после затвердевания раствора); если паспортом предусмотрено применение опорно-поддерживающих элементов, то перед затяжкой гаек на выступающий конец арматурного стержня надевают подхват и опорную плитку, после чего навинчивают и затягивают гайку.

Заполнение шпуров цементно-песчаным раствором осуществляется пневматическими растворонагнетателями, например, АНР или ПН-1М.

Техническая характеристика АНР

Вместимость бака, л	30
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5

Внутренний диаметр растворопровода, мм:	
шланга	32
трубы	25
Основные размеры, мм:	
длина	700
ширина	520
высота	1200
Масса, кг	40

Изготовитель АНР — опытный завод НИГРИ (г. Кривой Рог).

Комплект оборудования ПН-1М состоит из пневмонагнетателя и трех контейнеров для транспортирования сухой смеси и компонентов раствора. Комплект обслуживают два человека.

Техническая характеристика ПН-1М

Вместимость бака, л	24,5
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5
Мощность привода лопастного вала, кВт	1,8
Внутренний диаметр растворопровода, мм	32
Размеры, мм:	
длина	700
ширина	520
высота	1380
Масса, кг	40
Контейнер:	
вместимость, л	62
размеры, мм:	
длина	1390
диаметр	300
Масса, кг	40

Изготовитель ПН-1М — опытный завод НИПИГормаша (г. Свердловск).

После заполнения шпуров раствором в них вручную устанавливают арматурные стержни с надетыми плитками и навинченными гайками. Если раствор очень жесткий, то стержень забивается ручным или телескопным перфоратором.

4.6.3. Набрызгбетонная крепь

Наряду с анкерной крепью не менее эффективной является торкрет-бетонная и набрызгбетонная крепь.

Торкретированием называется нанесение методом безопалубочного бетонирования (с помощью сжатого воздуха) на породу, крепь или иную поверхность раствора из смеси цемента, заполнителей и воды.

Материал, образующийся в результате торкретирования при мелких фракциях заполнителей (до 5—8 мм), называется торкрет-бетоном, а при включении крупных фракций (до 25 мм) — набрызгбетоном. Торкрет- и набрызгбетон обладают высокой прочностью, плотностью, водонепроницаемостью, быстротой

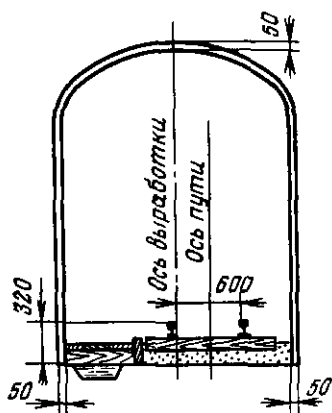


Рис. 4.22. Сплошная набрызгбетонная крепь

твердения (при использовании быстротвердеющих цементов или с добавками ускорителей схватывания и твердения).

В зависимости от горно-геологических условий, степени трещиноватости и величины горного давления в практике горных работ находят применение:

защитная оболочка из торкрет-бетона толщиной 1,5—2 см как средство борьбы с разрушением пород от выветривания и интенсивного трещинообразования (изолирующая крепь);

сплошная набрызгбетонная крепь толщиной 10—20 см с металлической сеткой или без сетки;

арочная набрызгбетонная крепь, состоящая из арок и бетонного покрытия толщиной 2—8 см между арками;

комбинированная крепь, представляющая собой сочетание набрызгбетонной и штанговой крепи;

потолочная крепь, в которой металлические, железобетонные или деревянные верхняки (переклады) всплошную или вразбежку укладываются на опоры, создаваемые набрызгбетоном вдоль обеих стенок выработки в верхней ее части.

Изолирующая торкрет-бетонная крепь допускается к применению в выработках, пройденных в крепких монолитных и малотрещиноватых породах крепостью $f > 10$.

Сплошная набрызгбетонная крепь применяется в устойчивых и средней устойчивости породах, средней и выше средней крепости ($f \geq 6$), склонных к интенсивному выветриванию и частичным отслоениям (рис. 4.22).

Арочная набрызгбетонная крепь применяется в неустойчивых породах ниже средней крепости, где по условиям поддержания крепь должна противостоять значительным нагрузкам.

Комбинированная крепь (анкерная в сочетании с набрызгбетоном) применяется для крепления выработок и сопряжений, пройденных в неустойчивых трещиноватых и сильнотрещиноватых породах крепостью $f \geq 3$.

Потолочная крепь применяется в выработках, пройденных по крепким и устойчивым в боках породам со слабой и весьма слабой кровлей.

Для предварительного выбора типа и конструкции крепи рекомендуется пользоваться данными табл. 4.52.

Необходимая толщина крепи из набрызгбетона уточняется

Таблица 4.52

Вид и параметры крепи в зависимости от характера пород

Характеристика пород	Коэффициент крепости, f	Время, которое порода может стоять без крепления	Вид и параметры крепи
Устойчивые монолитные, крепкие и очень крепкие, не оказывающие горного давления	20—10	Постоянно	В большинстве случаев без крепления. Слой торкрет-бетона толщиной 2—3 см
Крепкие, слаботрещинчатые, выветривающиеся. Возможны небольшие вывалы	10—8	Несколько месяцев	Слой набрызгбетона толщиной 3—5 см
Средней крепости, слаботрещинчатые, выветривающиеся. Возможны вывалы	6—5	Несколько суток	Слой набрызгбетона толщиной 10—15 см, комбинированная крепь: штанги через 1—1,5 м и слой набрызгбетона толщиной 3 см
Средней крепости, трещиноватые, оказывающие небольшое давление на крепь	4	Несколько часов	Слой набрызгбетона толщиной 20 см, армированного стальной сеткой. Комбинированная крепь: анкеры через 1 м и слой набрызгбетона толщиной 10—15 см

в результате наблюдения за устойчивостью горных пород и покрытием набрызгбетона.

Состав рабочей смеси для набрызгбетона устанавливается в зависимости от марки цемента, гранулометрического состава заполнителя и требуемой прочности набрызгбетона. В состав сухой смеси для торкрет-бетонной и набрызгбетонной крепей входят цемент, песок и мелкий щебень. Смесь перемешивается с водой при выходе из сопла бетономешалки. Наиболее употребительными составами (цемент : песок) по объему являются 1 : 3, 1 : 4 и 1 : 5. Количество воды для растворения определяется из расчета получения водоцементного отношения 0,27—0,36.

При необходимости сокращения сроков схватывания и затвердевания цементного раствора следует применять ускорители схватывания и твердения цемента (хлористый кальций, фтористый натрий, алюминат натрия, жидкое стекло, поташ и др.).

Песок с наличием комков глины или суглинков к использованию не допускается. Максимальный размер фракций не должен превышать рекомендуемого инструкцией по эксплуатации машин, применяемых для бетонирования. Объем фракций крупнее 5 мм должен быть не более 15—20 %.

Таблица 4.53

Техническая характеристика бетономашин

Показатели	Марка машины					
	БМ-60П	СБ-66	БМ-60	БМ-68	БМ-70	ТП-3М
Производительность техническая по сухой смеси, м ³ /ч	3	4	3—4	5—6	5—6	2—3
Дальность подачи смеси, м	200	200	200	250	200	100
Высота подачи смеси, м	30	50	35	100	50	—
Предельная крупность заполнителя, мм	25	25	20—25	25	30	15
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	12—15	8—10	8—14	9	10	5—6
Тип двигателя	Пневно-двигатель	Электро-двигатель		Электро-двигатель		Пневно-двигатель
Мощность двигателя, кВт	3	3	4,5	5,5	15	7
Основные размеры, мм						
длина	1700	1600	1740	1450	3400	1108
ширина	1100	1200	1100	850	1080	575
высота	1600	2500	1600	1680	2300	1315
Масса, кг	1000	2800	1000	850	4500	476

При возведении набрызгбетонной крепи используются специальные бетономашин и механизмы. Все механизмы, применяемые для возведения торкрет-бетонной и набрызгбетонной крепей, разделяются на две группы, работающие на затворенной смеси и на сухой. Преимущественное распространение получили машины, работающие на сухой цементно-песчаной смеси. Они бывают непрерывного и циклического действия. И те и другие предназначены для выполнения одной операции — подачи загружаемой в них сухой цементно-песчаной смеси к соплу, где происходит ее затворение водой и нанесение готового раствора на поверхность закрепляемых выработок.

Из существующих конструкций бетономашин для условий горноразведочных работ могут быть рекомендованы камерные машины БМ-60, БМ-60П, СБ-66, БМ-68, БМ-70 (табл. 4.53) или КМНБ и др.

Крепление выработок набрызгбетоном должно осуществляться звеном крепильщиков, состоящих не менее чем из двух человек, один из которых (машинист) управляет работой машины, а второй (сопловщик) осуществляет нанесение набрызгбетона, является старшим и руководит работой машиниста.

Перед началом работ стенки и свод выработки тщательно обираются и промываются воздушно-водяной струей. Набрызгбетон наносят сначала на стены, а затем на свод выработки равномерными слоями толщиной 3—5 см при круговом движении сопла. Каждый последующий слой должен наноситься через 15—20 мин. Расстояние от сопла до торкретируемой поверхности

сти не должно превышать 0,7—1,2 м. Смесь должна наноситься перпендикулярно поверхности.

При креплении выработок набрызгбетоном в зоне многолетнемерзлых пород рекомендуется применять портландцемент или быстротвердеющий цемент. Марка цемента не ниже 400.

По СНиП 2.03.01—84 взамен марок бетона по прочности принимаются классы бетона. Основным является класс бетона по прочности на сжатие с символом В, определяемый значением прочности бетона на сжатие. Ранее в качестве основной характеристики бетона принималась проектная марка по прочности на сжатие М. Перевод от марок бетона к классам, в которых прочность выражается в мегапаскалях, может быть осуществлен по формуле $B=M/13/1$, т. е. если бетон имел марку 200, то класс его прочности на осевое сжатие будет В15.

4.6.4. Монолитная бетонная и металлическая крепи

При наличии слабых неустойчивых пород, в местах разломов и тектонических нарушений, для крепления устьев штолен и выработок околоствольного двора, а также в местах сопряжений иногда применяется бетонная сплошная крепь с вертикальными стенками и циркульным сводом.

Бетонирование стен и свода выработок производится с применением деревянной разборной опалубки, включающей кружала и опалубочные щиты из досок толщиной 4—5 см. При возведении крепи укладка бетонной смеси за опалубку производится с использованием механизированных бетоноукладочных средств, к числу которых относятся бетононасосы и пневмобетоноукладчики. При небольшом количестве укладываемого бетона или ручной укладке бетона за опалубку смесь приготавливают в бетоносмесителях, установленных на поверхности или в специально отведенных камерах вблизи откаточных путей. Характеристика бетоносмесителей приведена в табл. 4.54.

Уплотнение уложенной за опалубку или в фундаменты бетонной смеси производится глубинными вибраторами (табл. 4.55). Толщина вибрируемого слоя должна быть не более 30—40 см.

Металлические крепи применяют для крепления выработок при большом сроке службы; в основном, они бывают двух видов: рамная и арочная податливая. Элементы металлических рам соединяют между собой с помощью накладок, уголков или башмаков, а нижние концы стоек опирают на деревянные лежни или металлические пластины. Для изготовления рам используют двутавровые балки или рельсы.

Арочная податливая крепь состоит из верхняка и двух боковых стоек, которые соединяются между собой при помощи хомутов (скоб), планок и гаек (стяжек). Податливость крепи

Т а б л и ц а 4.54

Бетоносмесители по ГОСТ 16349—85

Показатели	Марка бетоносмесителя			
	СБ 101	СБ-116А	СБ 30В	СБ-117
Объем при загрузке, л	100	100	250	—
Объем готового замеса, л	65	65	165	200
Максимальная крупность заполнителя, мм	40	40	70	45
Угол наклона смесительного барабана к горизонту, градус				
при перемешивании	12	12	7—10	10
при загрузке	40	40	35	—
при разгрузке	—	—	45—50	10
Частота вращения смесительного барабана, мин ⁻¹	27	27	20	—
Мощность электродвигателя, кВт	0,55	—	4	4
Мощность бензодвигателя, кВт	—	1,47	—	—
Основные размеры, мм:				
длина	1450	1850	1915	1245
ширина	1060	1060	1590	815
высота	1270	1270	2260	1330
Масса, кг	205	220	750	740
Завод-изготовитель	Тюменский завод строительных машин			

Т а б л и ц а 4.55

Характеристика вибраторов

Показатели	Вибраторы глубинные				
	Со встроенным двигателем			С гибким валом	
	ИВ-95	ИВ-102	ИВ-103	ИВ-47Б	ИВ-112
Мощность электродвигателя, кВт	0,8	0,75	0,8*	0,75	0,55
Исполнение по напряжению, В	127, 220	40	40	36	40
Сила тока, А	6,5; 3,7	25	25	20	18
Частота колебаний, мин ⁻¹	12 000	12 000	6000	10 000	16 000
Основные размеры, мм:					
длина	3385	1260	1250	3800	3800
длина вибронаконечника	485	485	480	430	410
диаметр	75	76	114	76	51
Масса, кг	13,3	16	24	55	46
Масса вибронаконечника, кг	—	—	—	8,6	4,5
Завод-изготовитель	Ярославский завод «Красный маяк»				

происходит вследствие скольжения верхняка и стоек в местах их соединения при нагрузках на крепь, превышающих силы тре-

ния. Величина податливости регулируется натяжением хомутов в узлах соединений.

При проведении выработок в слабых и неустойчивых породах между забоем и постоянной крепью должна быть установлена предохранительная временная крепь. Предохранительная временная крепь должна представлять собой простую конструкцию, удобную при изготовлении, возведении и демонтаже. По способу использования временные крепи бывают в основном двух видов: выдвижные и переносные.

Крепление подземных горноразведочных выработок должно проводиться в соответствии с паспортом крепления. При составлении и корректировке паспортов крепления необходимо:

прилагать к ним геологические планы горизонтов и вертикальные разрезы с ожидаемой характеристикой пород, зон разломов, интервалов пучащих пород, возможного водопритока и др.;

давать подробную характеристику вмещающих пород с указанием ослабленных участков, которые требуют крепления;

вести регулярно геологический журнал выработок, в котором отмечать состояние проходимых пород с точки зрения их устойчивости, постоянно информировать руководителя горных работ о необходимости пересмотра паспортов крепления;

производить систематический обзор состояния выработок, обращая особое внимание на участки, пройденные без крепления с записью в «Журнале осмотра крепи и состояния горных выработок», при необходимости принимать меры к устранению выявленных нарушений, не допуская создания аварийной обстановки, вплоть до остановки работ.

4.7. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Правильное и своевременное выполнение вспомогательных работ способствует достижению высоких скоростей проведения разведочных выработок. К вспомогательным работам относятся: настилка рельсовых путей (путевые работы), устройство водосточных канавок, прокладка трубопроводов и кабелей, оборудование освещения, содержание и ремонт выработок и некоторые другие работы. Чтобы не снижать скорость проведения выработок, вспомогательные работы, как правило, выполняются параллельно с основными работами.

Откатку породы осуществляют по рельсовому пути, который включает нижнее строение (почва выработки) и верхнее строение — балластный строй, шпалы, рельсы и скрепления. Назначение балластного слоя (обычно из щебня, гравия или мелкой горной породы, насыпанных толщиной не менее 10 см) устра-

Т а б л и ц а 4 56

Размеры (мм) рудничных шпал

Размеры	Тип шпалы	
	Брусковый	Пластинный
Толщина	12	11
Ширина шпалы		
по верхней постели	100	95
по нижней постели	188	240
Длина	1200	1200

нять неровности почвы, распределять равномерно нагрузку на почву и смягчать удары колес подвижного состава.

Шпалы, как правило, бывают деревянные и железобетонные. В геологоразведочной практике наибольшее распространение имеют шпалы из дерева брускового типа или пластинные. Размеры деревянных рудничных шпал приведены в табл. 4.56.

Расстояние между шпалами в зависимости от типа рельсов и массы подвижного состава колеблется от 0,5 до 0,9 м.

Срок службы деревянных шпал, не пропитанных антисептиками, составляют около 5 лет, а пропитанных 10—12 лет.

Для рудничных путей используют рельсы, которые характеризуются массой 1 м и высотой головки. Характеристика применяемых в геологоразведочной практике рельсов приведена в табл. 4.57.

Соединение рельсов с деревянными шпалами осуществляется при помощи костылей и рельсовых подкладок, а с железобетонными — болтами и гайками.

Головки рельсов должны быть на одном уровне, допускаемое отклонение — не более 6 мм.

На стыках рельсы соединяют при помощи накладок (табл. 4.58), болтов и гаек. Под гайки подкладывают шайбы. Стыковой зазор должен быть не более 5 мм. При откатке контактными

Т а б л и ц а 4 57

Характеристика рельсов

Типоразмер рельса	Размеры, мм				Длина рельса, м	Площадь попереч- ного сечения, см²	Масса 1 м рельса, кг
	Высота	Ширина		Толщина стенки (шейки)			
		подшвы	головки				
P11	80,5	66	32	7,0	7	14,31	11,20
P18	90,0	80	40	10,0	8	29,07	18,06
P24	107,0	92	51	10,5	8—12	30,75	24,10

Т а б л и ц а 4.58

Характеристика накладок для крепления стыков рельсов

Типоразмер рельсов	Накладка	Размеры, мм			Масса 1 шт., кг
		Длина	Ширина	Толщина	
P11	Плоская	358	55,4	13,0	1,91
P18	»	372	57,8	14,5	2,33
P18	Угловая	372	63,9	14,15	3,03
P24	Плоская	364	69,2	18,0	3,50
P24	Угловая	372	74,1	18,0	4,22

электровозами рельсы на стыках соединяют токопроводными пластинами или применяют сварку стыков.

Ширина колеи (расстояние между внутренними гранями головок рельсов) составляет 600 и 750 мм. При проведении горноразведочных выработок ширина колеи обычно равняется 600 мм. Отклонение от номинальной ширины колеи допускается не более 4 мм в местах уширения и 2 мм в местах сужения.

Радиус закругления рельсового пути при скорости движения менее 1,5 м/с должен быть не менее семикратной величины жесткой базы, а при скорости движения более 1,5 м/с — не менее десятикратной жесткой базы.

Жесткая база — это расстояние между осями колес электровоза или вагонетки.

Наружный рельс на закруглении должен укладываться с превышением над уровнем внутреннего рельса на 10—45 мм в зависимости от ширины колеи и скорости движения подвижного состава.

Откаточные пути горизонтальных разведочных выработок должны иметь уклоны в сторону устья выработки или околоствольного двора от 0,003 до 0,005.

Для перевода подвижного состава с одного рельсового пути на другой применяются стрелочные переводы, плиты и поворотные круги. Стрелочный перевод является основным видом соединения рельсовых путей, он допускает проход составов в любом направлении. Стрелочный перевод состоит из стрелки, крестовины, переводных путей и крепежных устройств. Стрелка состоит из неподвижных рамных рельсов и двух подвижных острий, соединенных между собой поперечной стяжкой. Крестовина состоит из сердечника и двух усювиков, приваренных к стальной плите. Усювики вместе с краями сердечника образуют канавки для реборд колес. Марки крестовин обозначаются дробным числом $\frac{1}{2}$, $\frac{1}{3}$, $\frac{1}{4}$ и $\frac{1}{5}$. Чем больше марка крестовины, тем меньше радиус стрелочной кривой и короче перевод.

Внутри колеи против крестовины к шпалам крепятся контр-рельсы для направления реборд колес в соответствующую канавку (желоб) крестовины; они препятствуют сходу подвижного состава с рельсового пути. Стрелочные переводы бывают симметричными или односторонними — в правом или левом исполнении. Различают переводы с механическим и ручным приводами.

Типоразмеры стрелочных переводов обозначаются буквами «ПО» или «ПС» с цифрами. Буквы: «П» означает перевод, «О» или «С» — односторонний или симметричный. Первая цифра — ширина колеи в дециметрах, вторые две цифры масса 1 м рельса (в килограммах), из которых изготовлен стрелочный перевод, третья дробная цифра — марка стрелочного перевода, а последняя одна или две цифры — радиус переводной кривой в метрах. Иногда в конце еще ставится буква «П» или «Л» (правое или левое исполнение). Техническая характеристика стрелочных переводов приведена в табл. 4.59.

Помимо стрелочных переводов устраиваются съезды правые или левые.

Плита в отличие от стрелочного перевода, как правило, допускает проход только одиночных вагонеток и требует затрат ручного труда.

Поворотный круг допускает пропуск составов в прямом направлении и одиночных вагонеток в боковых направлениях, он может иметь как ручной, так и механизированный привод.

Работы по настилке рельсового пути обычно выполняют проходчики, входящие в состав комплексной бригады. При большом объеме работ по настилке рельсового пути организуются

Таблица 4.59

Характеристика стрелочных переводов

Типоразмер перевода	Ширина колеи, мм	Тип рельсов	Радиус кривой, м	Длина, мм	Масса, кг
Односторонние					
ПО618—1/2—4	600	P18	4	3070	460
ПО618—1/3—8	600	P18	8	3850	550
ПО618—1/4—12	600	P18	12	6500	700
ПО624—1/2—4	600	P24	4	3170	570
ПО624—1/3—8	600	P24	8	3920	700
ПО624—1/4—12	600	P24	12	6750	1000
Симметричные					
ПС618—1/3—12	600	P18	12	4420	560
ПС618—1/5—4	600	P18	4	2370	460
ПС624—1/3—12	600	P24	12	4550	750
ПС624—1/5—4	600	P24	4	2460	600

специализированные бригады в составе 6—9 путевых рабочих. При настилке рельсовых путей с применением обычных средств звено рабочих состоит из двух человек. При применении путе-ремонтного комплекса звено путевых рабочих состоит из трех человек. Работы по настилке рельсовых путей должны быть увязаны с основными операциями проходческого цикла и отражены в техническом проекте проведения выработки.

При ремонте крепи и путей, по которым производится движение вагонеток, в выработке необходимо устанавливать предупредительные световые сигналы с обеих сторон ремонтируемого участка на расстоянии, обеспечивающем безопасность рабочих.

Для отвода шахтных вод в горизонтальных выработках устраивают водосточные канавки с уклоном в сторону устья выработки или ствола шахты. Форму и размеры канавок принимают в зависимости от величины притока воды и срока службы выработки. Обычно канавка имеет трапециевидную форму. Ширина водоотводной канавки поверху — 300 мм, понизу — 200 мм. Высота около 200 мм. В выработках, по которым передвигаются люди, водосточные канавки должны иметь прочные перекрытия (пешеходный настил, трап).

Прокладку трубопроводов и кабелей следует вести таким образом, чтобы они не могли быть повреждены подвижным составом и не мешали передвижению людей. Крепление вентиляционных, водопроводных труб и труб сжатого воздуха в выработках с деревянной крепью производится при помощи планок, крючьев, костылей или толстой проволоки. При анкерной и набрызгбетонной крепи крепление труб осуществляется на штырях, которые заделываются в короткие шурупы (подбурки). Подвеска кабеля производится жестко или эластично.

Все действующие горноразведочные выработки в течение всего срока эксплуатации должны содержаться в исправном состоянии и чистоте и не загромождаться посторонними предметами. Они, а также запасные выходы ежемесячно должны осматриваться горным мастером.

При ремонте крепи подземных выработок трубопроводы и кабели в местах перекрепления должны быть защищены от повреждений, а контактный провод отключен и заземлен.

Все работы по восстановлению старых подземных выработок должны производиться в соответствии с утвержденным проектом и выполняться опытными рабочими под непосредственным руководством горного мастера.

5. ПРОХОДКА ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТЕЛОВ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ

5.1. ТИПОРАЗМЕРЫ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТЕЛОВ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ И ВЫБОР ИХ СЕЧЕНИЙ

В практике геологоразведочных работ стволы разведочных шахт имеют прямоугольную и круглую форму. Прямоугольные стволы крепят, как правило, деревом, круглые — бетоном.

Столбы прямоугольной формы проходят типовыми сечениями 6,9 и 7,6; 8,9 и 9,7; 12,7 и 13,1; 14,2 и 14,5 м², а круглой формы — диаметром в свету 4; 4,5 и сравнительно редко 5 и 5,5 м.

Типоразмеры стволы прямоугольной формы приведены в табл. 5.1, а круглой формы — в табл. 5.2.

Основные типовые сечения стволы разведочных шахт прямоугольной формы со сплошной деревянной крепью показаны на рис. 5.1, а круглой формы — на рис. 5.2. Типовые сечения стволы прямоугольной формы с подвесной деревянной крепью аналогичны типовым сечениям со сплошной деревянной крепью, а отличаются от них лишь наличием затяжки между крепью и стенками ствола и креплением проводника для левой клетки в стволах III и IV типоразмеров не к расстрелу, а непосредственно к крепи.

Выбор сечений стволы разведочных шахт рекомендуется производить по методике ЦНИГРИ. Для этого необходимо определить рациональную скорость движения шахтной клетки, выбрать тип подъемной установки (одноклетевой подъем с противовесом или двухклетевой подъем), определить рациональную вместимость вагонетки и выбрать типоразмер клетки. Исход-

Таблица 5.1

Типоразмеры стволы разведочных шахт с деревянной крепью

Типоразмер ствола	Площадь поперечного сечения ствола в черне, м ²		Вид подъема	Типоразмер клетки (бадьи)	Типоразмер вагонетки максимальной вместимости, входящей в клеть
	со сплош- ной дере- вянной крепью	с подвес- ной дере- вянной крепью			
I	6,9	7,6	Однобадьевой Одноклетевой с противовесом Двухклетевой »	БПН-0,75 1УКН1,4—1; 1НВ140—2,3 1УКН1,4—1; 1НВ140—2,3 1УКН1,9—1	—
II	8,9	9,7			ВГ-0,7
III	12,7	13,1			ВГ-0,7
IV	14,2	14,5			ВГ-1.1

Таблица 52

Типоразмеры стволов разведочных шахт круглой формы при двухклетевом подъеме

Типоразмер ствола	Диаметр ствола в свету, м	Площадь поперечного сечения черне, м ²	Типоразмер клетки	Типоразмер вагонетки максимальной вместимости, входящей в клеть
I	4,0	15,9	1УКН1,4—1; 1НВ140—2,3	ВГ-0,7
II	4,5	19,6	1УКН1,9—1	ВГ-1,1
III	5,0	23,7	1УКН—2,55—1; 1НВ—255—3,2	ВГ-1,4
IV	5,5	28,3	1УКН—2,55—1; 1НВ—255—3,2	ВГ-1,4

ными данными для выбора указанных параметров являются глубина ствола, годовой объем породы, выдаваемой по стволу шахты из проходимых горноразведочных выработок, и их сечение.

Рациональную максимальную скорость (м/с) движения клетки рекомендуется определять по формуле

$$v_{\max p} = 0,4 \sqrt{aH_{\Pi}}, \quad (93)$$

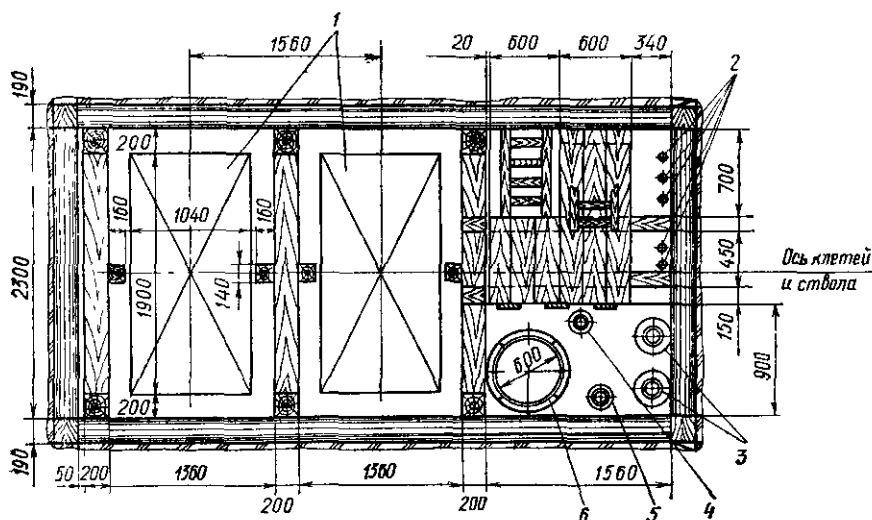


Рис. 5.1. Типовое сечение ствола разведочной шахты площадью 14,2 м²:

1 — шахтные клетки 1УКН 1,9—1; 2 — электрические кабели; 3 — водоотливные трубы; 4 — труба для водоснабжения; 5 — труба для сжатого воздуха; 6 — вентиляционная труба

Максимальную скорость подъема следует принимать согласно фактической скорости подъемной машины, но ближе к рациональной максимальной скорости движения клетки.

Годовой объем (м^3) породы в разрыхленном состоянии, выдаваемой из проходимых из ствола шахты горноразведочных выработок, определяется из выражения

$$V_{\text{п.г}} = (L_1 S_1 + L_2 S_2 + \dots + L_n S_n) k_p, \quad (96)$$

где L_1, L_2, L_n — длина выработок разного сечения, проходимых за год, м; S_1, S_2, S_n — площади сечения выработок, м^2 ; k_p — коэффициент разрыхления породы.

Необходимая часовая производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) подъемной установки

$$Q_{\text{ч}} = \frac{c V_{\text{п.г}}}{n_{\text{д}} n_{\text{ч}}}, \quad (97)$$

где $c = 1,25 \div 2$ — коэффициент неравномерности поступления породы к стволу шахты (меньшие значения коэффициента c принимаются при циклической организации работ, когда порода поступает к стволу равномерно в течение всего времени работы подъемной установки на выдаче породы; большие значения в тех случаях, когда циклическую организацию работ выдержать трудно); $n_{\text{д}} = 307,2$ — число рабочих дней в году при работе с одним выходным днем в неделю; $n_{\text{ч}} \leq 12$ ч — продолжительность работы подъемной установки в сутки по выдаче породы.

Тип подъемной установки должен выбираться в зависимости от ее необходимой производительности, числа одновременно работающих горизонтов и т. п. При одновременной работе нескольких горизонтов целесообразно принимать одноклетевой подъем с противовесом.

Рациональная вместимость (м^3) вагонетки двухклетевой подъемной установки

$$V_{\text{в.п}} = 0,008 Q_{\text{ч}} \sqrt[4]{H_{\text{п}}}. \quad (98)$$

Рациональная вместимость (м^3) вагонетки одноклетевой подъемной установки

$$V'_{\text{в.п}} = 0,016 Q_{\text{ч}} \sqrt[4]{H_{\text{п}}}. \quad (99)$$

По рациональной вместимости выбирается ближайшая вагонетка (табл. 4.42). Для принятой вагонетки подбирается по табл. 5.3 или 5.4 типоразмер шахтной клетки.

Часовая производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) клетевой подъемной установки

$$Q_{\text{ч}} = \frac{3600 V_{\text{в.кз}}}{T_{\text{цкн.п}}}, \quad (100)$$

Таблица 5.3

Техническая характеристика одноэтажных клеток, применяемых на разведочных шахтах

Типоразмер клетки	Длина по раме, мм	Ширина в свету, мм	Высота с подвеской и жиканми на канате, мм	Типоразмер вагонетки	Грузоподъемность клетки, т	Максимальный диаметр каната, мм	Проводники		Расстояние между проводниками, мм	Масса без парашюта и подвесного устройства, т
							Тип	Размер, мм		
1УКН1,4—1	1400	970	4300	ВО-0,4; ВГ-0,7	2,25	24	Деревянный	150×150	1060	1060
1УКН1,9—1	1800	960	5170	ВГ-1,0; ВГ-1,1	2,4	30	То же	140×160	1040	1900
1УКН2,55—1	2550	1020	4655	ВГ-1,3; ВГ-1,4	3,0	36	»	160×180	1100	2150
1УКН2,55—Г2	2550	1020	4850	ВГ-1,3; ВГ-1,4	3,0	36	Рельсовый	Р38	1140	2100

Таблица 5.4

Техническая характеристика одноэтажных клеток, пригодных для применения на разведочных шахтах

Типоразмер клетки	Длина, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Грузоподъемность, т	Масса без парашюта и подвесного устройства, т, не более	Типоразмер вагонетки
1НВ140-2,3	1400	970	2600	2,3	1,1	ВО-0,4; ВГ-0,7
1НВ255-3,2	2550	1020	3200	3,2	2,3	ВГ-1,3; ВГ-1,4

Примечание. Длина — наибольший размер клетки в плане. Ширина — размер пояса клетки в плане, измеренный параллельно поперечной оси симметрии. Высота — расстояние от посадочной плоскости каркаса до оси проушины, предназначенной для крепления подвесного устройства

где V_v — вместимость вагонетки, m^3 ; $k_s = 0,95$ — коэффициент заполнения вагонетки; $T_{\text{ц}}$ — время подъемного цикла, с; $k_{\text{н.п}} = 1,25$ — коэффициент неравномерности работы подъемной установки в течение времени, отведенного на выдачу из шахты породы.

Время подъемного цикла двухклетевой подъемной установки при трапециевидной диаграмме скорости, которая обычно при-

меняется на клетевых подъемах разведочных шахт, определяется по формуле

$$T_{\text{ц}} = T + \theta = \frac{2v_{\text{max}}}{a} + \frac{H_{\text{п}} - v_{\text{max}}^2/a}{v_{\text{max}}} + \theta, \quad (101)$$

где T — полное время подъема, с; θ — пауза между подъемами для обмена вагонеток, с; v_{max} — максимальная скорость движения клетки, м/с.

Для одноклетевой подъемной установки время подъемного цикла

$$T'_{\text{ц}} = 2(T + \theta) = \frac{4v_{\text{max}}}{a} + \frac{2(H_{\text{п}} - v_{\text{max}}^2/a)}{v_{\text{max}}} + 2\theta. \quad (102)$$

Значения θ рекомендуется принимать 10—15 с при двухстороннем околоствольном дворе и механизированном обмене вагонеток в клетки, 25—30 с при двухстороннем околоствольном дворе и обмене вагонеток в клетки вручную и 40—45 с при одностороннем околоствольном дворе и обмене вагонеток вручную. Время обмена вагонеток на поверхности шахты следует принимать равным времени обмена в околоствольном дворе.

Часовую производительность двухклетевых подъемных установок при двухстороннем околоствольном дворе можно определять по графикам, показанным на рис. 5.3 и 5.4, а одноклетевых подъемных установок с противовесом при одностороннем околоствольном дворе — на рис. 5.5.

Выбор подъемной машины производится по методике, изложенной в разд. 5.10, с учетом необходимой производительности и рациональной скорости подъема. Рекомендуемые скорости подъема при различной глубине стволов разведочных шахт приведены в табл. 5.5. Если производительность подъемной установки окажется меньше требуемой, то следует принять вагонетку большей вместимости, при необходимости подобрать новую подъемную машину и максимальную скорость подъема и проверить производительность принятой подъемной установки.

При выборе вагонетки, вместимость которой превышает рациональную величину, скорость подъема может быть принята меньше рациональной, если при этом обеспечивается необходимая производительность подъемной установки.

По принятому типу подъемной установки и выбранному типоразмеру клетки выбираются форма и площадь сечения ствола шахты. Форму сечения стволов разведочных шахт рекомендуется принимать на основании технико-экономического сравнения вариантов сооружения стволов прямоугольной и круглой формы, необходимых для размещения в них одинаковых подъемных сосудов.

Принятое сечение ствола необходимо проверить на возможность проветривания проводимых из него горноразведочных

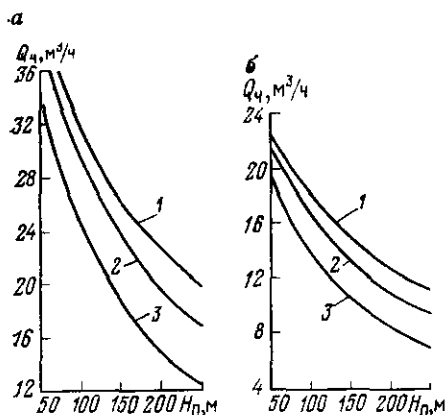


Рис. 5.3. Зависимость производительности двухклетевой подъемной установки $Q_{\text{ч}}$ от высоты подъема $H_{\text{п}}$ при максимальной скорости подъемной машины 4 м/с (1), 3 м/с (2), 2 м/с (3) и выдаче породы по стволу шахты в вагонетках:

а — ВГ 0,7, б — ВО 0,4

Рис. 5.4 Зависимость производительности двухклетевой подъемной установки $Q_{\text{ч}}$ от высоты подъема $H_{\text{п}}$ при максимальной скорости подъемной машины 5 м/с (1), 3,8 м/с (2), 2,5 м/с (3) и выдаче породы по стволу шахты в вагонетках:

а — ВГ-1,1, б — ВГ-1,0

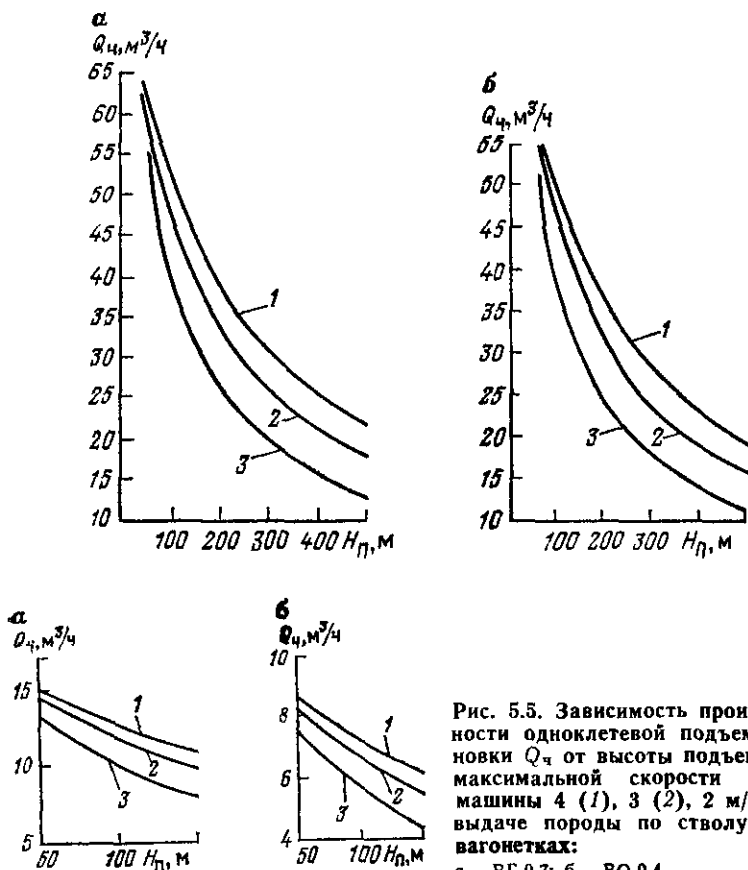


Рис. 5.5. Зависимость производительности одноклетевой подъемной установки $Q_{\text{ч}}$ от высоты подъема $H_{\text{п}}$ при максимальной скорости подъемной машины 4 (1), 3 (2), 2 м/с (3) и выдаче породы по стволу шахты в вагонетках:

а — ВГ-0,7; б — ВО-0,4

Таблица 5.5

Рекомендуемые скорости подъема при различной глубине стволов разведочных шахт

Площадь сечения ствола в черне, м ²	Форма сечения ствола	Подъем	Глубина ствола, м, не более	Тип клетки	Типораз- мер ваго- нетки	Типоразмер подъемной машины	Макси- мальная скорость подъема v_{max} м/с	Глубина ствола, м
8,9 и 9,7	Прямоуголь- ная	Одноклетевой подъем с про- тивовесом	100	1УКН1,4—1; 1НВ140—2,3	ВО-0,4; ВГ-0,7	2Ц-1,6×0,8А	2	<100
12,7 и 13,1	Прямоуголь- ная	Двухклетевой	200	1УКН1,4—1;	ВО-0,4;	2Ц-1,6×0,8А	2	<80
15,9 (диаметр в свету 4 м)	Круглая	Двухклетевой		1НВ140—2,3	ВГ-0,7	2Ц-1,6×0,8Б 2Ц-1,6×0,8В	3 4	80—130 131—200
14,2 и 14,5	Прямоуголь- ная	Двухклетевой	300	1УКН1,9—1	ВГ-1,0; ВГ-1,1	2Ц-2×1,1А 2Ц-2×1,1Б 2Ц-2×1,1В	2,5 3,8 5,0	<100 101—200 201—300
19,6 (диаметр в свету 4,5 м)	Круглая	Двухклетевой	500	1УКН1,9—1	ВГ-1,0; ВГ-1,1	2Ц-2×1,1А 2Ц-2×1,1Б 2Ц-2×1,1В 2Ц-2,5×1,2 2Ц-2,5×1,2	2,5 3,8 5,0 5,45 6,6	<100 101—200 201—300 301—380 381—500

Примечания. 1. Подъемные машины для различных стволов выбраны по общепринятой методике. 2. При выборе подъемных машин плотность породы в целике принята 2,6 т/м³, коэффициент разрыхления породы — 1,6, а коэффициент заполнения вагонетки — 0,95.

выработок по размещенному в стволе вентиляционному трубопроводу. Если требуемый диаметр трубопровода не вписывается в сечение ствола, то следует принять ствол с большим диаметром трубопровода или же предусмотреть другие мероприятия по выполнению норм проветривания выработок.

При выборе сечений стволов разведочных шахт необходимо руководствоваться следующими положениями.

1. В устойчивых породах при небольших водоприитоках целесообразно проходить стволы прямоугольного сечения с подвесной деревянной крепью.

2. В породах, не допускающих применения подвесной крепи, следует проходить круглые стволы с бетонной крепью, за исключением стволов для одной клетки ЛУКН1,4—1 (ИНВ140—2,3) с противовесом. Последние следует проходить прямоугольным сечением площадью $8,9 \text{ м}^2$ со сплошной деревянной крепью.

3. Стволы прямоугольного сечения площадью $12,7$ и $14,2 \text{ м}^2$ со сплошной деревянной крепью следует проходить в районах, где приобретение и доставка крепежного леса стоит значительно дешевле, чем составляющих бетонной крепи (цемент, песок, гравий), а также дополнительного оборудования для проходки круглых стволов (проходческие лебедки для подвески опалубки, спасательные лестницы и др.).

4. При проходке из стволов шахт значительных объемов горноразведочных выработок по условиям проветривания следует отдавать предпочтение стволам круглой формы, так как в них размещаются вентиляционные трубопроводы диаметром $800—1000 \text{ мм}$, а в типовых сечениях стволов прямоугольной формы только диаметром до 600 мм .

5. Стволы разведочных шахт, которые будут передаваться в эксплуатацию горнодобывающим предприятиям, во избежание перекрепления следует проходить в любых породах круглой формы с бетонной крепью.

5.2. ОСНАЩЕНИЕ СТРОИТЕЛЬНОЙ ПЛОЩАДКИ И СООРУЖЕНИЕ УСТЬЕВ СТВОЛОВ

Перед сооружением ствола шахты необходимо выполнить ряд подготовительных работ по оснащению строительной площадки, к которым относятся:

1) осушение территории, планировка строительной площадки, вырубка леса и корчевка пней в лесистой местности;

2) сооружение подъездных путей и дорог для автотранспорта, связывающих строительную площадку с основными транспортными магистралями района;

3) строительство линии электропередачи и трансформаторной подстанции при наличии государственной электросети или

временной электростанции для обеспечения площадки электро-энергией;

4) прокладка телефонной линии для связи с геологоразведочной партией, экспедицией;

5) прокладка трубопроводов с целью обеспечения строительства водой для производственно-пожарных и хозяйственно-бытовых нужд;

6) строительство некоторых постоянных и временных, а также сборка инвентарных, установка передвижных и переносных зданий и сооружений: копра, зданий подъемной машины, компрессорной станции, проходческих лебедок, складов для материалов и оборудования, бытовых зданий и др.;

7) сооружение фундаментов под подъемную машину, проходческие лебедки и др.;

8) монтаж подъемной машины, проходческих лебедок и прочего оборудования, необходимого для сооружения ствола;

9) строительство бетонно-растворного узла;

10) выполнение противопожарных мероприятий и т. д.

Устья стволов часто сооружают также в подготовительный период.

Устьем вертикального ствола называется его верхняя часть, примыкающая к земной поверхности. Часть устья, непосредственно соприкасающаяся с земной поверхностью, называется его оголовком.

Глубина устьев стволов определяется расчетом, исходя из конкретных горно-геологических условий. Для предохранения подтопления ствола поверхностными водами устье возводят на 200 мм выше земной поверхности. Устье может служить фундаментом для станка копра, опорой для навески временной крепи и оборудования при проходке технологического отхода ствола. В устье размещают вентиляционные и калориферные каналы, а также каналы для прокладки кабелей и труб различного назначения. Конструкция устья зависит от формы ствола, назначения устья, величины действующих на него вертикальных нагрузок, физико-механических свойств и условий залегания горных пород, материала крепи.

Устья стволов разведочных шахт с проектной длиной проходимых из них выработок более 100 м независимо от устойчивости и крепости пород должны быть закреплены сплошной несгораемой крепью или крепью с огнестойким покрытием на протяжении не менее 5 м.

В разработанных Гипрогеолстроем типовых проектах проходки стволов разведочных шахт предусматривается сооружение устьев на глубину 5 м для стволов прямоугольного сечения и на глубину 10 м для стволов круглого сечения.

Перед проходкой устья производят планировку участка заложения ствола, фиксирование центра и разбивку осей и

контуров ствола с помощью реперов. Проходку устья, как и всего ствола, производят в соответствии с проектом производства работ.

Проходка устья может производиться по двум схемам оснащения:

с применением передвижного проходческого оборудования;

с применением оборудования, используемого для основной части ствола.

Выбор схемы зависит от принятой технологической схемы сооружения ствола, горно-геологических и гидрогеологических условий.

Проходку и крепление устья ствола производят по трем технологическим схемам:

1) в породах I—IV категории крепости по шкале ЕНВ сначала роют экскаватором котлован на величину оголовка устья глубиной до 3—3,5 м и сооружают оголовок, затем ведут проходку устья и его крепление снизу вверх (рис. 5.6);

2) в породах крепостью более IV категории, но недостаточно устойчивых вначале проходится и крепится верхняя часть устья (оголовок), а затем — на полную глубину, при этом проходка ведется буровзрывным способом;

3) в плотных и устойчивых породах вначале проходят устье на всю глубину, а затем его крепят снизу вверх.

Выемку породы при сооружении котлована рекомендуется производить экскаваторами ЭО-3322А или Э-5015А, оборудованными обратной лопатой с ковшом вместимостью 0,4—0,5 м³ с погрузкой в автосамосвалы грузоподъемностью 5—8 т (ЗИЛ-ММЗ-4502, МАЗ-503А и др.).

После закрепления оголовка устья постоянной бетонной крепью периферийная часть котлована до крепи засыпается бульдозером оставленной породой.

Для последующей проходки устья и всего ствола на оголовок устья устанавливают нулевую раму. Рама состоит из металлических или деревянных балок, соединенных между собой, и металлического и деревянного настила. Проемы в раме для пропуска проходческого оборудования оснащают двухстворчатыми лядами. В створках ляд предусматривают вырезы для пропуска канатов, на которых подвешивают проходческое оборудование.

При сооружении устьев стволов в породах I—IV категории крепости после закрепления верхней части устья погрузку породы в бадью в стволах площадью сечения до 13,1 м² включительно следует производить вручную, в стволах площадью сечения 14,2 м² и более — грейферным грузчиком КС-3М с предварительным рыхлением при необходимости отбойными молотками слоями толщиной 0,2—0,3 м. При более высокой крепости

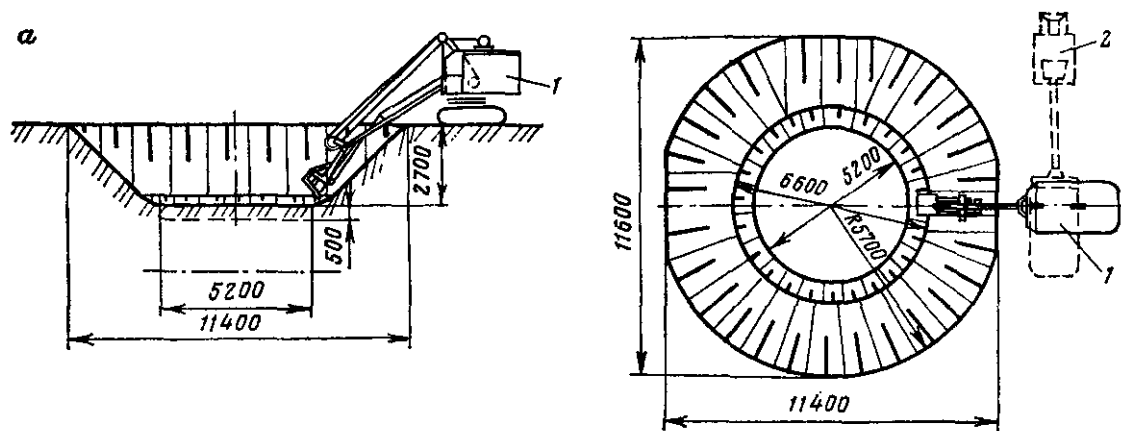


Рис. 5.6. Сооружение устья ствола диаметром в свету 4,5 м в породах I—IV категории крепости:

а — рытье котлована; *б* — проходка устья; *в* — крепление устья; *1* — экскаватор; *2* — автосамосвал; *3* — автомобильный кран; *4* — грейферный грузчик; *5* — кольцо временной крепи из двутавра; *6* — забойный насос; *7* — проходческая бадья; *8* — приемный бункер для бетона; *9* — опалубка из досок толщиной 5 см

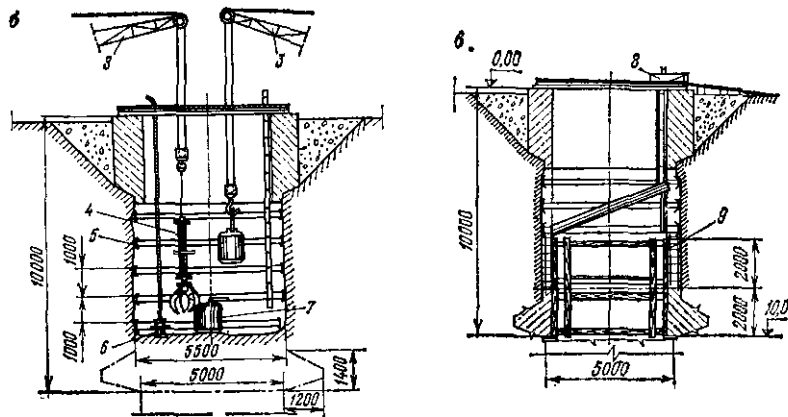


Таблица 56

Техническая характеристика пневматических отбойных молотков

Показатели	Типоразмер отбойного молотка		
	МО-1	МО-2	МО-3
Энергия единичного удара, Дж, не менее	29,43	35,80	41,69
Частота ударов, мин ⁻¹	1500	1300	1100
Расход воздуха, м ³ /мин, не более	1,1	1,15	1,15
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Длина, мм	540	580	630
Внутренний диаметр шланга, подводящего сжатый воздух, мм	16	16	16
Масса, кг	7,8	8,5	9,0
Ресурс до первого ремонта, ч	350	350	350
Ресурс до списания, ч	1500	1500	1500
Цена, руб.	31	33	34
Завод-изготовитель	Томский электромеханический завод им. В. В. Вахрушева		

пород следует применять буровзрывные работы при глубине шпуров не более 1,5 м.

Отбойные молотки (табл. 5.6) применяются также для зачистки забоя перед началом бурения шпуров, оборки стенок ствола и других работ. Число отбойных молотков, одновременно работающих в забое ствола при рыхлении и разборке породы, должно приниматься из расчета один отбойный молоток на 4—5 м² площади забоя ствола, коэффициент резерва отбойных молотков следует принимать 1,5; коэффициентом резерва оборудования называется отношение числа единиц оборудования, находящегося в работе и резерве, к числу единиц оборудования, находящихся в работе.

Для стволов шахт рекомендуется принимать более мощные отбойные молотки МО-3.

Для спуска-подъема бадьи с грузом, подвески грейферного грузчика, спуска грузов и монтажных работ рекомендуется использовать автомобильные краны КС-1562А грузоподъемностью 5—1,5 т при вылете стрелы 3,2—6 м и КС-2561Л грузоподъемностью 6,3—1,7 т при вылете стрелы 3,3—7 м. Могут быть использованы также другие краны, удовлетворяющие условиям производства работ, например, кран ПК-1200.

Водоотлив при сооружении устьев стволов следует осуществлять пневматическими забойными насосами. Сжатый воздух целесообразно подавать по трубам от передвижных компрессорных станций.

Бетонирование устьев стволов разведочных шахт осуществ-

Таблица 5.7

Перечень основного оборудования для сооружения устьев стволов разведочных шахт

Оборудование	Число единиц оборудования, необходимое для сооружения устьев стволов			
	прямоугольного сечения $S_q = 8,9 \div 14,5 \text{ м}^2$ в породах категории по ЕНВ		круглого сечения $D_{\text{св}} = 4,0 \div 4,5 \text{ м}$ в породах категории по ЕНВ	
	I—IV	V и более	I—IV	V и более
Экскаватор (обратная лопата) ЭО-3322А (или Э-5015А)	1	—	1	—
Автосамосвал ЗИЛ-ММЗ-4502 (или МАЗ-503А)	2	1	2	1
Бульдозер ДЗ-42	1	—	1	—
Автокран:				
для подвески грейферного грузчика (КС-1562А)	1	1	1	1
для подвески бады (КС-2561Л)	1	1	1	1
Перфоратор ПП-63С	—	3—6	—	6—8
Отбойный молоток МО-3	3—6	3—6	6—8	6—8
Грейферный грузчик КС-3М (для $S_q > 14,0 \text{ м}^2$)	1	1	1	1
Бады проходческая.				
БПСМ-0,75	2	2	—	—
БПСМ-1,0	—	—	2	2
Насос забойный Н-1М	2	2	2	2
Приемный бункер для бетона вместимостью ($V = 2,5 \text{ м}^3$)	1	1	1	1
Бады для подачи бетона вместимостью, м^3 :				
0,5	1	1	—	—
1,0	—	—	1	1
Вибратор электрический ИВ-47Б	3	3	—	—
Вибратор пневматический ВП-3	—	—	3	3
Бетоносмеситель:				
СБ-91А	1	1	—	—
СБ-10В	—	—	1	1
СБ-10А	—	—	1	1
Передвижная компрессорная станция ПВ-10 (или ПР-10М)	2	2	2	3
Трансформатор сварочный ТДМ-319	1	1	1	1
Вентилятор:				
ВМЭ-6	—	—	2	2
ВО-5	1	1	—	—

Примечание. Бетоносмеситель СБ-10В рекомендуется для стволов $D_{\text{св}} = 4,0 \text{ м}$, а бетоносмеситель СБ-10А — для стволов $D_{\text{св}} = 4,5 \text{ м}$.

вляется с использованием деревянных и металлических разборных опалубок. Бетонная смесь готовится в бетоносмеси-

телях, опускается в специальных бадьях и после укладки уплотняется с помощью глубинных электрических (см. табл. 4.71) или пневматических вибраторов.

Перечень основного оборудования, рекомендуемого для сооружения устьев стволов разведочных шахт типовым прямоугольным сечением площадью вчерне (S_4), равной 8,9 и 9,7; 12,7 и 13,1; 14,2 и 14,5 м², а также круглым сечением диаметром в свету ($D_{св}$), равным 4 и 4,5 м (вчерне соответственно 4,5 и 5 м), приведен в табл. 5.7. В табл. 5.7 указано число единиц оборудования, необходимое для сооружения устьев стволов с учетом резерва.

5.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОХОДКИ СТВОЛОВ

При проходке стволов разведочных шахт возможно применение трех технологических схем: последовательной, совмещенной и схемы проходки с параллельным армированием.

При проходке стволов по последовательной схеме сначала выполняют несколько циклов по проходке ствола без временной крепи (или иногда с ее установкой), а затем возводят постоянную крепь на участке ствола, равном пройденному, но расположенному выше, так, чтобы от крепи до забоя оставалось необходимое расстояние для размещения взорванной породы после очередного взрыва. Такая схема проходки стволов применяется, как правило, в устойчивых породах, допускающих отставание постоянной крепи от забоя на значительное расстояние (8—10 м и более). При ее использовании получена высокая скорость проходки стволов (30—40 м в месяц и более), так как не требуется частых переходов от проходки ствола к креплению.

При проходке стволов по совмещенной схеме постоянную крепь возводят вслед за подвиганием забоя в одном проходческом цикле (рис. 5.7). Такая схема рекомендуется к применению в неустойчивых породах. Основным ее преимуществом является отсутствие временной крепи, так как постоянная крепь устанавливается вслед за подвиганием забоя, что улучшает условия безопасности работ в забое.

Проходка стволов с параллельным армированием предусматривает максимальное использование постоянных зданий и сооружений, копров, подъемных машин, включая оборудование и приспособления, строительство и монтаж которых необходимо выполнять в подготовительный период. Для обеспечения безопасности работ по проходке и армированию ствола последний углубляется и армируется заходками — участками с остановкой проходческих работ на период армирования и наоборот.

Проходка стволов с параллельным армированием является относительно сложным процессом, требующим более высокой квалификации рабочих и инженерно-технических кадров. Условжение работ, неполная совмещенность отдельных операций, а главное — ограниченная из-за определенного расстояния между постоянными проводниками вместимость бадей обуславливают относительно меньшую скорость проходки стволов с параллельным армированием по сравнению с одновременным производством работ.

При проходке прямоугольных стволов с деревянной крепью, когда бадья рациональной вместимости размещается между постоянными (деревянными) проводниками, следует производить параллельное армирование ствола постоянной армировкой (рис. 5.8), так как при этом не требуется производить его переармирование с временной армировки. Если же бадья рациональной вместимости размещается в сечении ствола только при временных (канатных) проводниках, то ствол целесообразно проходить с частичным армированием (возведением лестничного отделения).

Рациональная технологическая схема проходки стволов должна обеспечивать достижение высокой среднемесячной скорости проходки и календарной скорости сооружения стволов, минимальных капитальных затрат на его оснащение и высокого уровня производительности труда проходчиков. По данным проф. Д. И. Маливанова, критериями выбора эффективной технологической схемы проходки стволов являются продолжительность и стоимость строительства с учетом эффективности капиталовложений. Выбор эффективной технологической схемы производится на основании сравнения вариантов сооружения стволов. В этом случае сооружением ствола считается выполнение всех работ от начала возведения поверхностных сооружений до начала проведения горизонтальных выработок.

5.4. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ

Буровзрывные работы должны обеспечивать наибольшее подвигание забоя за цикл, необходимые качества дробления пород и оконтуривания поперечного сечения ствола. Важным является также получение после взрыва ровной поверхности забоя.

Для бурения шпуров рекомендуется использовать ручные перфораторы марок ПП63С или ПП63СВП (см. табл. 4.6). Для сокращения продолжительности бурения шпуров в стволах круглой формы и большого поперечного сечения следует применять ствольные бурильные установки для группового бурения типа БУКС или СМБУ.

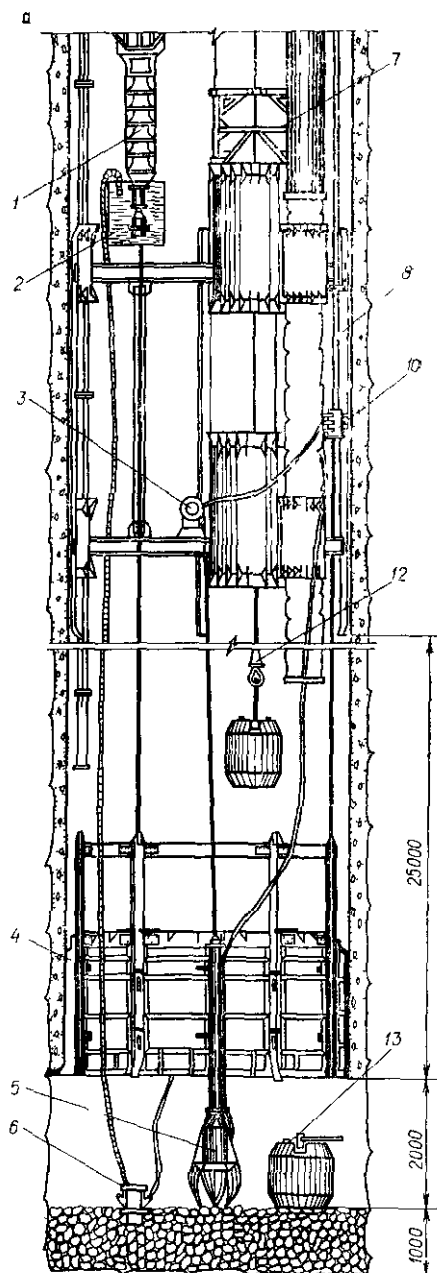
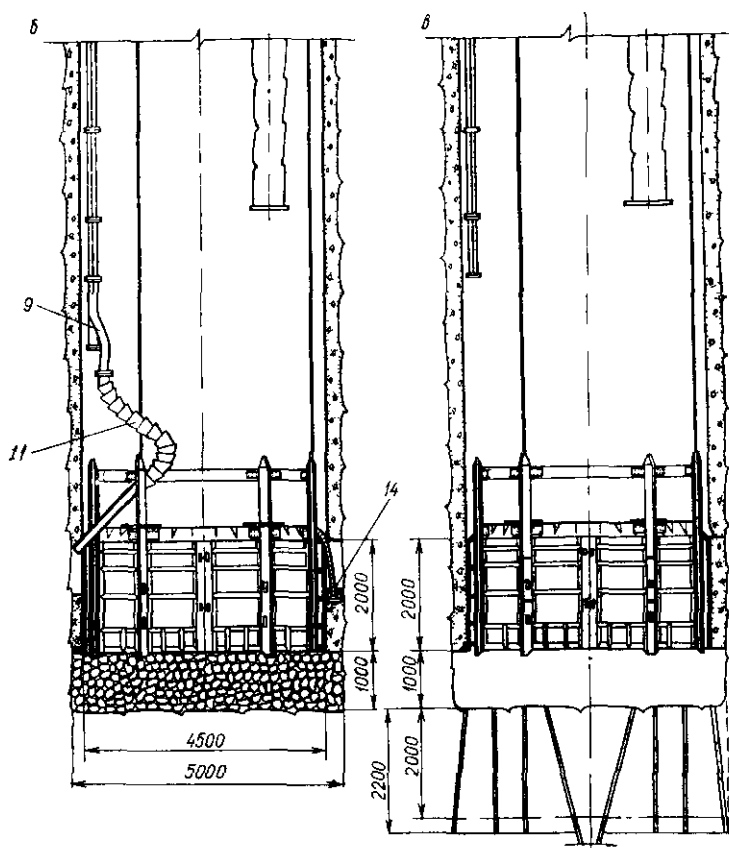


Рис. 5.7. Совмещенная технологическая схема проходки стволов:

a — уборка взорванной породы; *б* — бетонирование ствола заходкой 2 м, *в* — уборка оставшейся породы, обуривание забоя, 1 — подвесной проходческий насос, 2 — бак для воды, подвешенный к насосу; 3 — пневматическая лебедка для подвески грейферного грузчика; 4 — створчатая металлическая опалубка, 5 — грейферный пневматический грузчик; 6 — забойный насос, 7 — направляющая рама для бадьи, 8 — подвесной двухэтажный проходческий полок, 9 — гаситель скорости бетонной смеси; 10 — воздухораспределитель, 11 — гибкий бетоновод, 12 — прицепное устройство; 13 — проходческая бадья, 14 — вибратор для уплотнения бетонной смеси



При проведении стволов типы врубов не столь разнообразны, как при проведении горизонтальных выработок. Наибольшее распространение имеют клиновые и конические врубы. Реже используются прямые врубы (цилиндрические).

В стволах прямоугольного поперечного сечения отбойные шпуров пробуриваются вертикальными рядами, а в стволах круглого сечения они располагаются по окружности. Перед бурением шпуров размечаются. В стволах круглого поперечного сечения опускается центральный отвес (вертикальная ось ствола), им фиксируется центр на забое, и в этой точке бурят центральный шпур обычно глубиной 0,5—0,7 м. Затем при помощи шаблона по этому центральному шпuru ведется разметка всех остальных шпуров. При прямоугольном сечении ориентация направления и разметка шпуров осуществляются при

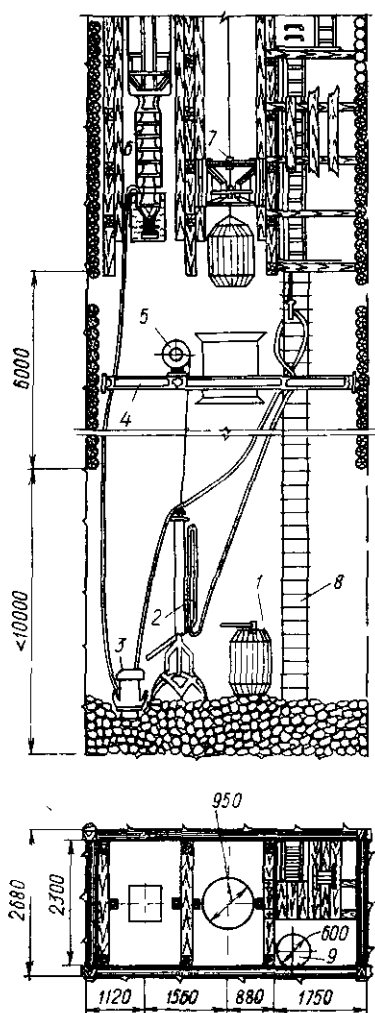


Рис. 5.8. Технологическая схема проходки стволов с параллельным армированием:

1 — проходческая бабья, 2 — грейферный пневматический грузчик; 3 — забойный насос; 4 — подвесной проходческий полок; 5 — пневматическая лебедка для подвески грейферного грузчика, 6 — подвесной проходческий насос с баком для воды; 7 — направляющая рамка для бабьи; 8 — подвесная лестница; 9 — вентиляционная труба

помощи четырех угловых отвесов, положение которых по отношению к стенкам ствола желательно поддерживать постоянным.

Число перфораторов, находящихся в одновременной работе, зависит от поперечных размеров ствола. Принято считать нормальным, если на один перфоратор приходится от 3 до 4 м² площади забоя ствола.

Все вновь пробуриваемые шпуров должны быть несколько смещены по отношению к шпуров предыдущего цикла, но без нарушения при этом принципиальной схемы расположения шпуров (паспорта БВР).

При применении прямого вруба для бурения параллельных шпуров следует применять специальные шаблоны и устройства

Параметры комплекта шпуров рассчитываются по такой же методике, что и при проведении горизонтальных выработок (см. подразд. 4.2.9).

В стволах круглой формы диаметр $D_{от}$ окружности, по которой располагаются отбойные шпуров, определяется по формуле

$$D_{от} = D_{вр} + \frac{n}{m-1} (D_{пр} - D_{вр}), \quad (103)$$

где $D_{вр}$ — диаметр окружности врубовых шпуров; n — порядковый номер окружности отбойных шпуров, начиная с первой,

следующей за врубом; m — общее число окружностей шпуров, включая окружности врубовых и оконтуривающих шпуров; $D_{пр}$ — диаметр ствола в проходке.

Диаметр окружности врубовых шпуров при коническом и цилиндрическом врубах и число врубовых шпуров по данным ВНИОМШС приведены ниже.

Коэффициент крепости пород $f < 6$	< 6	7—20	7—20	
Площадь поперечного сечения выработки, м ²	< 7	> 7	< 7	> 7
Диаметр окружности, м	$\frac{1,6-2}{1,8-2,2}$	$\frac{1,8-2,2}{2-2,6}$	$\frac{1,6-2}{1,8-2,2}$	$\frac{1,8-2,2}{2-2,6}$
Число врубовых шпуров	$\frac{5-6}{4-5}$	$\frac{6-7}{5-6}$	$\frac{6-8}{5-6}$	$\frac{8-10}{6-7}$

Примечание. В числителе приведены значения при применении патронов диаметром 36 мм, в знаменателе — 45 мм.

Основными параметрами взрывных работ при проходке стволов являются удельный расход ВВ, число шпуров, приходящихся на $1 m^2$ сечения ствола, и глубина шпуров.

Нормы расхода аммонита скального № 1 при проходке стволов приведены в табл. 5.8. При использовании другого ВВ пересчет производится по относительной работоспособности или энергии применяемого ВВ.

Таблица 5.8

Нормы расхода ВВ по данным ВНИОМШС

Коэффициент крепости f	Удельный расход скального аммонита № 1 (кг/м³) при площади сечения ствола, м²			Коэффициент крепости f	Удельный расход скального аммонита № 1 (кг/м³) при площади сечения ствола, м²		
	< 10	10—20	20—30		< 10	10—20	20—30
1,5	1,37	1,24	1,08	10—14	3,11	2,80	2,50
2—3	1,82	1,70	1,43	15—18	3,66	3,30	3,00
4—6	2,13	2,00	1,70	19—20	4,04	3,65	3,35
7—9	2,47	2,35	2,05				

Таблица 5.9

Число шпуров при проходке стволов

ВВ	Диаметр патронов ВВ, мм	Число шпуров на $1 m^2$ сечения ствола для различных f	
		3—6	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

Число шпуров на 1 м² сечения ствола принимается на основе имеющихся практических данных или табл. 5.9.

При проведении стволов целесообразно применение шпуровых зарядов увеличенного диаметра, обычно 36—45 мм. Особенно эффективны шпуры увеличенного диаметра при проходке стволов большого поперечного сечения.

Глубину шпуров следует определять по наименьшей трудоемкости и продолжительности основных проходческих операций. В большинстве случаев глубину шпуров рассчитывают в зависимости от кратности цикла, принятого в смену или в сутки. Однако можно и не учитывать обязательность кратности окончания цикла в смену или сутки. В этом случае необходимо перейти на скользящий график выхода проходчиков.

Глубину шпуров обычно выбирают по фактору бурения — $l_{ш. б.}$, погрузки породы — $l_{ш. п.}$, водоотлива — $l_{ш. вод.}$, подъема — $l_{ш. под.}$.

Необходимо, чтобы соблюдалось условие

$$l_{ш. под.} > l_{ш. б.} = l_{ш. п.} > l_{ш. вод.} \quad (104)$$

Глубина шпуров по фактору бурения

$$l_{ш. б.} = t_1 M_{б. м} v / N, \quad (105)$$

где t_1 — продолжительность бурения комплекта шпуров, ч; $M_{б. м}$ — число одновременно работающих в забое бурильных машин; v — скорость бурения одной машины, м/ч; N — число шпуров в забое.

Глубина шпуров по фактору погрузки породы

$$l_{ш. п.} = \varphi t_2 P_n / (\eta S), \quad (106)$$

где φ — коэффициент использования погрузчика по времени; t_2 — продолжительность погрузки породы, ч; P_n — производительность погрузки, м³/ч; η — КИШ; S — площадь поперечного сечения в проходке, м².

Глубина шпуров по фактору водоотлива

$$l_{ш. вод.} = (10q_v - 2P_{вод.}) / D^2, \quad (107)$$

где q_v — приток воды в забой, м³/ч; $P_{вод.}$ — производительность водоотливных средств, м³/ч; D — диаметр ствола в проходке, м.

Глубина шпуров по фактору подъема

$$l_{ш. под.} = \frac{\varphi_{под} t_2 V_6 k_p}{S \eta k_s t_{под}}, \quad (108)$$

где $\varphi_{под} = 0,75 \div 0,8$ — коэффициент использования подъема во времени; t_2 — время выдачи породы на поверхность, ч; V_6 — вместимость бадьи, м³; $k_p = 2 \div 2,2$ — коэффициент разрыхления породы; $t_{под}$ — время одного подъема, ч.

Для взрывания широко используют патронированные ВВ:

детонит М, аммонит скальный № 1 и аммонит 6ЖВ. Изготавливать патроны-боевики разрешается на поверхности в зарядных будках, расположенных от зданий, сооружений и коммуникаций на расстоянии, отвечающем требованиям ЕПБ при взрывных работах, но не ближе 50 м от ствола разведочной шахты. Способ взрывания электрический с применением электродетонаторов мгновенного, замедленного или короткозамедленного действия (см. подразд. 4.2.4). Если забой ствола сухой, то разрешается использовать электроогневой способ взрывания.

Схема соединения электродетонаторов выбирается в зависимости от числа ЭД, расположения зарядов и степени обводненности забоя.

Основными критериями для выбора схемы соединения ЭД являются безопасность работ, удобство расчета и монтажа сети, возможность проверки ее простыми приборами. При числе ЭД в сети до 30 шт. следует применять последовательную схему соединения ЭД. При проходке стволов в сильнообводненных породах наиболее целесообразно применять кольцевую параллельно-ступенчатую схему с двумя антеннами, а в стволах большого сечения — схему три кольца.

Расчет электровзрывной сети производится в соответствии с рекомендациями подразд. 4.2.7.

При параллельно-ступенчатой схеме соединения электродетонаторов общее сопротивление сети можно определять по формуле

$$R = R_m L_m + R_c L_c + R_a L_a + R_{ЭД}/N, \quad (109)$$

где R_m , R_c , R_a — сопротивление соответственно магистральных, соединительных и антенных проводов, Ом/м; L_m , L_c , L_a — общая длина соответственно магистральных, соединительных и антенных проводов, м; $R_{ЭД}$ — сопротивление электродетонатора, Ом; N — общее число электродетонаторов.

Сила тока в сети будет равна $I = U/R$, а приходящаяся на один электродетонатор $I_{ЭД} = I/N$. Условие безотказного взрывания $I_{ЭД} \geq I_n$, где I_n — значение нормированного тока.

Запрещается применять электродетонаторы с концевыми проводами короче 2,5 м и с водонеустойчивой изоляцией. В качестве соединительных проводов рекомендуется использовать провода марки ВП-0,5 или ВП-0,8 (см. табл. 4.17). При наличии в забое ствола воды электровзрывная сеть должна монтироваться при помощи антенных проводов. Колышки для установки антенн должны быть такой высоты, чтобы вода не достигала антенны. Антенные провода должны быть неизолированными медными или алюминиевыми сечением 4—6 мм². В качестве взрывной магистрали должен применяться гибкий кабель во влагонепроницаемой оболочке (например, ПРГН, ПРН, ПРГИ, КРПТ и др.).

Монтаж электровзрывной сети взрывнику разрешается только после выезда всех рабочих из ствола шахты. Перед взрывом в стволе должны быть открыты все ляды и из надшахтного здания удалены все люди, кроме лиц, производящих взрывание. Проходческое оборудование, находящееся в забое ствола (насосы, вентиляционные трубы, подвесные лестницы, прожекторы и др.) поднимается на полук или на безопасную от забоя высоту.

Взрывание можно производить только с поверхности или с действующего горизонта. В последнем случае лица, осуществляющие взрывание, должны находиться в выработке со свежей струей воздуха.

В качестве источника тока наиболее предпочтительными являются сетевые взрывные приборы.

5.5. ПРОВЕТРИВАНИЕ СТВОЛОВ

Проветривание шахтных стволов при их проведении производится в соответствии с проектом производства работ. В этом проекте приводится схема проветривания, определяется способ проветривания, дается расчет расхода воздуха, обеспечивающего проветривание ствола, выбираются марка и место установки вентилятора, определяются диаметр и способ сборки и подвески вентиляционного трубопровода.

При проходке шахтных стволов глубиной до 700 м обычно применяется нагнетательный способ проветривания с использованием металлических труб с фланцевыми соединениями и установкой одного вентилятора на земной поверхности на расстоянии 15—20 м от ствола. При проходке шахтных стволов до 100 м вместо металлических иногда применяются текстовинитовые * трубы диаметром 500—600 мм.

Естественный воздухообмен, увеличивающийся с глубиной и обводненностью шахтного ствола, активно содействует, особенно в холодное время года, искусственному нагнетательному проветриванию.

Для расчета расхода воздуха пользуются методами, разработанными для горизонтальных выработок с учетом имеющей место обводненности забоя ствола. В частности, обводненность забоя ствола имеет решающее значение для снижения пылеобразования при бурении шпуров.

Расход воздуха, обеспечивающий проветривание шахтного ствола, рассчитывается по газовому и пылевому факторам и проверяется по минимальной скорости движения воздуха

* Текстовинит — хлопчатобумажная ткань, покрытая слоем пластмассы, в состав которой входит полихлорвиниловая смола

в стволе. За расчетное принимается наибольшее значение расхода.

Расчет расхода воздуха для проветривания призабойного пространства ствола по газовому фактору при взрывных работах осуществляется по формуле

$$Q_3 = \frac{2,3k_c}{t} \sqrt{AS^2L^2b}, \quad (110)$$

где $k_c=0,5$ — коэффициент, учитывающий обводненность и наличие естественного воздухообмена ствола шахты. Расшифровка других обозначений приведена в формуле (30).

Расчет расхода воздуха по пылевому фактору, согласно рекомендации проф. А. П. Янова, производится по уравнению

$$Q_3 = q_n m k_n, \quad (111)$$

где $q_n=1,2$ м³/с — нормативный расход воздуха на ручной перфоратор; m — число одновременно работающих перфораторов; $k_n=0,6$ — коэффициент, учитывающий условия бурения шпуров при проведении стволов.

Проверка значения расхода воздуха по минимальной скорости, которая для стволов должна быть не менее 0,15 м/с, выполняется по формуле

$$Q_3 = 0,15S. \quad (112)$$

Таблица 5.10

Диаметр вентиляционного трубопровода, необходимого для проведения ствола разведочной шахты

Площадь сечения ствола в черне, м ²	Форма сечения ствола	Расход ВВ на цикл, кг	Диаметр трубопровода (мм) при глубине ствола, м						
			100	200	300	400	500	600	700
8,7 и 8,9	Прямоуголь- ная	30	500	—	—	—	—	—	—
		50	500	—	—	—	—	—	—
12,7 и 13,1	Прямоуголь- ная	30	500	500	—	—	—	—	—
		50	500	500	—	—	—	—	—
14,2 и 14,5	Прямоуголь- ная	30	500	500	600	—	—	—	—
		50	500	500	600	—	—	—	—
		100	500	500	600	—	—	—	—
	Круглая (диа- метр в свету 4 м)	50	500	500	600	—	—	—	—
		100	500	500	600	—	—	—	—
	Круглая (диа- метр в свету 4,5 м)	50	—	500	600	600	600	—	—
		100	—	500	600	600	700	—	—
		150	—	600	600	700	700	—	—
	Круглая (диа- метр в свету 5 м)	50	—	600	600	600	600	700	700
		100	—	600	600	700	700	700	700
		150	—	600	700	700	800	800	800
	Круглая (диа- метр в свету 5,5 м)	100	—	600	700	700	700	800	800
		150	—	600	700	700	800	800	900
		200	—	700	700	800	800	900	900

Таблица 5.11

Размеры металлических труб, прокладок и болтов для проведения шахтных стволов

Диаметр, мм	Длина труб, м	Толщина стенки трубы, мм	Размеры уголка фланца, мм	Диаметр окружности отверстий, мм	Число отверстий во фланце	Размеры зажимных болтов, мм	Сечение резиновой прокладки, мм
500	2,5; 3	2,0	50×6	562	12	M12×45	15×15
600	2,5; 3	2,0	50×6	662	14	M12×45	15×15
700	2,5; 3; 4	2,5	60×8	785	10	M16×50	15×15
800	3, 4	2,5	60×8	885	10	M16×50	15×15
900	3, 4	2,5	60×8	985	12	M16×50	15×15

Практика проходки стволов показывает, что проветривание удобнее осуществлять с использованием одного вентиляционного трубопровода. Рекомендуемые к применению в стволах диаметры трубопроводов в зависимости от расхода ВВ, площади сечения, диаметра и глубины ствола приведены в табл. 5.10.

Металлические вентиляционные трубы применяют со сварным швом и фланцевым соединением; для уплотнения соединения труб предусмотрены прокладки из резины. Толщина прокладки в месте зажима равна 8 мм. Применение сальниковой веревки или картона, пропитанного маслом, обмазки соединений глиной не рекомендуется при сборке вертикальных трубопроводов.

Стандартные размеры металлических труб и соединительных частей к ним приведены в табл. 5.11. Труба изготавливается из листового металла, она может изготавливаться из двух цилиндрических отрезков, соединенных между собой сваркой. При приварке фланцев должна быть обеспечена соосность болтовых сое-

Таблица 5.12

Вентиляторы и вентиляционные трубы для проветривания стволов разведочных шахт

Марка вентилятора	Рабочие пределы подачи, м³/с	Мощность электродвигателя, кВт	Рекомендуемый диаметр труб, мм
ВО-5	1,4—4,0	7,5	500—600
ВМЭ-6	2,7—6,5	24	500—600
ВЦ-11	5—20	55	700—900
ВМЭ-12	8—21	75	700—900
ВОД-11П	7—32	120	700—900
ВЦП-16	5—32	120	700—900

динений. Отверстия под болты должны быть эллипсовидные с длинной осью эллипса по окружности размещения болтов.

Коэффициент воздухопроницаемости вертикального трубопровода с фланцевыми соединениями не должен превышать 1,07.

Металлический трубопровод в стволе заканчивается тканевым трубопроводом длиной 20—30 м для подтягивания его во время взрывных работ на полук.

Характеристика вентиляторов и диаметр вентиляционных труб для проветривания стволов разведочных шахт при их проходке приведены в табл. 5.12.

Подача и марка вентилятора определяются в результате совместного решения методом последовательного приближения двух уравнений:

$$Q_{в1} = Q_3 k^{0,01L}; \quad (113)$$

$$Q_{в2} = \frac{100H}{RLQ_3}, \quad (114)$$

где $Q_{в}$ — подача вентилятора, $\text{м}^3/\text{с}$, при напоре H ; L — проектная глубина ствола, практически равная длине вентиляционного трубопровода, м; k — коэффициент воздухопроницаемости вентиляционного трубопровода; R — аэродинамическое сопротивление 100-метрового участка трубопровода, $\text{кг}/\text{м}^7$ (см. табл. 4.24); Q_3 — расчетный расход воздуха, обеспечивающий проветривание призабойного пространства ствола, $\text{м}^3/\text{с}$.

При совместном решении уравнений (114) и (115) подбирается по расходно-напорной характеристике одного из вентиляторов, приведенных в табл. 5.12, такое значение напора H , которое обеспечило бы расчетный расход Q_3 на проектную длину ствола L по трубопроводу сопротивлением R при качестве его сборки, характеризуемой коэффициентом воздухопроницаемости k . Этому условию соответствует равенство (с погрешностью $\pm 5\%$) $Q_{в1}$ и $Q_{в2}$. Отсутствие искомого равенства указывает на несоответствие вентилятора трубопроводу для решения поставленной задачи и вынуждает ориентироваться на трубопровод с другими параметрами или на вентилятор с иной характеристикой.

Подвеска вентиляционного трубопровода в стволе производится на двух канатах. Канаты выбираются с учетом пятикратного запаса прочности, исходя из массы своего трубопровода и самих канатов. Хомуты для подвески металлической вентиляционной трубы укрепляются под верхним фланцем каждой трубы.

С целью сокращения массы трубопровода и времени его монтажа перспективно применение текствинитовых труб, которым отдают предпочтение при скоростной проходке стволов. Текствинитовые трубы соединяются между собой с помощью соединительных муфт. Муфта — полый цилиндр диаметром, равным

диаметру трубы, длиной 100 мм, изготавливаемый из листовой стали толщиной 2,5 мм. Хомут для подвески вентиляционной трубы крепится на уровне соединительной муфты.

Для сокращения числа лебедок вокруг ствола подвеска вентиляционных труб в стволе часто осуществляется на тягах и кронштейнах, изготавливаемых по типовым чертежам ВНИИ-ОМШСа.

Особенность стволов разведочных шахт состоит в том, что они служат не только для грузо-людского подъема, но и как вентиляционные — для обеспечения проводимых из них разведочных выработок свежим воздухом. Увеличение скорости воздушного потока в трубопроводе ведет к заметному росту расхода электроэнергии на проветривание, а увеличение диаметра трубопровода удорожает строительство и армировку ствола.

Оптимальная скорость воздушного потока уменьшается с увеличением диаметра и продолжительности эксплуатации воздухопровода.

Диаметр постоянного вентиляционного трубопровода, прокладываемого в стволе для проветривания проводимых из него выработок, определяется по формуле

$$d = 1,13 \sqrt{\frac{m_{\text{см}} B}{v_{\text{опт}}}}, \quad (115)$$

где $m_{\text{см}}$ — среднее число вагонеток, выдаваемых по стволу в смену; $v_{\text{опт}}$ — оптимальная скорость движения воздуха по трубопроводу, м/с; B — необходимый расход воздуха на вагонетку $\text{м}^3/\text{с}$.

Значения оптимальной скорости потока в трубопроводе разного диаметра приведены ниже.

Диаметр трубопровода, мм	500	600	700	800	900	1000—1100
Оптимальная скорость потока, м/с	13	13,5	14	15	16,5	18
Продолжительность эксплуатации трубопровода, лет	0,5	0,5	1	2,5	5	8

П р и м е ч а н и е. При увеличении продолжительности эксплуатации трубопровода оптимальная скорость потока должна быть несколько уменьшена.

Необходимый расход воздуха на каждую вагонетку, при которой обеспечивается проветривание шахты, приведен ниже.

Типоразмер вагонетки	ВГ-0,7	ВГ-1,0	ВГ-1,1	ВГ-1,3	ВГ-1,4
Расход воздуха на вагонетку, $\text{м}^3/\text{с}$	0,22	0,31	0,34	0,42	0,47

Вопрос о прокладке в стволе при его проведении временного (на период проходки ствола) или постоянного вентиляционного трубопровода решается на стадии проектирования в каждом конкретном случае. Выбранный вариант должен обеспечивать наибольшую эффективность работ по сооружению ствола.

5.6. ПОГРУЗКА ПОРОДЫ

Погрузка породы является одним из трудоемких процессов при проходке стволов разведочных шахт. В прямоугольных стволах малого сечения (до 14 м²) погрузка породы производится вручную, в остальных стволах — грейферными грузчиками с ручным вождением КС-3М.

Применение грейферных грузчиков увеличивает производительность труда проходчиков по сравнению с производительностью при ручной погрузке в 3—4 раза.

Техническая характеристика грейферного грузчика КС-3М

Вместимость грейфера, м ³	0,25
Число лопастей	6
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	
минимальное	0,5
максимальное	0,6
Расход воздуха, м ³ /мин	3,25
Внутренний диаметр шлангов, подводящих сжатый воздух, мм	25
Ход цилиндра пневмоподъемника, мм	2470
Основные размеры, мм	
высота с пневмоподъемником	
минимальная	4860
максимальная	7330
диаметр грейфера:	
закрытого	1150
открытого	1642
длина при закрытом грейфере с водилом (в горизонтальном положении)	2186
Расстояние от центра грейфера до оси поперечины на водиле, за которую держится проходчик при работе на грузчике, мм	1340
Среднее время цикла черпания, с	40
Средняя производительность, м ³ /ч	18
Число обслуживающих проходчиков	1—2
Срок службы, лет	5
Масса (с пневмоподъемником), кг	1000

Грейферный грузчик КС-3М изготавливается Кузнецким машиностроительным заводом (г. Новокузнецк Кемеровской области).

Взорванная порода по степени разрыхления неодинакова. Верхняя часть взорванной породы (50 %) грузится в бадью без разборки, средняя (около 35—40 %) — с частичной разборкой и нижняя (10—15 %) — с полной разборкой (зачисткой) породы до забоя.

Производительность грейферного грузчика КС-3М при погрузке породы из верхней зоны и среднюю производительность грузчика при погрузке породы из верхней и средней зоны (без учета зачистки забоя) в различных сечениях стволов разведочных шахт рекомендуется принимать согласно данным табл. 5.13.

По производительности грузчика в верхней зоне следует определять необходимую вместимость проходческой бадьи, а сле-

Таблица 5.13

Производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) грейферного грузчика КС-3М при проходке стволов разведочных шахт

Сечение ствола в свету	Зона погрузки породы	
	верхняя	средняя (без учета зачистки забоя)
Прямоугольное площадью 14,2 и 14,5 м^2	10	7,5
Круглое диаметром, м		
4	15	11
4,5	16,5	12
5 и 5,5	18	13

довательно, и производительность подъемной установки, по средней производительности — время погрузки породы.

Высота подвески грузчика над забоем ствола должна составлять 20—25 м. При меньшей высоте для вождения грузчика необходимо затрачивать большие усилия. Минимально допустимая высота подвески 12 м. Площадь забоя ствола, приходящаяся на один грузчик, должна составлять 14—16 м^2 .

В стволах диаметром в свету 5,5 м могут быть использованы два грейферных грузчика, при этом коэффициент одновременности их работы следует принимать 0,9.

Независимо от числа рабочих грейферных грузчиков один должен находиться в резерве.

Грейферный грузчик КС-3М подвешивается на канате к лебедке, которая устанавливается на проходческом полке, а при небольшой глубине ствола на нулевой площадке. Для подвески грейферного грузчика КС-3М следует применять лебедку ЛПТ-4.

Техническая характеристика лебедки ЛПТ-4

Максимальная высота подъема груза, м	60
Статическое натяжение каната, кН	18
Канатоемкость барабана, м	70
Диаметр барабана, мм	350
Канат	17,5-Г-Н-160 ГОСТ 3070—74 или 18-Г-Н-180 ГОСТ 2688—80
Средняя скорость движения каната, м/с	0,25
Привод двигателя	Пневматический П7,5-12
Мощность двигателя, кВт	7,5
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5—0,6
Внутренний диаметр присоединительных шлангов, мм	38
Срок службы, лет	5
Основные размеры, мм	
длина	1110
ширина	680
высота	690
Масса лебедки (без каната), кг	600

Лебедка ЛПТ-4 изготавливается серийно Кыштымским машиностроительным заводом.

При погрузке породы грейферным грузчиком звено проходчиков должно состоять из трех-четырех человек: один-два проходчика работают на грейферном грузчике, один производит приемку порожних и отправку груженных бадей, подает сигналы и выбирает породу из углов в прямоугольных стволах, а также включает и выключает забойный насос при наличии водопритока, один человек находится на проходческом полке и следит за прохождением через него порожних и груженных бадей.

Завершающей фазой погрузки является зачистка забоя, которая производится отбойными молотками, пневмоломами и вручную. При зачистке забоя порода вначале грузится в бадью грейферным грузчиком, а в конце процесса вручную лопатами. Для ускорения зачистки забоя число занятых на этой операции проходчиков может быть увеличено, исходя из площади забоя 4—5 м² на одного человека.

5.7. КРЕПЛЕНИЕ СТВОЛОВ

5.7.1. Временная крепь

Временная крепь предназначена для предохранения стенок стволов, проходимых в слабых и неустойчивых породах, от выпадения отдельных кусков породы до возведения постоянной крепи. Допустимое отставание временной крепи от забоя устанавливается паспортом крепления в зависимости от устойчивости пород и условий безопасности работ.

В стволах прямоугольной формы каркас временной крепи выполняют в виде рам (поясов) из круглого леса или брусьев, скрепляемых в углах ствола скобами. При наличии неустойчивых пород используют швеллерные балки, скрепляемые в углах при помощи штырей.

В стволах круглой формы в качестве каркаса временной крепи применяют металлические кольца, состоящие из 4—8 отдельных сегментов, скрепляемых между собой при помощи накладок и штырей. Обычно для временной крепи используют швеллерные балки № 16—20.

Рамы или кольца подвешивают друг к другу на крючьях Z-образной формы из круглой стали диаметром 25—30 мм. Расстояние между ними в зависимости от устойчивости пород следует принимать в пределах 0,7—1,5 м, а между крючьями по периметру ствола — 1,5—2 м. Для придания прочности и жесткости крепи между ее поясами должны устанавливаться круглые стойки диаметром 100—120 мм или распорки из стальных труб диаметром 100 мм, расстояние между которыми следует принимать 1,5—2 м. Стенки ствола закрепляют затяжками из досок толщиной 25—50 мм и плотно их расклинивают.

Временная крепь должна устанавливаться вслед за продвижением забоя в конце погрузки породы или в процессе ее. Первый в каждом звене пояс временной крепи подвешивают на крючьях к постоянной крепи. При креплении бетоном эти подвески должны быть заранее заделаны в постоянную крепь. Затем каждый последующий пояс подвешивают к предыдущему.

При возведении постоянной крепи временную крепь разбирают и выдают на поверхность для исправления и последующего использования. При разборке крепи часть ее теряется. В стволах круглой формы с бетонной крепью при неустойчивых породах кольца временной крепи не разбираются, при слабых же породах вместе с кольцами оставляют и затяжку.

Возведение и разборка временной крепи является довольно трудоемкой операцией, снижающей показатели проходческих работ. Поэтому использование ее является оправданным лишь при проходке стволов в слабых и сыпучих породах. В большинстве же случаев в неустойчивых породах наиболее целесообразно проходить стволы по совмещенной схеме, когда постоянную крепь возводят вслед за продвижением забоя в каждом проходческом цикле и применение временной крепи не требуется.

5.7.2. Постоянная деревянная крепь и способы ее возведения

Деревянную крепь применяют в стволах прямоугольного сечения со сроком службы до 15 лет. При этом производят ее антисептирование. После указанного срока она требует ремонта или полной замены.

Применяют следующие конструкции деревянной крепи: сплошную венцовую, венцовую на стойках и подвесную венцовую (рис. 5.9). Сплошную венцовую крепь используют при проходке стволов в слабых и средней устойчивости породах. Крепь может быть из бруса или круглого леса. Для поддержания выше расположенного участка крепи возводят опорные венцы. Их необходимо располагать в более плотных устойчивых слоях породы, поэтому высота звена крепи в одном и том же стволе может быть различной. Расстояние между опорными венцами при сплошной крепи принимается 5—10 м в зависимости от устойчивости пород и гидрогеологических условий проходки ствола, но в конкретных случаях могут допускаться отклонения. Для установки опорных венцов в стенках ствола разделявают лунки (маленькие и большие — заводные), в которые, как правило, заводят брусья коротких сторон. В неустойчивых породах V и менее категории крепости и при небольших расстояниях между опорными венцами лунки располагают поочередно в длинных и коротких сторонах ствола. Глубина лунок для пальцев опорных венцов в этом случае должна составлять 800—1000 мм, а в породах VI и более категории — 500—800 мм.

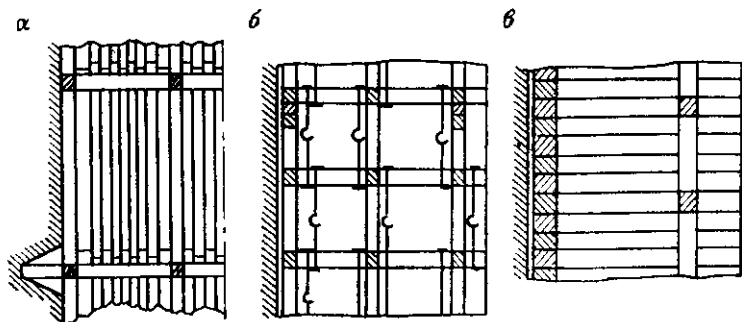
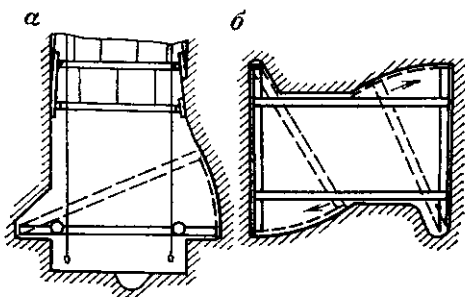


Рис. 5.9. Виды деревянной крепи стволов:

а — венцовая на стойках; *б* — подвесная венцовая; *в* — сплошная венцовая

Рис. 5.10. Способы заводки опорного венца:

а — в вертикальной плоскости; *б* — в горизонтальной плоскости



При разделке лунок для опорных венцов необходимо по возможности избегать применения ВВ, так как в результате взрыва породные стенки разрушаются; при работе в крепких породах можно применять шпury, но с малыми зарядами и разновременным взрыванием. Опорные венцы заводят в вертикальной или горизонтальной плоскости (рис. 5.10). Вертикально венцы заводят в породах до V категории крепости с горизонтальной слоистостью, горизонтально — в породах VI и выше категорий крепости, устойчивых, нетрещиноватых. Лунки (малая и большая) для завода опорных венцов в различных звеньях крепи строго чередуются, чтобы меньше ослаблять стенки ствола. Нижнюю плоскость лунок для опорных венцов тщательно выравнивают, чтобы они занимали горизонтальное положение. Не допускается установка опорных венцов на разрыхленной породе или на прокладках.

При подходе к сопряжениям ствола с выработками околоствольного двора опорные венцы необходимо располагать на 4—8 м выше замка свода сопряжения.

На опорный венец постепенно наращивают промежуточные (рядовые) венцы в строгом порядке согласно разметке, сделанной на поверхности. Промежуточные венцы следует возводить снизу вверх в породах средней устойчивости и сверху вниз (путем крепления скобами к вышележащим венцам) в слабых

неустойчивых породах, не допускающих отставание крепи от забоя для размещения нижележащего опорного венца. В последнем случае после возведения звена крепи под него подводят опорный венец.

Опорные и промежуточные венцы должны быть уложены горизонтально, выверены и плотно пригнаны друг к другу. Правильность их установки проверяют при помощи четырех угловых отвесов, уровня и измерением расстояния по диагонали рейкой-шаблоном. После проверки и необходимых исправлений венцы с торцевых и боковых сторон расклинивают. Все пустоты между венцами и стенкой ствола тщательно закладываются кусками породы или обрезками дерева.

Отдельные элементы крепи, заготовленные на поверхности, опускают на подъемном канате, для чего к крюку прицепного устройства прикрепляют предназначенную для этой цели серьгу с болтом.

Установленная крепь должна удовлетворять следующим требованиям: отклонения внутренней поверхности отдельных венцов от проектного положения не должны превышать ± 15 мм, а расстояния между углами венцов по диагонали не должны отличаться от проектных более чем на ± 50 мм; в местах минимальных зазоров между крепью и подъемным сосудом отклонения элементов венцов внутрь ствола не допускаются.

Венцовая крепь на стойках применяется в крепких и устойчивых породах. Она отличается от сплошной венцовой крепи тем, что отдельные венцы из бруса располагаются на высоте 1—1,5 м один от другого. Между венцами в углах и по длинным сторонам в вертикальных плоскостях, разделяющих сечение ствола на отделения, устанавливают вертикальные стойки (рис. 5.9). Стенки ствола между отдельными венцами крепят затяжками из досок или горбылей толщиной 40—50 мм, которые плотно расклинивают. Расстояние между опорными венцами следует принимать 8—15 м. Крепь должна возводиться только снизу вверх. Она требует меньшего расхода леса, чем сплошная.

Подвесная венцовая крепь применяется так же, как и венцовая, на стойках в крепких устойчивых породах. Она состоит из отдельных горизонтальных венцов из бруса с вертикальными стойками между ними. Венцы крепи подвешивают на стальных болтах (крючьях) и после установки стоек стягивают болтами и гайками. Стенки ствола между венцами затягивают досками или горбылем толщиной 40—50 мм. Крепь возводится в направлении сверху вниз. После установки звена крепи под него подводят опорный венец. Расстояние между опорными венцами при подвесной крепи следует принимать 10—20 м.

Подвесная венцовая крепь по сравнению с венцовой на стойках имеет следующие преимущества: уменьшается число

Таблица 5.14

Минимальная толщина (мм) монолитной бетонной крепи

Глубина ствола, м	Падение породных пластов	
	пологое и наклонное	крутое
<500	200	250
>500	250	300

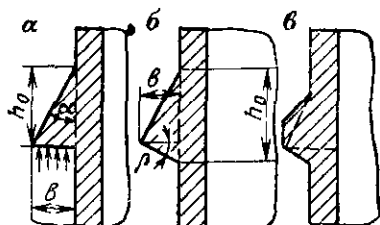


Рис. 5.11. Конструкции опорных венцов:

а — одноконический, б — двухконический, в — комбинированный

опорных венцов благодаря сокращению высоты незакрепленного участка ствола, что приводит к значительному ускорению работ по креплению; обеспечивается высокая безопасность работ, так как крепь возводится вслед за подвиганием забоя.

При возведении венцовой крепи на стойках и подвесной венцовой крепи должны выдерживаться те же отклонения, что и при сплошной крепи.

5.7.3. Бетонная крепь и способы ее возведения

Стволы разведочных шахт круглого сечения крепятся монолитной бетонной крепью. Основными параметрами такой крепи являются ее толщина и марка бетона. Толщину бетонной крепи следует определять расчетом и принимать для стволов, пройденных обычным способом, не менее значений, приведенных в табл. 5.14.

Для крепления стволов рекомендуется применять бетон марки М100÷М200.

Бетонную крепь возводят в направлении снизу вверх или в направлении сверху вниз отдельными поясами высотой до 4 м. Возведение поясов крепи в направлении снизу вверх выполняют при последовательной схеме проходки стволов, а сверху вниз — при совмещенной схеме проходки.

Для поддержания вышерасположенного участка крепи сооружают опорные венцы.

В зависимости от крепости пород конструкции опорных венцов могут быть одноконическими, двухконическими и комбинированными (рис. 5.11). Ширина основания опорных венцов b колеблется в пределах 0,5—1 м, в крепких породах она меньше, в менее крепких — больше. При прочих равных условиях ширина двухконического венца меньше ширины одноконического в 1,3—1,5 раза. Высота венца h_0 выбирается обычно такой,

чтобы при данной его ширине углы конусности α и β находились в пределах $30\text{--}35^\circ$. Размеры опорных венцов и расстояния между ними определяются расчетом. В зависимости от устойчивости пород высота звена крепи между венцами колеблется в пределах от 10 до 50 м. Опорные венцы должны располагаться в наиболее прочных и устойчивых пластах породы. На сопряжениях ствола с околоствольным двором, а также на участках, пройденных с применением искусственного замораживания, устройство опорных венцов является обязательным.

Комплекс оборудования для крепления стволов монолитным бетоном состоит из поверхностной и подземной частей. На поверхности размещается оборудование для приготовления бетонной смеси и подачи ее в ствол. Подземная часть оборудования состоит из бетонопроводов и опалубки. Для приготовления бетонной смеси из отдозированных компонентов: вяжущего (цемента), воды и заполнителей (песка, щебня или гравия) следует использовать бетоносмесители циклического действия с гравитационным способом приготовления бетонной смеси. Необходимая производительность, а следовательно, и марка бетоносмесителя зависит от объема готового (разового) замеса бетона.

Полученный путем расчетов объем готового замеса равен $0,75\text{ м}^3$ для ствола $D_{\text{св}}=4,0$ и $0,85\text{ м}^3$ для ствола $D_{\text{св}}=4,5$ м.

Таким образом, с учетом бетонирования устьев стволов прямоугольного сечения с применением сборно-разборных опалубок и небольшого объема бетонных работ для стволов разведочных шахт рекомендуется использовать бетоносмесители с объемом готового замеса $0,3\text{--}1\text{ м}^3$.

Бетоносмесители следует располагать около ствола (не далее 50—100 м от него). Для доставки готового бетона от бетоносмесителя к стволу целесообразно использовать опрокидные сосуды лоткового типа на рельсовом ходу вместимостью $0,8\text{--}1\text{ м}^3$. Изготовление этих сосудов доступно осуществлять в ремонтно-механических мастерских экспедиций.

Готовый бетон спускают в ствол шахты самотеком по ставу труб. Для подачи бетона в ствол шахты целесообразно применять трубы по ГОСТ 8732—78 внутренним диаметром не менее 150 мм с толщиной стенки 8—12 мм. Такая толщина стенки определяется быстрым износом труб при спуске по ним раствора бетона. При проходке стволов разведочных шахт, имеющих глубину до 300—400 м и диаметр в свету 4—4,5 м, допускается применять трубы с более тонкой стенкой, но не менее 6 мм. В зависимости от способа крепления труб бетонопроводов наибольший износ их происходит в верхней или нижней части ствола. При подвеске бетонопроводов на канатах интенсивному износу подвержены нижняя (якорная) труба и две-три последующих. При креплении постоянной крепи ствола в боль-

шинстве случаев интенсивно истираются верхние трубы става. Места интенсивного износа целесообразно по возможности усиливать путем замены труб из обычной углеродистой стали трубами из легированной стали. Требования к трубам определяются ГОСТ 8731—87.

В начале става труб устанавливается воронка для приема бетона, на конце — гаситель скорости движения бетонной смеси.

Укладку бетонной смеси за опалубку рекомендуется производить с помощью гибкого бетонопровода (хобота), состоящего из набора отрезков металлических конусных труб, соединенных между собой серьгами. Гибкий бетонопровод устанавливается непосредственно после гасителя скорости движения бетонной смеси. Для уплотнения смеси следует применять вибраторы. Не допускаются длительные перерывы в подаче бетонной смеси за опалубку. После бетонирования каждой заходки бетонопровод следует промывать водой.

В настоящее время в основном применяют два типа опалубок — створчатую и секционную, которые характеризуются относительно невысокой удельной металлоемкостью, просты по конструкции и удобны в эксплуатации. Наибольшее распространение получили секционные опалубки. Существуют различные модификации секционных опалубок: ОСД-4,5 конструкции треста Донецкшахтопроходка, конструкции комбината Кривбассшахтопроходка и др. Принципиальное отличие конструкции каждой опалубки заключается в способе отрыва ее от бетона. Так, в конструкции ОСД-4,5 под собственным весом опускается каркас опалубки, а закрепленные жестко на нем ролики воздействуют на откосы, установленные на секциях. Вследствие этого опалубка уменьшается в диаметре и производится ее отрыв от бетона.

Опалубка конструкции комбината Кривбассшахтопроходка отрывается от бетона путем хода винтовых стяжек, предназначенных для уменьшения ее диаметра.

Техническая характеристика секционных опалубок для стволов диаметром в свету 4,5 м приведена ниже.

Техническая характеристика секционных опалубок

Конструкция опалубки треста . . .	Донецкшахтопроходка (ОСД-4,5)	Кривбассшахтопроходка
Наружный диаметр оболочки, мм:		
внизу	4615	4515
вверху	4570	4485
Строительная высота оболочки, мм	3300 (4200)	2500
Число секций	12	11
Масса, кг:		
каркаса	4 818 (5160)	4 785
оболочки	9 979 (11 340)	6 215
общая	16 280 (18 000)	11 000
Изготовитель	Рудоремонтные заводы шахтостроительных трестов и комбинатов	

Опалубка ОСД-4,5 выпускается в двух модификациях: строительной высотой оболочки 3300 и 4200 мм. Параметры последней приведены в скобках.

При совмещенной схеме проходки ствола передвижную опалубку следует устанавливать на поддон, изолирующий свежескладываемую бетонную массу от взорванной породы.

Перед бетонированием очередного звена в стволе передвижную опалубку необходимо отцентрировать по центральному маркшейдерскому отвесу, а опорное кольцо-поддон, кроме этого, устанавливать по уровню. Для прохождения центрального маркшейдерского отвеса к забою в проходческом полке должен быть свободный проем радиусом не менее 100 мм. Передвижная металлическая опалубка должна устанавливаться симметрично относительно центрального маркшейдерского отвеса; вертикальная ось опалубки не должна отклоняться от среднего положения отвеса более чем на 20 мм. Передвижка опалубки на очередную заходку допускается после достижения предела прочности бетона на сжатие не менее 0,8 МПа.

5.8. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Наиболее эффективной формой организации работ при проходке стволов является работа по графику цикличности, в котором увязываются последовательность выполнения проходческих операций во времени с учетом объемов работ и занятых на них людей. Организацию работ рекомендуется проектировать таким образом, чтобы проходческий цикл укладывался в целое число смен. Продолжительность проходческого цикла определяется исходя из технологических параметров: глубины шпуров, высоты опалубки и т. п. При этом последние выбираются в зависимости от горнотехнических условий проходки и применяемого оборудования и должны обеспечивать минимальные затраты времени и труда на проходку 1 м ствола.

На основании расчетов трудовых затрат на выполнение основных процессов проходческого цикла составляется график организации работ (циклограмма). При построении графика необходимо учитывать совмещение во времени некоторых операций проходческого цикла, а также учитывать затраты времени на ненормируемые работы (спуск-подъем смены, приведение забоя в безопасное состояние и др.).

При многоциклической организации работ для бурения шпуров целесообразно создавать отдельные звенья бурильщиков с увеличенным числом в них рабочих. Работы по проходке стволов следует вести в четыре 6-часовые смены при непрерывной рабочей неделе. При отсутствии водопритока в забой ствола проходческие работы можно вести с выходным днем, используя его для осмотра и ремонта горношахтного оборудования.

5.9. АРМИРОВАНИЕ СТВОЛОВ

5.9.1. Элементы армировки

К элементам армировки стволов относятся прогоны (в стволах с деревянной крепью), расстрелы, проводники, элементы лестничного отделения, конструкции для крепления труб, кабелей, рудничные станки на горизонтах шахт и балки под посадочные кулаки. Армировка в стволах (прогоны, расстрелы, проводники) бывает деревянная, смешанная и металлическая. Имеется положительный опыт армировки стволов канатными направляющими. В стволах прямоугольного сечения с деревянной крепью применяют деревянную армировку. В качестве прогонов и расстрелов используются брусья из сосны или лиственницы сечением 200×200 мм, в качестве проводников — сечением 150×150 , 140×160 и 160×180 мм. В стволах круглого сечения применяют смешанную (металлические расстрелы и деревянные проводники) и металлическую армировку. При сплошной армировке для расстрелов используют двутавровые балки № 14С и швеллеры № 20С и № 22С, а для проводников те же брусья, что и при деревянной армировке. При металлической армировке в качестве расстрелов применяют тот же прокат, что и при смешанной армировке, а для проводников — рельсы Р-34 или Р-38. Смешанную армировку возводят в стволах глубиной до 400—500 м, оборудованных подъемными сосудами небольшой грузоподъемности.

Основной частью конструктивной схемы армировки ствола является ярус. Конструкция яруса зависит от формы ствола, размеров подъемных сосудов, лестничного и трубокабельного отделений, расположения оборудования в сечении ствола. Расстояние между ярусами определяется расчетом и обычно составляет при деревянной армировке 1—1,5 м, при смешанной армировке 2—2,5 м и при металлической армировке 4,168 м для рельсовых проводников и 4 м для коробчатых.

Конструкции армировки некоторых типовых сечений стволов разведочных шахт показаны на рис. 5.1—5.2.

5.9.2. Способы и технологические схемы армирования

При сооружении стволов разведочных шахт применяют два способа армирования: совмещенный и раздельный. При совмещенном способе армирование выполняют одновременно с проходкой ствола, при раздельном — после его проходки на всю глубину, крепления и устройства сопряжений с околоствольными выработками.

В стволах прямоугольного сечения с деревянной крепью применяют в основном совмещенный способ армирования. При

этом возводят всю армировку, если бадья рациональной вместимости размещается между постоянными (деревянными) проводниками. Если же бадья рациональной вместимости не размещается между постоянными проводниками и требуется навеска временных (канатных) проводников, то производят частичное армирование ствола (возведение лестничного отделения). Работы выполняют вслед за подвиганием забоя, но на вышерасположенном закрепленном участке ствола. Армировку возводят звеньями высотой 6—12 м с проходческого полка и бадьи. При частичном армировании ствола остальную часть армировки (расстрелы, проводники, детали для крепления постоянных трубопроводов и кабелей) устанавливают с люлек и лестничного отделения после проходки ствола на всю глубину. При этом навеску проводников производят снизу вверх.

В стволах круглого сечения применяют в основном отдельный способ армирования, при котором операции по установке расстрелов и навеске проводников выполняют по одной из двух технологических схем: последовательной или совмещенной.

При последовательной схеме армирования с подвешного полка в направлении сверху вниз устанавливают расстрелы, оборудуют лестничное отделение и крепят скобы для навески кабелей. После разборки и выдачи подвешного полка навешивают люльки, с которых в направлении снизу вверх монтируют проводники. Основным недостатком данной схемы является необходимость демонтажа подвешного полка и навески люлек для монтажа проводников, однако благодаря своей простоте она получила наибольшее распространение на практике.

При совмещенной схеме армирования установку расстрелов и навеску проводников ведут одновременно в направлении сверху вниз с подвешного полка и люлек, расположенных над ним, или с полка без люлек. Люльки и бадьи при этом перемещаются в стволе по жестким проводникам. Преимуществом этой схемы является устранение перерывов в работе, так как одновременно с долблением лунок, установкой расстрелов, устройством лестничного отделения и заделкой скоб для подвески кабелей выполняют работы по навеске проводников с подвешных люлек, которые опускаются вслед за полком.

Наиболее перспективной является схема армирования с подвешного полка без люлек. При этом долбление или бурение лунок осуществляют с нижнего этажа полка, а установку расстрелов, устройство лестничного отделения и навеску проводников — с верхнего. Эта схема обеспечивает удобство и безопасность работ и упрощает маркшейдерский контроль. При ее использовании отпадает необходимость в навеске люлек, а также во вторичном переоборудовании ствола для монтажа проводников.

5.9.3. Организация работ

К началу работ по армированию ствола должна быть изготовлена основная часть всех необходимых материалов, разработана схема расположения проходческого оборудования в стволе и на поверхности, составлен проект организации работ по армированию, сделана контрольная маркшейдерская съемка ствола. Перед армированием ствола должны быть переделаны (в случае необходимости) нулевая площадка для свободного спуска в ствол элементов армировки, люлек и другого оборудования; подшивная площадка (переставлены шкивы) по условию свободного прохода люлек между расстрелами; установлены на нулевой площадке лебедки для отвесов. С целью сокращения объема подготовительных работ оборудование для проходки ствола необходимо располагать с учетом возможности использования его при армировании.

Армирование ствола состоит из следующих работ: разделки лунок для крепления расстрелов (при бетонной крепи), установки прогонов (при деревянной крепи), расстрелов, навески проводников, устройства лестничного отделения, монтажа конструкций для крепления трубопроводов, кабелей, рудничных станков на горизонтах шахт и балок под посадочные кулаки.

В стволах с деревянной крепью работы по армированию начинают с навески прогонов по длинным сторонам ствола. Правильность установки проверяют отвесами, спускаемыми сверху. Прогонны прикрепляют к венцам крепи стальными штырями. Между парой прогонов, расположенных с противоположных сторон ствола, забивают расстрелы в пазы, сделанные заранее в прогонах. После установки расстрелов производят монтаж проводников и устройство лестничного отделения. Работы проводят с проходческого полка и бадьи. В этом случае бадья движется по постоянным проводникам.

В круглых стволах армирование начинают с разделки лунок для крепления расстрелов. Лунки разделяют с помощью отбойных молотков или выбуривают специальными станками РЛ-1 и СБЛ конструкции ЦНИИподземмаша. Концы расстрелов должны быть заделаны в лунках на $\frac{2}{3}$ толщины крепи, но не менее высоты расстрела. Разделку лунок и их выбуривание ведут с нижнего этажа проходческого полка.

В последнее время на ряде стволов в смежных отраслях промышленности успешно прошел испытания способ образования лунок в процессе бетонирования с помощью специальных коробов самоцентрирующей опалубки ВНИИОМШСа. Недостатком этого способа является невозможность образования лунки глубиной больше толщины крепи.

Металлические расстрелы соединяют с крепью путем бетонирования их в лунках или крепления на закладных деталях,

заделываемых в лунках. Прогрессивным решением является соединение расстрелов с крепью при помощи металлических распорных штанг. Крепление расстрелов с помощью штанг по сравнению с бетонированием их концов в лунках снижает трудоемкость работ на 40 %, увеличивает скорость армирования стволов в 1,5—2 раза, расширяет возможность применения в стволах набрызгбетонной крепи.

Расстрелы устанавливают в направлении сверху вниз с верхнего этажа двухэтажного проходческого полка. Короткие расстрелы спускают в ствол в бадьях, длинные — на специальном прицепном устройстве, прикрепленном к крюку подъемного каната. Расстрелы крепят к прицепному устройству на $\frac{1}{3}$ их длины (с помощью хомута с болтами), что позволяет сравнительно легко их поворачивать вокруг горизонтальной оси, облегчая установку в лунки. Во избежание вращения и раскачивания расстрела при спуске в ствол к нижнему его концу на болтах прикрепляют два отрезка цепи, которые петлей охватывают направляющие канаты. Точность установки расстрелов обеспечивают при помощи отвесов, число которых устанавливают в соответствии с принятой схемой армирования.

Проводники навешивают в направлении снизу вверх (при последовательной схеме армирования ствола) или сверху вниз (при совмещенной схеме) с проходческого полка или люлек. Опущенный на канате проводник подводят к месту ранее установленного проводника, стыкуют с ним, притягивают хомутами, струбцинами к расстрелам, крепят болтами. Канат отцепляется от проводника после того, как последний прикрепят не менее чем двумя болтами. Для сохранения температурного зазора между металлическими проводниками при монтаже устанавливаются фанерные прокладки или металлические пластины, которые после закрепления проводников удаляют. Проводники навешивают без применения отвесов, так как наличие в расстрелах лежек (выемок для проводников) строго определяет их положение в стволе.

Деревянные проводники стыкуют на середине расстояния между ярусами расстрелов. С обратной стороны одинарного проводника или между парными проводниками ставят деревянный брус, который скрепляют болтом с проводниками. В углублении между телом металлического расстрела и проводниками закладывают деревянные планки, которые соединяют с ними болтами.

Рельсовые проводники стыкуют на середине расстрела. В исключительных случаях допускают стыкование вне расстрела, но тогда между проводниками располагают и крепят стальной вкладыш. При установке одинарных проводников с тыльной стороны расстрела ставят кусок рельса (ложный проводник), с которым они стягиваются скобами.

5.10. ПРОХОДЧЕСКИЕ ПОДЪЕМНЫЕ УСТАНОВКИ

5.10.1. Особенности работы проходческой подъемной установки

При проходке стволов подъемные установки применяются для спуска и подъема рабочих и обслуживающего персонала, материалов, инструментов, оборудования, подъема породы и выдачи воды при ее незначительном притоке в забой ствола.

Подъемная установка состоит из проходческого или постоянного копра, подъемной машины, подъемных канатов и сосудов, сцепленного устройства, направляющей рамки, канатных или жестких проводников и т. п. Работа проходческих подъемных установок в отличие от стационарных характеризуется часто изменяющейся высотой и скоростью подъема, движением подъемных сосудов как по проводникам, так и без них.

В качестве подъемных сосудов при проходке стволов разведочных шахт обычно применяют бабьи. Чтобы при движении по стволу избежать раскачивания бадей и зацепления их за оборудование и армировку ствола, необходимо применение проводников (направляющих). На участке от забоя до проходческого полка бабья движется без направляющих, и скорость ее должна быть ограничена. С ограниченной скоростью бабья также должна проходить через проходческий полук, нулевую и разгрузочную площадки.

5.10.2. Производительность подъемной установки

Основным фактором, определяющим параметры подъемных установок, является производительность подъема, которая зависит от производительности погрузочных средств. Во избежание простоев рейферного грузчика или рабочих при ручной погрузке породы необходимо, чтобы производительность подъемной установки q_n была равна или больше производительности рейферного грузчика или рабочих q_r .

При проходке стволов разведочных шахт следует принимать

$$q_n = q_r. \quad (116)$$

Необходимая производительность проходческой подъемной установки должна приниматься по наибольшей производительности рейферного грузчика, т. е. при погрузке породы из верхней зоны (см. табл. 5.13). В стволах разведочных шахт, проходимых с ручной погрузкой породы в бабью, производительность подъемной установки должна приниматься по максимальной производительности всех рабочих, занятых на погрузке.

Часовая производительность ($m^3/ч$) проходческой подъемной установки

$$q_{п, ч} = \frac{3600 V_б k_з}{T_{ц} k_{п. п}}, \quad (117)$$

где $V_б$ — вместимость бабьи, m^3 ; $k_з$ — коэффициент заполнения бабьи; $T_{ц}$ — время подъемного цикла, с; $k_{п. п} = 1,5$ — коэффици-

ент неравномерности работы проходческой подъемной установки в течение времени, отведенного на уборку породы.

Бадьи должны не догружаться породой до верхней кромки не менее чем на 10 см. Исходя из этого для бадей вместимостью 0,75—1,5 м³, которые целесообразно применять при проходке стволов разведочных шахт, коэффициент заполнения следует принимать в пределах 0,9—0,92.

Время подъемного цикла находится по диаграмме скорости подъемной установки.

5.10.3. Расчетная диаграмма скорости подъемной установки

При проходке стволов разведочных шахт ввиду их небольшого сечения применяются одноконцевые подъемные установки. Для того, чтобы производительность подъемной установки была во всех случаях не ниже производительности погрузочных средств в стволе, расчетная диаграмма скорости подъемной установки должна учитывать самые неблагоприятные условия работы подъемной машины с точки зрения ее производительности. Эти неблагоприятные условия наблюдаются в следующих случаях: на конечной глубине ствола; при наибольшем расстоянии между забоем и подвесным полком (когда участок движения с замедленной скоростью будет наибольшим); в первой фазе уборки, так как здесь напуск каната наибольший. Учитывающая эти условия расчетная схема одноконцевой подъемной установки при проходке стволов разведочных шахт показана на рис. 5.12, а расчетная диаграмма скорости при асинхронном электродвигателе — на рис. 5.13.

Скорость движения бадьи на участке без направляющих, т. е. между забоем и подвесным полком, принята согласно правилам безопасности равной 2 м/с. Скорость проходки бадьи че-

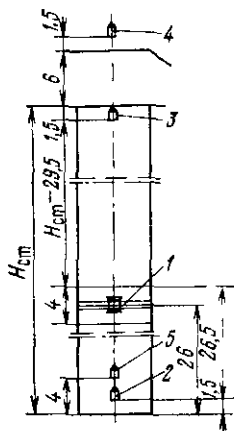


Рис. 5.12. Расчетная схема одноконцевой подъемной установки при проходке стволов разведочных шахт (размеры даны в метрах):

1 — подвесной полком; положение бадьи; 2 — при успокаивании над забоем; 3 — при подходе к нулевой площадке; 4 — на разгрузочной площадке; 5 — перед посадкой на забой

рез раструб в подвесном полке принята 0,5 м/с, а на участке между нулевой и разгрузочной площадками — 1 м/с, исходя из безопасного прохождения бадей этих участков.

Ускорение и замедление для периодов с неравномерным движением бадьи выбираются из условий возможности ручного управления подъемной установкой, при котором продолжительность отдельных периодов движения должна быть не менее 4—5 с. В этом случае ускорение (замедление) при движении бадьи на участке ствола между забоем и подвесным полком, а также через проем нулевой и разгрузочной площадок составляет 0,2—0,3 м/с². Главное ускорение (при переходе на максимальную скорость) устанавливается из условия, чтобы двигатель, выбранный по эффективному усилию, смог обеспечить заданное ускорение. Из этого условия значение главного ускорения находится в пределах 0,5—0,7 м/с². Обычно главное ускорение принимается $a_{г\lambda}=0,6$ м/с².

Напуск каната при посадке бадьи на забой принимается равным 1,5 м, а скорость движения бадьи при выборке напуска каната, подъема бадьи для очистки днища и посадки ее на забой — 0,3 м/с.

Продолжительность отдельных периодов движения бадьи (ускоренного при подъеме t_y и спуске t_y' , равномерного при подъеме и спуске $t_{p\ x}$, замедленного при подъеме t_z и спуске t_z'), а также путь H_y , H_y' , H_z и H_z' , проходимый бадьей за соответствующие периоды времени, определяются по известным формулам механики.

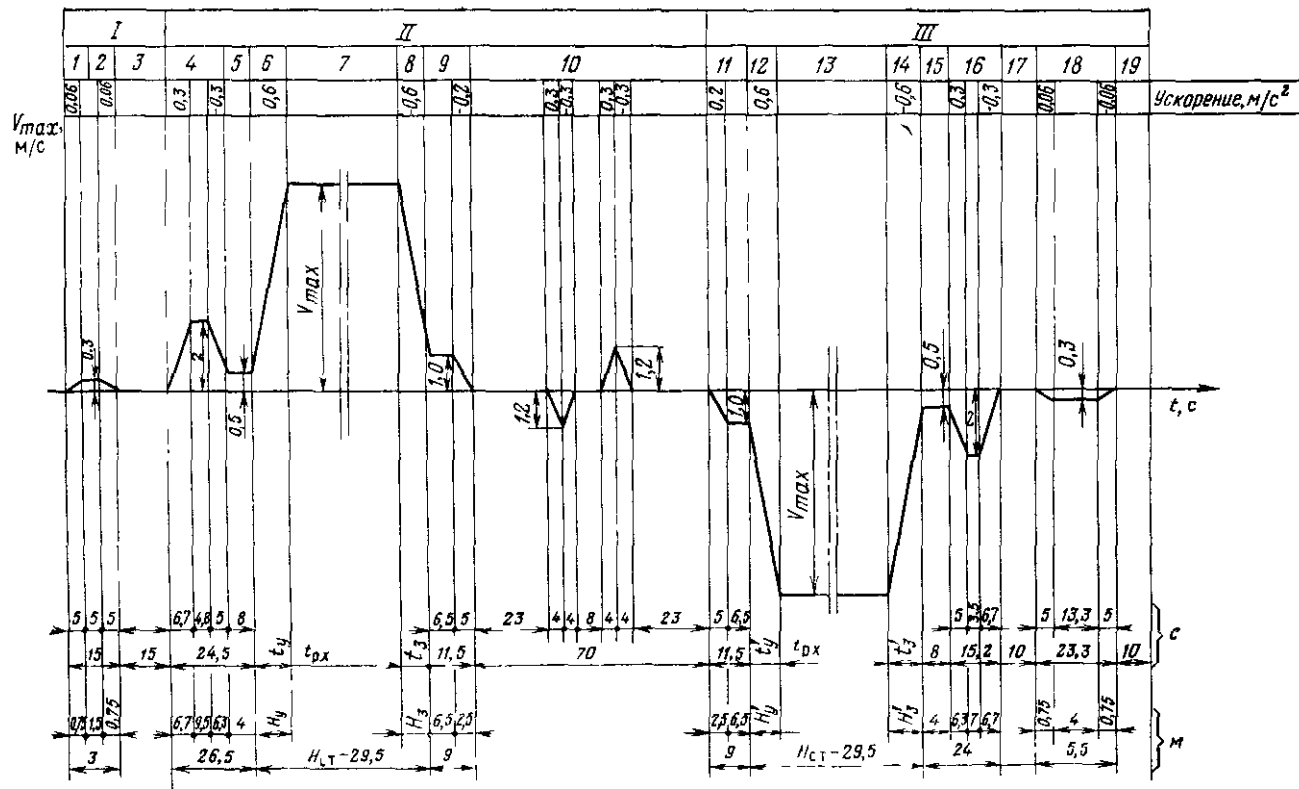
Время подъемного цикла (с) одноконцевой подъемной установки рекомендуется определять по формуле

$$T_{\text{ц}} = 214 + \frac{2(2v_{\text{max}} - v_{\text{п}} - v_{\text{н. п}})}{a_{г\lambda}} + \\ + 2 \frac{H_{\text{ст}} - 29,5 - \frac{1}{a_{г\lambda}}(2v_{\text{max}}^2 - v_{\text{п}}^2 - v_{\text{н. п}}^2)}{v_{\text{max}}}, \quad (118)$$

где 214 — время маневровых операций и движения бадьи с ограниченной скоростью, с; v_{max} — максимальная скорость движения бадьи, м/с; $v_{\text{п}}$ — скорость движения бадьи при проходке через подвесной полк, м/с; $v_{\text{н. п}}$ — скорость движения бадьи при проходке через нулевую площадку, м/с; $a_{г\lambda}$ — главное ускорение (замедление) движения бадьи, м/с²; $H_{\text{ст}}$ — глубина ствола, м; 29,5 — путь, проходимый бадьей с ограниченной скоростью, м.

В формуле (118) рекомендуется принимать $v_{\text{п}}=0,5$ м/с, $v_{\text{н. п}}=1$ м/с, $a_{г\lambda}=0,6$ м/с².

Величина пути, проходимого бадьей с ограниченной скоростью, принята 29,5 м согласно выполненным в ЦНИГРИ исследованиям.



5.10.4. Определение рациональной максимальной скорости подъема и рациональной вместимости бадьи

Необходимую производительность подъемной установки можно обеспечить при различной величине скорости подъема бадьями различной вместимости.

Рациональную максимальную скорость движения бадьи при глубине стволов разведочных шахт до 500 м рекомендуется определять по формуле (95).

Рациональная вместимость (m^3) бадьи одноконцевой подъемной установки

$$V_{\text{д.р}} = 0,0315 q_m \sqrt[4]{H_{\text{ст}}}, \quad (119)$$

где q_m — максимальная производительность погрузочных средств в стволе, $m^3/ч$.

Выбор максимальной скорости подъема и вместимости бадьи для заданных конкретных условий необходимо производить в следующей последовательности. Для принятой глубины ствола определяется по формуле (95) рациональная максимальная скорость движения бадьи. Для заданной производительности погрузочных средств в стволе и глубины ствола определяется по формуле (119) рациональная вместимость бадьи. По табл. 5.15 выбирается бадей ближайшей большей вместимости.

Для заданных условий подбирается подъемная машина, по характеристике которой принимается фактическая скорость дви-

Т а б л и ц а 5.15

Техническая характеристика проходческих бадей для стволов разведочных шахт

Показатели	Типоразмер бадьи		
	БПСМ-0,75	БПСМ-1,0	БПСМ-1,5
Вместимость, m^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
Срок службы, лет	2	2	2
Цена, руб.	—	210	290

Рис. 5.13. Расчетная диаграмма скорости одноконцевой подъемной установки:

1 — маневры с груженой бадьей: 1 — выборка напуска каната (1,5 м); 2 — подъем бадьи на 1,5 м; 3 — успокаивание бадьи, очистка днища; 11 — движение груженой бадьи: 4 — от забоя до подвешного полка; 5 — через проем подвешного полка; 6—8 — по стволу шахты; 9 — через проем нулевой и разгрузочной площадок; 10 — разгрузка бадьи на поверхности; 111 — движение порожней бадьи: 11 — через проем разгрузочной и нулевой площадок; 12—14 — по стволу шахты; 15 — через проем подвешного полка; 16 — от подвешного полка к забю; 17 — остановка бадьи в 4 м от забоя, подача сигнала; 18 — посадка бадьи на забой и напуск каната (1,5 м); 19 — перецепка бадей

жения подъемного каната, ближайшая к рациональной скорости, но имеющая меньшее значение, так как экономически целесообразно работать с относительно небольшой максимальной скоростью.

По формуле (118) для выбранной фактической скорости движения бады определяется фактическое время подъемного цикла.

По формуле

$$V_6 = \frac{q_m T_{\text{ц.н.п}}}{3600 k_s} \quad (120)$$

проверяется необходимая вместимость бады при полученном значении времени подъемного цикла. Если необходимая вместимость бады получилась больше принятой по табл. 5.15 ввиду того, что максимальная скорость подъема выбрана меньше рациональной, то нужно принять следующую большую максимальную скорость подъема.

При определении вместимости бадей необходимо производить проверку на возможность их применения при проходке ствола шахты. Если бадя не вписывается в сечение ствола шахты, то следует принять бадю меньшей вместимости, увеличив при этом максимальную скорость подъема.

5.10.5. Проходческие бады

Проходческие бады предназначены для выдачи из ствола шахты горной массы, а также для спуска и подъема людей, инструмента и материалов. В настоящее время все бады изготовляются самопрокидывающимися типа БПСМ. Техническая характеристика этих бадей приведена в табл. 5.15. Проходческие бады изготовляются серийно Горловским машиностроительным заводом им. С. М. Кирова.

Возможность размещения бадей различной вместимости в стволах разведочных шахт зависит от площади сечения ствола и от того, по каким проводникам движется бадя. При проходке стволов с временной армировкой бадя движется по канатным проводникам, а с постоянной армировкой — по деревянным проводникам. Ввиду незначительного сечения стволов разведочных шахт при их сооружении применяются одноконцевые подъемные установки. При этом максимальные размеры бадей, размещаемых в стволах различных типовых сечений, следует принимать согласно табл. 5.16.

При проходке стволов разведочных шахт должны быть три бады: две в работе и одна в резерве. Одна из работающих бадей должна находиться в забое ствола на погрузке, а другая в это время должна перемещаться по стволу шахты или раз-

Таблица 5.16

Максимальная вместимость бадей, размещаемых в стволах разведочных шахт при их проходке

Площадь сечения ствола, м ²	Диаметр ствола в свету, м	Максимальная вместимость бадей (м ³), размещаемой в стволе при движении по проводникам	
		деревянными	канатным
8,9 и 9,7	—	0,75	0,75
12,7 и 13,1	—	0,75	0,75
14,2 и 14,5	—	0,75	1,0
—	4	0,75	1,0
—	4,5	0,75	1,5

грузаться на поверхности. При проходке технологического отхода ствола допускается иметь две бадей: одну в работе, другую — в резерве.

5.10.6. Проходческие прицепные устройства

Проходческие прицепные устройства предназначены для подвешивания бадей к подъемным канатам. В настоящее время на проходческих подъемах в горнодобывающей промышленности применяются два типа прицепных устройств в зависимости от конструкции используемых подъемных канатов. Для подвешивания бадей к круглым прядевым подъемным канатам предназначены прицепные устройства конструкции ЦНИИподземмаша и Ясиноватского машиностроительного завода типа УПП (рис. 5.14), а к закрытым подъемным канатам — прицепные устройства УПЗ.

В геологоразведочной практике на проходческих подъемах целесообразно использовать круглые прядевые подъемные канаты. Канаты закрытой конструкции к применению не рекомендуются, так как из-за небольшой глубины стволов они не обеспечивают преимуществ по сравнению с круглыми прядевыми канатами.

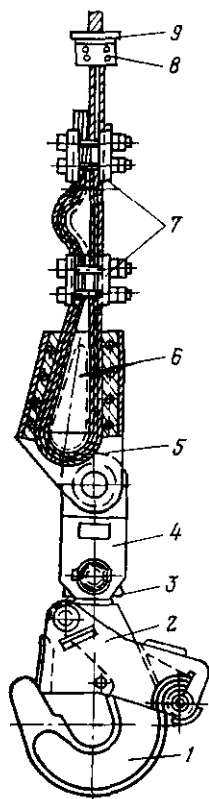


Рис. 5.14. Прицепное устройство типа УПП:

1 — крюк, 2 — защелка, 3 — нижняя траверса; 4 — щека, 5 — клиновидная муфта, 6 — коуш; 7 — контрольные жимки, 8 — упорный жимок, 9 — шайба-амортизатор

Прицепные проходческие устройства для круглых прядевых подъемных канатов по ОСТ 12.44.137—80 изготавливаются серийно Горловским машиностроительным заводом им. С. М. Кирова.

На проходческих подъемных установках необходимо иметь два прицепных устройства, одно в работе, а другое в резерве.

Техническая характеристика прицепных устройств типа УПП

Грузоподъемность, т, не более	2,8	5,0	5,0
Диаметр подъемного каната, мм	18—26	23—35	20—35
Длина прицепного устройства, мм, не более	790	970	970
Масса, кг, не более	92	118	118

5.10.7. Направляющие рамки

Направляющие рамки предназначены для направления движения бадей по проводникам. При проходке стволов разведочных шахт применяются деревянные и канатные проводники. При проходке стволов с деревянными проводниками целесообразно применять направляющие рамки, разработанные Гипрогеолстроем.

Техническая характеристика направляющих рамок для деревянных проводников

Площадь сечения стволов разведочных шахт, м ²	8,9 и 9,7; 12,7 и 13,1	14,2 и 14,5
Вместимость бадей, м ³	0,75	0,75
Расстояние между проводниками, мм	1060	1040
Высота рамки, мм	770	770
Диаметр зонта, мм	860	860
Масса рамки, кг	127	125

Для движения самоопрокидывающихся бадей по канатным проводникам применяются разработанные ЦНИИподземмашем направляющие рамки, входящие в комплексы оборудования с механизированной разгрузкой бадей.

На проходческих подъемных установках необходимо иметь две направляющие рамки: одну в работе, другую в резерве.

5.10.8. Комплексы оборудования с механизированной разгрузкой проходческих бадей

Комплексы оборудования с механизированной разгрузкой проходческих бадей БПСМ предназначены для выдачи породы и воды из забоя ствола на поверхность и механизации разгрузки бадей, а также для спуска и подъема людей, инструмента и материалов при проходке стволов. Спуск и подъем людей в самоопрокидывающихся бадьях разрешается при нали-

Таблица 5.17

Техническая характеристика комплексов оборудования с механизированной разгрузкой бадей БПСМ

Показатели	Типоразмер комплекса		
	БПСМ-0,75	БПСМ-1	БПСМ-1,5
Вместимость бадьи, м ³	0,75	1,0	1,5
Грузоподъемность, т	1,5	2	3
Расстояние по осям направляющих канатов, мм	1250	1450	1600
Тяговое усилие лебедки, кН	11	11	11
Скорость каната лебедки, м/с, не более	0,2	0,2	0,2
Масса комплекса, кг, не более	2430	2630	3520
В том числе:			
направляющей рамки	440	450	650
разгрузочной ляды	700	800	1150
лебедки	550	550	550

ции блокировки, обеспечивающей подъем бадьи не выше нижней приемной площадки.

Комплекс оборудования состоит из самопрокидывающейся проходческой бадьи БПСМ (2 шт.), направляющей рамки, разгрузочной ляды и лебедки. Для проходки стволов разведочных шахт могут быть использованы комплексы оборудования самопрокидывающихся проходческих бадей БПСМ-0,75, БПСМ-1 и БПСМ-1,5 на один проем (табл. 5.17).

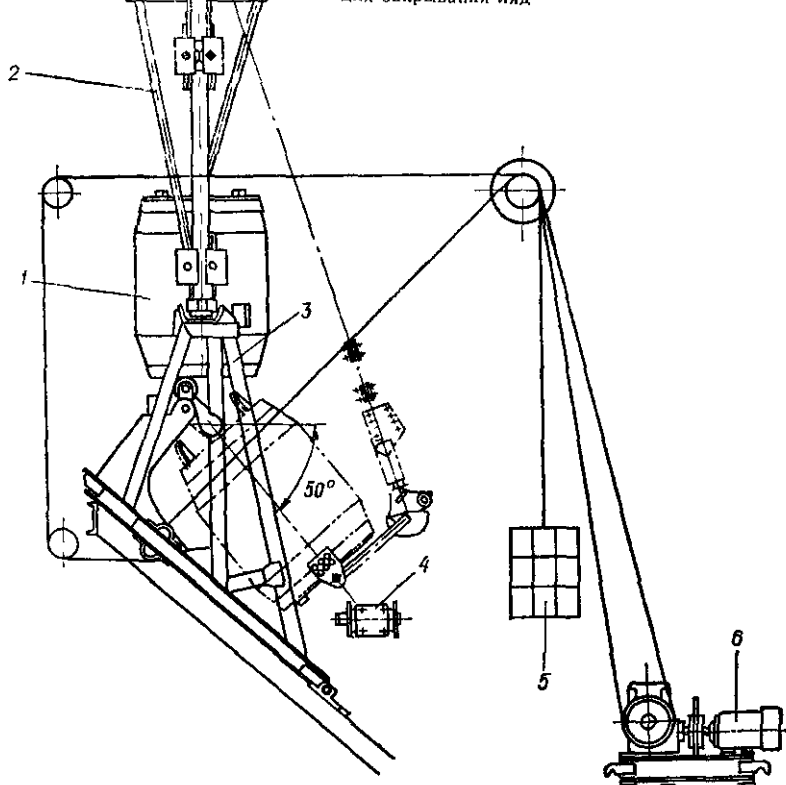
В комплексах БПСМ разгрузка бадей производится автоматически на разгрузочной ляде (рис. 5.15). Бадья поднимается на разгрузку без предварительного ориентирования. Опрокидывание бадьи происходит при попадании закрепленной в центре ее дна шаровой пяты в гнездо с прорезью, находящееся на упоре разгрузочной ляды. Открывание ляд производится контргрузом при расторможенной лебедке, закрытие — лебедкой через систему блоков.

Срок службы комплексов (за исключением бадьи) — 3 года. Комплексы изготавливаются серийно Шахтинским машиностроительным заводом, а входящие в их состав лебедки — Одесским машиностроительным заводом «Красная гвардия».

В настоящее время ЦНИИподземмашем разрабатываются комплексы оборудования КБП для бадей типа БПСМ. Эти комплексы будут оборудованы устройством для улавливания зависшей на канатных проводниках направляющей рамки и блокировкой, обеспечивающей остановку в этом случае подъемной машины.

Рис. 5.15. Комплекс оборудования с механизированной разгрузкой бадь:

1 — проходческая бадья, 2 — направляющая рамка; 3 — разгрузочная ляда, 4 — амортизатор, 5 — контргруз, 6 — лебедка для закрывания ляд



5.10.9. Выбор подъемных канатов

На грузоподъемных установках при проходке стволов разведочных шахт в качестве подъемных канатов должны применяться малокрутящиеся канаты или однослойные круглопрядные нераскручивающиеся канаты крестовой свивки. Так как на участке между забоем и полком бадьи движется без направляющих, во избежание ее кручения следует применять многопрядные малокрутящиеся канаты по ГОСТ 16828—81 (табл. 5.18). Согласно этому стандарту малокрутящиеся канаты изготавливаются начиная с диаметра 20 мм. При необходимости навески канатов меньшего диаметра на проходческих подъем-

ных установках рекомендуются к применению следующие наиболее рациональные конструкции однослойных круглопрядных канатов: типа ЛК-Р конструкции 6×19 ГОСТ 2688—80, ЛК-3 6×25 ГОСТ 7665—80, ЛК-Р0 6×36 ГОСТ 7668—80 и ТЛК-0 6×37 ГОСТ 3079—80. Канаты должны быть изготовлены из проволоки марки В.

При проходке стволов шахт подъемные канаты должны рассчитываться на максимальную статическую нагрузку при нахождении бадьи на конечной глубине ствола. Необходимая масса 1 м подъемного каната

$$m = \frac{m_n}{\sigma_{вр}/\gamma_0 m_c - H_0}, \quad (121)$$

где m_n — полная концевая масса, кг; $\sigma_{вр}$ — расчетное временное сопротивление проволок каната разрыву (обычно принимается для круглопрядных канатов 1400—1800 МПа); $\gamma_0 = 0,09 \text{ Н/см}^3$ — фиктивный удельный вес каната; m_c — статический запас прочности каната, требуемый правилами безопасности (принимается $m_c = 7,5$, так как при проходке стволов разведочных шахт применяются только грузоподъемные подъемные установки); H_0 — длина отвеса каната, м.

Полная концевая масса

$$m_n = m_{гр} + m_б + m_{п.у} + m_{н.р}, \quad (122)$$

где $m_{гр}$ — масса полезного груза (горной массы) поднимаемого в бадье, кг; $m_б$ — масса бадьи, кг; $m_{п.у}$ — масса прицепного устройства, кг; $m_{н.р}$ — масса направляющей рамки, кг.

Масса полезного груза

$$m_{гр} = \gamma_{гр} V_{б} k_z, \quad (123)$$

где $\gamma_{гр}$ — плотность породы, выдаваемой в бадье, кг/м^3 .

При проходке стволов разведочных шахт в бадьях производится в основном выдача пустой породы, плотность которой с учетом воды, заполняющей пространство между кусками породы, принимается равной 2000 кг/м^3 .

Максимальная статическая нагрузка на подъемный канат равна полной концевой массе, умноженной на ускорение свободного падения. Полная концевая масса и максимальная статическая нагрузка на канат при бадьях различной вместимости приведены в табл. 5.19.

Длина отвеса каната

$$H_0 = H_{ст} + H_{к}, \quad (124)$$

где $H_{ст}$ — глубина ствола, м; $H_{к}$ — высота копра, м.

После определения по формуле (121) необходимой массы 1 м подъемного каната производится его выбор по стандарту, причем принимается канат ближайшей большей массы. Вы-

Таблица 5.18

Техническая характеристика многоядных малокрутящихся канатов диаметром

Диаметр каната, мм	Диаметр наружных проволок в прядях внешнего слоя, мм	Ориентировочная масса 1000 м смазанного каната, кг	Маркировочная					
			1372		1470		1568	
			Разрывное усилие,					
			Суммарное всех проволок в канате	Каната в целом	Суммарное всех проволок в канате	Каната в целом	Суммарное всех проволок в канате	Каната в целом
20	1,3	1 496,0	230 000	184 000	246 500	197 000	263 000	210 500
22	1,4	1 752,5	272 000	217 500	291 500	233 500	311 000	249 000
25	1,6	2 222,0	354 000	283 000	379 500	303 500	404 500	323 500
27	1,7	2 695,0	416 000	332 500	445 500	356 500	475 000	380 000
30	1,9	3 304,5	508 000	406 500	544 500	435 500	580 500	464 500

Примечание. Канаты, разрывное усилие которых указано справа от жирной изготовителя с потребителем допускается изготовление канатов из оцинкованной проволоки

бренный канат должен быть проверен на фактический запас прочности по формуле

$$m_{\Phi} = \frac{Q_z}{Q_{п.н} + P_k H_0}, \quad (125)$$

где Q_z — суммарное разрывное усилие всех проволок в канате, Н; $Q_{п.н}$ — полная конечная нагрузка, Н; P_k — вес 1 м каната, Н/м.

Таблица 5.19

Полная конечная масса и нагрузка на подъемный канат при бадьях различной вместимости

Показатели	Типоразмер бадьи		
	БПСМ-0,75	БПСМ-1,0	БПСМ-1,5
Масса полезного груза, кг	1380	1840	2760
Масса бадьи, кг	320	390	590
Масса прицепного устройства, кг	92	92	118
Масса направляющей рамки, кг	440	450	650
Полная конечная масса, кг	2232	2772	4118
Полная конечная нагрузка, Н	21 800	27 200	40 500

группа, МПа							
1666		1764		1862		1960	
Н, не менее							
Суммарное всех прово- лок в канате	Каната в це- лом	Суммарное всех прово- лок в канате	Каната в це- лом	Суммарное всех прово- лок в канате	Каната в це- лом	Суммарное всех прово- лок в канате	Каната в це- лом
279 500	223 500	296 000	236 500	312 500	250 000	329 000	263 000
330 500	264 500	350 000	280 000	369 000	295 500	389 000	311 000
430 000	344 000	455 500	354 000	480 500	384 500	506 000	404 500
505 000	404 000	534 500	427 500	564 500	451 500	594 000	475 000
617 000	493 500	653 000	522 500	689 500	551 500	726 000	580 500

линии, изготовляют из проволок без покрытия, а слева — с покрытием По согласию
оки.

На подъемной установке должен находиться в резерве один канат.

5.10.10. Канатные проводники

В качестве канатных проводников проходческих подъемных установок должны применяться однослойные круглопрядные нераскручивающиеся канаты крестовой свивки с металлическим или органическим сердечником, а также многопрядные канаты, имеющие наружные проволоки диаметром не менее 1,5 мм. Для канатных проводников при проходке стволов разведочных шахт наиболее целесообразно применять шестипрядные канаты типа ЛК-0 ГОСТ 3077—80, типа ЛК-3 ГОСТ 7665—80 и многопрядные малокрутящиеся канаты типов ЛК-0 и ЛК-Р ГОСТ 16828—81. Канаты рекомендуется принимать взаимно противоположного направления свивки (кроме многопрядных).

Многопрядные канаты можно принимать любого направления свивки. Проволоки канатов по своим механическим свойствам должны быть не ниже марки 1.

При обрыве проволоки нераскручивающегося каната она продолжает сохранять свое прежнее положение, т. е. не отходит от пряди, что обеспечивает нормальную эксплуатацию направляющей рамки бабьи.

Натяжение в верхней точке каната для направления движения бабьи должно приниматься из расчета 9,81 кН на 100 м

глубины ствола с учетом массы каната. Канаты должны иметь при навеске пятикратный запас прочности.

Необходимую массу 1 м каната следует определять по формуле

$$m_{\text{кн}} = \frac{F_{\text{н}} m \gamma_0}{9,81 \sigma_{\text{вр}}}, \quad (126)$$

где $F_{\text{н}}$ — натяжение каната, Н; $m=5$ — статический запас прочности, требуемый правилами безопасности; $\gamma_0=0,09$ Н/см³ — фиктивный удельный вес каната; $\sigma_{\text{вр}}$ — расчетное временное сопротивление проволок каната разрыву, МПа.

Для канатных проводников рекомендуются канаты с пониженным временным сопротивлением проволок разрыву $\sigma_{\text{вр}}=1372$ МПа.

Отношение суммарного разрывного усилия всех проволок выбранного каната Q_z к силе натяжения каната $F_{\text{н}}$ должно быть не менее 5.

Если канатные проводники используются одновременно для подвески проходческого полка или опалубки для бетонирования ствола, то расчет канатов необходимо производить на максимальную воспринимаемую ими статическую нагрузку с шестикратным запасом прочности при подвеске полка и пятикратным запасом — при подвеске опалубки.

5.10.11. Подъемные машины

Ввиду небольших глубины и сечения стволов разведочных шахт при их сооружении целесообразно применять те же подъемные машины, что и при проходке из ствола горноразведочных выработок.

В стволах типовым сечением 6,9 и 7,6 м² порода при проходке из них горноразведочных выработок выдается в бадьях, т. е. не производится переоборудования бадьевого подъема на клетевой. Для площадей сечений стволов, приведенных в табл. 5.16, предусматривается переоборудование бадьевого подъема на двухклетевой или одноклетевой с противовесом. В тех случаях, когда производится переоборудование бадьевого подъема на клетевой, следует применять двухбарабанные подъемные машины, которые должны удовлетворять условиям работы как бадьевого, так и клетевого подъема.

В настоящее время серийно изготавливаются подъемные машины типа Ц и 2Ц. Техническая характеристика шахтных подъемных машин, которые могут быть использованы в геологоразведочной практике, приведена в табл. 5.20 и 5.21. Эти машины изготавливаются Донецким машиностроительным заводом имени Ленинского комсомола Украины.

Для равномерной укладки первого слоя каната на металли-

Таблица 5.20

Техническая характеристика шахтных подъемных машин

Типоразмер машины	Исполнение	Барабаны			Максимальное статическое натяжение ветви каната на барабанах, кН	Максимальная разность статических натяжений канатов, кН	Максимальный диаметр каната, мм	Передачное число редуктора	Скорость движения каната (м/с) при частоте вращения вала двигателя, с ⁻¹				Ориентировочная предельная мощность электродвигателя (кВт) при частоте вращения вала двигателя, с ⁻¹				Приведенная масса вращающихся частей машины к диаметру каната, т	Масса машины без электрооборудования, т	Срок службы, лет
		Число	Диаметр, мм	Ширина, мм					8	9,67	12	16	8	9,67	12	16			
Ц-1,2×1	А	1	1200	1000	24,5	24,5	22,5	31,5	—	—	—	2	—	—	—	75	—	7,44	15
	Б							20	—	—	—	3	—	—	—	100	—		
2Ц-1,2×0,8	А	2	1200	800	24,5	24,5	22,5	31,5	—	—	—	2	—	—	—	75	—	10,42	15
	Б							20	—	—	—	3	—	—	—	100	—		
Ц-1,6×1,2	Б и В	1	1600	1200	39,2	39,2	25	30	—	—	2	—	—	—	100	—	5	14,775	15
								20	—	—	3	4	—	—	125	160	4,1		
2Ц-1,6×0,8		2	1600	800	39,2	39,2	25	30	—	—	2	—	—	—	—	—	6,3	16,660	15
								20	—	—	3	4	—	—	125	160	5,3		
Ц-2×1,5	Б и В	1	2000	1500	61,8	61,8	30,5	30	—	—	2,5	—	—	—	160	—	—	27,4	20
								20	—	—	3,8	5	—	—	250	320	—		
2Ц-2×1,1	Б и В	2	2000	1100	61,8	61,8	30,5	30	—	—	2,5	—	—	—	160	—	13	32,7	20
								20	—	—	3,8	5	—	—	250	320	12		
Ц-2,5×2	—	1	2500	2000	88,3	88,3	31	30	—	2,5	3,15	—	—	260	325	—	—	48,7	25
								20	—	3,75	4,7	—	—	390	485	—	—		
								11,5	5,45	6,6	—	—	565	630	—	—			
2Ц-2,5×1,2	—	2	2500	1200	88,3	73,5	31	30	—	2,5	3,15	—	—	215	270	—	—	57,9	25
								20	—	3,75	4,7	—	—	325	405	—	—		
								11,5	5,45	6,6	—	—	470	570	—	—			

Примечания. 1. Допускаются кратковременные нагрузки в момент снятия клетей с посадочных кулаков и разгрузки скипа в направляющих кривых, превышающих наибольшую разность натяжений канатов не более чем на 50 %.

2. Индексы А, Б и В характеризуют скорость подъема

Таблица 521

Высота подъема при навивке каната на барабаны шахтных подъемных машин типа Ц и 2Ц

Диаметр подъемного каната, мм	Высота подъема при навивке каната на барабан, мм						Шаг нарезки канавок на барабане, мм
	в один слой	в два слоя	в три слоя	в один слой	в два слоя	в три слоя	
Подъемная машина Ц = 1,2×1				Подъемная машина 2Ц = 1,2×0,8			
<20	120	294	472	85	233	365	22
20,5—22,5	100	253	410	69	190	316	25
Подъемная машина Ц = 1,6×1,2				Подъемная машина 2Ц = 1,6×0,8			
<20	215/150	490	770	123	306	492	22
20,5—22	190/125	440	690	110	270	435	24
22,5—25	165/100	385	620	90	240	390	27
Подъемная машина Ц = 2×1,5				Подъемная машина 2Ц = 2×1,1			
<22,5	311/236	692	1081	210	488	771	25
23—25,5	270/196	611	961	181	429	683	28
26—28	248/174	567	895	164	396	635	30
28,5—30,5	229/154	528	836	150	368	592	32
Подъемная машина Ц = 2,5×2				Подъемная машина 2Ц = 2,5×1,2			
17—19	620/600	1320	2030	340	755	1180	22,5
19,5—21	580/550	1230	1890	315	710	1100	24
21,5—24	530/500	1130	1750	290	650	1010	26
24,5—26	480/460	1050	1620	260	600	940	28
26,5—29	430/400	940	1460	225	530	840	31
29,5—31	380/360	850	1330	200	475	755	34

Примечания. 1. Высота подъема определена с учетом размещения на барабане пяти витков трения и 30 м каната для его испытания. 2 В знаменателе указана высота подъема при двухконцевом подъеме с однобарабанными машинами. 3 У машин Ц-2,5×2 для двухконцевого подъема канат для испытания наматывается на бобины, установленные внутри барабана.

ческой обечайке барабанов подъемных машин нарезаются канавки для необходимого диаметра каната. Для подъемных установок при проходке стволов отношение диаметра барабана подъемной машины или лебедки к диаметру подъемного каната должно быть не менее 40.

Необходимая ширина барабана подъемной машины

$$B_6 = \left(\frac{H_{ст} + h_p + l_s}{\pi D_6} + n_{тр} \right) \left(\frac{d_k + e}{n_{сл}} \right), \quad (127)$$

где $h_p = 7,5$ м — высота разгрузки бадьи; l_s — резервная длина каната (принимается $l_s = 30$ м); D_6 — диаметр барабана подъемной машины, м; $n_{тр}$ — число витков трения ($n_{тр} = 3$ при де-

ревянной футеровке барабана и $n_{тр}=5$ при нарезке канавок для укладки каната на металлической обечайке барабана); d_k — диаметр подъемного каната, мм; $n_{сл}$ — число слоев навивки каната на барабан; e — зазор между соседними витками каната, мм.

Для подъемных машин типа Ц и 2Ц (см. табл. 5.20) $d_k + e$ (шаг нарезки канавок на барабане) принимается согласно табл. 5.21.

Для грузоподъемных подъемных установок допускается трехслойная навивка каната на барабаны подъемной машины.

Угол отклонения (девиации) струны подъемного каната на копровых шкивах и барабанах не должен превышать $1^\circ 30'$.

Для двухбарабанных подъемных машин необходимую ширину барабана B_6 по углам отклонения канатов (рис. 5.16) проверяют по формулам:

$$\operatorname{tg} \alpha_n = \frac{2B_6 + l_a - S_{ш}}{2L_c} \leq 0,026, \quad (128)$$

$$\operatorname{tg} \alpha_v = \frac{S - l_a}{2L_c} \leq 0,026, \quad (129)$$

где α_n — наружный угол отклонения подъемного каната, градус; α_v — внутренний угол отклонения подъемного каната, градус; l_a — расстояние между внутренними ребрами барабанов, мм; $S_{ш}$ — расстояние между осями шкивов, мм; L_c — длина струны каната, м.

Для подъемных машин типа 2Ц расстояние между внутренними ребрами барабанов $l_a = 100 \div 200$ мм.

Для однобарабанных подъемных машин

$$\operatorname{tg} \alpha_n = \operatorname{tg} \alpha_v = \frac{B_6}{2L_c} \leq 0,026. \quad (130)$$

Длина струны каната L_c без промежуточных опор не должна превышать 50—60 м. Угол наклона струны к горизонту рекомендуется принимать в пределах 30 — 40° , а расстояние между осью каната и осью барабана подъемной машины l — в пределах 20—40 м.

Расстояние от уровня земли до оси барабана C равняется 1—1,5 м (см. рис. 5.16).

Для одноконцевых подъемных установок при использовании двухбарабанных машин расчетное максимальное статическое

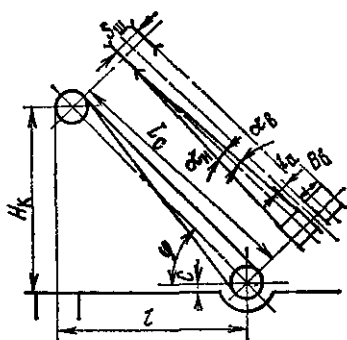


Рис. 5.16. Схема подъемной установки с двухбарабанной подъемной машиной

неуравновешенное окружное усилие T_p не должно превышать наибольшую разность статических натяжений канатов T_n для принятой машины

$$T_p = Q_{пн} + P_k (H_{ст} + h_p) \leq T_n. \quad (131)$$

Кроме того, диаметр выбранного подъемного каната не должен превышать допустимого значения диаметра каната для принятой подъемной машины.

При проходке стволов разведочных шахт на подъемных установках следует применять асинхронные электродвигатели.

На подъемной установке должен находиться в резерве один электродвигатель.

5.10.12. Проходческие копровые шкивы для подъемных установок

Проходческие копровые шкивы для подъемных установок выпускаются с подшипниками качения. Техническая характеристика шкивов, которые могут применяться при проходке стволов разведочных шахт, приведена в табл. 5.22. Шкивы изготавливаются серийно Кыштымским машиностроительным заводом.

Для подъемных установок при проходке стволов отношение диаметра шкива к диаметру подъемного каната должно быть не менее 40.

На проходческой подъемной установке должен находиться в резерве один копровой шкив.

5.10.13. Шахтные копры

Стволы разведочных шахт целесообразно проходить с использованием постоянных копров, удовлетворяющих также условиям проходки из стволов горноразведочных выработок.

Таблица 5.22

Проходческие подъемные копровые шкивы

Типоразмер шкива	Диаметр подъемного каната, мм	Расчетная нагрузка на канат (включая его собственный вес), кН	Максимальный диаметр шкива, мм	Диаметр шкива по желобу, мм	Масса, кг
ШК-1,25	11,5—15	156,0	1320	1240	400
ШК-1,6	16,5—20	354,0	1690	1590	800
ШК-2	17—25	673,2	2110	1980	1164
ШК-2,5	21—30,5	795,6	2640	2480	1750
ШК-3	30—37,5	1245,5	3150	2965	2550

Примечание. Расчетной нагрузкой на канат является суммарное разрывное усилие всех проволок каната при угле обхвата шкива канатом 120°.

Рис. 5 17. Проходческий шатровый копер конструкции ВНИИОМШС:

1 — надстройка; 2 — подшивная площадка; 3 — шатер; 4 — разгрузочный станок; 5 — лестница с площадкой; 6 — нулевая рама

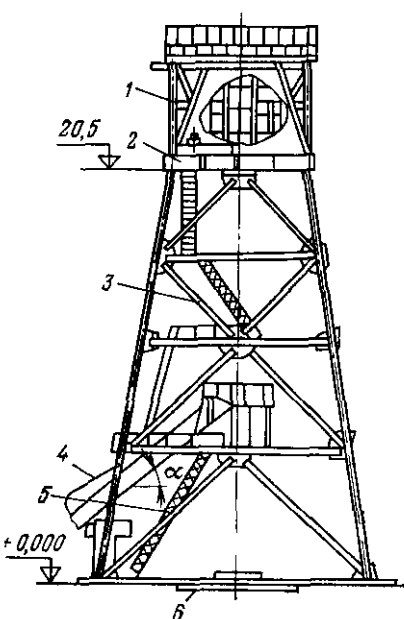


Таблица 5,23

Техническая характеристика металлических копров для проходки стволов прямоугольного сечения площадью более 12 м²

Условное обозначение	Высота копра до подшивной площадки, м	Максимальное суммарное разрывное усилие всех проволок подъемного каната, кН	Масса копра, т
КР-17	17,6	404,2	32
КР-13	13,6	404,2	24

Копры для проходки стволов разведочных шахт и горноразведочных выработок из них разработаны Гипрогеолстроем (табл. 5.23).

Копер высотой 17,6 м целесообразно применять при необходимости устройства эстакады для разгрузки вагонеток с породой, выдаваемых в клетях. В период проходки ствола порода может транспортироваться от ствола как автотранспортом по поверхности, так и в вагонетках по эстакаде.

Разработанные копры сборно-разборной конструкции.

Для проходки стволов круглого сечения диаметром в свету 4,5 м можно применять разработанный ВНИИОМШСом сборно-разборный проходческий копер I типоразмера (рис. 5.17), имеющий следующую техническую характеристику.

Высота копра до подшивной площадки, м	19
Диаметр проходимого ствола, м, не более	5
Разнос ног шатра, м	12×12
Глубина ствола, м, не более	400—500
Масса копра, т	35

Копер конструкции ВНИИОМШС рассчитан на подвеску двухэтажного проходческого полка, подвешного насоса ВП-ЗС, спасательной лестницы, подвесной опалубки, двух саморазгружающихся бадей вместимостью 2 м³, одной материальной бадьи вместимостью 1 м³ и другого проходческого оборудования. Однако копер не предназначен для клетового подъема, поэтому

после проходки ствола его необходимо оснастить станком для крепления клетевых проводников (предварительно проверив на нагрузки от клетевых подъемов) или демонтировать и установить постоянный копер станкового типа для проходки из ствола горноразведочных выработок.

5.10.14. Оборудование проходческих подъемных установок

Наиболее целесообразное подъемное оборудование для проходки стволов разведочных шахт различных типовых сечений и глубины приведено в табл. 5.24. Глубина стволов принята согласно практическим данным. Принятые в табл. 5.24 подъемные машины и подъемные копровые шкивы удовлетворяют условиям работы как бадьевого, так и клетевых подъемов. Они проверены на максимальные нагрузки от клетей, вписываемых в типовые сечения стволов, и вагонеток, размещаемых в этих клетях.

Выбор подъемных электродвигателей в табл. 5.24 произведен только для бадьевого подъема.

5.11. ВОДООТЛИВНЫЕ УСТАНОВКИ

5.11.1. Схемы водоотлива

При проходке стволов разведочных шахт обычным способом приток воды в забой ствола не должен превышать $20 \text{ м}^3/\text{ч}$. При большем водопитоке следует применять специальные способы проходки стволов.

Для откачки воды из забоя ствола на поверхность могут применяться следующие схемы водоотлива:

бадьями;

подвесными проходческими насосами (одноступенчатая схема водоотлива);

в промежуточную емкость (бак), расположенную на проходческом полке или прикрепленную к подвесному проходческому насосу, а далее этим насосом на поверхность (двухступенчатая схема водоотлива);

с применением перекачных станций (если глубина ствола превышает возможный напор подвесного проходческого насоса).

Схема откачки воды подвесными проходческими насосами непосредственно из забоя ствола на поверхность имеет следующие недостатки: из-за нахождения подвесного насоса в зоне забоя затрудняется работа в стволе грейферного грузчика; необходимо производить подъем насоса на безопасную высоту перед взрывными работами и опускание его в забой после проветривания; необходимо непрерывно наблюдать за

Таблица 5.24

Подъемное оборудование для проходки стволов разведочных шахт

Площадь сечения ствола в черне $S_{\text{ч}}$ (м ²) и его форма	Глубина ствола, м, не более	Типоразмер бадьи	Типоразмер прицепного устройства	Тип провод- ников	Тип направ- ляющей рамки	Характеристика подъемного каната	Типоразмер подъемной машины
8,9 и 9,7 — прямоуголь- ная	100	БПСМ-0,75	УПП-2,8	Дере- вянные	Для дере- вянных проводни- ков	ГОСТ 16828—81; $d_{\text{к}} = 20$ мм; $m_{\text{к}} = 1,5$ кг/м; $Q_z = 230,0$ кН; $\sigma_{\text{вр}} = 1372$ МПа	2Ц-1,6×0,8А
12,7 и 13,1 — прямо- угольная; 15,9 — круг- лая диаметром в свету 4 м	200	БПСМ-0,75	УПП-2,8	Дере- вянные	Для дере- вянных проводни- ков	ГОСТ 16828—81; $d_{\text{к}} = 20$ мм; $m_{\text{к}} = 1,5$ кг/м; $Q_z = 230,0$ кН; $\sigma_{\text{вр}} = 1372$ МПа	2Ц-1,6×0,8А 2Ц-1,6×0,8Б 2Ц-1,6×0,8В
14,2 и 14,5 — прямо- угольная	300	БПСМ-1	УПП-2,8	Канат- ные	Для канат- ных про- водников	ГОСТ 16828—81; $d_{\text{к}} = 20$ мм; $m_{\text{к}} = 1,5$ кг/м; $Q_z = 263,0$ кН; $\sigma_{\text{вр}} = 1568$ МПа	2Ц-2×1,1А 2Ц-2×1,1Б 2Ц-2×1,1В
19,6 — круглая диамет- ром в свету 4,5 м	500	БПСМ-1,5	УПП-5	Канат- ные	Для канат- ных про- водников	ГОСТ 16828—81; $d_{\text{к}} = 25$ мм; $m_{\text{к}} = 2,22$ кг/м; $Q_z = 404,5$ кН; $\sigma_{\text{вр}} = 1568$ МПа	2Ц-2×1,1А 2Ц-2×1,1Б 2Ц-2×1,1В 2Ц-2,5×1,2 2Ц-2,5×1,2

Продолжение табл. 5.24

Площадь сечения ствола в черне S_q (м²) и его форма	Максимальная скорость подъема, м/с (конечная глубина ствола, м)	Подъемный электродвигатель				Типо- размер проход- ческого подъем- ного копро- вого шкива	Условное обозначение шахтного копра
		Тип электродвигателя	Номи- нальная мощность на валу, кВт	Частота враще- ния ротора, с ⁻¹	Номи- нальное напря- жение, В		
8,9 и 9,7 — прямоуголь- ная	2 (до 100)	МА36-42/8ф	55	12,2	380/660	ШК-1,6	—
12,7 и 13,1 — прямо- угольная, 15,9 — круг- лая диаметром в свету 4 м	2 (до 80) 3 (81—130) 4 (131—200)	МА36-42/8ф АК3-315М1-8 АК3-315М1-6	55 90 110	12,2 12,0 16,2	380/660 220/380 220/380	ШК-1,6 ШК-1,6 ШК-1,6	КР-17 или КР-13
14,2 и 14,5 — прямо- угольная	2,5 (до 100) 3,8 (101—200) 5 (201—300)	АК3-315М2-8 АК3-355-8 АК3-355-6	110 132 160	12,0 12,2 16,2	220/380 380/660 380/660	ШК-2 ШК-2 ШК-2	КР-17 или КР-13
19,6 — круглая диамет- ром в свету 4,5 м	2,5 (до 100) 3,8 (101—200) 5 (201—300) 5,45 (301—380) 6,6 (381—500)	АК3-355М-8 АК113-8м АК-12-39-6 АК13-62-12 АК13-52-10	160 200 320 320 400	12,0 12,2 16,4 8,3 9,8	380/660 380 6000 6000 6000	ШК-2 ШК-2 ШК-2 ШК-2 ШК-2	I типораз- мер кон- струкции ВНИИОМШС

состоянием приямка, так как обнажение всасывающего клапана приводит к засасыванию воздуха и остановке насоса; из-за небольших сечений стволов затрудняется или бывает невозможным пропуск насоса к забою ствола через подвесной проходческий полук.

При проходке стволов разведочных шахт наиболее целесообразно применять двухступенчатую схему водоотлива, при которой вода откачивается забойными насосами в промежуточную емкость, а из нее подвесным проходческим насосом на поверхность.

5.11.2. Водоотлив бадьями

При проходке стволов шахт с притоком воды в забой ствола до 3 м³/ч разрешается выдача воды исправными проходческими бадьями. При этом уровень воды в бадье должен быть ниже кромки бадьи не менее чем на 10 см, что соответствует коэффициенту заполнения бадьи 0,9—0,92.

При выдаче воды в бадье на поверхность одновременно с породой время (с) подъемного цикла

$$T_{\text{ц}} \leq \frac{3600 M_0 k_3 V_6}{Q k_n}, \quad (132)$$

где $M_0 = 0,45 \div 0,5$ — коэффициент, учитывающий наличие пустот в грузе бадьи; $k_3 = 0,9$ — коэффициент заполнения бадьи; V_6 — вместимость бадьи, м³; Q — приток воды в забой ствола, м³/ч; $k_n = 1,5$ — коэффициент неравномерности работы подъема.

5.11.3. Водоотлив забойными и подвесными проходческими насосами

Забойные насосы предназначены для подачи воды в бадью, в промежуточные баки при ступенчатой схеме водоотлива и на поверхность при незначительной глубине стволов, а подвесные проходческие насосы — для выдачи воды на поверхность или в водосборник перекачной станции.

Для нормальной работы водоотливной установки необходимо, чтобы производительность насосной установки была в 1,5—2 раза больше притока воды в забой ствола.

Техническая характеристика забойных и подвесных насосов, которые могут применяться при проходке стволов разведочных шахт, приведена в табл. 5.25 и 5.26. Насосы Н-1М изготавливаются Ясногорским машиностроительным заводом, а насосы ППН-50-12М — Черемховским машиностроительным заводом им. Карла Маркса. Насосы «Байкал-2М» и ВП-3С в послед-

Т а б л и ц а 5.25

Техническая характеристика забойных насосов

Показатели	Марка насоса	
	Н-1М	«Байкал-2М»
Подача, м³/ч	25	18
Давление, МПа	0,4	0,4 (без эрлифта); 1,0 (с эрлифтом)
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,45—0,5	0,5
Расход воздуха, м³/мин	6	2,9 (без эрлифта); 5,2 (с эрлифтом)
Мощность пневмодвигателя, кВт	5,15	—
Внутренний диаметр шланга для подвода сжатого воздуха, мм	32	32
Внутренний диаметр шланга для откачки воды, мм	50	80
Основные размеры насоса, мм:		
длина	490	556
ширина	330	470
высота	450	723
Масса насоса, кг	30	76

Т а б л и ц а 5.26

Техническая характеристика подвесных проходческих насосов

Показатели	Марка насоса	
	ППН-50-12М	ВП-3С
Минимальное типовое сечение ствола разведочной шахты, в котором может использоваться насос, м²	12,7	12,7
Подача, м³/ч	50	50
Давление, МПа	2,5	3,6
Число рабочих колес	12	6
Внутренний диаметр всасывающего шланга, мм	102	100
Внутренний диаметр нагнетательной трубы, мм	100	81
Высота всасывания, м	5—6	5—6
Электродвигатель:		
тип	ЧАН280Щ	АО2-92
мощность, кВт	75	100
Частота вращения ротора, с⁻¹	24,5	—
Основные размеры насоса в плане, мм	950×990	992×1020
Длина без всасывающего устройства, мм	6800	5090
Масса насоса с электродвигателем, кг	2600	2500

ние годы сняты с производства, но еще используются при проходке стволов шахт.

Водоотливные установки при проходке стволов разведочных шахт, когда подача одного насоса обеспечивает откачку поступающей воды, должны быть оборудованы двумя подвесными насосами (рабочим и резервным). При притоке воды в забой, превышающем производительность одного насоса, в работе должны находиться два насоса, в резерве — один.

5.11.4. Водоотлив с применением перекачных станций

Схему водоотлива с использованием перекачных насосных станций следует применять в тех случаях, когда глубина стволов превышает возможный напор подвешного проходческого насоса. При этом вода подается проходческим насосом в водосборник перекачной станции (рис. 5.18). Из водосборника воду следует откачивать горизонтальным насосом либо на поверхность, либо в водосборник перекачной станции вышележащего горизонта. Вместимость водосборника перекачной станции должна быть не менее расчетного часового притока воды.

Перекачные насосные станции следует оборудовать двумя насосами, общая подача которых должна превышать расчетный приток воды в 2 раза. Кроме того, третий насос такого же типа должен находиться в резерве на поверхности. При проходке стволов разведочных шахт в перекачных станциях целесообразно применять многоступенчатые горизонтальные центробежные насосы ЦНС-38-220, имеющие следующую техническую характеристику.

Подача, м ³ /ч	38
Давление, МПа	0,44—2,2
Число рабочих колес	1—9
Мощность двигателя, кВт	11—45
Масса, кг	185—409

При необходимости создания давления, превышающего 2,2 МПа, могут применяться другие насосы типа ЦНС с большим напором. Насосы изготавливаются серийно Ясногорским машиностроительным заводом.

Трубопровод, по которому подается вода из перекачной насосной станции, следует крепить на кронштейнах к стенкам ствола. При устройстве перекачных станций став труб подвешного проходческого насоса целесообразно периодически наращивать тройниками с заглушками, благодаря чему при проходке ствола ниже горизонта перекачной камеры следует только пересоединить шланг, подающий воду в водосборник перекачной станции с одной заглушки на другую, расположенную выше. Тройники с заглушками целесообразно устанавливать примерно через 20 м.

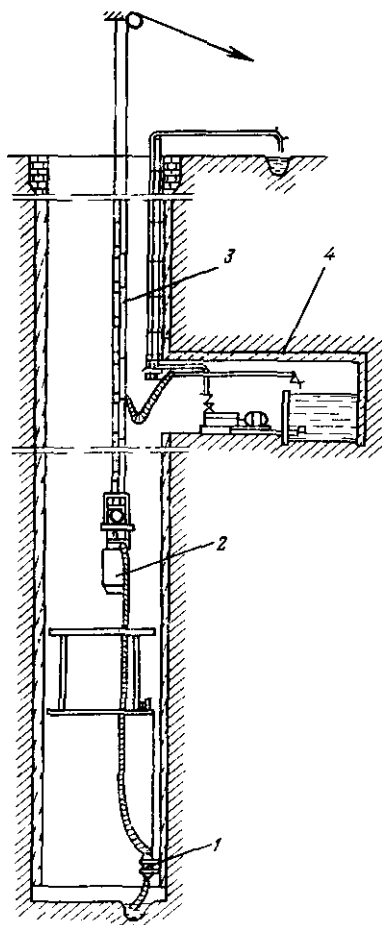


Рис. 5.18. Схема водоотлива с применением перекачной станции: 1 — забойный насос, 2 — подвесной проходческий насос с баком для воды, 3 — водоотливной став, 4 — перекачная насосная камера

шахтных нагнетательных трубопроводов рекомендуются к применению стальные бесшовные горячедеформированные трубы по ГОСТ 8732—78.

Для гашения гидравлических ударов на нагнетательных трубопроводах следует устанавливать обратные клапаны или другие устройства. При жестком закреплении нагнетательных трубопроводов длиной более 200 м целесообразно предусматривать компенсаторы температурных изменений длины труб

5.11.5. Выбор нагнетательного трубопровода

При проходке стволов разведочных шахт водоотливные установки обычно оборудуются одним нагнетательным трубопроводом. Оптимальный внутренний диаметр (м) трубопровода

$$D_{\text{в}} = 0,02 \sqrt{\frac{Q_{\text{н}}}{v_{\text{в}}}}, \quad (133)$$

где $Q_{\text{н}}$ — подача насоса, м³/ч; $v_{\text{в}} = 1,3 \div 2,3$ м/с — скорость движения воды в трубопроводе.

Полученный по формуле (133) диаметр трубопровода округляется до ближайшего стандартного, после чего определяется фактическая скорость движения воды в трубопроводе

$$v_{\text{в}} = 0,0004 Q_{\text{н}} / D_{\text{в}}^2. \quad (134)$$

Фактическая скорость воды в нагнетательном трубопроводе не должна превышать 3 м/с. Если она не укладывается в указанные пределы, то необходимо изменить диаметр трубопровода. Для насосов с подачей 50 м³/ч оптимальный диаметр трубопровода (внутренний) согласно рекомендации Южгипрошахта равен 100 мм при скорости движения воды 1,77 м/с.

На практике диаметр нагнетательного трубопровода обычно увязывается с диаметром нагнетательного патрубка насоса. Для

5.12. ПРОХОДЧЕСКИЕ ЛЕБЕДКИ

Проходческие лебедки предназначены для подвески оборудования (полков, насосов, спасательных лестниц, трубопроводов и др.) при проходке и углубке вертикальных стволов шахт. Отечественной промышленностью выпускаются проходческие лебедки с электрическим и пневматическим приводом по ГОСТ 7828—80.

Указанным стандартом предусматривается выпуск следующих типов проходческих лебедок:

ЛПЭП — лебедки с электрическим приводом, передвижные;

ЛПЭРП — лебедки с электрическим и ручным (резервным) приводом, передвижные;

ЛПП — лебедки с пневматическим приводом;

ЛППР — лебедки с пневматическим и ручным (резервным) приводом.

Лебедки типов ЛПЭП и ЛПЭРП предназначены для использования при проходке стволов шахт с установкой на поверхности.

Лебедки типов ЛПП и ЛППР предназначены для использования при углубке (проходке) стволов шахт с установкой в подземных выработках или на поверхности.

Т а б л и ц а 5 27

Основные параметры проходческих лебедок по ГОСТ 7828—80

Статическое натяжение каната на первом слое навивки, кН, не более	Канатомо- кость барабана, м, не менее	Скорость каната, м/с		Масса, кг, не более	
		на первом слое навивки	на последнем слое навивки, не более	лебедки	комплекта лебедки
ЛПЭП					
61,7	1500	0,075	0,15	6 000	6 300
98,0	1500	0,075	0,15	12 000	12 300
156,8	1500	0,075	0,15	17 000	17 500
245,0	1500	0,075	0,15	25 000	25 500
441,0	1500	0,075	0,15	58 000	58 500
ЛПЭРП					
61,7	1500	0,130	0,35	7 000	7 300
ЛПП					
61,7	300	0,110	0,15	4 000	4 200
ЛППР					
19,6	300	0,265	0,35	2 200	2 400

Примечания 1 Указанным ГОСТом выпуск двухбарабанных проходческих лебедок не предусматривается 2 Допускаемое отклонение скорости каната на первом слое навивки $\pm 20\%$

Лебедки типов ЛПЭРП и ЛППР предназначены для подвески спасательных лестниц. Основные параметры лебедок приведены в табл. 5.27.

Лебедки грузоподъемностью до 6,3 т включительно выпускаются Киселевским заводом горного машиностроения, остальные лебедки — Донецким машиностроительным заводом им. Ленинского комсомола Украины.

Конструкция лебедок предусматривает возможность их транспортировки в собранном виде, кроме лебедок типоразмера ЛПЭП45.

Рамы лебедок типов ЛПЭП и ЛПЭРП предусматривают возможность установки их на унифицированные железобетонные блоки, а конструкция рам позволяет устанавливать на ней производственные помещения контейнерного типа.

Кроме проходческих лебедок по ГОСТ 7828—80 Киселевским заводом «Гормаш» изготавливается серийно лебедка ЛПЭ-5/1000 грузоподъемностью 5 т с канатоемкостью барабана 1000 м по ТУ12.44.1110—85.

Выбор проходческих лебедок производится по необходимому статическому натяжению каната на барабане и по канатоемкости барабана. Отношение диаметра барабана проходческой лебедки к диаметру каната должно быть не менее 20.

5.13 ПРОХОДЧЕСКИЕ КОПРОВЫЕ ШКИВЫ

Проходческие копровые шкивы предназначены для направления движения канатов, к которым подвешено проходческое оборудование (полки, насосы, трубопроводы, спасательные лестницы, опалубки и др.). Для подвески проходческого оборудования применяются одинарные и двойные шкивы на подшипниках скольжения с неподвижной осью. Одинарные шкивы используются для подвески оборудования на одном канате, двойные — на двух канатах.

Техническая характеристика шкивов, которые могут применяться при проходке стволов разведочных шахт, приведена в табл. 5.28 и 5.29.

Срок службы шкивов — 10 лет. Шкивы изготавливаются серийно Барвенковским машиностроительным заводом «Красный Луч». Наличие подшипников скольжения приводит к существенным неудобствам при эксплуатации этих шкивов, так как требуется ежемесячное пополнение смазки в подшипники. Кроме того, вредные сопротивления, обусловленные силами трения в опорах скольжения, снижают полезную грузоподъемность лебедок на 10—15 %.

Донгипрооргшахтостроем разработан типоразмерный ряд одинарных проходческих шкивов типа ШПК на подшипниках качения, которые лишены вышеуказанных недостатков. Техни-

Таблица 5.28

Техническая характеристика одинарных проходческих копровых шкивов

Типоразмер шкива	Диаметр шкива по осям каната, мм	Максимальный диаметр каната, мм	Допустимая нагрузка на канат, включая его собственный вес, кН	Масса, кг
ШКП1-04-20-60	400	20	60	70
ШКП1-06-30-130	600	30	130	100
ШКП1-09-45-325	900	45	325	477

Таблица 5.29

Техническая характеристика двойных проходческих копровых шкивов

Типоразмер шкива	Диаметр шкива по осям каната, мм	Расстояние между шкивами по осям каната, мм	Максимальный диаметр каната, мм	Допустимая нагрузка на канат, включая его собственный вес, кН	Масса, кг
ШКН2-06-22-300	600	300	22	78,5	303
ШКН2-06-23,5-390	600	390	23,5	78,5	308
ШКН2-06-25-650	600	650	25	78,5	333
ШКН2-06-25-750	600	750	25	78,5	343
ШКН2-09-34-390	900	390	34	157	680
ШКН2-09-37-880	900	880	37	157	755
ШКН2-09-37-980	900	980	37	157	770

Примечание. За допустимую нагрузку на канат принята нагрузка при угле обхвата шкива канатом 120°.

Таблица 5.30

Техническая характеристика шкивов типа ШПК

Типоразмер шкива	Диаметр шкива по желобу, мм	Максимальный диаметр каната, мм	Допустимая радиальная нагрузка, кН	Масса, кг
ЧУ 09.00.000	500	18—25	200	150
ЧУ 09.00.001	630	21,5—31,5	250	250
ЧУ 09.00.002	710	22—35,5	320	340
ЧУ 09.00.003	800	36—40	400	520
ЧУ 09.00.004	900	41—45	500	610

ческая характеристика шкивов ШПК, которые могут применяться при проходке стволов разведочных шахт, приведена в табл. 5.30.

Наличие самоустанавливающихся подшипников качения в опорных узлах шкива позволяет исключить их заклинивание при некоторых перекосах шкивов при монтаже на необработанных поверхностях балок подшипниковых площадок. Шкивы типа ШПК изготавливаются по техническим условиям ТУ12 УССР 7-2-001—80 Донецким экспериментально-механическим заводом республиканского объединения Укршахтострой.

При подвеске проходческого оборудования в стволах разведочных шахт отношение диаметра шкива к диаметру каната должно быть не менее 20.

Для стволов разведочных шахт коэффициент резерва проходческих шкивов одного типоразмера должен приниматься равным 1,3.

5.14. ВЫБОР КАНАТОВ ДЛЯ ПОДВЕСКИ ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

5.14.1. Способы подвески оборудования

Проходческое оборудование подвешивают в стволах на одном или нескольких отдельных канатах, а также по системе полиспаста. На одном канате подвешивают спасательную лестницу. Кабель для взрывания и силовые кабели подвешивают каждый на отдельном канате. Кабели освещения и телефонной связи могут быть подвешены к одному канату. Кабели должны прикрепляться к канату жимками через 6 м.

На двух канатах подвешивают ставы труб для вентиляции, для подачи в ствол сжатого воздуха, бетонопроводы. По системе полиспаста подвешивают проходческие насосы, передвижные опалубки, проходческие полки. Опалубки и полки могут быть подвешены на нескольких канатах.

Для уменьшения числа лебедок и канатов, применяемых при проходке стволов, ставы труб целесообразно крепить к расстрелам или к кронштейнам, заделанным в крепь ствола.

5.14.2. Определение концевых нагрузок на канаты

Полная концевая нагрузка на канат равна массе оборудования и материалов, прикрепленных к канату (полной концевой массе), умноженной на ускорение свободного падения. Для ставов труб, подвешиваемых на двух канатах, концевая нагрузка на один канат равна половине полной концевой нагрузки. При подвеске оборудования через блоки, установленные на этом оборудовании, концевая нагрузка на канат определяется по правилам расчета полиспаста. Для оборудования, подвешиваемого через один блок, натяжение ветви каната (без учета массы самого каната)

$$Z = 0,53Q_n, \quad (135)$$

где 0,53 — коэффициент, учитывающий половину концевой нагрузки и сопротивления блока; Q_n — полная концевая нагрузка, Н.

Полная концевая нагрузка на канат проходческого подвесного насоса создается насосом, баком с водой, подвешенным к насосу, машинистом, обслуживающим насос, и ставом труб, установленным над насосом.

Масса става труб

$$M_{ст} = m_{ст}L_{ст} = \left(m_t + m_v + \frac{m_d}{l} + \frac{m_x}{l_x} + \frac{m_r}{l_r} + m_{каб} \right) L_{ст}, \quad (136)$$

где $m_{ст}$ — масса 1 м става труб, кг/м; $L_{ст}$ — длина става труб, установленного на подвесном насосе, м; m_t — масса 1 м трубы, кг/м; m_v — масса воды в 1 м става, кг/м; m_d — масса деталей соединения, приходящаяся на одну трубу (фланцы, болты с гайками и др.), кг; l — длина одной трубы, м; m_x — масса хомута с болтами, кг; l_x — расстояние между хомутами, м; m_r — масса тройника с заглушкой и болтами (при наличии перекачных насосных станций), кг; l_r — расстояние между тройниками, м; $m_{каб}$ — масса 1 м кабелей для питания двигателя насоса и автоматизации водоотлива, кг/м.

Хомуты служат для крепления кабелей и трубопровода к ветвям каната, на котором подвешивается насос. При перемещении насоса со ставом труб хомуты скользят вдоль ветвей каната. Тройники применяются для подачи воды проходческим насосом в водосборник перекачной насосной станции и устанавливаются на водоотливном ставе насоса. Расстояние между хомутами следует принимать 5 м, между тройниками — 20 м.

Для проходческих водоотливных установок рекомендуются к применению трубы по ГОСТ 8732—78 диаметром 108×4 для насоса ППН-50-12М и диаметром 89×4 для насоса ВП-3С. Ориентировочная масса 1 м става труб без тройников и кабелей, установленного над подвесным насосом, приведена в табл. 5.31.

Ориентировочная величина полной концевой массы и нагрузки на канаты при подвеске проходческих насосов со ставами труб, применяемых при сооружении стволов разведочных шахт, приведена в табл. 5.32. При этом необходимо учитывать массу машиниста насоса.

Фактическую массу става труб и бака с водой, подвешиваемого к насосу, следует принимать согласно конструктивным проработкам.

При проходке стволов с перекачными камерами к массе става с водой следует прибавлять массу тройников с заглуш-

Т а б л и ц а 5.31

Ориентировочная масса 1 м става труб для проходческого водоотлива

Элементы для расчета трубопровода	Масса элементов трубопровода, приходящаяся на 1 м става (кг) при диаметре, мм	
	89	108
Д а в л е н и е в с т а в е 1,6 МПа		
Труба	8,39	10,26
Детали соединений	1,77	3,09
Хомут	0,74	1,22
Вода в трубе	5,00	7,85
Д а в л е н и е в с т а в е 2,5 МПа		
Труба	8,39	10,26
Детали соединений	2,00	3,46
Хомут	0,74	1,22
Вода в трубе	5,00	7,85
Д а в л е н и е в с т а в е 4 МПа		
Труба	8,39	10,26
Детали соединений	2,32	4,05
Хомут	0,74	1,22
Вода в трубе	5,00	7,85

Т а б л и ц а 5.32

Ориентировочная величина полной концевой массы и нагрузки на канаты при подвеске проходческих насосов со ставами труб (без тройников и кабелей)

Составляющие концевой массы и полная концевая нагрузка	Типоразмер подвешного насоса	
	ППН-50-12М	ВП-3С
Масса подвешного насоса, кг	2600	2500
Масса бака вместимостью 3 м ³ с водой, кг	3600	3600
Масса става с водой, из труб диаметром, кг:		
100×4 длиной 250 м	5700	—
81×4 длиной 360 м	—	5950
Масса машиниста насоса, кг	80	80
Полная концевая масса, кг	11 980	12 130
Полная концевая нагрузка, кН	117,5	119

ками. Для трубопроводов внутренним диаметром 100 мм тройник с заглушкой имеет массу примерно 50 кг.

В случае подвески на канатах ставов труб для подачи в ствол сжатого воздуха или вентиляции полная концевая нагрузка складывается из нагрузки от труб, деталей соединений

труб и хомутов. Расстояние между хомутами при подвеске труб для сжатого воздуха следует принимать 5 м, а для вентиляции — 4 м.

При подвеске на канатах става труб для подачи бетона в ствол шахты полная концевая нагрузка складывается из нагрузки от става труб с деталями соединений и хомутами и двух разовых подач бетона и определяется по формуле

$$Q_{п.б} = (m_{ст}L_{ст} + 2m_б)g = \left[\left(m_{т} + \frac{m_{д}}{l} + \frac{m_{х}}{l_{х}} \right) L_{ст} + 2m_б \right] g, \quad (137)$$

где $m_б$ — масса разовой подачи бетона, соответствующая массе одного замеса раствора в бетономешалке, кг; g — ускорение свободного падения.

Плотность раствора бетона принимается равной 2000 кг/м³.

Расстояние между хомутами при подвеске труб следует принимать 5 м.

Полная концевая нагрузка на канат спасательной лестницы создается лестницей и максимальным числом рабочих, выдаваемых на лестнице из ствола; на канат люльки — люлькой и размещенными на ней материалами, а также рабочими; на канат для подвески кабелей — кабелями и жимками для прикрепления кабелей к канату; нагрузка на канаты от передвижных опалубок и проходческих полков зависит от схемы подвески этого оборудования.

5.14.3. Выбор канатов для подвески оборудования

Канаты для подвески проходческого оборудования целесообразно выбирать в соответствии с рекомендациями, приведенными в табл. 5.33.

Шестипрядные канаты для подвески проходческих полков и труб различного назначения должны приниматься взаимопротивоположного направления свивки. При использовании канатов, на которых подвешиваются проходческие полки и передвижные опалубки, в качестве проводниковых для бадьевого подъема они должны удовлетворять требованиям, предъявляемым к канатным проводникам. Проволоки канатов для подвески проходческого оборудования по своим механическим свойствам должны быть не ниже марки I.

Канаты для подвески проходческого оборудования должны рассчитываться на максимальную статическую нагрузку при нахождении оборудования на конечной глубине ствола.

5.15. ПРОХОДЧЕСКИЕ ПОЛКИ И СПАСАТЕЛЬНЫЕ ЛЕСТНИЦЫ

Проходческие полки предназначены для защиты находящихся в забое ствола рабочих от возможного падения сверху кусков породы и других предметов, а также для размещения

Т а б л и ц а 5.33

Характеристика и область применения канатов для подвески проходческого оборудования

Область применения канатов	Группа	Тип	ГОСТ	Назначение
Для подвески проходческих полков	Многопрядные малокрутящиеся	ЛК-О и ЛК-Р	16828—81	Грузолюдские — ГЛ
	Шестипрядные крестовой свивки	ЛК-РО	7668—80	
Для подвески передвижных опалубок	Закрытые спиральные	—	10506—76	Грузовые — Г
Для подвески насосов	Многопрядные малокрутящиеся	ЛК-О и ЛК-Р	16828—81	Грузолюдские — ГЛ
Для подвески труб различного назначения	Шестипрядные крестовой свивки	ЛК-З ЛК-РО	7665—80 7668—80	Грузовые — Г
	Многопрядные малокрутящиеся	ЛК-О и ЛК-Р	16828—81	
Для подвески кабелей	Многопрядные малокрутящиеся	ЛК-О и ЛК-Р ЛК-Р	16828—81 3088—80	Грузовые — Г
	Закрытые спиральные	—	10506—76	
Для подвески спасательных лестниц	Закрытые спиральные	—	10506—76	Грузолюдские — ГЛ
	Многопрядные малокрутящиеся	ЛК-О и ЛК-Р	16828—81	

Таблица 5.34

**Техническая характеристика проходческих полков
для стволов разведочных шахт**

Показатели	Площадь сечения стволов разведочных шахт, м ²	
	8,9 и 9,7	12,7 и 13,1
Число этажей	1	1
Вместимость проходческой бады, проходимой через проем полка, м ³	0,75	0,75
Масса, кг	2579 и 2630	3392 и 3401
Условное обозначение полка	ТП-241-00-КМИ-02	ТП-241-3-КМИ-02

Продолжение табл. 5.34

Показатели	Площадь сечения стволов разведочных шахт, м ²	
	14,2 и 14,5	19,6 (4,5 м в свету)
Число этажей	2	2
Вместимость проходческой бады, проходимой через проем полка, м ³	1	1 и 1,5
Масса, кг	5500	7200 и 7300
Условное обозначение полка	ПП-14	ПК4,5-1,ОС и ПК4,5-1,5С

проходческого оборудования (лебедок для подвески грейферных грузчиков, иногда емкостей для перекачки воды из забоя ствола на поверхность и др.).

Гипрогеолстроем разработаны конструкции полков для проходки прямоугольных стволов разведочных шахт типовым сечением площадью 8,9; 9,7; 12,7; 13,1; 14,2 и 14,5 м² и круглых стволов диаметром в свету 4,5 м (табл. 5.34).

При проходке стволов разведочных шахт рекомендуется применять спасательные лестницы ЛС-1 и ЛС-2 конструкции ЦНИИПодземмаша.

Техническая характеристика спасательных лестниц

Типоразмер	ЛС-1		ЛС-2
Число секций	1	2	1
Число людей на лестнице	5	10	6
Длина лестницы, мм	5510	10 145	5755
Размеры в плане, мм	600×600	600×600	750 (диаметр)
Масса, кг	144	258,4	162,6

Таблица 5.35

Основное оборудование при проходке стволов разведочных шахт

Оборудование	Прямоугольное сечение ствола			Круглое сечение ствола	
	$S_{\text{ч}} = 8,9 \text{ и } 9,7 \text{ м}^2$, $H_{\text{ст}} = 100 \text{ м}$	$S_{\text{ч}} = 12,7 \text{ и } 13,1 \text{ м}^2$, $H_{\text{ст}} = 200 \text{ м}$	$S_{\text{ч}} = 14,2 \text{ и } 14,5 \text{ м}^2$, $H_{\text{ст}} = 300 \text{ м}$	$S_{\text{ч}} = 15,9 \text{ м} (D_{\text{св}} = 4,0 \text{ м})$, $H_{\text{ст}} = 200 \text{ м}$	$S_{\text{ч}} = 19,6 \text{ м}^2 (D_{\text{св}} = 4,5 \text{ м})$, $H_{\text{ст}} = 500 \text{ м}$
Забойное оборудование					
Перфоратор ПП-63В (для сухих стволов)	2/1	3/2	4/2	4/2	5/3
Перфоратор ПП63С (для обводненных стволов)	2/1	3/2	4/2	4/2	5/3
Молоток отбойный пневматический МО-3	2/1	3/2	4/2	4/2	5/3
Грейферный грузчик КС-3М	—	—	1/1	1/1	1/1
Лебедка для подвески грейферного грузчика ЛПГ-4	—	—	1/—	1/—	1/—
Опалубка для возведения бетонной крепи	—	—	—	1/—	1/—
Подвесной проходческий полок	1/—	1/—	1/—	1/—	1/—
Оборудование для подъема породы					
Проходческая бадьа БПСМ-0,75	2/1	2/1	—	—	—
» » БПСМ-1,0	—	—	2/1	2/1	—
» » БПСМ-1,5	—	—	—	—	2/1
Проходческое прицепное устройство УПП-2,8	1/1	1/1	1/1	1/1	—
То же УПП-5	—	—	—	—	1/1
Комплексы оборудования с механизированной разгрузкой бадьи:					
БПСМ-1,0	—	—	1/—	1/—	—
БПСМ-1,5	—	—	—	—	1/—
Направляющая рамка для бадьи (конструкции Гипрогеолостроя)	1/1	1/1	—	—	—
Шахтная подъемная машина 2Ц—1,6×0,8	1/—	1/—	—	1/—	—
То же 2Ц—2×1,1	—	—	1/—	—	—
» 2Ц—2,5×1,2	—	—	—	—	1/—
Проходческий подъемный копровый шкив ШК-1,6	1/1	1/1	—	1/1	—
То же ШК-2	—	—	1/1	—	1/1
Оборудование для водоотлива					
Забойный турбонасос Н-1М	—	2/1	2/1	2/1	2/1
Забойный днафрагмовый насос «Байкал-2М»	2/1	—	—	—	—

Продолжение табл. 5.35

Оборудование	Прямоугольное сечение ствола			Круглое сечение ствола	
	$S_f = 8,9$ и $9,7$ м ² , $H_{ст} = 100$ м	$S_f = 12,7$ и $13,1$ м ² , $H_{ст} = 200$ м	$S_f = 14,2$ и $14,5$ м ² , $H_{ст} = 300$ м	$S_f = 15,9$ м (D _{св} = 200 м) $H_{ст} = 4,0$ м	$S_f = 19,6$ м ² (D _{св} = 500 м) $H_{ст} = 4,5$ м
Подвесной проходческий насос ППН-50×12М	—	1/1	1/1	1/1	1/1
Горизонтальный центробежный насос ЦНС-38—220 (в перекачной камере)	—	—	—	—	2/1
Проходческая лебедка ЛПЭП-10/1500 для подвески насосов ППН-50×12М	—	1/—	1/—	1/—	1/—
Шкив ШКП 1-06-30-130 для подвески насосов ППН-50×12М	—	1/1	1/1	1/1	1/1

Оборудование для подачи сжатого воздуха

Стационарный поршневой компрессор ВП2-10/9	2/1	3/1	3/1	3/1	—
То же ВП3-20/9	—	—	—	—	2/1
Воздухосборник В-8,0	1/—	—	—	—	—
» В-10,0	—	1/—	1/—	1/—	—
» В-16,0	—	—	—	—	1/—

Вентиляторы

Осевой вентилятор ВО-5	1/1	—	—	—	—
» » ВМЭ-6	—	1/1	1/1	1/1	—
Центробежный вентилятор ВЦ-11 (ВОД-11П)	—	—	—	—	1/1

Лебедки и шкивы для подвески проходческих полков, опалубок, спасательных лестниц

Проходческая лебедка для подвески полка ЛПЭ-5/1000	2/—	2/—	—	—	—
Проходческая лебедка для подвески полка и натяжения направляющих канатов ЛПЭ-5/1000	—	—	2/—	3/—	3/—
Проходческая лебедка для подвески опалубки ЛПЭ-5/1000	—	—	—	3/—	3/—
Проходческая лебедка для подвески спасательной лестницы.	—	—	—	—	—
ЛППР 2/300	—	—	—	1/—	—
ЛПЭРП 6,3/1500	—	—	—	—	1/—
Шкив для подвески проходческого полка ШКП 1-0,4-20-60	4/2	4/2	—	—	—

Продолжение табл. 5.35

Оборудование	Прямоугольное сечение ствола			Круглое сечение ствола	
	$S_q = 8,9$ и $9,7 \text{ м}^2$, $H_{CT} = 100 \text{ м}$	$S_q = 12,7$ и $13,1 \text{ м}^2$, $H_{CT} = 200 \text{ м}$	$S_q = 14,2$ и $14,5 \text{ м}^2$, $H_{CT} = 300 \text{ м}$	$S_q = 15,9 \text{ м}^2$ ($D_{CA} = 4,0 \text{ м}$), $H_{CT} = 200 \text{ м}$	$S_q = 19,6 \text{ м}^2$ ($D_{CA} = 4,5 \text{ м}$), $H_{CT} = 500 \text{ м}$
Шкив для направляющих канатов и подвески проходческого полка ШКП1-06-30-130	—	—	8/3	6/2	6/2
Шкив для подвески опалубки ШКП1-04-20-60	—	—	—	3/1	—
То же ШКП1-06-30-130	—	—	—	—	3/1
Шкив для подвески спасательной лестницы ШКП1-04-20-60	—	—	—	1/1	1/1

Примечание. В числителе число единиц оборудования в работе, в знаменателе — в резерве.

5.16. ОБОРУДОВАНИЕ, РЕКОМЕНДУЕМОЕ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ

Наиболее целесообразное оборудование при проходке стволов разведочных шахт различных типовых сечений и глубины приведено в табл. 5.35. Оборудование для сооружения устьев стволов приведено в табл. 5.7.

Насосы для откачки воды из забоя ствола выбираются, исходя из водопритока в забой, равного $20 \text{ м}^3/\text{ч}$; компрессоры — по методике, изложенной в разд. 10.

Для сокращения числа проходческих лебедок, шкивов и канатов крепление трубопроводов для вентиляции, а также для подачи в ствол сжатого воздуха, бетона и воды принято к стенкам ствола.

Если параметры стволов разведочных шахт отличаются от принятых в табл. 5.35, то выбор оборудования для сооружения таких стволов следует производить по изложенной выше методике.

6. ПРОХОДКА РАЗВЕДОЧНЫХ ВОССТАЮЩИХ

6.1. НАЗНАЧЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ И СПОСОБЫ ИХ ПРОХОДКИ

Восстающий — вертикальная или наклонная горная выработка, проходимая снизу вверх и соединяющая два смежных горизонта или выработки верхнего горизонта с земной поверхностью.

Восстающие применяются для прослеживания границ распространения и определения содержания полезного ископаемого, для перепуска горной массы (породоспуски), для вентиляции, как запасный выход, для прокладки инженерных коммуникаций и других целей. Глубина восстающих может колебаться от 40 до 120 м.

Наиболее распространенной формой поперечного сечения восстающих является прямоугольная или квадратная. Размеры площадей поперечного сечения восстающих определяются их назначением и в зависимости от горнопроходческого оборудования, используемого при их проходке (табл. 6.1).

В зависимости от назначения и горнотехнических условий восстающие проходятся в одно, два или три отделения. Существует несколько способов проходки восстающих: обычный способ с использованием переносных полков, подвесных клетей, при помощи проходческих комплексов и щитов, методом секционного взрывания скважин, а также бурением.

При проходке восстающего обычным способом вначале расширяют горизонтальную выработку на сопряжении ее с восстающим или проходят камеру. Затем камеру крепят, укладывают усиленный крепежный венец (раму) из бруса или круглого леса, основной венец и несколько венцов крепи, а также устраивают люк для выпуска породы, после чего осуществляют проходку восстающего.

Шпур бурят телескопными перфораторами ПТ-36 или ПТ-38 с временного рабочего полка. Рабочий полк устраивают на расстоянии 1,8—2 м от забоя, а ниже него на расстоянии 1,2—1,5 м — предохранительный полк.

В забое восстающего комплекты шпуров бурят с клиновыми, пирамидальными, боковыми или прямыми врубами. Вруб располагают с таким расчетом, чтобы отбойка породы производилась в направлении к породоспускному отделению.

Глубина шпуров с учетом относительно небольших площадей сечения обычно составляет 1,2—1,5 м, редко достигая 2 м или более. Заряжание шпуров осуществляется вручную патронированными ВВ, способ взрывания электрический или электроогневой. Расчет параметров буровзрывных работ и электро-

Таблица 6.1

Параметры восстающих и способы их проходки

Площадь сечения восстающего, м ²	Размеры сечения восстающего, м	Способ проходки	Углы наклона восстающего, градус	Категория крепости пород по ЕНБ	Виды крепи	Глубина восстающего, м	Число отделений
1,2—2,0	—	Обычный с использованием переносного полка	60—90	IX—XX	Венцовая сплошная, венцовая вразбежку, без крепи	40—80	1; 2
2,6	1,6×1,6	С комплексом проходческим КПВ-2	60—90	XI—XVI	Анкерная	40—80	1
4,0	2×2	С комплексом проходческим КПВ-4	60—90	XVII—XX	Без крепи	40—80	2; 3
5,3	1,7×3,15	С комплексом проходческим КПВ-4	60—90	XII—XVI	Анкерная	40—120	2; 3
5,3	1,7×3,15	Без применения механизированных комплексов	60—90	XVII—XX IX—XI	Без крепи Сплошная венцовая		
6,5	1,8×3,6	С щитом проходческим ПЩБ-2	70—90	XII—XVI XVII—XX IX—XI	Анкерная Без крепи Сплошная венцовая	<40 <80	2; 3 3
6,5	1,8×3,6	Без применения щита проходческого ПЩБ-2	70—90	IX—XI XII—XVI XVII—XX	То же Анкерная Без крепи	<60	3
	1,25 (диаметр) 1,50 (диаметр) 1,86 (диаметр)	С применением комбайна 2КВ-А	60—105	V—VI XIII—XV	Спецкрепь	<160	1; 2

Таблица 6.2

Техническая характеристика комплексов для проходки восстающих

Показатели	Комплексы проходческие		
	КПВ-2	КПВ-4А	КПН-А
Угол наклона выработки к горизонту, градус	60—90	60—90	15—60
Площадь сечения выработки, м ²	2—4	3—8	4—6
Длина (высота) выработки, м, не более	80	120	120
Грузоподъемность полка, кг	500	600	500
Скорость перемещения полка, м/с	0,2	0,25	0,2
Длина промежуточной секции монорельса, мм	1550	1500	1520
Удельный расход воздуха, м ³ /мин	1900	2700	—
Масса, т	8,4	11,3	14
Цена, руб.	16480	20200	17600
Завод-изготовитель	«Амурский металлист»		

взрывной сети ведут, пользуясь рекомендациями, изложенными в подразд. 4.2.7 и 4.2.9.

Крепят восстающие сплошной срубовой крепью или венцовой крепью вразбежку.

Работы по оборудованию восстающих сводятся к следующему:

сооружается венцовая крепь с опорными венцами и шагом через 4—6 м;

устанавливаются расстрелы для устройства полков, установки лестниц и для отшивки ходового отделения от материального;

размещаются лестницы и площадки;

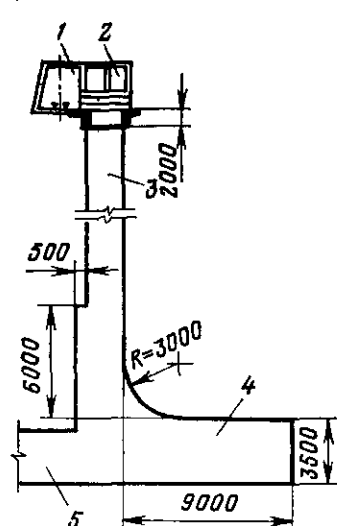
наращиваются трубопроводы сжатого воздуха, воды, прокладываются кабели освещения, сигнализации и связи.

Проходка восстающих площадью сечения 2,6; 4 и 5,3 м² в устойчивых породах производится с применением проходческих комплексов с пневматическим приводом КПВ-2; КПВ-4А и КПН-А (табл. 6.2).

В комплексах типа КПВ самоходная платформа перемещается при помощи лебедки по монорельсу, который анкерами крепится к стенке восстающего. При проходке восстающего с помощью КПВ работы выполняются в три этапа: сооружение в примыкающей выработке монтажной камеры, монтаж комплекса и проходка восстающего, а также демонтаж комплекса.

Монтажная камера используется для сборки комплекса, размещения шланговой лебедки, блока питания, аппаратуры связи и освещения, блока дистанционного отбора проб воз-

а



б

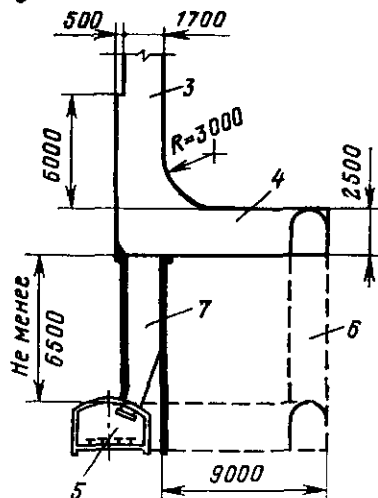
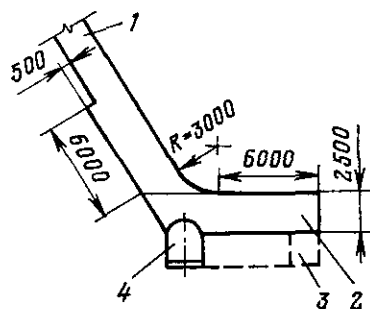


Рис. 6.1. Схема проходки вертикального восстающего с выпуском породы на подoshву выработки нижнего горизонта (а) и через бункер (б):

1 — выработка верхнего горизонта; 2 — камера устья; 3 — восстающий; 4 — камера монтажная; 5 — выработка нижнего горизонта; 6 — ходок к камере; 7 — бункер

а



б

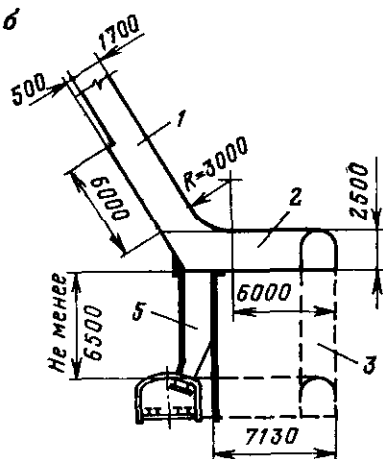


Рис. 6.2. Схема проходки наклонного восстающего с выпуском породы на откаточную выработку нижнего горизонта (а) и через бункер (б):

1 — восстающий; 2 — камера монтажная; 3 — ходок к камере; 4 — выработка нижнего горизонта; 5 — бункер

духа, пневмо- и водяных коммуникаций и т. п. На выбор расположения монтажной камеры относительно откаточной выработки влияют направление восстающего, место его засечки, наличие средств погрузки, режим работы в восстающем, возможность проезда состава вагонеток по откаточной выработке (рис. 6.1 и 6.2).

При проходке восстающих бурение и зарядание шпуров осуществляется с платформы под прикрытием защитного зонта. Выгрузка горной массы производится на почву откаточной выработки с дальнейшей уборкой породопогрузочной машиной в вагонетки через приемный бункер, оборудованный перепускным породным люком.

Для крепления восстающих применяются металлические анкеры в сочетании с металлической сеткой или без нее, а также деревянная венцовая или подвесная крепь и в крепких породах — без крепи.

При проходке восстающих в слабых, неустойчивых породах с креплением сплошной венцовой крепью рекомендуются использовать передвижной проходческий щит Будряновича (ПЩБ-2). Щит состоит из перекрытия, обеспечивающего безопасные условия работы проходчиков, рабочей платформы (полка), механизма перемещения щита, лебедки для подъема материалов и крепи в забой и других элементов.

Техническая характеристика щита ПЩБ-2

Мощность пневмодвигателя, кВт	13,6
Тип редуктора	Червячный
Грузоподъемность домкратов при перемещении подъемно-направляющего механизма, т	12,5
Грузоподъемность домкратов при перемещении щита, т	50
Скорость перемещения щита, см/мин	15
Скорость перемещения подъемно-направляющего механизма, см/мин	60
Шаг перемещения щита, мм	1700
Ширина по перекрытию, мм	1820
Длина по перекрытию, мм	3050
Масса щита в комплекте, кг	4900

В ряде случаев осуществляется проходка восстающих взрыванием зарядов в глубоких скважинах. При этом способе в контурах запроектированного восстающего на всю его высоту выбуривается комплект параллельных скважин, взрывание зарядов в которых и приводит к образованию выработки. Технологический процесс проходки восстающего состоит из трех основных операций: бурение скважин, их зарядание и взрывание. Существенным преимуществом этого способа проходки является то, что технологические операции выполняются без присутствия людей в забое восстающего. Отбойка породы осуществляется за один прием сразу на всю длину восстающего или с разбивкой на участки, называемые секциями.

Все скважины бурят одинакового диаметра или одна скважина (врубная) имеет диаметр больший по сравнению с другими. Эта скважина не заряжается. Параметры буровзрывных работ и длину взрывающей секции в конкретных горно-геологических условиях определяют опытным путем.

Зарядание скважин производят с верхнего горизонта либо на всю глубину скважин, либо на высоту секции. Сверху заряда помещают забойку, а в нижней части скважин перед заряданием устраивают пробки.

При проходке восстающих бурением используются специальные комбайны, например 2КВ-А. Комбайн 2КВ-А предназначен для проходки восстающих на шахтах, не опасных по газу и пыли. Проходка осуществляется путем бурения передовой скважины с вышележащего горизонта на нижележащий и разбуривания ее до полного сечения снизу вверх при обратном ходе бурового става. Комбайн состоит из: бурового агрегата, манипулятора, блока питания, кабины управления, датчика штанг, комплекта буровых штанг, инструмента и принадлежностей. Управление — дистанционное из кабины машиниста.

Техническая характеристика 2КВ-А

Тип бурового инструмента	Шарошечный
Высота бурения, м, не более	160
Коэффициент крепости разрушаемых пород по М. М. Протодьяконову f	3—14
Угол наклона выработки к горизонтالي, градус	60—105
Диаметр рабочего органа (разбуривателя), м	1,25; 1,5, 1,8
Производительность (техническая) по породам с $f = 10 \div \div 14$ при диаметре рабочего органа 1,8 м, м ³ /ч	3,6
Установленная мощность, кВт	140,5
Мощность привода рабочего органа, кВт	110
Расход воздуха, м ³ /мин	20
Расход воды, л/мин	40
Основные размеры в рабочем положении, мм	
длина	1570
ширина	1460
высота (максимальная)	4000
Масса, т	63,7
Изготовитель	Ясиноватский машиностроительный завод им. 60-летия СССР

6.2. НОРМАЛИЗАЦИЯ СОСТАВА И СОСТОЯНИЯ ВОЗДУХА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВОССТАЮЩИХ

Проветривание и гидрообеспыливание воздуха в восстающем осуществляется в соответствии с паспортом проветривания восстающего, являющегося неотъемлемой частью проекта производства работ.

В разделе «Нормализация состава и состояния воздуха восстающего» проекта производства работ должны быть обоснованы:

способы проветривания восстающего и подходной выработки; расход воздуха, необходимый для проветривания восстающего;

тип, число, места установки и особенности использования вентиляторов, а также средства глушения шума при работе вентиляторов;

диаметр и длина вентиляционного трубопровода или скважины;

способы сборки трубопровода и герметизации устья вентиляционной скважины;

расходы воды на бурение шпуров и на обеспыливание воздуха после взрывных работ;

средства водоснабжения восстающего и гидрообеспыливания воздуха призабойного пространства;

методы и средства контроля состава и состояния воздуха в призабойном пространстве восстающего.

Проветривание восстающих при использовании вентиляционных трубопроводов осуществляется нагнетательным способом.

Восстающие, проводимые с использованием вентиляционной скважины, проветриваются всасывающим способом с выдачей исходящей струи по скважине (скважинам).

При выполнении горных (буровых) работ в выработках за восстающим, последний проветривается всасывающим способом с применением скважины или комбинированным способом с обеспечением отвода исходящей струи из материального (ходового) отделения восстающего по жесткому трубопроводу; в последнем случае всасывающий трубопровод необходимо завести в восстающий не менее чем на 10 м.

Расход воздуха, необходимый для проветривания восстающего, рассчитывается с учетом тех же факторов и по методике, что и при проведении горизонтальных выработок (см. разд. 4.3).

Восстающие во время нахождения в них людей должны проветриваться вентиляторами типа ВМ-4, ВО-5. Один вентилятор следует использовать в сочетании с воздухопроводом диаметром более 300 мм, каскад из двух вентиляторов — в сочетании с вентиляционными трубами или скважинами диаметром менее 300 мм. Вентиляторы, устанавливаемые в выработке под восстающим, должны быть оборудованы глушителями шума типа ГШЭ-5 (ГОСТ 23548—79) по два глушителя на вентилятор (каскад вентиляторов).

При проветривании восстающего всасывающим способом с применением вентиляционной скважины (куста скважин) каскад вентиляторов устанавливается на земной поверхности или в выработках вышележащего горизонта, имеющего выход на поверхность.

Подача вентилятора при нагнетательном способе проветривания

$$Q_n = Q_3 k^{0,01L}, \quad (138)$$

где Q_3 — расход воздуха, обеспечивающий необходимый воздухообмен, $\text{м}^3/\text{с}$; L — длина скважины или трубопровода до вентилятора, м; $k \leq 1,25$ — коэффициент воздухопроницаемости 100-метрового участка трубопровода.

Подача вентилятора (каскада вентиляторов), устанавливаемого на скважине, при всасывающем способе проветривания

$$Q_{\text{вс}} = Q_3 p, \quad (139)$$

где p — коэффициент подсоса воздуха через неплотности в устье вентиляционной скважины, обычно принимается равным не более 1,07 (7 %).

Подача вентилятора, устанавливаемого на всасывающем трубопроводе, при комбинированном способе проветривания

$$Q_{\text{вс}} = 1,3 Q_3 k^{0,01L}. \quad (140)$$

Выбор вентиляционного трубопровода, необходимого для нагнетательного и комбинированного способов проветривания, восстающего высотой L' производится по графикам, показанным на рис. 6.3.

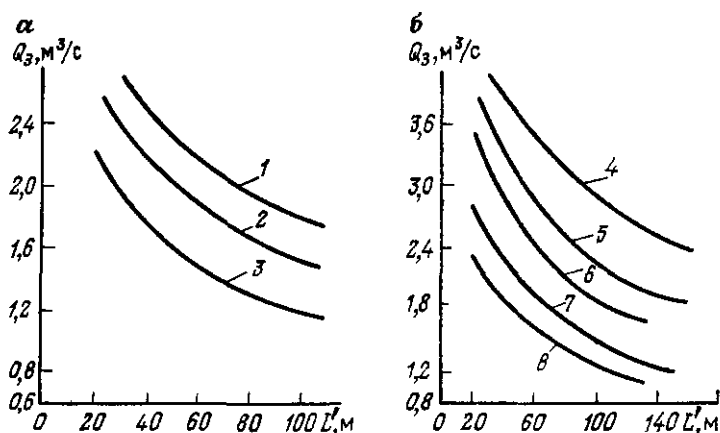


Рис 6.3. Зависимость расхода воздуха, поступающего к забою восстающего, от длины вентиляционного трубопровода различного диаметра и качества сборки:

a — вентилятор ВМ-4; $б$ — вентилятор ВО-5, 1 — металлический трубопровод диаметром 400 мм, $k=1,15$; 2 — тканевый трубопровод диаметром 400 мм, $k=1,25$; 3 — металлический трубопровод диаметром 300 мм, $k=1,20$ (каскад двух вентиляторов ВМ-4); 4 — тканевый трубопровод диаметром 500 мм, $k=1,20$; 5 — металлический трубопровод диаметром 400 мм, $k=1,15$; 6 — металлический трубопровод диаметром 400 мм, $k=1,25$; 7 — металлический трубопровод диаметром 300 мм, $k=1,20$ (каскад двух вентиляторов ВО-5); 8 — металлический трубопровод 300 мм, $k=1,20$

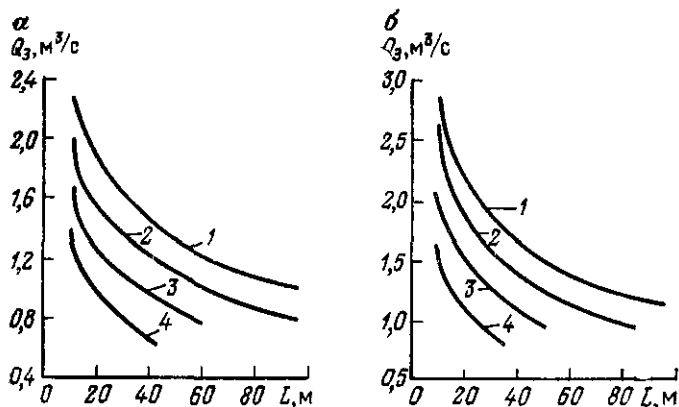


Рис. 6.4. Зависимость расхода воздуха, поступающего к забою восстающего при работе каскада двух вентиляторов ВМ-4 (а) и ВО-5 (б) от глубины скважины различного диаметра:

1 — 295 мм, 2 — 269 мм; 3 — 243 мм; 4 — 214 мм

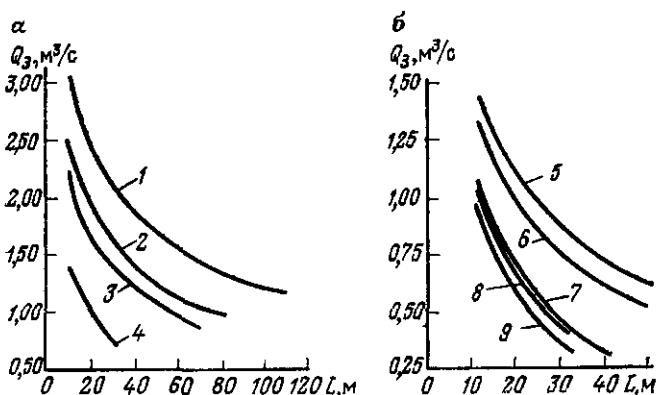


Рис. 6.5. Зависимость расхода воздуха, поступающего к забою восстающего при работе каскада двух вентиляторов ВО-5 от глубины скважины различного диаметра:

а — скважины канатно-ударного бурения; б — скважины колонкового бурения, 1 — 298 мм; 2 — две параллельные скважины диаметром 198 мм; 3 — одна скважина диаметром 248 мм; 4 — 198 мм, 5 — три параллельные скважины диаметром 132 мм, 6 — две параллельные скважины диаметром 151 мм; 7 и 8 — три параллельные скважины диаметром соответственно 115 и 112 мм, 9 — две параллельные скважины диаметром 132 мм

Выбор диаметра вентиляционных скважин шарошечного бурения для проветривания восстающих всасывающим способом производится по графикам, показанным на рис. 6.4 (подсос воздуха через устье скважины составляет 7 %).

В бор диаметра вентиляционных скважин канатно-ударного и колонкового бурения для проветривания восстающих всасывающим способом производится по графикам, показанным на рис. 6.5 (подсос воздуха через устье скважины составляет 7 %).

Вентиляционный трубопровод при проходке восстающего в три отделения следует размещать в материальном отделении. При проходке восстающих в два отделения вентиляционный трубопровод размещается в ходовом отделении.

Вентиляционный трубопровод из стальных толстостенных труб, при проходке восстающего в одно отделение, а также при использовании проходческих комплексов типа КПВ, крепится хомутами к парным анкерным болтам на стенке восстающего через 1 м друг от друга или между анкерными болтами под монорельсом КПВ.

Отставание конца вентиляционного трубопровода от забоя восстающего не должно превышать 5 м.

Гибкий вентиляционный трубопровод для проветривания призабойного пространства должен армироваться отрезком жесткой трубы длиной 1,2—1,5 м.

Для предотвращения разрушения вентиляционного трубопровода и попадания в него кусков отбитой породы торец трубопровода необходимо располагать под отбойным полком или на торец толстостенной трубы следует надевать съемный отбойный колпак (конус).

В отбойном полке необходимо предусматривать «откидную ляду», применение которой создает условия для проветривания призабойного пространства выше полка. Откидная ляда должна быть открыта при нахождении людей в призабойном пространстве выше отбойного полка.

При использовании стальных толстостенных труб для проветривания восстающих, проводимых с помощью КПВ, для сбора и выпуска случайно попавших в трубопровод кусков породы в нижней части трубопровода делается «лючок».

6.3. СИСТЕМА ВОДОСНАБЖЕНИЯ ДЛЯ ГИДРООБЕСПЫЛИВАНИЯ ВОЗДУХА В ВОССТАЮЩИХ

Подача воды к забою восстающего должна осуществляться под давлением в общем водопроводе или автономно с помощью специальных насосов, например типа ОН-2. Давление воды на уровне рабочего полка восстающего должно быть выше 0,4 МПа. Внутренний диаметр водопровода в восстающем принимается не менее 25 мм.

Расход воды (л/мин) при различных операциях гидрообеспыливания должен быть не ниже значений, приведенных ниже.

Промывка шпуров при бурении одним телескопным перфоратором	7,0
Смыв пыли с забоя и стенок призабойного пространства восстающего в течение 3—4 мин	6,0
Орошение горной массы в процессе уборки погрузочной машиной или погрузки из люка	2,5
Туманообразование после взрыва шпуровых зарядов — расход воды на 1 м ³ сжатого воздуха при создании водовоздушной смеси	1,5

При проходке восстающих в многолетнемерзлых породах необходимо использовать водные растворы с пониженной температурой замерзания или подогретую воду. При проходке восстающих без крепления необходимо предусмотреть мероприятия по повышению устойчивости горных пород в связи с возможностью растепления пород.

Концентрация незамерзающих водных растворов солей устанавливается в зависимости от температуры воздуха в восстающем шахте.

Контроль состава и состояния воздуха в восстающем осуществляется путем определения в призабойной зоне концентрации: ядовитых газов после взрывных работ, углекислого газа и пыли в воздухе во время крепления восстающего и бурения шпуров и измерения температуры воздуха на рабочем полке.

Определение концентрации ядовитых газов должно осуществляться дистанционно после каждого взрыва шпуровых зарядов перед допуском людей в восстающий; подъем людей в восстающий при выключенном вентиляторе запрещается.

Запыленность и температура воздуха должны измеряться непрерывно в течение смены не реже одного раза в месяц.

Для дистанционного отбора проб на содержание ядовитых газов в призабойном пространстве после взрывных работ должно предусматриваться использование известных устройств для дистанционного контроля состава воздуха.

7. СООРУЖЕНИЕ И ОБОРУДОВАНИЕ КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК

7.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СООРУЖЕНИИ КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК

При разведке месторождений твердых полезных ископаемых помимо стволов шахт, горизонтальных разведочных выработок и восстающих возникает необходимость в сооружении камерных выработок различного назначения.

Большинство камер входит в комплекс выработок околоствольного двора. Околоствольным двором принято называть совокупность выработок, расположенных у ствола шахты, пред-

назначенных для обслуживания подземного хозяйства и соединения ствола с главными выработками.

Околоствольный двор в месте сопряжения со стволом должен полностью обеспечивать безопасность и удобство работ по замене груженых вагонеток на порожние, по спуску и подъему людей, материалов и оборудования.

Ширина сопряжения околоствольного двора принимается обычно равной ширине длинной стороны ствола прямоугольной формы или диаметру ствола круглой формы. Высота сопряжения принимается в зависимости от разгрузки различных длиномерных материалов и оборудования, доставляемых в шахту (рельсов, труб, крепи и др.).

Камеры сооружают под насосные станции, электроподстанции, электровозные депо, слесарные мастерские, расходные склады ВМ, камеры — газозубежища и др.

Размеры камер определяют исходя из их назначения и размеров устанавливаемого в них технологического оборудования. Большинство камер редко превосходят сечения однопутных или двухпутных выработок. Лишь небольшое число камер (насосная, электроподстанция) имеют площадь поперечного сечения, достигающую 20—25 м². Формы камерных выработок могут быть сложными с изменяющимися размерами поперечных сечений.

Размеры и форму камер для подземного бурения выбирают в зависимости от размеров бурового оборудования, взаимного расположения механизмов в камере, глубины и угла наклона скважин, длины свеч буровых штанг. Камеры для бурения наклонных и вертикальных скважин имеют более сложную форму, так как над самой камерой (машинным залом) приходится сооружать восстающую выработку для размещения в ней копра (мачты) или талевого оснастки.

Сооружают камерные выработки, как правило, в устойчивых крепких породах, поэтому для отбойки пород необходимо применение буровзрывных работ. Используемые технические средства, оборудование и механизмы при сооружении камерных выработок те же, что и при проведении горизонтальных разведочных выработок.

Камеры больших поперечных размеров проходят сложным забоем с разделением на горизонтальные уступы. Верхний уступ забоя проводится с опережением, что позволяет иметь некоторую независимость в работах по выполнению проходческих операций на каждом уступе.

Вследствие сложной конфигурации некоторых камер сильно осложняются погрузка и транспортировка отбитой горной массы. Горную массу грузят вручную, погрузочной машиной или скреперной установкой. В ряде случаев применяют погрузочно-транспортные машины, например ПТ-4 (МПДН-1),

что позволяет исключить необходимость в настилке рельсового пути и способствует повышению производительности труда.

Расход воздуха, необходимый для проветривания камер разного назначения, при эксплуатации которых не отмечается заметного повышения уровня вредных веществ и температуры воздуха, определяется по минимально допустимой скорости движения воздуха в подземной выработке по формуле

$$Q_k = v_{\min} S_k, \quad (141)$$

где $v_{\min} = 0,10$ м/с — минимально допустимая скорость движения воздуха в горной выработке; S_k — площадь поперечного сечения камеры на рабочем месте, м^2 .

Если уровень вредных веществ исходящей струи камеры не превышает 0,3 ПДК, проветривание камер допустимо производить рециркуляцией части свежей струи, подаваемой к проходческому забою.

Для крепления камер применяют деревянную, набрызгбетонную или монолитную бетонную крепь, анкерную, иногда комбинированную.

Сооружение камер и монтаж в них оборудования производится по проектам.

7.2. КАМЕРЫ НАСОСНЫХ СТАНЦИЙ И ВОДОСБОРНИКИ

Камеры под насосные станции главного водоотлива в геологоразведочных шахтах сооружают в стволах глубиной более 100 м и при водопритоках до 150 $\text{м}^3/\text{ч}$ и более.

Для водопритоков в пределах 15—20 $\text{м}^3/\text{ч}$ насосные станции обычно располагают в высечке ствола со стороны, противоположной околоствольному двору (рис. 7.1). Для больших водопритоков насосные станции размещают в специальных камерах, входящих в общий комплекс околоствольного двора (рис. 7.2).

Насосные станции, располагаемые в высечках стволов, комплектуют двумя насосами, из которых один рабочий, один резервный. Забор воды осуществляется непосредственно из зумпфа шахты. Для монтажа и демонтажа насосных агрегатов предусматривается установка монтажных балок.

Насосные станции, размещаемые в специальных камерах (рис. 7.2 и 7.3) при водопритоках более 30 $\text{м}^3/\text{ч}$ оборудуются тремя насосами, из которых один рабочий, один резервный, один в ремонте. При водопритоках больше 150 $\text{м}^3/\text{ч}$ в работе может быть и большее число насосов.

Насосные станции оборудуются двумя напорными трубопроводами: одним рабочим и одним резервным.

Доставка материалов и оборудования в насосные камеры и перемещение их в пределах самой насосной осуществляются

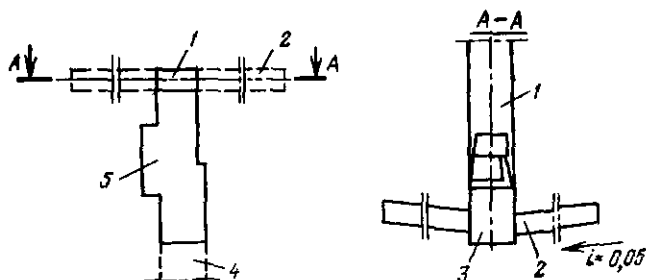


Рис. 7.1. Схема расположения насосной камеры и водосборников при водопритоке до $20 \text{ м}^3/\text{ч}$:

1 — ствол шахты с бадьевым подъемом; 2 — водосборник; 3 — зумпф; 4 — откаточная выработка; 5 — насосная станция

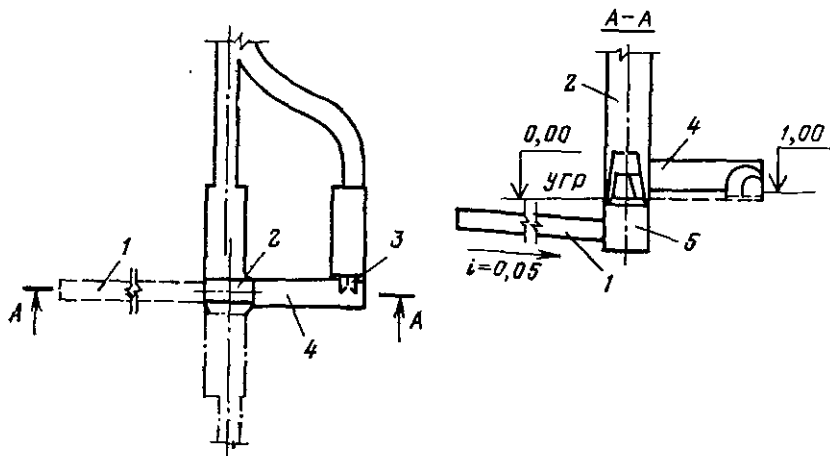


Рис. 7.2. Схема расположения насосной станции и водосборника при водопритоке $20\text{—}30 \text{ м}^3/\text{ч}$:

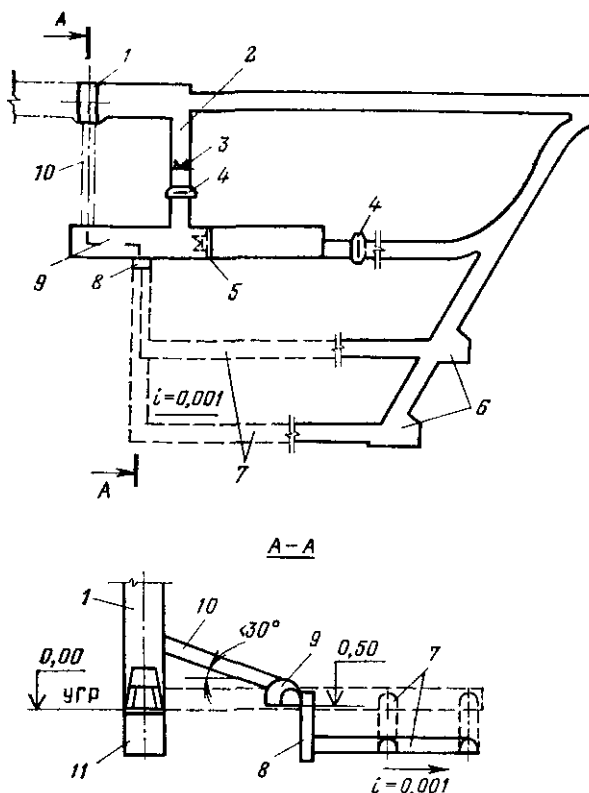
1 — водосборник; 2 — ствол шахты с клетевым подъемом; 3 — противопожарная дверь; 4 — насосная станция; 5 — зумпф

по рельсовому пути. Для монтажа и демонтажа насосных агрегатов в насосных камерах над каждым насосом и электродвигателем предусматривается установка монорельса.

Каждая насосная камера имеет два выхода: транспортно-людской ходок, соединяющий насосную с выработками околоствольного двора, и трубный, используемый для выхода нагнетательных трубопроводов в ствол шахты. Транспортно-людской ходок имеет решетчатую дверь в месте примыкания ходка к околоствольному двору и рельсовый путь, по которому доставляется оборудование.

Рис. 7.3. Схема расположения насосной станции и водосборников при водопритоке более 30 м³/ч:

1 — ствол; 2 — людской ходок; 3 — решетчатая дверь; 4 — герметичная дверь; 5 — противопожарная дверь; 6 — камеры под лебедки; 7 — водосборники; 8 — водозаборный колодец; 9 — насосная станция; 10 — водотрубный ходок; 11 — зумпф



Для крепления насосных камер в зависимости от категорий крепости пород применяют следующие виды крепи: рамную деревянную, набрызгбетонную, анкерную с металлической сеткой или без крепи.

Для установки насоса и электродвигателя, находящихся на общей раме, сооружают фундаменты из бетона М-150. Крепят рамы к фундаменту анкерными болтами.

Уровень пола насосной камеры должен быть выше головки рельс выработок околоствольного двора не менее чем на 1 м.

Камеры насосных станций, примыкающие к центральным подземным электроподстанциям, отделяются противопожарной дверью. Для сбора воды сооружаются водосборники, представляющие собой горизонтальные горные выработки с двумя изолированными секциями. Полезная вместимость водосборников принимается равной 4-часовому нормальному водопритоку. Уклон водосборников принимается с подъемом 0,001 в сторону насосной камеры.

Для насосных станций, располагаемых в специальной высечке в месте сопряжения ствола с околоствольным двором, в качестве водосборника используется зумпф шахты. Прямоугольные стволы шахт с бадьевым подъемом имеют небольшое сечение, и вместимость водосборника обычно получается недостаточной, для чего из зумпфа в направлении длинной оси ствола проходят горизонтальные выработки, используемые как дополнительные емкости.

Для оснащения насосных станций применяют серийно выпускаемые высоконапорные центробежные секционные насосы типа ЦНС, предназначенные для откачки нейтральной воды с содержанием механических примесей не более 0,5 % по массе при размере твердых частиц не более 0,2 мм. Наибольшее распространение имеют насосы ЦНС-38, ЦНС-60, ЦНС-105 и ЦНС-180 с подачей соответственно 38, 60, 105 и 180 м³/ч.

При водопритоках в 250—300 м³/ч насосные камеры оснащаются тремя насосными агрегатами ЦНС-300 с подачей 300 м³/ч каждый и асинхронным электродвигателем типа 2АЗМП-1250/6000 мощностью 1250 кВт.

7.3. КАМЕРА ПОДЗЕМНОЙ ЭЛЕКТРОПОДСТАНЦИИ

Потребителями электроэнергии являются: электродвигатели насосов водоотлива, вентиляторы местного проветривания, буровые станки разведочного бурения, различные лебедки, освещение. Расход электроэнергии связан и с заряданием аккумуляторных батарей электровозов.

При небольших объемах горных работ, незначительных водопритоках (до 15—20 м³/ч) и при сроке службы шахты (штольни) до 2—3 лет напряжение подземных потребителей составляет 380 В. При сроке службы шахты более 3—5 лет и водопритоках 30 м³/ч и более принимается высоковольтное энергоснабжение шахты, питающее трансформаторную подстанцию, совмещенную с преобразовательной подстанцией, располагаемой, как правило, в блоке с наносной камерой водоотлива и камерой электровозного депо.

Оборудуются электроподстанции ячейками КРУ, передвижными трансформаторными подстанциями типа ТКШВП, силовыми трансформаторами, шкафами автоматического ввода резерва АВР, панелями центральной сигнализации, блоками питания и собственных нужд.

Защита цепей от опасных токов утечки на землю предусматривается с помощью реле утечки типа РУ-127/220 В.

В связи с тем, что в подстанции имеется оборудование с масляным заполнением (силовые трансформаторы и высоковольтные выключатели), крепление камер центральных подземных подстанций выполняется только из негорючих ма-

териалов: бетона, набрызгбетона или анкеров с металлической сеткой.

Камера подстанции должна иметь два выхода: в насосную камеру и в выработку околоствольного двора. Выход в выработку околоствольного двора оборудуется водонепроницаемой и металлической решетчатой дверью. От насосной камеры подстанция отделяется сплошной металлической дверью с вентиляционным окном, закрываемым в случае пожара в камере.

Пол камеры центральной подземной подстанции выполняется на одном уровне с полом насосной камеры.

7.4 КАМЕРЫ ЭЛЕКТРОВОЗНОГО ДЕПО И СЛЕСАРНОЙ МАСТЕРСКОЙ

Электровозное депо предназначено для профилактического осмотра и текущего ремонта электровозов, промывки, смены и зарядания аккумуляторных батарей, а также сборки и разборки при выдаче на поверхность отдельных узлов на средний или капитальный ремонт. Обычно камеры электровозного депо рассчитаны для обслуживания от одного до трех аккумуляторных электровозов типа 4,5-АРП-600 и АК-2У-600. Электровозное депо, в зависимости от числа ремонтируемых электровозов, может быть с одним или двумя заездами с тупиковыми камерами или с запасным выходом на откаточные выработки.

Депо состоит из помещения преобразовательной подстанции, ремонтно-механической мастерской и зарядной. Зарядная камера оборудуется зарядными столами или тележками с роликовой перекаткой. Иногда устанавливаются ручные лебедки. Для промывки окисленных элементов батарей устанавливается промывочная ванна и прокладывается трубопровод водоснабжения. В отдельной нише, оборудованной перегородкой и металлической дверью, производится приготовление и хранение раствора электролита. Здесь же размещаются емкости для щелочи, электролита и дистиллированной воды.

В камере ремонтной мастерской устраивается ремонтная яма и устанавливаются необходимые шкафы с необходимым инструментом, стеллажи, верстаки и другие средства оргнастки.

В зарядной камере электровозного депо предусматривается рабочее место аккумуляторщика. Назначение рабочего места аккумуляторщика — своевременное и качественное техническое обслуживание аккумуляторных батарей электровозов. В зарядной камере монтируются зарядные агрегаты типа ЗУК-75/120 для зарядания батарей типа 60ТЖН-300 магнитные пускатели типа ПВИ, разрядное устройство УРУШ-1 и кабельные сети. В пределах камеры монтируется металлический вентиля-

ционный трубопровод, прокладываемый по оси зарядных столов (тележки) и оборудованный продольными окнами с задвижками, позволяющими регулировать расход воздуха.

Электроснабжение электровозного депо током напряжением 380 В осуществляется от распределительных пунктов. Освещение камер предусматривается светильниками марки РП-100 с лампами накаливания Б127-100. Питание напряжением 127 В.

Заземление электрооборудования, кабелей с металлической оболочкой, электроаппаратуры и зарядных столов производится путем подсоединения их корпусов и оболочек к металлической полосе шириной 40 и толщиной 4 мм, подсоединенной к общешахтной (штольневой) сети заземления.

Связь электровозного депо с поверхностью должна осуществляться при помощи телефонного аппарата ТАША или ТАШ-МБ.

Конструкция и назначение камеры слесарной мастерской определяются в зависимости от планировки комплекса организационно-технической оснастки камеры и вида работ, выполняемых в ней. В камере слесарной мастерской предусматриваются текущий профилактический осмотр, разборка и сборка бурового оборудования, замена изношенных деталей, заточка коронок, а также при необходимости ремонт.

7.5. ПОДЗЕМНЫЙ РАСХОДНЫЙ СКЛАД ВМ

Расходный склад предназначен для временного хранения ВМ, необходимых для ведения взрывных работ в подземных горных выработках и снабжения ими забоев через раздаточные камеры и участковые пункты хранения или снабжения забоев непосредственно со склада. Предельная емкость расходного склада не должна превышать 3-суточного запаса ВВ и 10-суточного запаса средств инициирования (СИ).

Расходный склад ВМ состоит из выработок, представляющих собственно склад с хранилищем ВМ, подходной, запасного выхода и вспомогательных камер. Он может быть ячеечного или камерного типа (рис. 7.4 и 7.5). В складах ячейкового типа для хранения ВМ предусмотрены специальные ячейки: для хранения СИ — одна и для хранения ВВ три ячейки емкостью до 360 кг ВВ каждая. Ячейки хранения ВВ располагаются на одной стороне склада с расстоянием между ними, принятым согласно расчету безопасных расстояний по передаче детонации. Камеры ячеек крепят несгораемой крепью.

В подходной выработке расположены: камера для выдачи ВМ, камера проверки и маркировки СИ, камера для изготовления зажигательных трубок и камера противопожарных материалов. Подходная выработка связывается с откаточной выработкой и используется для доставки ВМ и прохода обслу-

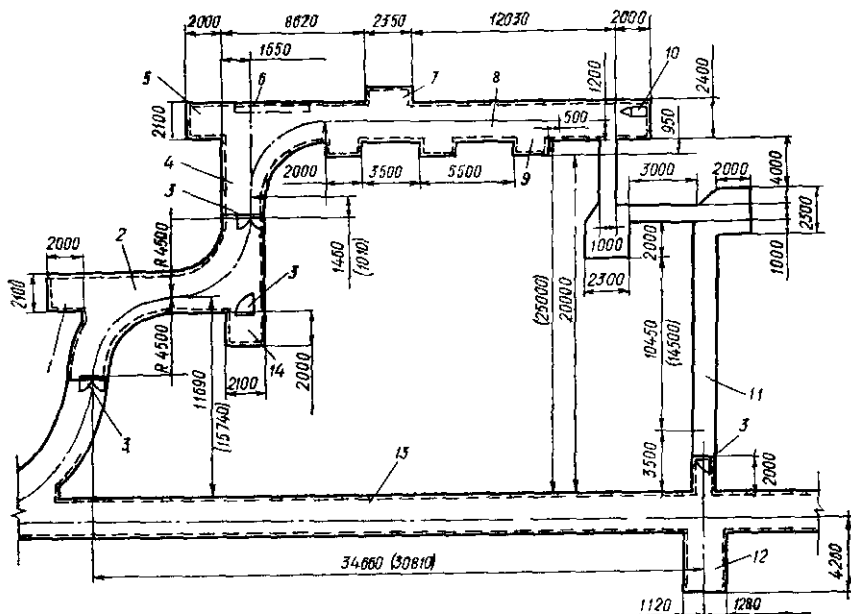


Рис. 7.4. Схема расходного склада ВМ ячеинового типа (размеры в скобках даны для склада камерного типа):

1 — камера противопожарных материалов; 2 — подходная выработка; 3 — дверь; 4 — камера для выдачи ВМ; 5 — камера для проверки и маркировки СИ; 6 — место хранения тары; 7 — ячейка для хранения СИ; 8 — собственно склад; 9 — ячейка для хранения ВВ; 10 — тележка ручная на резиновом ходу; 11 — выработка запасного выхода; 12 — камера под скреперную лебедку; 13 — откаточная выработка; 14 — камера для проверки ЭД и изготовления зажигательных трубок

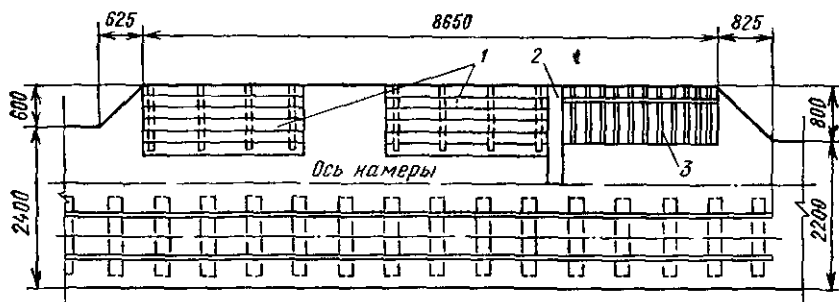


Рис. 7.5. Фрагмент склада ВМ камерного типа:

1 — настилы $1000 \times 132 \times 2400$, 2 — стенка из бетона или кирпича; 3 — стеллаж $820 \times 580 \times 2300$

живающего персонала. Запасной выход служит для аварийного выхода людей.

Перевозка ВМ внутри склада осуществляется с помощью ручной тележки с подъемной платформой.

Место расположения расходных складов выбирается на расстоянии не менее 60 м для складов ячеякового типа и 100 м для складов камерного типа от ствола шахты и выработок околоствольного двора.

Для освещения расходных складов принимаются светильники типа РП с лампами накаливания 100 и 200 Вт.

Телефонные аппараты ТАША или ТАШ-МБ для связи с поверхностью и главной диспетчерской службой устанавливаются в камере выдачи ВМ и на подходной выработке.

7.6. КАМЕРЫ-ГАЗОУБЕЖИЩА

Для разведочных шахт с одним выходом и забоями горизонтальных горноразведочных выработок, удаленных от ствола шахты более чем на 100 м, а также штолен с забоями, удаленными более чем на 500 м от земной поверхности, как одно из специальных мероприятий, обеспечивающих безопасность работающих, должно быть предусмотрено сооружение камер-газоубежищ. Они могут быть рассчитаны на 10 или 20—40 чел. (рис. 7.6).

Расположение и удаленность камер-газоубежищ от стволов шахт, (устьев штолен), а также удаленных забоев принимаются в зависимости от конкретных горно-геологических условий, наличия и расположения запасных выходов и согласовываются с местными органами Госгортехнадзора.

Камера-газоубежище сооружается в районе устойчивых, слаботрешиноватых пород и не должна располагаться против устьев других выработок. Крепление камеры осуществляется в зависимости от конкретных горнотехнических условий.

Вместимость газоубежища должна соответствовать максимальному числу людей, находящихся в смене. Размеры газоубежища принимаются из условия размещения оборудования для оснащения и нормативного пребывания в нем рабочего персонала в течение 24 ч на случай возможного пожара.

Расход воздуха, подаваемого в камеру-газоубежище, на одного человека составляет 8 м³/ч при температуре воздуха до 20 °С и 10 м³/ч при температуре от 20 до 25 °С.

Газоубежище изолируется от основной выработки двумя бетонными перемышками и герметичными дверями на расстоянии 3 м друг от друга.

Возможны два варианта снабжения людей воздухом, пригодным для дыхания: от сети пневмомагистралей совместно с изолирующими самоспасателями и подачей воздуха по сква-

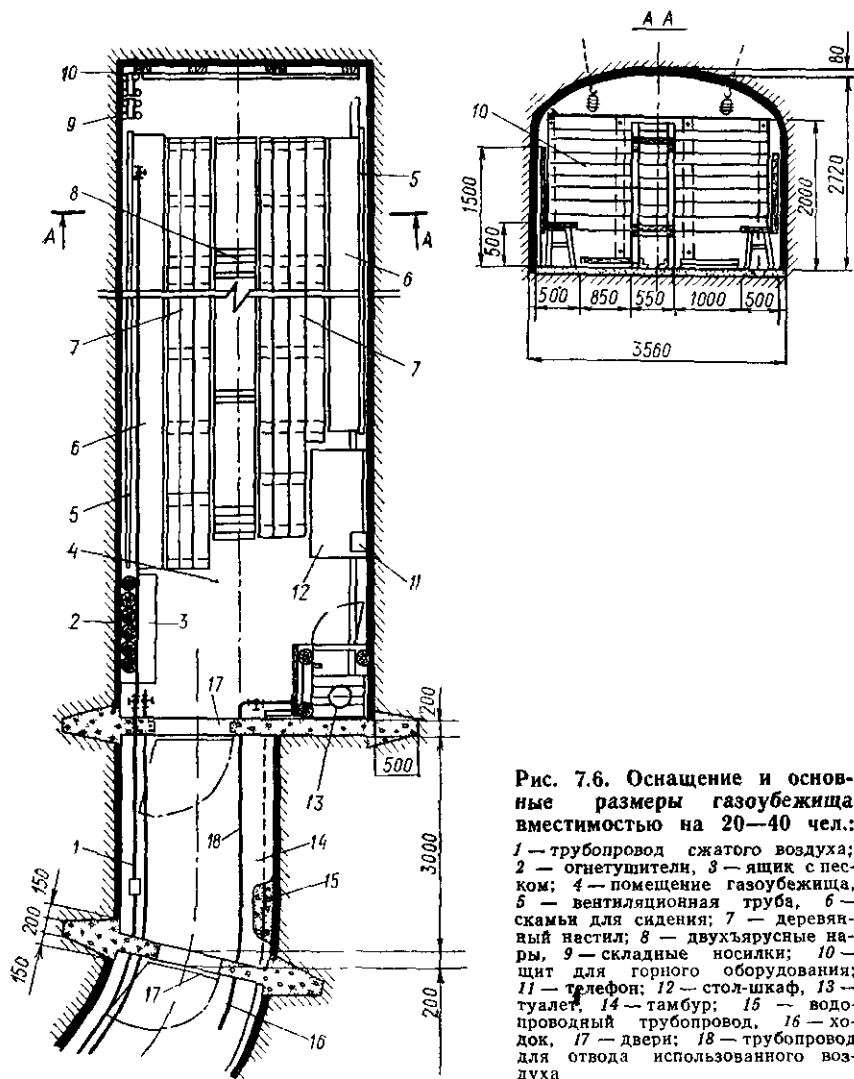


Рис. 7.6. Оснащение и основные размеры газоубежища вместимостью на 20—40 чел.:

1 — трубопровод сжатого воздуха; 2 — огнетушители, 3 — ящик с песком; 4 — помещение газоубежища, 5 — вентиляционная труба, 6 — скамьи для сидения; 7 — деревянный настил; 8 — двухъярусные нары, 9 — складные носилки; 10 — щит для горного оборудования; 11 — телефон; 12 — стол-шкаф, 13 — туалет, 14 — тамбур; 15 — водопроводный трубопровод, 16 — ходок, 17 — двери; 18 — трубопровод для отвода использованного воздуха

жине с земной поверхности или близлежащего действующего горизонта. Удаление использованного воздуха производится по специально проложенному трубопроводу через сбрасывающий клапан.

Входной тамбур в рабочем состоянии (во время нахождения людей в газоубежище) должен находиться под избыточным давлением в 0,105 МПа благодаря поступающему в тамбур воздуху через отверстия в трубе воздухообеспечения. Для

сброса избыточного давления и дистанционного контроля состава и состояния воздуха со стороны входа через внешнюю бетонную перемышку тамбура устанавливаются патрубки с заглушками.

Газоубежище внутри оборудуется предметами бытового обихода, сидячими и лежащими деревянными нарами. Вся деревянная оснастка и перегородки пропитываются огнезащитным составом.

Газоубежище обеспечивается телефонной связью с поверхностью и электроосвещением как от линии электроснабжения, так и индивидуальными аккумуляторными светильниками.

8. ПРОХОДКА РАЗВЕДОЧНЫХ ШУРФОВ

8.1. ПАРАМЕТРЫ РАЗВЕДОЧНЫХ ШУРФОВ И СПОСОБЫ ИХ ПРОХОДКИ

Разведочный шурф — вертикальная (реже наклонная) подземная выработка, проходима с земной поверхности при геологической съемке, поисках и разведке месторождений полезных ископаемых, а также при инженерно-геологических изысканиях.

Разведочные шурфы применяются для изучения залегания и литологического состава горных пород, отбора валовых и технологических проб или в качестве вентиляционных и запасных выходов. Глубина шурфов достигает 30—40 м, наибольшее распространение имеют шурфы глубиной до 10 м.

В глубоких шурфах проходятся дополнительные горизонтальные выработки, называемые рассечками, протяженностью от 10 до 100 м в одну или обе стороны от шурфа. Уборку горной массы при проведении рассечек, как правило, выполняют при помощи скреперных установок.

Распространенной формой поперечного сечения шурфов является прямоугольная (П), реже квадратная (Кв) и круглая (Кр) (табл. 8.1, 8.2 и 8.3). Формы и поперечные сечения горноразведочных шурфов определяет ОСТ 41—02—206—81.

Размеры сечений шурфов прямоугольной формы установлены с учетом размещения в них шурфопроходческих бадей, вентиляционных рукавов, лестниц и коммуникаций. Шурф, оборудованный подъемным отделением и подвесной лестницей, имеет площадь сечения 1,5 м² (П—1,5), а шурфы, оборудованные грузовым и лестничным отделениями, — сечение 3,2 и 4,0 м² (П—3,2 и П—4,0).

Шурфы проходят:

Таблица 8.1

Размеры и площадь поперечного сечения шурфов прямоугольной формы

Обозначение сечения	Размеры сечения, мм		Площадь сечения, м ²	Обозначение сечения	Размеры сечения, мм		Площадь сечения, м ²
	Длина	Ширина			Длина	Ширина	
П-0,8	950	800	0,8	П-1,5	1600	900	1,5
П-0,9	1120	800	0,9	П-3,2	2120	1500	3,2
П-1,3	1450	900	1,3	П-4,0	2360	1700	4,0

Таблица 8.2

Размеры и площадь поперечного сечения шурфов квадратной формы

Обозначение сечения	Размер одной стороны, мм	Площадь сечения, м ²
Кв-1,4	1180	1,4
Кв-2,0	1420	2,0

Таблица 8.3

Размеры и площадь поперечного сечения шурфов круглой формы

Обозначение сечения	Диаметр, мм	Площадь сечения, м ²
Кр-0,9	1080	0,9
Кр-1,5	1380	1,5
Кр-2,5	1800	2,5

в породах I—IV категорий крепости вручную без предварительного рыхления;

в скальных породах V—XX категорий крепости с применением буровзрывных работ и бурением шпуров ручными перфораторами и электросверлами;

в многолетнемерзлых породах с применением буровзрывных работ и бурением шпуров вручную (остроконечными ломami) или механическим способом (с использованием ручных пневматических перфораторов и сверл);

в породах до IV категории крепости машинным способом (буровыми установками, копателями шахтных колодцев, грейферами и др.);

в породах типа суглинков и глин способом уплотнения пород взрывом.

8.2. БУРОВЗРЫВНОЙ СПОСОБ ПРОХОДКИ

При помощи буровзрывных работ проходится более 60 % всего объема шурфов. Проходческий цикл при этом способе состоит из бурения, заряжания и взрывания шпуров, проветривания, погрузки и подъема горной массы, возведения крепи и вспомогательных операций. В обводненных условиях осуществляется водоотлив.

Для бурения шпуров в зависимости от крепости пород применяют ручные электрические или пневматические сверла (см. подразд. 4.2.1) и переносные пневматические перфораторы (см. табл. 4.6). При небольших объемах работ и в труднодоступных районах можно использовать мотоперфоратор МП-1 «Смена» с отводом отработанных газов по жаропрочному шлангу.

Вследствие ограниченных поперечных размеров шурфов взрывы зарядов осуществляются в условиях значительного зажима, что затрудняет работу зарядов. В таких условиях возрастает роль врубовых шпуров, которые, как правило, нужно располагать на более слабых участках породы в забое.

При площади поперечного сечения до 2 м² комплект шпуров складывается из врубовых и оконтуривающих, при больших площадях сечений добавляются отбойные. В шурфах малой площади сечения при проходке в некрепких породах врубовые шпуров могут отсутствовать. Для создания врубовой полости применяют клиновой, пирамидальный, прямой и боковой врубы.

Щелевой и боковой врубы применяют в забоях шурфов с выраженной слоистостью, ориентированной трещиноватостью, включением участков более слабых пород, тектонических нарушений.

Основные параметры комплекта шпуров при проходке шурфов устанавливаются по таким же методикам, как и при проведении горизонтальных выработок и стволов разведочных шахт (подразд. 4.2.9 и 5.4).

Взрывание должно производиться только с поверхности электрическим или электроогневым способом. Предпочтение следует отдавать электрическому способу, электроогневой способ может применяться лишь в сухих условиях. Во избежание повреждения крепи и армировки шурфа рекомендуется применять электродетонаторы замедленного действия марок ЭД-ЗД или ЭД-ЗН. Соединение электродетонаторов последовательное, при этом следят, чтобы места соединения проводов не находились в воде.

Проветривание шурфа после взрывов осуществляют в основном нагнетательным способом с использованием вентилятора марки СВЦ-78М.

Техническая характеристика вентилятора СВЦ-78М

Привод вентилятора	Бензиновый	Электрический
Подача, м ³ /ч	3500	3550
Давление, Па	400	400
Мощность привода, кВт	3,75	4,0
Частота вращения колеса вентилятора, мин ⁻¹	3000	3000
Диаметр диффузора, мм	250	250
Основные размеры, мм	715×670×592	715×658×485
Масса, кг	42	48

Таблица 8.4

Характеристика шурфопроходческих бадей типа БШ (ОСТ 41-02-157—80)

Показатели	Типоразмер бадьи					
	БШ-0,03	БШ 0,06	БШ-0,12	БШ-0,15	БШ-0,18	БШ-0,27
Номинальная вместимость, м³	0,03	0,06	0,12	0,15	0,18	0,27
Грузоподъемность, кг	35	70	140	175	230	360
Номинальный наружный диаметр корпуса бадьи, мм	350	400	500	600	700	750
Масса, кг	15	30	60	75	90	140

Для подачи воздуха в забой шурфа применяют металлические, фанерные или матерчатые (брезентовые, прорезиненные) трубы диаметром 200—300 мм. Конец вентиляционного трубопровода не должен отставать от забоя более чем на 5 м.

После проветривания проводится контроль состава и количества вредных газов газоанализаторами типа ГХ-4 (АМ-4) дистанционным способом.

При глубине шурфов свыше 2,5 м уборка породы производится ручными воротками или с помощью механизированных шурфоподъемников и кранов (ПМШ-2М, КШ-2М) с применением шурфопроходческих бадей типа БШ (табл. 8.4).

К ручным вороткам предъявляются следующие требования: он должен иметь храповое и тормозное устройства; вал воротка должен быть стальным или окованным деревянным и иметь две стальные рукоятки; закрепление рукояток должно исключать

Таблица 8.5

Характеристика шурфопроходческого подъемника ПМШ-2М и крана КШ-2М

Показатели	ПМШ-2М	КШ-2М
Глубина проходимых шурфов, м, не более	20	40
Грузоподъемность, кг	200	320
Вылет стрелы, м	3,5	3,5
Высота разгрузки бадьи, м	2	2,2
Скорость спуска-подъема, м/с:		
грузов	0,73	0,8—0,87
людей	0,3	0,3
Мощность электродвигателя, кВт	3	4
Основные размеры, мм	2900×5000×5500	5400×2690×5720
Масса, кг	947	2500

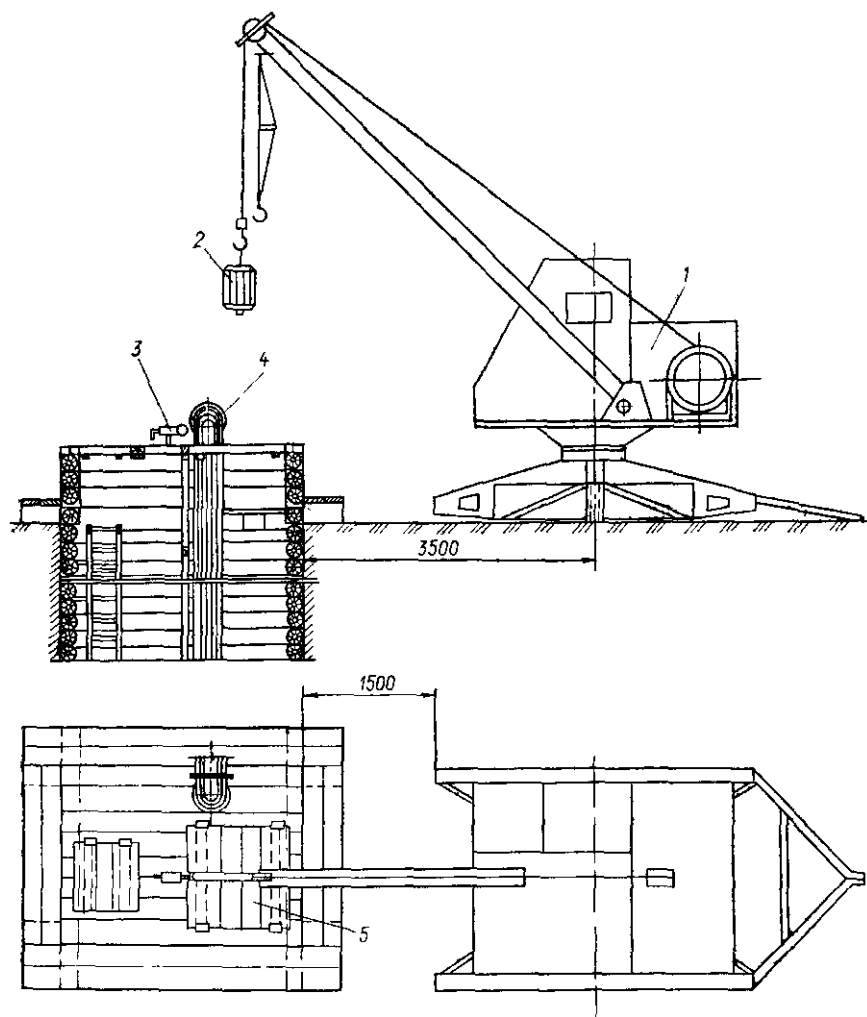


Рис. 8.1. Схема проходки шурфа с использованием крана КШ-2М:

1 — шурфопроходческий кран; 2 — бадейка; 3 — пульт сигнализации; 4 — вентиляционная труба; 5 — ледя

возможность их проворачивания; отношение диаметров вала воротка и каната должно быть не менее 30; при спуске и подъеме людей ручным воротком должны применяться только стальные канаты. Запас прочности должен быть не ниже 7,5.

Техническая характеристика подъемника механизированного шурфопроходческого ПМШ-2М и крана шурфопроходческого КШ-2М приведена в табл. 8.5. Схема проходки шурфа при помощи крана КШ-2М показана на рис. 8.1.

Рис. 8.2. Схема крепления деревянной крепью шурфов площадью сечения 0,8—2 м²

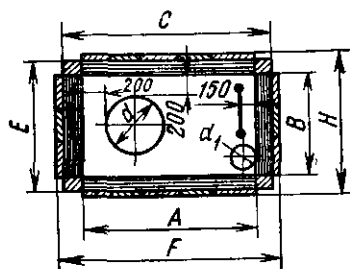
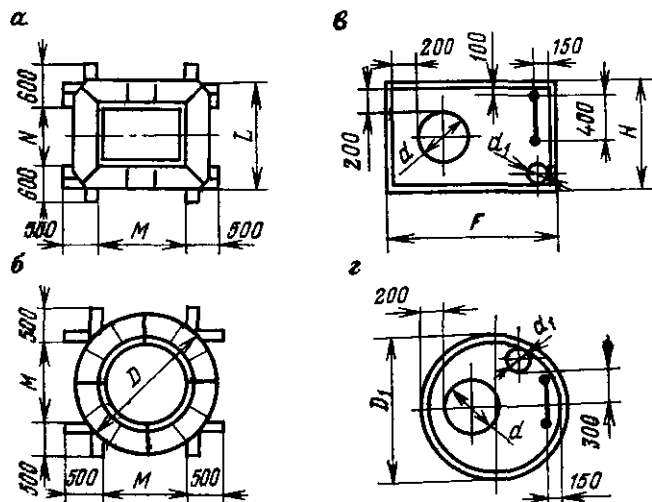


Рис. 8.3. План (а, б) и поперечное сечение (в, г) шурфов прямоугольной и круглой формы при использовании крепи типа КШП, КШИ (план и поперечное сечение изображены в разных масштабах)



Крепление шурфов в зависимости от устойчивости пород и горно-геологических условий производится сплошной деревянной венцовой крепью, венцовой крепью на стойках или инвентарной металлической крепью типа КШП и КШИ-1 (прямоугольного сечения), КШИ-3 (круглого сечения).

Схема крепления шурфов деревянной крепью показана на рис. 8.2, а основные размеры ее — в табл. 8.6.

Комплект крепи типа КШП, КШИ (табл. 8.7 и рис. 8.3) состоит из 4-секционной устьевой секции, оборудованной ладами, разборных венцов, изготовленных из стандартного профиля, элементов подвески, деревянной или эластичной затяжки, а также предохранительного полка. Венец собирается из отдельных элементов при помощи быстроразъемных соединений и подвешивается на растяжках к устьевой секции. Сплошная затяжка по периметру крепи осуществляется досками толщиной 20—25 мм и длиной, соответствующей шагу установки венцов.

Т а б л и ц а 8.6

Основные размеры (мм) деревянной крепи

Обозначение размеров	Обозначение сеч		
	П-0,8	П-0,9	П-1,0
A	950	1120	1450
B	800	800	900
C	1230	1400	1730
E	1080	1080	1180
F	1330	1500	1830
H	1180	1180	1280
d	350	350	500
d ₁	200	200	300

Отставание закрепленного простра
не более 2 м.

Основные размеры крепи КШИ
сечения и формы шурфов приведен

При притоке до 0,2—0,3 м³/ч выдача воды из шурфов про-
изводится шурфопроходческими бадьями. Уровень воды в бадье

Т а б л и ц а 8.7

Техническая характеристика предохранительной и инвентарной шурфовой
крепи типа КШП и КШИ

Показатели	Предохранительная крепь		Инварная крепь	
	КШП-1	КШП-2	КШИ-1	КШИ-3
Площадь сечения шурфа, м ²	0,8—2	0,8—2	1,08×1,8	—
Диаметр шурфа, м	—	—	—	1,6
Глубина шурфа, м, не более	20	20	20	20
Несущая способность 1 м ² крепи, кН	24	24	40*	40*
Шаг крепления, м	0,5; 1; 1,5	0,5; 1; 1,5	0,5; 1; 1,5	0,5; 1; 1,5
Кратность использо- вания	5	5	5	5
Максимальная масса составных частей, кг	52,5	43,5	41	49,9
Основные размеры, мм	1590×1020× ×1500	1520×1520× ×1500	229×116× ×1800	204×287× ×1176
Масса крепи (кг) при шаге крепления, м:				
0,5	2447	2685	4290**	3830**
1,0	1403	1584	2146	1916
1,5	1031	1270	1394	1246

* При шаге венцов 0,5 м, ** Без затяжки.

Таблица 8.8

Размеры (в мм) элементов крепи КШП и КШИ

Обозначение размеров	Тип инвентарной крепи				
	КШП-1				
	Обозначение сечений шурфов по ОСТ 41—02—206—81				
	П-0,8	П-0,9	П-1,3	П-1,5	Кв-1,4
<i>K; D</i>	1 990	2 160	2 490	2 640	2 220
<i>L</i>	1 820	1 820	1 920	1 920	2 220
<i>M</i>	1 190	1 360	1 690	1 840	1 410
<i>N</i>	1 020	1 020	1 120	1 120	1 410
<i>F; D₁</i>	1 330	1 500	1 830	1 980	1 560
<i>H</i>	1 180	1 180	1 280	1 280	1 560
<i>d</i>	350	350	500	500	350
<i>d₁</i>	200	200	300	300	200
<i>l_{тах}</i>	10 000	10 000	10 000	20 000	20 000

Продолжение табл. 8.8

Обозначение размеров	Тип инвентарной крепи				
	КШП-1	КШП-2	КШИ-1	КШИ-3	
	Обозначение сечений шурфов по ОСТ 41—02—206—81				
	Кв-2,0	Кр-0,9	Кр-1,5	П-1,5	Кр-1,5
<i>K; D</i>	2 450	2 126	2 426	—	—
<i>L</i>	2 450	—	—	—	—
<i>M</i>	1 650	1 360	1 660	2 000	1 700
<i>N</i>	1 650	—	—	1 280	—
<i>F; D₁</i>	1 800	1 250	1 560	1 980	1 600
<i>H</i>	1 800	—	—	1 280	—
<i>d</i>	500	350	500	500	500
<i>d₁</i>	300	200	300	300	300
<i>l_{тах}</i>	15 000	10 000	15 000	20 000	15 000

должен быть ниже кромки бадьи не менее чем на 10 см. При притоке воды в шурф до 15 м³/ч водоотлив осуществляется проходческим винтовым насосом ПВН-15М, установленным в прямке в одном из углов забоя; при притоке воды до 25 м³/ч предусматривается применение забойного насоса Н-1М (см. табл. 5.26).

Техническая характеристика подвесного проходческого насоса ПВН-15А

Подача, м³/ч	15
Давление, Па	350
Диаметр всасывающего и напорного шлангов, мм	50
Мощность двигателя, кВт	2,8
Масса, кг	100

В шурфах глубиной до 5 м подача сигналов производится голосом, а глубиной до 20 м — ручным звуковым ударным устройством. В шурфах глубиной до 40 м с механизированным подъемом сигнализация и телефонная связь осуществляются сигнальными устройствами, входящими в комплект оборудования шурфопроходческих механизмов.

3.3. МАШИННЫЙ СПОСОБ ПРОХОДКИ

При машинном способе проходки шурфов находят применение грейферные установки напорного типа УГШН-15, экскаватор ЭО-4321 с грейфером глубокого копания, копатели шахтных колодцев, бурильно-крановые и буровые установки. Этот способ характеризуется тем, что все технологические операции осуществляются без спуска людей в забой шурфа (шурфоскважины). Повышается безопасность работ и резко увеличивается скорость проходки. Осуществляется подготовка к серийному выпуску установки УГШН-15 и ЭО-4321 с грейфером глубокого копания (табл. 8.9).

Проходка шурфов с применением грейферной установки УГШН-15 производится в породах I—IV категорий крепости, а в скальных породах с предварительным рыхлением буровзрывным способом. После проходки первых трех метров при помощи грейферной установки УГШН-15 формируется временный отвал емкостью до 8 м³, после чего производятся планировочные работы по перемещению временного отвала к постоянному.

Установка инвенторной крепи КШИ производится после проходки шурфа на глубину 2 м. Спуск и подъем людей и элементов крепи осуществляется вспомогательным подъемным устройством ВПУ.

Таблица 8.9

Техническая характеристика УГШН-15 и ЭО-4321

Показатели	УГШН-15	ЭО-4321
Площадь сечения шурфа в проходке, м ² :		
круглого	2,0	2,0
квадратного (прямоугольного)	2,5	2,0
Глубина шурфа, м	15	10
Вместимость грейфера, м ³	0,25	0,20
Высота разгрузки, м	1,0	3,5
Радиус разгрузки, м	2,7	6,4
Грузоподъемность вспомогательного устройства (ВПУ), т	0,1	0,2
Масса установки, кг	1300	—

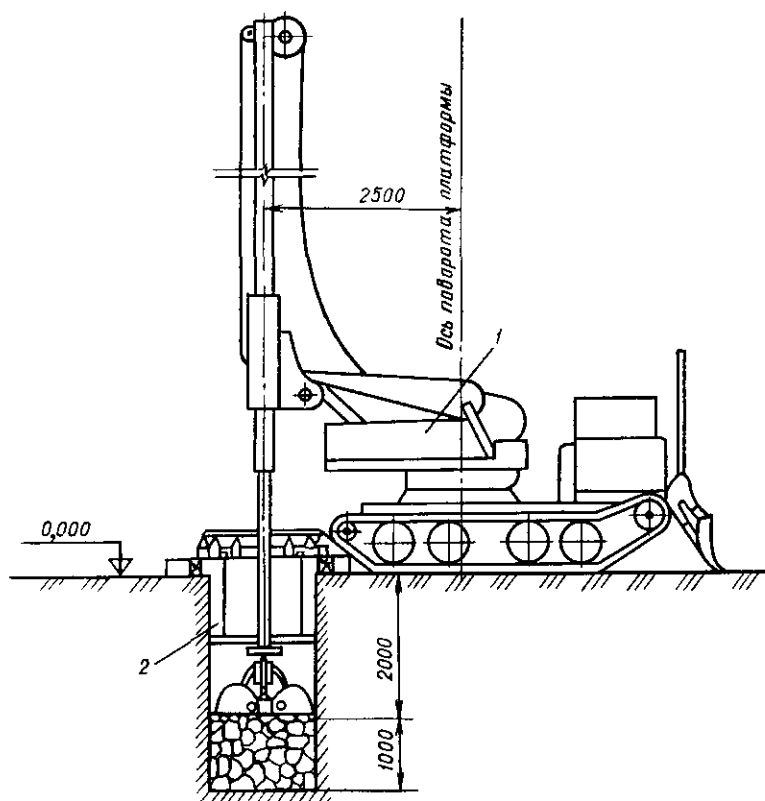


Рис. 8.4. Схема проходки устья шурфа установкой УГШН-15:

1 — грейферная установка; 2 — инвентарная крепь

На рис. 8.4 показана схема проходки устья шурфа установкой УГШН-15, а на рис. 8.5 показана рабочая площадка и ее оборудование.

Взамен проходки шурфов прогрессивным является бурение скважин большого диаметра (шурфоскважин). При этом значительно повышается производительность труда вследствие механизации всего комплекса работ, достигается значительная экономия материалов и энергоресурсов, повышается безопасность производства работ, облегчается труд рабочих, а главное циклический характер работ заменяется непрерывным процессом.

Для проходки шурфоскважин при ведении поисков и разведки месторождений в настоящее время применяются буровые установки (табл. 8.10), бурильно-крановые машины и копатели шахтных колодцев.

Установка АСУБ-75 позволяет бурить скважины в устойчивых породах без крепления стенок скважины. Основным техно-

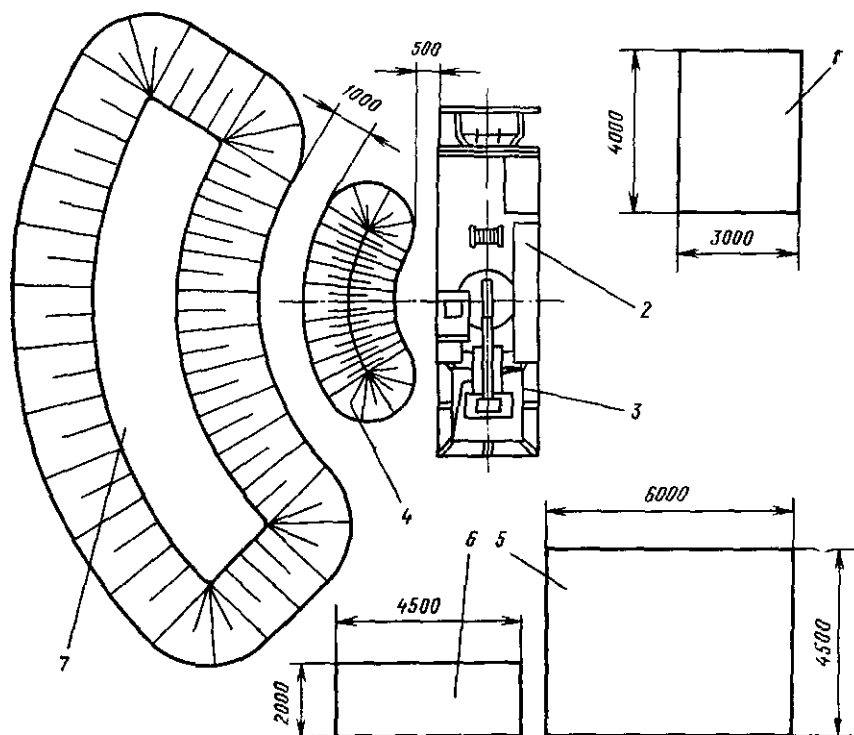


Рис. 8.5. Схема оборудования рабочей площадки при проходке шурфа грейферной установкой УГШН-15:

1 — место для крепи КШП или КШИ; 2 — грейферная установка; 2 — устьевая секция крепи КШП, КШИ; 4 — временный отвал; 5 — место раскладки проб; 6 — место для ГСМ; 7 — постоянный отвал

логическим инструментом являются ковшовые и спиральные буры.

Самоходная установка УБМ-20А с комплектом инструмента предназначена для бурения колонковых разведочных скважин при поисках и разведке россыпных месторождений, залегающих в многолетнемерзлых отложениях. В комплект породоразрушающего инструмента установок УБМ-20А входит пневмоударный и пневмощарошечный буры.

Самоходная буровая установка УБСР-25М предназначена для бурения скважин большого диаметра при разведке талых россыпных месторождений, залегающих в сложных гидрогеологических условиях. Этой установкой возможны следующие способы бурения: медленно-вращательный ковшовым и шнековым бурами, ударно-захватный грейфером и долотом. Технология бурения скважин позволяет применять любую схему крепления

Т а б л и ц а 8.10

Техническая характеристика буровых установок

Показатели	Буровые установки			
	АССУБ-75	УБСР-25М	УБМ-20А	ЛБУ-50
Глубина бурения, м	10	25	20	15
Диаметр скважины, мм	950	715	600	1050
Мощность привода, кВт	18,5	80	80	88
Базовая машина	ЗИЛ-131	Трактор ТТ-4	Трактор ТТ-4	ЗИЛ-157К
Максимальный крутящий момент, Н·м	6 000	5 000	5 000	—
Масса установки, кг	11 150	15 000	16 000	8 500

стенок скважины обсадными трубами: параллельно с бурением, с опережением или отставанием от забоя скважины башмака обсадных труб.

Бурильно-крановые установки БМ-205 и БМ-302А предназначены для выбуривания ям для установки столбов и в отдельных случаях могут быть использованы для проходки неглубоких шурфов. Рабочим органом этих машин является шнековый бур, снабженный сменными ножами, армированными твердым сплавом.

В глине, суглинке или рыхлых гравийных отложениях шурфы круглой формы можно проходить при помощи копателей шахтных колодцев, например КШК-30А, КШС-40М. Они позволяют проходить шурфы диаметром 1,3 м, глубиной 30 и 40 м. С 1991 г. намечается серийный выпуск модернизированного копателя марки КШП-Ф-40А. Этот копатель смонтирован на двухосном прицепе ОЗТП-9554, транспортирование копателя осуще-

Техническая характеристика КШП-Ф-40А

Производительность в зависимости от характера грунта, м/ч	2—3,5
Максимальная глубина бурения, м	40
Диаметр выработки, м	1,2—1,3
Марка двигателя	D-144-09
Мощность двигателя, кВт	43,9
Грузоподъемность лебедки подъема бура, кг	1500
Максимальная транспортная скорость, км/ч	30
Основные размеры, м в транспортном положении:	
длина	8
ширина	2,75
высота	3,8
в рабочем положении:	
длина	12
ширина	9,3
высота	7,74
Масса копателя, кг	10 500

ствляется трактором Т-150К или К-701. Одновременно с бурением осуществляется обсадка колодца железобетонными кольцами КШ 10—1 и КШ 10—2 ТУ 33—87—85. Обслуживают копатель два человека.

Для проходки шурфов бурением можно использовать также установки БМК-483П, УГБ-50М, УРБ-ЗАМ и др.

8.4. СПОСОБ ПРОХОДКИ УПЛОТНЕНИЕМ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Сущность этого способа заключается в том, что в результате взрыва заряда ВВ, помещенного в скважину, пробуренную до проектной глубины, окружающие породы подвергаются необратимой деформации и при определенных условиях образуется полость цилиндрической формы. Часть породы при взрыве выбрасывается на поверхность, часть опадает на дно полости. Способ проходки шурфов уплотнением пород взрывом рекомендуется применять только в пластичных сжимаемых породах (глины, суглинки, лёссы) с показателем простреливаемости свыше 100 дм³/кг.

Данный способ проходки заключается в выполнении увязанных между собой операций: бурения скважины, зарядания ее ВВ и взрывания, проветривания образовавшейся полости, оборудования устья, крепления и уборки опавшей в полость породы.

Прежде чем определить размеры скважинного заряда, необходимо выяснить характер пород, в которых намечается проходка шурфа, и в первую очередь установить их показатель простреливаемости. Ориентировочные значения этого показателя для некоторых горных пород приведены в табл. 9.55.

Диаметр d_3 скважинного заряда ВВ, необходимого для получения полости шурфа диаметром D_n ,

$$d_3 = D_n / \sqrt{P_{пр} \Delta}, \quad (142)$$

где $P_{пр}$ — показатель простреливаемости породы, дм³/кг; Δ — плотность ВВ в заряде, кг/дм³.

Если неизвестен показатель простреливаемости пород и его не представляется возможным определить опытным путем, то для наиболее распространенных видов суглинков и глин и типов ВВ ориентировочно можно принимать такое соотношение между диаметром заряда и диаметром ожидаемой полости:

$$D_n \approx (10 \div 16) d_3. \quad (143)$$

Меньшее значение числового коэффициента следует принимать для суглинков, большее — для глин.

Длина заряда определяется глубиной шурфа. Для уменьшения размеров воронки в устьевой части полости верхняя часть

заряда ВВ не должна доходить до поверхности земли на 1,5—2 м. Следовательно,

$$l_3 = H - (1,5 \div 2), \quad (144)$$

где l_3 — длина заряда, м; H — глубина шурфа (скважины), м.

Зная диаметр и длину заряда, массу заряда рассчитывают по формуле

$$Q = 0,785 d_3^2 l_3 \Delta. \quad (145)$$

Диаметр скважины принимают равным рассчитанному диаметру заряда или на 5—10 мм более.

Для заряжания скважины рекомендуется использовать гранулированные ВВ (граммонит 79/21, гранулиты АС-8, АС-4). Способ взрывания бескапсюльный, т. е. с применением ДШ.

После взрыва скважинного заряда в верхней части полости, как правило, образуется воронка с навалом разрушенной породы. Наличие воронки влечет за собой дополнительные затраты труда и времени.

Оборудование устья полости рекомендуется вести следующим образом. На отвал выброшенной породы укладывают четыре лаги (лежня) из бруса или круглого леса. Сечение лежней определяют расчетом в зависимости от массы нагрузки на них. Обычно достаточно сечение 18×18 или 20×20 см. Длина лежней должна быть на 50—60 см больше диаметра воронки по гребню навала. Расстояние между двумя центральными лежнями принимают равным длинной стороне поперечного сечения будущего шурфа.

Сверху лежни перекрывают настилом из щитов или досок (горбыля) толщиной 40—50 мм. В центре настила оставляют отверстие, по форме и размерам соответствующее размерам применяемой крепи. На настиле (на двух средних лежнях) устанавливают основной венец (опорную раму), который крепят при помощи металлических скоб. Возводят сруб высотой 0,3—0,5 м и ляды к нему. Затем выполняют работы по установке на настил грузоподъемного механизма (шурфопроходческого крана, подъемника или воротка). Оборудование устья шурфа и дальнейшее его крепление производят с обязательным использованием проходчиками страховочных поясов при непосредственном участии лица технического надзора.

После оборудования устья полости приступают к ее проветриванию при помощи вентиляторов СВЦ-78М, Ц4-70—2,5, ЦЗ-50—2 и др.

Качество воздуха в полости контролируют при помощи газоанализаторов ГХ-4 (АМ-4) со шлангом и комплектом индикаторных трубочек на содержание оксидов углерода и азота.

Техническое руководство проходкой шурфов уплотнением пород взрывом может быть возложено только на лицо, имею-

щее право ответственного ведения взрывных работ. Взрыв скважинного заряда проводят в соответствии с проектом взрывных работ, утвержденным руководством партии (экспедиции). При необходимости техническую документацию и организационные мероприятия по проходке шурфов данным способом нужно согласовывать с местными органами Госгортехнадзора и технической инспекцией.

8.5. ПРОХОДКА ШУРФОВ В НЕУСТОЙЧИВЫХ ПОРОДАХ

Проходка шурфов в рыхлых и сыпучих породах, а также плывунах осуществляется с применением крепей особой конструкции. Выемка породы выполняется одновременно с креплением шурфа. Используется каркасно-кольцевая или забивная крепь. Шурф проходят уступами, каждый последующий уступ проходят после углубки и закрепления предыдущего.

Каркасно-кольцевая крепь состоит из каркаса-колец (чаще цилиндрической формы) и соединительных стоек. Вокруг каркасов устанавливается сплошная опалубка из досок. Смежные секции каркасов соединяют между собой стяжками. Каркас каждого последующего уступа свободно проходит через закрепленный предыдущий уступ.

Забивная крепь представляет собой шпунтовое ограждение из установленных вплотную друг к другу шпунтов. Крепь опережает забой и под ее защитой производят выемку породы.

Каркасно-кольцевая и забивная крепи требуют большой трудоемкости при возведении, значительно сокращается площадь поперечного сечения шурфа. Низки скорости проведения шурфов при применении этих крепей.

Пройденные шурфы после окончания работ должны быть засыпаны. Шурфы глубиной более 10 м перекрываются двумя прочными деревянными полками, а пространство между полками должно быть засыпано. Вокруг устья ликвидированного шурфа должно быть поставлено ограждение высотой не менее 2,5 м. Ликвидация шурфов в породах средней устойчивости и устойчивых производится с извлечением крепи из шурфа. Запрещается извлечение крепи из шурфов, пройденной в сыпучих породах и плывунах.

9. ПРОВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

9.1. СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ОТКРЫТЫХ ВЫРАБОТОК

Открытая выработка — выработка, в поперечном сечении не имеющая замкнутого контура вследствие ее примыкания по всей длине к земной поверхности. К открытым выработкам относятся расчистки, копуши, разведочные канавы, траншеи и карьеры.

Расчистка — выемка, проводимая в наносных отложениях на крутых склонах земной поверхности с целью обнажения коренных пород при геологических съемках и поисках.

Копуш — неглубокая выемка, проводимая с земной поверхности в рыхлых отложениях с целью исследования наносов и взятия пробы.

Разведочная канава — открытая выработка значительной протяженности, в поперечном сечении обычно трапецевидной формы, проводимая с целью определения геологического строения пород, поисков и опробования выходов полезных ископаемых при небольшой мощности наносов, перекрывающих разведываемые коренные породы.

Разведочная траншея — открытая выработка с большим, чем у канавы, поперечным сечением. Проводится преимущественно при разведке россыпей для взятия проб больших объемов. Ширина траншей понизу может достигать 10 м, а глубина 6—8 м.

При разведке неглубоко залегающих россыпей ряда полезных ископаемых проведение траншей является основным методом детальной разведки, поскольку обеспечивает получение разрезов всей толщи рыхлых отложений и верхней части коренных пород; бороздовое, крупнообъемное и валовое опробование с любыми интервалами и объемами; применение высокопроизводительных землеройных машин; высокий уровень сходимости данных разведки и эксплуатации.

При разведке ряда сложных россыпей проведение траншей с валовым и бороздовым опробованием является единственным видом горноразведочных работ, позволяющим объективно оценить промышленное значение месторождений.

Разведочный карьер — выработка, обширная по площади и не имеющая явно выраженных длины и ширины; служит для выемки полезного ископаемого с целью изучения закономерностей его залегания и технологического опробования.

Канавы и траншеи различаются по форме поперечного сечения, которое может иметь простую (симметричные, прямоугольные или трапецевидные) и сложную конфигурацию (рис. 9.1).

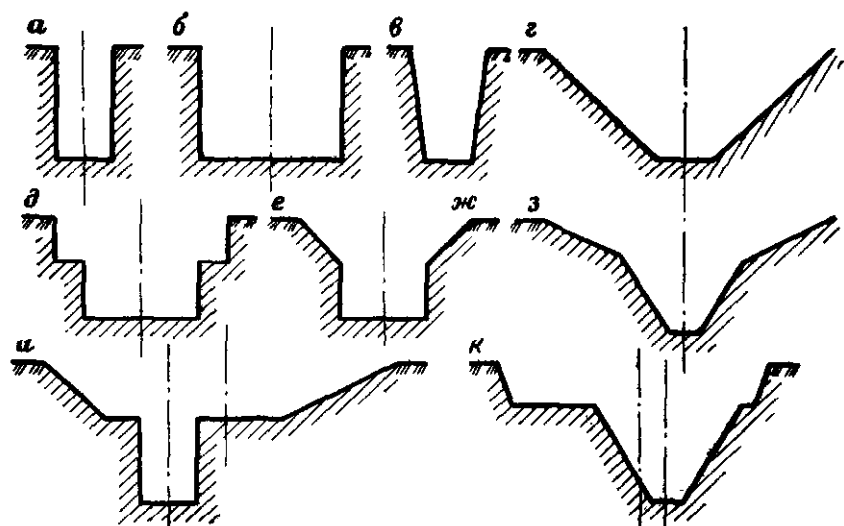


Рис. 9.1. Формы поперечных сечений канав и траншей:

а—г — простые; д—к — сложные; е—ж — возможные различные сочетания размеров сопрягаемых сечений

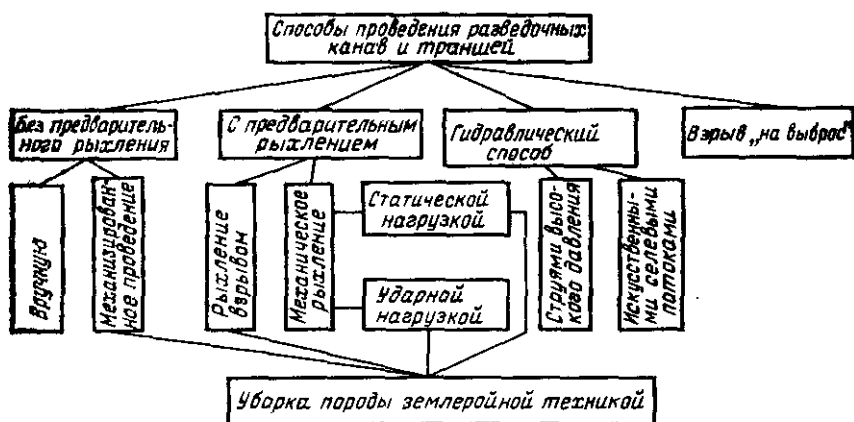


Рис. 9.2. Классификация способов проведения разведочных канав и траншей

Они характеризуются следующими параметрами: глубиной, шириной по верху, шириной по подошве (понизу), углом откоса бортов, длиной.

Современные способы проведения разведочных канав и траншей условно можно разделить на способ проходки вручную и на механизированный способ. К механизированному способу, предусматривающему применение различных видов

землеройных машин (экскаваторы, бульдозеры, скреперы, канавокопатели), относят также проходку с использованием энергии взрыва и способы с применением искусственных водных потоков. Классификация существующих способов проведения разведочных канав и траншей приведена на рис. 9.2.

Проведение с применением взрывчатых веществ осуществляется как взрывом «на выброс», так и «на рыхление». При проведении выработок с взрывным рыхлением возможна ручная уборка породы из контура выработки или с помощью землеройной техники. Такой способ называется комбинированным, как и способ, предусматривающий сочетание различных видов землеройной техники.

В связи с возросшими требованиями охраны окружающей природной среды в геологоразведочных организациях резко сокращено проведение выработок способом взрывов «на выброс», а в ряде районов и с применением взрывов «на рыхление».

Способ с применением искусственных водных потоков, как и попытки использования гидромониторов для размыва наносов по трассе выработки, требует наличия источников воды в виде естественных водоемов, строительства плотин, запруд, искусственных водосборников большой емкости. Кроме этого, необходим соответствующий рельеф местности, который бы обеспечивал сток воды в нужном направлении и со скоростью, достаточной для размыва породы и ее сноса в отвал. С точки зрения экологии этот способ влечет за собой значительные изменения и нарушения природной среды.

В последние годы возросли объемы ведения открытых выработок с применением землеройной и землеройно-транспортной техники. Ориентировочные значения основных технико-экономических показателей проведения этих выработок различными способами приведены в табл. 9.1.

Возможности и эффективность применения землеройных машин для проведения геологоразведочных канав и траншей определяются технико-организационными, горно-геологическими и экономическими условиями.

Деформативные и прочностные свойства пород, разрабатываемых рабочими органами землеройных машин, косвенно оцениваются по числу ударов динамического плотномера ДорНИИ. Плотномер представляет собой цилиндрический стержень, снабженный наконечником длиной 10 см с площадью поперечного сечения 1 см². По стержню свободно перемещается боек массой 2,5 кг. Ход бояка ограничен двумя упорами и равен 40 см.

Прибор устанавливается вертикально на разрабатываемую поверхность, боек многократно поднимается рукой в крайнее верхнее положение и отпускается, падая на нижний упор. Это повторяется до тех пор, пока наконечник не погрузится (внед-

Таблица 9.1

Основные технико-экономические показатели проведения открытых горноразведочных выработок

Применяемая техника	Производительность труда, м ³ /чел.-смену	Стоимость 1 м ³ выработки, руб.
Плужные канавокопатели	600—900	0,2—0,3
Экскаваторы	100—200	0,2—0,7
Бульдозеры	50—70	1,0—1,2
Канатно-скреперные установки	25—30	1,2—1,6
Взрыв «на выброс»	10—18	2,5—3,0

Примечание. Показатели приведены к сечению канавы, пройденной вручную.

рится) в разрабатываемую поверхность полностью. Число ударов — «С» прямо пропорционально усилиям резания почти для любого рабочего органа при разработке большинства разрабатываемых пород.

Использование динамического плотномера позволяет классифицировать разрабатываемые породы на восемь категорий.

Категория пород (грунта)	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Число ударов «С»	1—4	5—8	9—16	17—34	35—70	71—140	141—280	281—560

9.2. ПРОВЕДЕНИЕ РАЗВЕДОЧНЫХ КАНАВ И ТРАНШЕЙ БУЛЬДОЗЕРАМИ

9.2.1. Бульдозеры и их технико-эксплуатационные показатели

Бульдозеры являются наиболее распространенным видом землеройной техники, применяемой в геологоразведочных организациях. Конструктивно бульдозер представляет собой гусеничный или колесный трактор, в передней части которого посредством толкающей рамы укреплен бульдозерный отвал — рабочий орган, управляемый от гидросистемы базовой машины или канатно-блочной системой от лебедки, укрепленной на тракторе. Имеются бульдозеры и с комбинированным канатно-гидравлическим приводом отвала.

Главным параметром бульдозера является тяговое усилие по сцеплению базового трактора с грунтом. Величина этого усилия определяется по суммарному собственному весу машины, оснащенной навесным оборудованием, при ее перемещении по плотному грунту и буксовании гусеничного трактора не выше 7 %, при скорости 2,5—3 км/ч, а колесного — не выше 30 % при скорости 3—4 км/ч.

Бульдозеры классифицируются по величине номинального тягового усилия и мощности базовой машины, конструкции

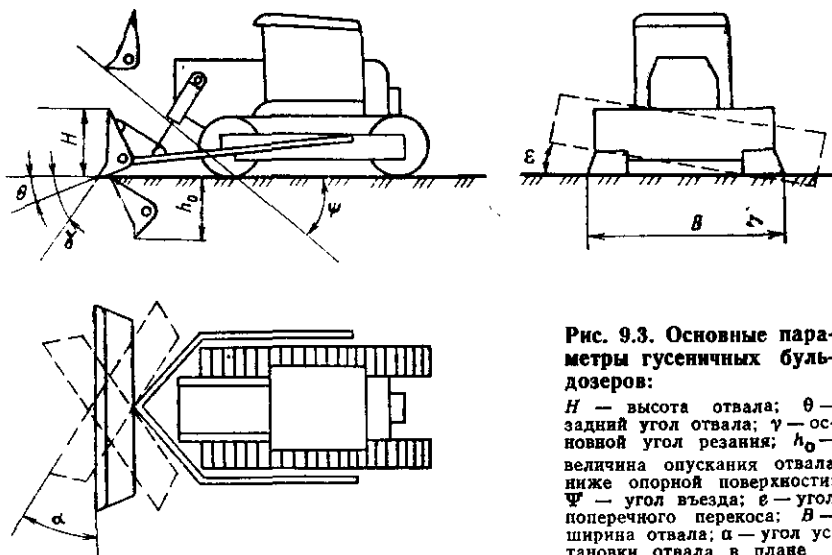


Рис. 9.3. Основные параметры гусеничных бульдозеров:

H — высота отвала; θ — задний угол отвала; γ — основной угол резания; h_0 — величина опускания отвала ниже опорной поверхности; Ψ — угол въезда; ε — угол поперечного перекоса; B — ширина отвала; α — угол установки отвала в плане

крепления отвала, типу ходовой базы (гусеничные и пневмоколёсные) и виду привода рабочего органа.

По конструкции крепления отвала к базовой машине бульдозеры разделяются на машины с прямым и поворотным отвалом. У бульдозеров с прямым отвалом последний установлен без возможности поворота относительно продольной оси машины. Бульдозеры с поворотным отвалом обеспечивают поворот рабочего органа в горизонтальной плоскости. Помимо поворота отвала в горизонтальной плоскости, бульдозеры могут обеспечивать поворот отвала и в вертикальной (поперечной) плоскости (до $7-8^\circ$).

Производительность бульдозеров с поворотным отвалом составляет $0,5-0,75$ производительности бульдозеров с неповоротным отвалом.

Обозначения основных параметров гусеничных бульдозеров показаны на рис. 9.3.

В геологоразведочных организациях при проходке канав и траншей применяются бульдозеры различных марок и модификаций. Все они могут быть разделены по ширине бульдозерного отвала, которым определяется ширина проходимой выработки по подошве (табл. 9.2 и 9.3).

Некоторые марки бульдозеров в настоящее время сняты с серийного производства, но еще находятся в эксплуатации.

Особый интерес представляют выпускаемые Челябинским заводом дорожных машин бульдозеры, которые оснащаются рыхлительным оборудованием (табл. 9.4). Кроме этого, для

Т а б л и ц а 9.2

Техническая характеристика бульдозеров с неповоротным отвалом шириной 3,2 м

Показатели	Марка бульдозера			
	ДЗ-54С	ДЗ-53	ДЗ-27С	ДЗ-90С
Базовая машина (трактор) Управление	T-100МГП Насос НШ-46	T-100М Канатно- блочная лебедка ДЗ-7А	T-130Г Насос НШ-60/75	T-130Г
Высота подъема отвала над опорной поверхностью гусе- ниц, м	0,85	0,9	0,9	0,89
Максимальное опускание отвала ниже опорной поверх- ности гусениц, м	0,37	0,1	0,5	0,335
Нормальный угол резания, градус	55±5	55±5	55	60
Средний расход дизельного топлива на 1 машино-ч, кг	13,6	13,6	11,8	11,8
Основные размеры, м:				
длина	5,3	5,3	5,4	5,18
ширина	3,2	3,2	3,2	3,2
высота	3,04	3,04	3,06	3,24
Масса бульдозерного обо- рудования, т	1,78	2,12	1,85	1,8
Масса бульдозера, т	13,78	13,92	15,88	13,35

Т а б л и ц а 9.3

Техническая характеристика бульдозеров с различной шириной отвала

Показатели	Марка бульдозера			
	ДЗ-18	ДЗ-19	ДЗ-25	ДЗ-34С
Ширина отвала, м	3,94	4,0	4,43	4,54
Базовая машина (трактор)	T-100МГП	T-100МБГП	T-180	ДЭТ-250
Тип навесного оборудо- вания		Поворотный		Неповорот- ный
Управление	Насос НШ-46	Насос НШ-46	Насос НШ-46	Гидропри- вод УРС-10
Высота подъема отвала над опорной поверхностью гусениц, м	1,05	1,0	0,9	0,84
Максимальное опускание отвала ниже опорной по- верхности гусениц, м	0,35	0,4	0,3	0,4
Средний расход дизельно- го топлива, на 1 машино-ч, кг	8	8	23,9	23
Угол резания, градус	50—60	55	45—55	50—60

Продолжение табл. 9.3

Показатели	Марка бульдозера			
	ДЗ-18	ДЗ-19	ДЗ-25	ДЗ-34С
Основные размеры, м:				
длина	5,5	6,12	7,0	7,04
ширина	3,94	4,0	4,43	4,54
высота	3,06	3,06	2,83	3,18
Масса бульдозерного оборудования, т	1,9	2,58	3,96	3,98
Масса бульдозера, т	13,9	17,1	19,32	31,38

Таблица 9.4

Техническая характеристика бульдозеров с рыхлительным оборудованием

Показатели	Марка бульдозера		
	ДЗ-116В	ДЗ-117А	ДЗ-126А
Базовая машина	Т-130МГ-1	Т-130МГ-1	ДЭТ-250М
Управление рабочими органами		Гидравлическое	
Бульдозерное оборудование:			
модель	ДЗ-110В	ДЗ-109	ДЗ-118
тип отвала	Неповоротный	Поворотный	Неповоротный
ширина отвала, мм	3220	4120	4310
высота отвала без козырька, мм	1180	1000	1370
угол поперечного перекоса отвала, градус	±12	±6	±12
угол резания, градус	55	55	55
угол выезда, градус	24	22	21
управление поперечным перекосом отвала	Гидравлическое	Винтовыми раскосами	Гидравлическое
управление изменением угла резания отвала	Винтовыми и гидравлическими раскосами	Винтовыми раскосами	Винтовыми и гидравлическими раскосами
максимальное опускание отвала ниже опорной поверхности гусениц, м	0,46	0,53	0,53
задний угол отвала, градус	20	20	20
масса, т	2,07	2,28	4,72
Рыхлительное оборудование:			
модель	ДП-26С	ДП-26С	ДП-9ВХЛ
тип	Однозубый	четырёхзвенный	—
угол рыхления, градус	45°	45°	—
максимальное опускание зуба ниже опорной поверхности гусениц, м	0,45	0,45	1,2

Продолжение табл. 9.4

Показатели	Марка бульдозера		
	ДЗ-116В	ДЗ-117А	ДЗ-126А
наименьшее расстояние от нижней точки рамы до опорной поверхности, мм	325	325	340
расстояние от наконечника зуба до оси ведущей звездочки трактора, мм	1 215	11 900	—
задний угол въезда, градус	20	20	32
масса, кг	1 400	1 400	3 975
Основные размеры, мм:			
длина	6 240	6 570	9 035
ширина	3 220	4 120	4 310
высота	3 130	3 087	3 240
Масса, т:			
трактора	14,03	13,98	29,9
общая	17,5	17,66	38,6

Таблица 9.5

Технико-эксплуатационные показатели бульдозеров при проведении траншей

Марка бульдозера (трактора)	Тяговый класс, кН	Мощность, кВт	Скорость рабочего хода, км/ч	Объем приемы волочения, м ³	Производительность, м ³ /ч
-----------------------------	-------------------	---------------	------------------------------	--	---------------------------------------

Гусеничные бульдозеры

ДЗ-42 (ДТ-75М)	30	55,2	4,24	0,6—0,8	50—65
ДЗ-101 (Т-4АП)	40	95,7	3,47	1,0—1,5	65—70
ДЗ-54С (Т-100МЗГП)	100	79,5	2,36	1,5—2,0	80—95
ДЗ-27С (Т-130Г1)	100	117,8	3,0	2,0—2,5	100—120
ДЗ-24А (Т-180Г)	150	132,5	2,86	2,5—3,0	120—150
ДЗ-34С (ДЭТ-250М)	250	221	2,3	3,5—4,0	250—300

Колесные бульдозеры

ДЗ-37 (МТЗ-50/52)	14	40,5	1,56	0,5—0,6	35—45
ДЗ-48 (К-702)	50	147,2	3,7	1,5—2,0	130—150

Примечание Показатели даны при проведении траншей без предварительного рыхления и длине перемещения породы до 40 м.

Таблица 9.6

Производительность бульдозеров при работе в породах средней трудности разработки

Марка бульдозера	Производительность (м³/смену) при дальности перемещения породы, м								
	10	15	20	25	30	40	50	75	100
ДЗ-37	95	75	60	—	—	—	—	—	—
ДЗ-4	105	85	70	59	—	—	—	—	—
ДЗ-29; ДЗ-42; ДЗ-43, ДЗ-62	120	105	90	79	70	55	45	—	—
ДЗ-17; ДЗ-18	1000	850	700	510	450	350	320	280	—
ДЗ-27С	880	670	580	510	405	345	320	200	150
ДЗ-24; ДЗ-24А	1160	1000	875	750	700	640	580	300	280
ДЗ-35; ДЗ-9Б	—	—	950	850	600	500	400	350	265
ДЗ-34С	—	—	—	1400	1250	1050	910	730	490

условий эксплуатации преимущественно в районах Севера и Северо-Востока страны, большой концентрации объемов работ заводами налажен серийный выпуск навесного бульдозерного и рыхлительного оборудования к промышленному трактору Т-330 мощностью 243 кВт. Производство этого трактора осуществляется Чебоксарским заводом промышленных тракторов.

Основные технико-эксплуатационные показатели отечественных бульдозеров при проведении траншей приведены в табл. 9.5.

Сменная эксплуатационная производительность машин зависит от дальности перемещения породы, характера разрабатываемых пород, а также организации и технологии бульдозерных работ. Данные о производительности бульдозеров в породах средней трудности разработки приведены в табл. 9.6.

В зависимости от назначения бульдозерные отвалы имеют различную форму: прямую, универсальную, сферическую и др.

Прямой отвал рекомендуется для разработки сравнительно крепких пород. Масса такого отвала составляет 20—22 % массы базовой машины. Универсальный отвал — для работы в породах со сравнительно небольшим содержанием валунов, средний размер которых не превышает половины высоты отвала. Сферический отвал рекомендуется для разработки сравнительно слабых, разрыхленных пород и навешивается преимущественно на бульдозеры большой единичной мощности. Масса сферического отвала на 10 % больше массы прямого. Объем породы, перемещаемой сферическим отвалом, на 20—25 % больше объема, перемещаемого прямым отвалом.

Для повышения эффективности работы бульдозеров рекомендуется оснащать их отвалы козырьками, уширителями, открылками и выступающим средним ножом. Установка козырь-

ков, которые крепятся в верхней части отвала, увеличивает объем перемещаемой породы на 10—15 %. Уширители и открьлки изготавливаются в виде щитков и крепятся посредством болтов к боковым стенкам бульдозерного отвала шарнирно или жестко. Уширители и открьлки могут быть установлены параллельно относительно друг друга или под углом к продольной оси базовой машины. Применение уширителей и открьлков позволяет увеличить объем перемещаемой породы на 70—80 %.

Оснащение бульдозерных отвалов выступающим средним ножом весьма эффективно при разработке связных пород типа моренных глин. При разработке сыпучих и переувлажненных пород оснащение бульдозерного отвала выступающим средним ножом незначительно повышает эффективность. Рекомендуемая ширина выступающего среднего ножа составляет 0,16—0,33 полной ширины отвала.

В геологоразведочных партиях и экспедициях существует практика оснащения тракторов бульдозерными отвалами, изготовленными силами ремонтно-механической службы, или часто осуществляется навеска на тракторы бульдозерных отвалов, снятых с бульдозеров различных марок. В этих случаях следует ширину отвала бульдозера выбирать минимально возможной, такой, чтобы она перекрывала габарит базовой машины по ширине или наиболее выступающих в боковые стороны элементов толкающей рамы не менее чем на 0,1 м с каждой стороны. Это обеспечивает возможность беспрепятственного проведения бульдозером канав и траншей.

При оснащении бульдозера неповоротным отвалом рекомендуется высоту отвала определять по эмпирической формуле

$$H = (0,205 \div 0,255) \sqrt{N}, \quad (146)$$

а ширину этого отвала находить из уравнения

$$L = (2,4 \div 2,7) H \geq 1,2B, \quad (147)$$

где N — мощность, развиваемая двигателем бульдозера, кВт; B — ширина базовой машины, м.

Основными геометрическими параметрами профиля отвала являются (рис. 9.4):

H — высота отвала без козырька — расстояние по вертикали между режущей кромкой среднего ножа и верхней кромкой отвальной поверхности;

γ_0 — угол резания — угол между горизонталью и передней плоскостью ножа;

β — угол опрокидывания — угол между горизонталью и касательной к отвальной поверхности в верхней кромке отвала;

ϵ_0 — угол наклона — угол между горизонталью и линией, соединяющей верхнюю кромку отвальной поверхности с режущей кромкой среднего ножа отвала.

Таблица 9.7

Параметры профиля отвалов

Параметры	Отвал	
	Неповоротный	Поворотный
Угол резания γ , градус	55	50—55
Угол наклона ϵ , градус	75	75
Угол опрокидывания β , градус	70—75	65—75
Угол установки козырька β_k , градус	90—100	90—100
Радиус криволинейной части отвальной поверхности	$R \approx H$	$R = (0,8 \div 0,9)H$
Длина прямой нижней части отвальной поверхности	По ширине ножей	

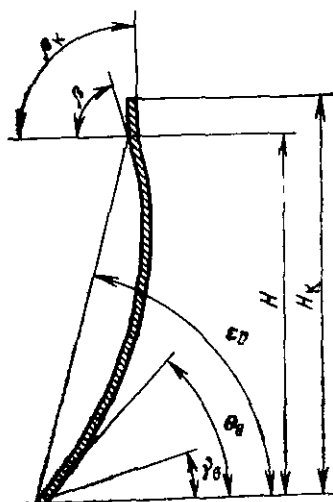


Рис. 9.4. Основные геометрические параметры профиля бульдозерного отвала

Дополнительными геометрическими параметрами профиля отвала являются:

H_k — высота отвала с козырьком — расстояние по вертикали между верхней кромкой козырька и режущей кромкой среднего ножа;

β_k — угол установки козырька — угол между горизонталью и плоскостью козырька.

θ_0 — задний угол — угол между горизонталью и линией, соединяющей режущую кромку среднего ножа с наиболее выступающим элементом конструкции внизу, на тыльной стороне отвала.

Рекомендуемые значения параметров профиля отвалов общего назначения приведены в табл. 9.7.

Значения параметров отвальной поверхности могут быть откорректированы в зависимости от конкретных условий эксплуатации.

Отвальная поверхность изготавливается из листового проката, толщина которого принимается в зависимости от величины номинального тягового усилия бульдозера.

Номинальное тяговое усилие бульдозера, кН	<30	<50	<150	<250	>250
Толщина листового проката, мм	6	8	10—12	14—16	17—20

Возможность управления углом перекоса отвала в поперечной вертикальной плоскости облегчает производство работ

бульдозерами на косогорах и обеспечивает устранение отдельных твердых включений в подошве разрабатываемой выработки. Рекомендуемый диапазон изменения угла перекоса при гидрофицированном управлении отвалом $0-12^\circ$ и при ручном $0-6^\circ$.

Угол поворота отвала в плане принимается равным $25-30^\circ$.

9.2.2. Условия применения бульдозеров

Технико-организационные условия применения бульдозеров при проведении открытых горноразведочных работ в значительной мере определяют выбор типов бульдозера и привода навесного оборудования. В частности, канатно-блочное управление бульдозерным отвалом не эффективно при работе в тяжелых или смерзшихся породах, хотя более надежно, особенно в зимнее время.

Бульдозеры с гидравлическим управлением отвала эффективны при работе в тяжелых и смерзшихся породах, позволяя вести проведение выработок в породах со сравнительно большим содержанием валунов и остатков мощных корневых систем древесно-кустарниковой растительности.

Целесообразность применения бульдозеров с канатно-блочным или с гидравлическим управлением следует оценивать с учетом климата района работ, состояния ремонтной базы, уровня технического обслуживания и т. п. Основные преимущества и недостатки бульдозеров с различным типом привода навесного оборудования приведены в табл. 9.8.

Квалификация персонала, обслуживающего бульдозеры, зависит, в первую очередь, от мощности машины. Рекомендуется для управления и обслуживания бульдозеров мощностью до 100 кВт привлекать машинистов 4-го разряда, 100—200 кВт— 5-го разряда, а более 200 кВт— 6-го разряда.

Горно-геологические условия применения бульдозеров прежде всего определяются свойствами разрабатываемых пород. Без предварительного рыхления бульдозерами проходят выработки в породах до IV категории крепости по шкале ЕНВ.

Степень влияния характера пород, разрабатываемых бульдозерами, на сменную производительность при расстоянии перемещения призмы волочения на 30 м приведена в табл. 9.9.

Без предварительного рыхления бульдозер особенно эффективен при разработке сухих пород. Эффективность бульдозеров резко падает при разработке переувлажненных и мягких пород. Работа бульдозера в сочетании с предварительным рыхлением разрабатываемых пород при отрицательных температурах окружающего воздуха особенно эффективна в условиях обеспече-

Таблица 9.8

Основные преимущества и недостатки бульдозеров с различным типом привода отвала

Канатно-блочный	Гидравлический
Преимущества Большая надежность при работе в зимнее время Лучшая проходимость по косогорам, подъемам, спускам, канавам и т. п. Большее заглубление (опускание) отвала. Лучшая работа при засыпке выработок Лучшая работа по уборке пней и замерзших валунов	
Недостатки Невозможность принудительного заглубления отвала Большая масса отвала. Более быстрый износ ходовой части трактора при транспортировке своим ходом и большом объеме рассредоточенных объектов работ Сложность управления отвалом Большая утомляемость машиниста при управлении	
Возможность принудительного и управляемого заглубления отвала Простота и удобство управления Возможность эффективного выполнения планировочных работ Возможность эффективной работы на плотных и промерзших породах. Меньшая масса бульдозера Сложность конструкции, требуется тщательный уход при эксплуатации Малые высота подъема и глубина заглубления (опускания) отвала. Худшая проходимость по косогорам, подъемам, спускам, канавам и т. п. Необходимость применения морозостойких резинотехнических изделий и специальных зимних масел при использовании при низких температурах Большая стоимость машины и ее эксплуатации	

ния непрерывности выполнения работ, когда разрыхленный слой породы не успевает смерзаться.

Рельеф местности является одним из основных факторов, ограничивающих не только эффективность применения бульдозеров, но и техническую возможность их использования. При работе бульдозера на косогоре возможна потеря устойчивости бульдозера, которая может привести к скольжению машины вниз по склону или к опрокидыванию ее. Такие виды потери устойчивости особенно возможны у бульдозеров с неповоротным отвалом, при работах на косогорах крутизной 12—15°, поверхность которых представлена мерзлыми скальными породами с мелкозернистым заполнителем или мерзлыми песчаными и глинистыми породами.

Запрещается применение землеройно-транспортных машин на склонах с углами, превышающими значения, указанные в их инструкциях по эксплуатации.

Таблица 9.9

Сменная производительность бульдозеров при разработке различных пород, м³

Марка	Почвенно-растительный слой, рыхлый лес, легкие суглинки	Тяжелые глины с примесью гальки и гравия, тяжелые суглинки	Отвердевшие слежавшиеся глины с примесью гальки и гравия
ДЗ-29, ДЗ-42	309	283	261
ДЗ-54С	667	574	553
ДЗ-35	1127	1039	959
ДЗ-34С	1559	1448	1351

Таблица 9.10

Минимально допустимые расстояния от края откоса до ближайшей к нему опоры бульдозера

Глубина выработки (обрыва), м	Допустимое расстояние (м) от края откоса для грунта				
	Пески	Супеси	Суглинки	Глины	Лесс
1	1,5	1,25	1	1	1
2	3	2,4	2	1,5	2
3	4	3,6	3,25	1,75	2,5
4	5	4,4	4,0	3	3,0
5	6	5,3	4,75	3,5	3,5

На скальных и талых песчаных породах устойчивость бульдозера по скольжению обеспечивается при косогорности до 30°, на глинах нормальной влажности, при работе поперек склона — до 30°, вдоль склона — до 38°. Устойчивость бульдозеров, как и другой техники, на крутых склонах обеспечивается их якорением.

При прохождении бульдозеров вдоль откосов или при подходе к ним необходимо соблюдать минимально допустимые расстояния (табл. 9.10).

Экономические условия применения бульдозеров на проходке открытых горноразведочных выработок в значительной мере зависят от технологии проходки. В частности, при проведении выработок в мерзлых отложениях с естественной оттайкой и механическим рыхлением, применение бульдозеров эффективно при годовых объемах работ до 40 тыс. м³ и средней глубине выработок 3—6 м.

9.2.3. Технология проведения выработок бульдозерами

В геологоразведочных организациях помимо проведения открытых горноразведочных выработок бульдозерами прокладываются дороги, проводятся подготовительные работы на производственных участках, устраиваются буровые площадки и устья штолен, ведется корчевание пней, срезание кустарников и валка деревьев, проводятся работы по засыпке открытых выработок, планировке площадок и рекультивации территорий, нарушенных горноразведочными выработками, транспортируются буровые, энергетическое оборудование, передвижные жилые и хозяйственные постройки.

Технология подготовительных работ, проводимых с применением бульдозеров включает в себя очистку производственной площадки, на которой должны проводиться горноразведочные выработки от древесно-кустарниковой растительности, уборку валунов и корчевку пней. Кроме этого, в комплекс подготовительных работ входит разбивка трассы выработки посредством вех, меток и ориентиров мест выездов бульдозера из выработки, мест разворотов, размещения отвалов породы и т. п. Все указатели должны быть ясными и четко просматриваемыми во время работы бульдозериста.

Технология работ по уборке породы бульдозером состоит из процессов резания и копания, набора приемы волочения и перемещения породы за пределы выработки.

Проектные параметры открытых горноразведочных выработок при продольных (числитель) и поперечных (знаменатель) проходах бульдозера следующие:

Длина, м	100 ÷ 150/250 ÷ 350
Ширина по подошве, м	2,5 ÷ 3,5/30 ÷ 40
Глубина, м	3 ÷ 4/7 ÷ 8

Проведение выработок бульдозером желательно вести по технологической карте, в которой указываются характер местности, основные водные артерии, климат (колебания температуры), характер или класс дорог для различных видов транспорта, участки, опасные из-за обвалов, камнепадов и оползней, назначение траншейных или канавных работ, характеристика разрабатываемых пород по интервалам глубин, специфические особенности проведения выработок (угол склона, мощность наносов, крепость подстилающих коренных пород, наличие валунов, обводненность и т. д.), проектные размеры выработок, очередность их проведения и этапы работ, схема расположения отвалов, расстояние между выездами, направление проведения каждой выработки, средняя длина рабочего хода бульдозера, объем ручной добивки.

При уборке бульдозером предварительно разрыхленных пород рекомендуется указывать предельно допустимые размеры перемещаемых негабаритов, а при уборке предварительно разрыхленных пород в условиях отрицательных температур окружающего воздуха — предельные интервалы времени, в течение которого может произойти смерзание разрыхленной породы. При чередовании буровзрывных работ по рыхлению пород и их последующей уборкой бульдозером из контура выработки в технологической карте или проекте следует указывать трассу отвода машины и место ее укрытия во время проведения взрывных работ. Рекомендуется указывать также способ резания (копания) породы бульдозером.

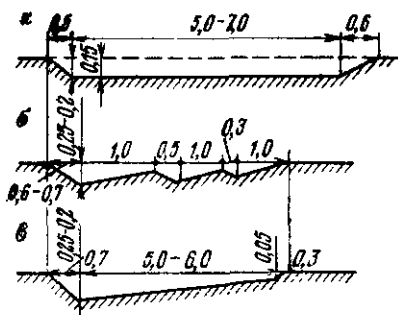


Рис. 9.5. Способы копания породы бульдозером (размеры даны в метрах):

а — прямой послойный; б — гребенчатый, в — клиновидный

Таблица 9.11

Сравнительная эффективность способов резания (копания) породы бульдозером

Способ резания	Объем породы, вырезанной за один проход, м ³	Время резания, с	Использование мощности бульдозера, %
Прямой послойный	2	20	55
Гребенчатый	2	15	90—100
Клиновидный	2	5	100

Процесс резания (копания) породы является основным в работе бульдозера и может осуществляться следующими способами: прямым послойным, гребенчатым или клиновидным (рис. 9.5).

Сравнительная эффективность этих способов приведена в табл. 9.11.

Путь набора породы при активном зарезании отвала в разрабатываемую поверхность до полного формирования призмы волочения обычно составляет 5—7 м.

Техническая производительность м³/ч бульдозера

$$П_{\tau} = V_{\text{пр}} n_{\text{ц}} K, \quad (148)$$

где $V_{\text{пр}}$ — объем призмы волочения; $n_{\text{ц}}$ — расчетное число рабочих циклов в единицу времени в усредненных условиях на горизонтальной площадке; K — комплексный коэффициент, учитывающий квалификацию машиниста, технологию и условия работ.

Объем призмы волочения

$$V_{\text{пр}} = BH_{\text{от}}^2 / (2K_{\text{пр}}), \quad (149)$$

где B — ширина отвала; $H_{\text{от}}$ — высота отвала без козырька; $K_{\text{пр}}$ — коэффициент, зависящий от характера разрабатываемых пород (для связных пород $K_{\text{пр}} = 0,8 \div 0,9$, для несвязных $K_{\text{пр}} = 1,2 \div 1,3$).

Расчетное число рабочих циклов в единицу времени

$$n_{\text{ц}} = 60 / T_{\text{ц}}, \quad (150)$$

где $T_{\text{ц}}$ — время полного рабочего цикла.

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{р. х}} + t_{\text{ох}} + t'_{\text{о}} + t''_{\text{о}} + t_{\text{м}}, \quad (151)$$

Таблица 9.12

Факторы, влияющие на производительность бульдозера

Факторы	Ходовая база бульдозера	
	гусеничная	пневмоколесная
Квалификация машиниста (K_K):		
отличная	1	1
средняя	0,75	0,6
плохая	0,6	0,5
Состояние разрабатываемых пород (K_C):		
рыхлые:	1,2	1,2
при канатном управлении отвалом	0,6	—
мерзлые:		
при гидравлическом управлении отвалом	0,8	0,75
легкие скальные предварительно разрыхленные	0,6—0,8	—
Технология работ (K_T)	1,2	1,2
Погодные условия (снег, дождь, сумерки, туман и т. п.) (K_P)	0,8	0,7
Уклон производственной площадки (K_{Π})		
против направления рабочего хода, градус:		
5	0,65	—
10	0,5	—
по направлению рабочего хода, градус:		
5	1,35	—
10	1,9	—
15	2,2	—
Использование бульдозера во времени (K_B)	0,85	0,85
Применение уширителей ($K_{\text{уш}}$)	1,2—1,3	1,15—1,25

где $t_{p.x}$ — расчетное время рабочего хода; $t_{o.x}$ — расчетное время обратного хода; $t_{o'}$ и $t_{o''}$ — соответственно время остановок после рабочего и обратного хода; t_m — время маневрирования.

Комплексный коэффициент

$$K = K_K K_C K_T K_{\Pi} K_{\text{уш}} K_B K_{\text{уш}}. \quad (152)$$

Факторы, учитываемые составляющими коэффициентами, и значения этих коэффициентов приведены в табл. 9.12.

В зависимости от горно-геологических, организационных, климатических условий, а также заданных параметров выработки бульдозером можно выполнять проведение как на всю заданную глубину, так и на глубину, ограниченную, например, только толщиной (мощностью) почвенно-растительного слоя, торфов и т. п. Эти же условия определяют технологию проведения продольными или поперечными ходами бульдозера.

При проведении канав и траншей продольными ходами бульдозера ширина подошвы выработки ограничена шириной бульдозерного отвала с учетом зазоров между отвалом и стен-

ками выработки, составляющими с каждой стороны 0,1—0,2 м. В этом случае стенки выработки предотвращают боковые утечки срезанной породы при проходах бульдозера, что в зависимости от дальности перемещения породы позволяет повысить производительность бульдозера на 10—30 %.

Обратные ходы бульдозера задним ходом рациональны при длине до 50 м. Вариантами этой технологии является сооружение отвалов не только на торцах выработки, но и на ее бортах. Для этого с различными интервалами устраиваются боковые выезды с одной (рис. 9.6) или с двух сторон (рис. 9.7). Средняя длина интервалов около 20 м. По технологии проведения продольными ходами бульдозера проходится до 70 % выработок. Устройство врезов под боковые выезды бульдозера проводится до непосредственного проведения выработки. Врезы рекомендуется располагать под таким углом к оси выработки, чтобы маневрирование бульдозером при въезде с набранной породой в боковой выезд не требовало уширения подошвы основной выработки.

Когда отвалообразование ведется через боковые выезды, рекомендуется схема разработки, предусматривающая начало зарезания не в начале выработки, а в ее конце с постепенным удалением от места отвалообразования. Такой способ является менее энергоемким, так как при каждом новом рабочем ходе не требуется затрат энергии на подъем рабочего органа и набранной породы на высоту, равную толщине срезанной стружки.

Рекомендуется вести бульдозерные работы с созданием промежуточного вала или с подгребкой. При этом способе породу, срезанную за один проход, не выталкивают сразу в боковой или торцевой выезд к месту отвалообразования, а образуют после 2—3 проходов бульдозера промежуточный вал, который и выталкивают в выезд. Выталкиваемая порода вследствие бокового подпора стенками выработки сохраняет форму призмы волочения и практически исключается ее утечка по бокам бульдозерного отвала. Продолжительность цикла несколько увеличивается, но за счет увеличения объема породы, выталкиваемой из выработки за один цикл, производительность бульдозера повышается.

Основным недостатком технологии проведения выработок продольными ходами бульдозера являются значительные затраты труда и средств на сооружение боковых и торцевых выездов. В ряде случаев объемы породы, изъятый при сооружении выездов из выработки, составляют 0,4—0,5 объемов самой выработки.

Проведение выработки, расположенной вдоль склона, начинают сверху и ведут последовательно слоями на всю длину спуска. Толщина слоя зависит от свойств разрабатываемых пород. Особое внимание следует уделять состоянию склона, на

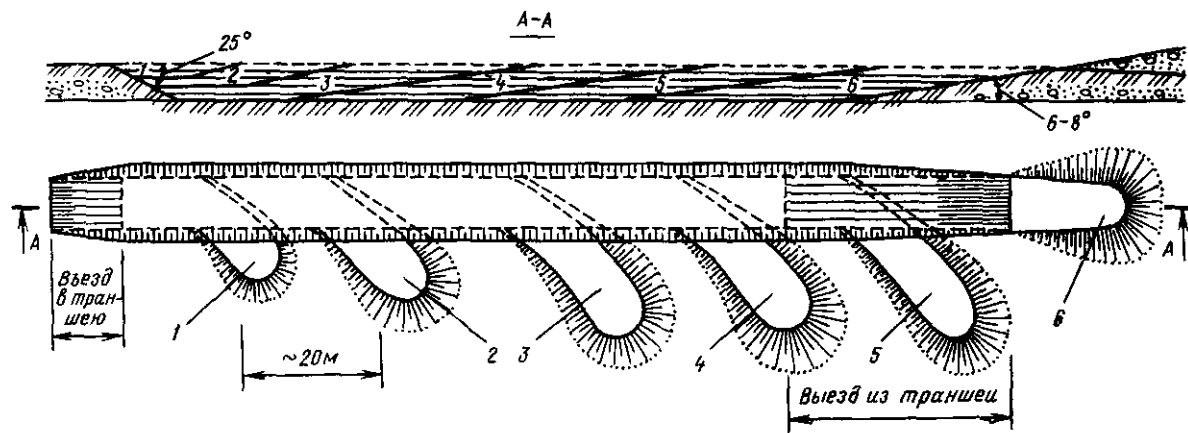


Рис. 9.6. Устройство боковых выездов с одной стороны при проведении траншеи продольными ходами бульдозера (1—6 — последовательность проведения траншеи)

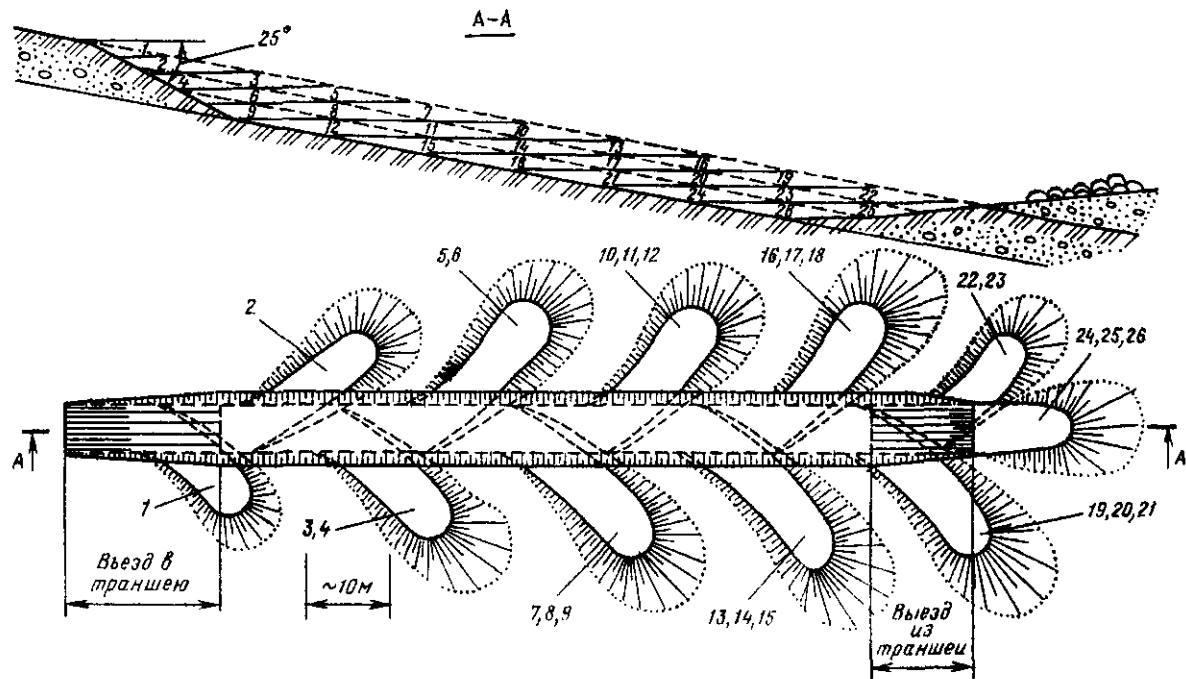


Рис. 9.7. Устройство боковых выездов с двух сторон при проведении траншей продольными ходами бульдозера (1—26 — последовательность проведения траншей)

котором ведутся работы. В частности, необходимо следить за участками склона, сложенными из рыхлых пород, которые особенно часто поддаются внезапным оползням даже от вибрации работающей техники. Вероятность оползней резко возрастает при большой насыщенности пород водой, что особенно возможно в период дождей. В этих случаях, помимо соблюдения проекта работ и требований техники безопасности, рекомендуется забивка в разных точках горного склона реперов. При подвижках реперов все работы на проведение выработок на склоне должны быть прекращены.

9.3. ПРОВЕДЕНИЕ РАЗВЕДОЧНЫХ КАНАВ И ТРАНШЕЙ ЭКСКАВАТОРАМИ

9.3.1. Экскаваторы и их технико-эксплуатационные показатели

Открытые горноразведочные выработки проводятся однокоровыми универсальными экскаваторами и экскаваторами непрерывного действия.

Однокоровые экскаваторы по конструктивным особенностям и основным параметрам подразделяются на размерные группы. Конструктивные особенности экскаваторов, отраженные в классификационных признаках размерных групп, включают в себя: тип ходового устройства и тип подвески рабочего оборудования.

По типу ходового устройства экскаваторы подразделяются на гусеничные, пневмоколесные, на специальном шасси, на базе трактора или автомобиля.

По типу подвески рабочего оборудования они подразделяются на экскаваторы с гибкой подвеской (канатно-блочное управление, механический привод) и на экскаваторы с жесткой подвеской (гидравлический привод).

Основными параметрами однокоровых экскаваторов, отраженными в классификационных признаках, являются: эксплуатационная масса, вместимость ковша и мощность основного двигателя.

Эксплуатационная масса экскаватора — масса машины с учетом полной заправки горюче-смазочными материалами, рабочей и охлаждающей жидкостью. Масса машины без заправки называется конструктивной.

Различают вместимость ковша геометрическую и номинальную. В отличие от геометрической, номинальная вместимость ковша дополнительно учитывает объем материала, разрабатываемого экскаватором и удерживаемого над открытой поверхностью ковша (объем «шапки»). Вместимость ковшей однокоровых экскаваторов измеряется в кубических метрах.

Мощность основного двигателя — мощность двигателя, установленного на машине и являющегося приводом для механизмов экскаватора. В большинстве моделей экскаваторов основным двигателем является двигатель внутреннего сгорания.

К технико-эксплуатационным параметрам одноковшовых экскаваторов относятся: скорость передвижения, величина давления на грунт, наибольший преодолеваемый угол подъема пути, глубина и радиус копания, высота выгрузки и время выполнения операций рабочего цикла.

Параметрами, определяющими технологию экскавационных работ и возможность экскаватора проводить выработки, а также перемещение породы с одной стоянки являются основные рабочие размеры машины. Для экскаваторов, оснащенных навесным оборудованием обратной лопаты, основными рабочими размерами являются: радиусы и высоты копания и выгрузки, кинематическая глубина копания, размеры ходового устройства экскаватора, характеризующие колеи и базой.

Структура индексации серийно выпускаемых экскаваторов отражает их конструктивные особенности и некоторые основные параметры (рис. 9.8). Например, индекс ЭО-4121БХЛ обозначает: экскаватор одноковшовый 4-й размерной группы, на гусеничном ходовом устройстве, с жесткой подвеской рабочего оборудования, первая модель, прошедшая вторую модернизацию, северное исполнение. Индекс ЭО-3311Г: экскаватор одноковшовый 3-й размерной группы, на пневмоколесном ходовом устройстве, с гибкой подвеской рабочего оборудования, первая модель, прошедшая четвертую модернизацию, обычное исполнение. По

Таблица 9.13

Основные параметры одноковшовых универсальных экскаваторов

Показатели	С гибкой подвеской рабочего оборудова- ния			С жесткой подвеской рабочего оборудования	
	Размерные группы				
	3-я	4-я	5-я	3-я	4-я
Вместимость ковша, м³	0,4	0,65	1,0	0,4; 0,5; 0,63	0,63; 1,0; 1,25
Мощность основного двигате- ля*, кВт	40	60	90	56	80
Эксплуатационная масса экска- ватора на ходу, т:					
гусеничном	12	23	36	14,5	23,0
пневмоколесном	13,5	—	—	16,0	25,0

* Для гидравлических экскаваторов — мощность основной насосной установки с регулируемыми насосами

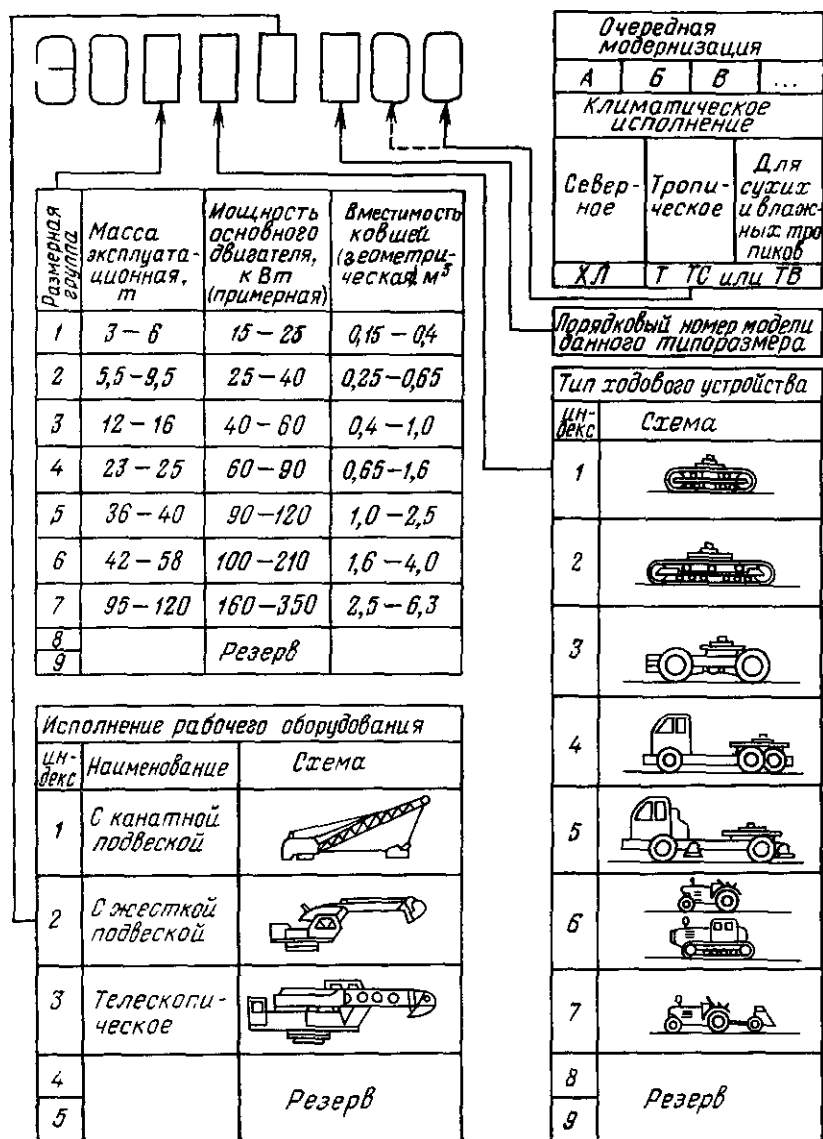


Рис. 9.8. Структура индексации одноковшовых экскаваторов

массе и мощности привода одноковшовые экскаваторы подразделяются на 7 размерных групп.

Отечественной промышленностью одноковшовые экскаваторы 1-й размерной группы не выпускаются. Производство

экскаваторов 2-й размерной группы осуществляется на базе тракторов по отдельным техническим условиям.

В справочнике представлены сведения об экскаваторах до 5-й размерной группы (табл. 9.13).

В геологоразведочных организациях и на предприятиях смежных отраслей промышленности продолжают эксплуатироваться экскаваторы, марки которых обозначаются по старой индексации. В ней указываются только вместимость ковша для данной модели и ее порядковый номер, например Э-304 (экскаватор с ковшом $0,3 \text{ м}^3$, порядковый номер модели 4), Э-652Б (экскаватор с ковшом $0,65 \text{ м}^3$, модель 2, прошедшая вторую модернизацию) и т. д.

Основными видами сменного оборудования одноковшовых экскаваторов с механическим приводом являются: прямая и обратная лопаты, драглайн, грейфер и кран. Каждый вид сменного оборудования требует соответствующей запасовки канатов. Техничко-эксплуатационные характеристики одноковшовых экскаваторов с механическим приводом приведены в табл. 9.14.

Для рыхления мерзлоты и дробления негабаритов экскаваторы в ряде случаев оснащаются рыхлительными устройствами, которые представляют собой свободно сбрасываемый на разрабатываемую поверхность массивный цельнолитой либо составной груз в виде шара, клина, конуса, пирамиды или направляющую, по которой периодически сбрасывается массивный боек, забивающий в разрабатываемую поверхность рыхлительный клин, свободно или жестко укрепленный на конце направляющей.

Мощность, затрачиваемая на работу оборудования со свободно падающим рабочим органом, рассчитывают по его массе и скорости подъема. При этом следует исходить из предположения, что мощность двигателя экскаватора должна в 1,5—2 раза превышать расчетную. Запас мощности необходим для ликвидации эффекта защемления клина в разрабатываемой породе.

Рыхление мерзлоты экскаваторами с механическим приводом типа ЭО-3311Г и Э-652Б может быть обеспечено также статическим способом путем применения на этих экскаваторах рыхлительного оборудования, представляющего собой брус, укрепляемый на рукояти стрелы.

Основными видами сменного оборудования одноковшовых экскаваторов с гидравлическим приводом являются: обратная и прямая лопаты, а также грейфер. Техничко-эксплуатационные характеристики одноковшовых гидравлических экскаваторов приведены в табл. 9.15.

Гидравлические экскаваторы могут быть оснащены сменными ковшами различной вместимости и формы, а также сменным оборудованием в виде гидромолота и зуба-рыхлителя

Таблица 9.14

Технико-эксплуатационные характеристики одноковшовых экскаваторов с механическим приводом

Показатели	Марка		
	ЭО-3311Г	ЭО-3211Г (Э-304Г)	Э-652Б
Дизель	Д-65ЛС	Д-65ЛС	Д-108
Мощность, кВт	36,8	36,8	55—60,3
Сменное рабочее оборудование	Прямая и обратная лопаты, драглайн	Обратная лопата, драглайн, кран, боковой драглайн	Прямая и обратная лопаты, драглайн, грейфер, кран
Ходовое устройство	Пневмоколесное	Гусеничное	
Скорости передвижения экскаватора, км/ч	1,45; 3,98; 6,46; 16,9	1,15—1,27; 2,67—2,92	1,7; 3,01
Преодолеваемый экскаватором уклон пути, градус	22	22	22
Радиус задней части поворотной платформы, м	2,9	3,0	3,3
Расстояние от оси пяти стрелы до оси вращения, м	0,7	0,65	1
Ширина поворотной платформы, м	2,5	2,35	2,8
Высота до оси пяти стрелы, м	1,36	1,4	1,55
Высота по кабине, м	2,94	3,06	3,25
Просвет, м:			
под поворотной платформой	1,34	1,27	1,05
под нижней тележкой	0,293	0,467	0,3
База, м	2,8	3,04	3,42
Колея, м	2,04/1,95*	2,3	2,3
Ширина гусеничной ленты, м	—	0,84	0,58
Давление, МПа:			
в шинах	0,55	—	—
в пневмосистеме	0,7—0,8	0,65—0,7	0,7
среднее на грунт	—	0,02	0,065
Масса экскаватора, т	12,4	12,37	21,2

* В числителе — для передних колес, в знаменателе — для задних.

Таблица 9.15

Технико-эксплуатационные характеристики одноковшовых экскаваторов с гидравлическим приводом

Показатели	Марка					
	ЭО-2621А	ЭО-3322В; ЭО-3322В	Э-5015А	ЭО-4321	МТП-71; ЭО-4221	ЭО-4121
Дизель	Д-65Н; Д-65ЛС	СМД-14; СМД-14А; СМД-14Н	СМД-14Н; СМД-15Н	СМД-15Н	А-01М	А-01М
Ходовое устройство	На базе пнев- мокошесного трактора ЮМЗ-6Л/СМ	Пневмокошес- ное	Гусеничное	Пневмоко- шесное	Гусеничное повышен- ной прохо- димости	Гусе- ничное
Максимальная скорость передвиже- ния, км/ч	19	$\frac{19,5^{**}}{22,0}$	1,9	19,5	1,72	2,9
Преодолеваемый уклон пути, градус	10	—	22	23	22	22
Радиус задней части поворотной плат- формы, м	—	2,81	2,2	2,7	3,13	3,13
Расстояние оси пяты стрелы до оси вращения, м	—	0,45	0,145	0,1	0,52	0,52
Ширина поворотной платформы, м	2,0*	2,64	2,77	2,7	3	3
Высота до оси пяты стрелы, м	—	—	1,553	2,225	2,18	2,01
Высота по кабине, м	2,46	$\frac{3,03^{**}}{3,06}$	2,8	3,3	3,2	3
Просвет под поворотной платформой, м	—	$\frac{1,28^{**}}{1,3}$	0,88	1,47	1,25	0,93
Просвет под нижней тележкой или мостом, м	0,45	$\frac{0,29^{**}}{0,32}$	0,3	0,77	0,5	0,52
База, м	2,45	2,8	2,57	2,8	4,96	2,75
Колея, м	$\frac{1,46^{***}}{1,55}$	2,052	2,16	2,2	2,7	2,35
Ширина гусеничной ленты, мм	—	—	0,61	—	1,2	0,58
Давление в шинах колес, МПа	$\frac{0,17 \div 0,18^{***}}{0,19 \div 0,2}$	$\frac{0,6 \div 0,65^{***}}{0,45 \div 0,5}$	—	0,24—0,4	—	—
Максимальное давление в гидросисте- ме, МПа:						
основной	7,5 и 10	20	15	24,5	22	25
сервоуправления	—	2,8—2,2	—	3—3,5	2,8—3,2	—
Среднее давление на грунт при перед- вижении, МПа	—	—	0,04	—	0,018	0,065
Масса экскаватора с оборудованием обратной лопаты, м	5,7	14,5	11,6	19,2	22,7	22,4

* По бульдозерному отвалу.

** В числителе — на шинах 320×508, в знаменателе — на шинах 370×508.

*** В числителе — для передних колес, в знаменателе — для задних колес.

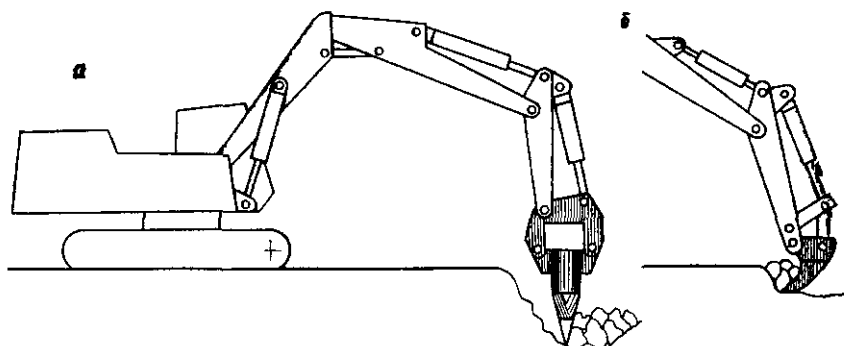


Рис. 9.9. Навесное оборудование к гидравлическому экскаватору в виде гидромолота (а) и зуба-рыхлителя (б)

(рис. 9.9). Зубы-рыхлители крепятся на оголовке стрелы экскаватора вместо ковша.

Рыхлительное оборудование захватно-клещевого типа обеспечивает рыхление мерзлых и крепких пород без снятия ковша экскаватора. Таким рыхлительным оборудованием может быть оснащен одноковшовый универсальный гидравлический экскаватор ЭО-4121Б.

Рыхлительное оборудование в виде гидромолота, обеспечивающее ударное разрушение разрабатываемых пород и не-

Таблица 9.16

Параметры гидромолотов на гидравлических экскаваторах

Показатели	Марка гидромолота			
	ГПМ-120А*	СП-71А	ГПМ-600	ГПМ-900
Энергия удара, кДж	1,4	3,0	6,0	9,0
Частота ударов, с ⁻¹	7,0	3,0	3,7	3,0
Масса без инструмента, кг	350	750	2000	2400
Давление жидкости, МПа	10	16	16	16
Расход жидкости, л/мин	120	160	160	225
Размерная группа или модель базового экскаватора	ЭО-2621	3-я	4-я	5-я
Основные размеры без инструмента, мм	1600× ×170× ×220	2600× ×550	2450× ×290× ×520	2850× ×310× ×670

* ГПМ-120А — молот гидропневматический

габаритов, укрепляется на оголовке стрелы экскаватора вместо ковша (табл. 9.16).

Эффективность работы ковшей экскаватора определяют зубья, которые подвержены быстрому абразивному износу и могут быть изготовлены и укреплены на ковшах в условиях производственных организаций. Зубья ковшей экскаваторов могут иметь разнообразную форму и снабжаться стальными сменными наконечниками различных конструкций.

Экскаваторы непрерывного действия классифицируются по характеру перемещения рабочего органа и его конструкции, а также по назначению.

По характеру перемещения рабочего органа экскаваторы непрерывного действия разделяются на машины продольного, поперечного и радиального копания.

По конструкции рабочего органа экскаваторы разделяются на цепные многоковшовые, цепные скребковые, роторные многоковшовые и роторные бесковшовые (фрезерные).

В индексации серийно выпускаемых экскаваторов непрерывного действия отражены их основные конструктивные особенности (рис. 9.10). Для экскаваторов траншейных (ЭТР и ЭТЦ) первые две цифры — глубина копания в дециметрах, третья — порядковый номер модели. При модернизации после цифрового обозначения добавляют буквы по порядку алфавита. Например, индекс ЭТР-204 обозначает: экскаватор траншейный роторный, предельная глубина копания 20 дм, 4-я модель.

При проведении открытых разведочных выработок применяются траншейные экскаваторы продольного копания, преимущественно цепные и роторные, обеспечивающие ширину по подошве выработки, достаточную по требованиям техники безопасности и эргономики для работы горнорабочего или геолога в полости выработки при взятии проб и документировании.

Основным параметром экскаваторов непрерывного действия является глубина копания. Техничко-эксплуатационные характеристики рекомендуемых для проведения открытых горноразведочных выработок экскаваторов непрерывного действия приведены в табл. 9.17, 9.18.

При одинаковой вместимости ковшей траншейные экскаваторы роторного типа имеют почти в 2 раза большую мощность двигателя и примерно во столько же раз большую производительность, чем траншейные экскаваторы цепного типа. Роторные экскаваторы по сравнению с цепными позволяют значительно уменьшить потери производительности от просыпания породы. Однако достоинством цепных экскаваторов по сравнению с роторными являются большая эффективность работы в липких и вязких породах, меньшая масса и большие глубины копания.

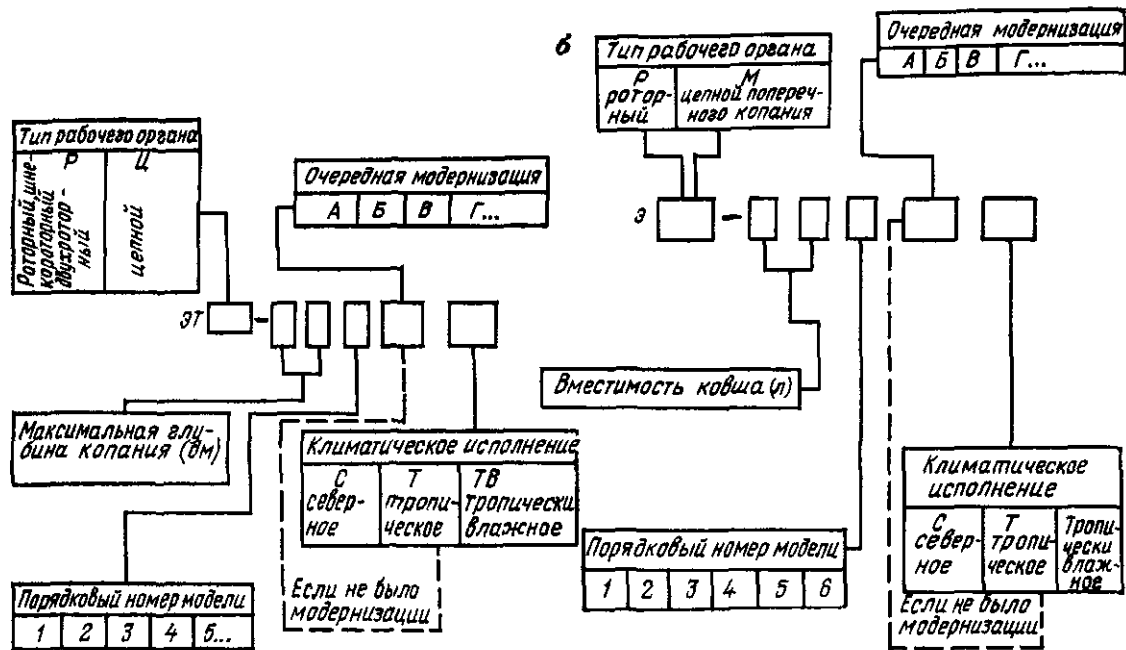


Рис. 9.10. Структура индексации экскаваторов непрерывного действия продольного (а), поперечного и радиального (б) копания

Таблица 9.17

Технико-эксплуатационные характеристики цепных траншейных экскаваторов

Показатели	Марка	
	ЭТЦ-252А	ЭТЦ-208В
База — трактор	ТТ-4	Т-130.1.Г-2
Размеры открываемой траншеи, м:		
глубина	2,5—3,5	2
ширина по дну	0,8—1,0	0,6
Техническая производительность, м ³ /ч	220	55
Рабочая скорость, м/ч	13—150	20—340
Транспортная скорость, км/ч	2,25—9,75	3,1—10,45
Рабочий орган:		
тип	Скребковый	Специальный
шаг цепи, мм	190	203
число скребков (резцов)	21	(38)
шаг скребков (резцов), мм	760	(203)
Скорость цепи, м/с	0,8; 1,25	1,4; 1,7
Конвейер:		
тип	Ленточный дуго-образный	Скребковый
ширина ленты (скребка), м	0,65	(0,35)
скорость ленты (цепи), м/с	2,5—4,5	(1,76)
Ходовое устройство:		
тип	Гусеничное	
база, м	2,72	2,48
колея, м	2,00	1,88
Ширина гусеничной ленты, м	0,53	0,6
Дорожный просвет, м	0,49	0,39
Среднее давление на грунт, МПа	0,072	0,1
Основные размеры экскаваторов в транспортном положении, м:		
длина	11,5	9,4
ширина	3,4	2,8
высота	3,3	3,4
Масса, т	20,9	24,0

Рабочий орган траншейного экскаватора роторного типа оснащается сменными зубьями. Эффективность работы траншейного экскаватора роторного типа зависит от геометрии зубарезца, которая определяется углами, образованными его профильными плоскостями с линией реза, а также его шириной и вылетом.

Армирование зубьев-резцов траншейных экскаваторов роторного типа твердосплавными пластинами обеспечивает самозатачивание зубьев и постоянно углов при вершине.

В производственных организациях, эксплуатирующих траншейные экскаваторы, распространена практика изготовления и восстановления зубьев. Рекомендуется зубья изготавливать из пружинной стали марки 60С2, закаливать их до твердости $HRC=38\div 42$ и наплавлять на режущую грань в два слоя элек-

Таблица 9.18

Технико-эксплуатационные характеристики роторных траншейных экскаваторов

Показатели	Марка			
	ЭР-7АМ	ЭТР-204	ЭТР-223	ЭТР-224
Тягач	Специальный с использованием агрегатов трактора Т-100М	Специальный с использованием агрегатов трактора Т-130.1.Г.		
Размеры разрабатываемой траншеи, м:				
глубина	2,0	2,0	2,2	2,2
ширина по дну	1,2	1,2	1,5	0,85
по верху (с откосами)	2,02	2,30	2,58	1,85
начало откоса от дна	0,8	0,6	0,6	0,6
Силовая установка:		Дизельный		
тип		Д-160	Д-160	Д-160
марка	Д-108			
Техническая производительность, м ³ /ч	500	650	650	600
Рабочее оборудование (тип)	Полуприцепное	Навесное		
Ротор:				
диаметр (по режущим кромкам зубьев), мм	3,5	3,55	3,83	3,83
Число ковшей	14	14	14	16
Вместимость ковша, л	90	140	160	85
Окружная скорость, м/с	1,7	1,45; 1,80	1,45; 1,80	1,45; 1,80
Частота вращения ротора с ⁻¹	0,158	0,13; 0,158	0,12	0,15
Конвейер:		Ленточный двухсекционный, складывающийся		
тип	Ленточный криволинейный			
ширина ленты, м	0,8	0,8	0,8	0,8
привод конвейера		Механический		
скорость ленты, м/с	3,6; 4,2	3,6; 4,2	4; 5	4; 5
Основные размеры экскаваторов в транспортном положении, м				
длина	10,3	11	11,5	11,5
ширина	3,22	3,2	3,2	3,2
высота	3,8	4,2	4,24	4,13
Масса, т	24,5	31,4	33,5	31,6

троды марки ВСН-6, а затем — в два слоя электроды марки ВСН-8, доведя общую толщину наплавки до 6,5 мм.

Вместимость ковшей экскаваторов непрерывного действия измеряется в литрах.

9.3.2. Условия применения экскаваторов

Технико-организационные условия во многом обуславливают принципиальную возможность использования экскаваторов, выбор конкретного вида и марки машины, эффективность и продолжительность их эксплуатации. Сравнительно большая номенклатура одноковшовых экскаваторов и их сменного навесного оборудования, относительная конструктивная сложность экскаваторов непрерывного действия, высокая степень гидрофикации экскаваторов современных моделей требуют соответствующего уровня квалификации и численности персонала, эксплуатирующего и обслуживающего эти машины.

Квалификация персонала (4-й—6-й разряды) и численный состав звеньев (1—2 чел.) обслуживающих одноковшовые экскаваторы и экскаваторы непрерывного действия, зависят от конструктивной сложности машины, критерием которой является вместимость ковшей экскаваторов.

При оценке всего комплекса технико-организационных условий применения экскаваторов в первую очередь следует учитывать соотношение между объемами работ на объекте и на отдельных участках, разобщенность этих участков и удаленность от баз партий и экспедиций, состояние дорог и сложность перебазировок машин, сезон проведения работ и т. п.

При формировании парка экскаваторов в объединении, экспедиции или партии следует учитывать, что гидравлические машины более, чем экскаваторы с канатно-блочным управлением, чувствительны к безгаражным стоянкам, особенно в холодное время года, требуют более высокого уровня квалификации персонала при ремонте и наладке гидронасосов и цилиндров рабочего оборудования, а также наличия специальной оснастки при изготовлении и восстановлении уплотнений и манжет гидроборудования.

Технико-организационные условия применения одноковшовых экскаваторов при проведении разведочных траншей на россыпях с крупнообъемным или валовым опробованием должны предусматривать возможность погрузки песков в автосамосвалы или другие транспортные средства как из отвалов, так и при проведении выработок.

Горно-геологические условия применения экскаваторов на проходке открытых горноразведочных выработок, так же как и бульдозеров, определяются в первую очередь классификационными признаками разрабатываемых пород.

Таблица 9.19

Удельное сопротивление пород копанью экскаваторными ковшами

Характеристика разрабатываемых пород	Плотность породы, т/м ³	Удельное сопротивление копанью, МПа		
		Тип ковша		
		Обратная и прямая лопаты	Драглайн	Ковш экскаватора непрерывного действия
Песок, супесь, суглинок мягкий, средней крепости, влажный и разрыхленный, без включений	1,2—1,5	0,018—0,08	0,03—0,12	0,07—0,23
Суглинок без включений, гравий мелкий и средний, глина мягкая влажная или разрыхленная	1,4—1,9	0,07—0,18	0,12—0,25	0,21—0,4
Суглинок крепкий, глина средней крепости влажная или разрыхленная, аргилиты и алевролиты	1,6—2,0	0,16—0,28	0,22—0,4	0,38—0,6
Суглинок крепкий со щебнем или галькой, глина крепкая и очень крепкая влажная, сланцы, конгломераты	1,9—2,2	0,22—0,4	0,28—0,49	0,65—0,8
Сланцы, конгломераты, глина и лесс отвердевший, песчаники, известняки мягкие, взорванные скальные и мерзлые породы	2,2—2,5	0,33—0,65	0,4—0,75	0,8—1,2
Сланцы крепкие, известняки, песчаники средней крепости, мергель очень крепкий	2,2—2,6	0,45—0,95	0,55—1,0	1,0—2,2
Известняки, мерзлые породы средней крепости	2,3—2,6	1,2—4,0	1,4—4,5	1,8—6,0

Объективным показателем, характеризующим горные породы по трудности их разработки экскаваторами, является удельное сопротивление копанью экскаваторными ковшами различных конструкций (табл. 9.19).

Возможность разработки пород ковшами экскаваторов может быть оценена по силовым параметрам на режущей кромке рабочих органов этих машин.

Производительность экскаваторов находится в прямой зависимости от содержания валунно-галечниковых включений. При разработке предварительно разрыхленных пород величина размеров ковша экскаватора определяет допустимые размеры отдельных кусков разрыхленной породы. Допустимые размеры кусков разрыхленной породы при ее разработке экскаватором оп-

ределяются также технологией экскаваторных работ и, в частности, условиями разгрузки породы из ковша (табл. 9.20).

Таблица 9.20

Рекомендуемые соотношения между вместимостью ковша экскаватора и размерами кусков породы

Вместимость ковша экскаватора, м³	Допустимый размер куска породы, м		Оптимальный размер кусков породы, м
	Разгрузка в отвал	Разгрузка в транспорт	
0,5	0,6	0,4	0,15
1,0	0,7	0,5	0,15
1,25	0,75	0,55	0,19
1,6	0,8	0,57	0,21

Таблица 9.21

Рекомендуемые соотношения между типоразмерами одноковшовых экскаваторов и объемами работ

Типоразмер экскаватора	Объем ковша, м³	Объем работ, тыс. м³/мес
2—3	0,5—0,65	до 20
3—4	1—1,25	до 60
4—5	1,6—2,5	70—100

Незначительную холмистость и преимущественно равнинный характер рельефа местности, на котором эксплуатируются экскаваторы, следует признать предпочтительным при комплексной оценке горно-геологических условий их применения, так как углы подъема пути более 12—15° для многих моделей экскаваторов непреодолимы.

Экономические условия применения экскаваторов на проведении открытых горноразведочных выработок требуют всесторонней и объективной оценки. В первую очередь это обусловлено сравнительно высокой стоимостью экскаваторов.

Особое внимание должно быть уделено анализу возможностей обеспечения экскаваторов объемами работ, необходимыми для рентабельного их использования. Рекомендуемые типоразмеры одноковшовых экскаваторов в зависимости от месячных объемов работ приведены в табл. 9.21.

При погрузке экскаватором породы в самосвалы стоимость работ зависит от грузоподъемности самосвалов (рис. 9.11).

Экономическая эффективность применения одноковшовых экскаваторов зависит от вида рабочего оборудования, которым он оснащен.

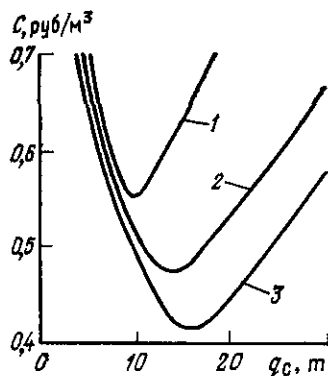


Рис. 9.11. Зависимость стоимости C экскаваторных работ от грузоподъемности q_c автосамосвалов:

1, 2 и 3 — для экскаваторов с ковшем вместимостью соответственно 0,65; 1,0 и 1,6 м³

9.3.3. Технология проведения открытых выработок экскаваторами

Проведение канав и траншей экскаваторами необходимо осуществлять по технологической карте, которая разрабатывается инженерно-техническим персоналом партии (экспедиции) и, в зависимости от подчиненности организации-разработчика, согласовывается или утверждается главным инженером. В карте должны быть указаны длина и поперечное сечение выработок, форма забоя, места расположения породных отвалов, представлены литологический состав и характеристика разрабатываемых пород, указаны рабочие параметры применяемых машин и их технико-экономические данные, приведены циклограммы работы и основные требования техники безопасности.

Нормы выработки и расценки при выполнении экскаваторных работ устанавливаются в зависимости от категории крепости разрабатываемых пород, глубины канавы, размерной группы экскаватора и его типа.

Началу проведения выработок экскаваторами должны предшествовать работы по устройству съездов и выездов экскаваторов, устройству временных дорог, обеспечению связи между местом работы экскаватора и диспетчерским пунктом, должны быть изготовлены переносные щиты и устройства, позволяющие предотвратить буксование экскаватора на вязких и топких грунтах, отведены от мест забоев грунтовые воды и устроен водоотлив, обеспечены обогрев и водоснабжение машиниста экскаватора и обслуживающего персонала, оборудованы мастерские для текущих и аварийных ремонтов, а также склады для хранения запаса эксплуатационных материалов, организованы и должным образом проведены, там, где это необходимо, буровзрывные работы для предварительного рыхления разрабатываемых пород, выполнены разбивка и разметка границ выработок и мест расположения породных отвалов, указаны трассы движения экскаватора, транспортных средств и подвижной техники, работающей в комплексе с ним.

Рекомендуется ось выработки фиксировать забивными кольями, через каждые 20 м. Кроме этого, следует через каждые 5—10 м параллельно оси выработки зафиксировать линию движения кромки гусеницы или колеса экскаватора. Машинист экскаватора должен быть ознакомлен с выполненной разметкой.

Технологические схемы проведения открытых горноразведочных выработок одноковшовыми экскаваторами делятся на две основные группы: бестранспортные и транспортные. При работе по бестранспортной схеме экскаватор укладывает породу из выработки в отвал. При работе по транспортной схеме порода грузится в кузова транспортных средств. Транспортная схема наиболее распро-

странена при проведении траншей на разведке россыпей с валовым опробованием песков. В этом случае рекомендуется при дальности доставки до 3 км соблюдать соотношение между вместимостью автосамосвалов и вместимостью ковша экскаватора равным $4 \div 6$. Возможны различные варианты как бестранспортных, так и транспортных технологических схем проведения разведочных выработок одноковшовыми экскаваторами.

По месту расположения на земной поверхности экскаватора и экскаваторного забоя относительно торца и бортов проводимой выработки различают лобовую и боковую закрытую схемы проведения. По лобовой схеме проведения экскаватор разрабатывает забой по торцу выработки, перемещаясь по земной поверхности в контуре выработки по ее ширине.

По боковой закрытой схеме проведения экскаватор разрабатывает забой по одному из бортов выработки, перемещаясь по земной поверхности вне контура выработки по ее ширине.

Лобовая и боковая закрытая схемы проведения разведочных канав и траншей являются более рациональными и могут быть осуществлены как по бестранспортной, так и по транспортной технологическим схемам (рис. 9.12).

Процесс периодического перемещения экскаватора вдоль трассы выработки после выемки заданного объема породы или достижения заданной глубины и профиля выработки называется передвижкой экскаватора. Передвижки экскаватора при лобовой и боковой закрытой схемах проведения производятся на поверхности без захода машины в выработку, что обеспечивает мобильность.

Различные этапы работ, технические возможности и условия проведения выработок одноковшовыми экскаваторами предопределяют применение того сменного рабочего органа, который наиболее предпочтителен для определенного вида работ (табл. 9.22).

Проектные параметры секции открытой выработки, для получения которых может быть рекомендовано применение одноковшовых экскаваторов: длина — 5—20 м; ширина по подошве — 0,8—1,2 м; глубина — 4—5 м.

Рабочие параметры экскаваторного оборудования, проектные размеры и целевое назначение выработок являются основными факторами, которые определяют технологическую схему их проведения. Технология, схемы и параметры работ, выполняемых сменными рабочими органами, укрепляемыми на экскаваторах с гибкой подвеской рабочего оборудования (механических) и аналогичными рабочими органами, смонтированными на экскаваторах с жесткой подвеской (гидравлических) имеют особенности, отличающие их друг от друга. Эти особенности вызваны в первую очередь конструктивными отличиями базо-

Рабочее оборудование экскаватора	Схемы проведения выработок			
	Бестранспортная		Транспортная	
	Лобовая	Боковая закрытая	Лобовая	Боковая закрытая
Обратная лопата и драглайн				
Грейфер				

Рис 9.12. Технологические схемы проведения канав и траншей одноковшовым экскаватором

Т а б л и ц а 9.22

Виды работ сменным рабочим органом при проведении разведочных канав и траншей

Сменный рабочий орган	Рекомендуемый вид работ
Экскаваторы с гибкой подвеской рабочего оборудования	
Падающий или забиваемый клин-рыхлитель Обратная лопата	Рыхление мерзлых и крепких пород, дробление негабаритов единичными ударами Экскавация породы из полости выработки с укладкой в отвал или погрузкой в транспорт
Драглайн	Экскавация породы из полости выработки с укладкой в отвал или погрузкой в транспорт, преимущественно при проведении глубоких выработок в условиях интенсивного водопритока
Грейфер	То же
Экскаваторы с жесткой подвеской рабочего оборудования	
Зуб-рыхлитель	Рыхление мерзлых и крепких пород статической нагрузкой
Гидромолот	Рыхление мерзлых и крепких пород; дробление негабаритов ударами большой частоты
Обратная лопата	Экскавация породы из полости выработки с укладкой в отвал или погрузкой в транспорт
Грейфер и погрузочное оборудование	Перевалка отвалов породы; погрузка в транспорт, засыпка выработок

вых машин. Поэтому технология работ, выполняемых одноименными рабочими органами, укрепляемыми на экскаваторах с различным видом подвески рабочего оборудования, рассматривается отдельно.

Падающим или забиваемым клином-рыхлителем на экскаваторах с гибкой подвеской рабочего оборудования обеспечивается подготовка разрабатываемой поверхности слоями, путем крупного скола отдельных участков ударами большой единичной энергии, при сравнительно низкой их частоте. Для этих работ на экскаваторах используются крановая запасовка канатов и стреловое оборудование с соответствующими рабочими параметрами.

При использовании экскаватора, у которого рыхлительное оборудование периодически меняется на экскавационное и обратно, перенавеску производят непосредственно на производственном участке. В случае промерзания только верхнего слоя, в зависимости от температуры окружающего воздуха и времени релаксации разрыхленного слоя породы, рыхление ведут в пределах длины одной секции либо на длину всей выработки.

Т а б л и ц а 9.23

Границы зоны, опасной по разлету кусков мерзлой породы при ее рыхлении падающим клином

Масса клина молота, т	Высота падения клина-молота, м	Дальность разлета кусков мерзлой породы (м) при падении клина под углом, градус			
		80	75	70	65

Н е с в я з н ы е п о р о д ы

1,5	3,5	12	19	29	40
2,5	3,0	12	19	34	50
3,5	4,0	13	20	36	59
4,0	4,5	14	24	42	63

С в я з н ы е п о р о д ы

3,5	4,0	11	18	33	47
4,0	4,5	12	23	40	57

Примечание При температуре окружающего воздуха — 20°C и ниже приведенные значения дальности разлета кусков мерзлой породы должны быть умножены на коэффициент равный 1,15

При рыхлении верхнего промерзшего слоя в пределах длины одной секции целесообразно экскавацию породы вести сразу на всю проектную глубину, после чего производят перенавеску оборудования и ведут рыхление верхнего слоя следующей секции выработки.

Основными недостатками технологии ударного рыхления пород экскаваторами с гибкой подвеской рабочего оборудования являются значительные динамические нагрузки на машину и стреловое оборудование, интенсивный износ канатов, а также сравнительно частые и продолжительные перерывы в работе, связанные с перенавеской оборудования. Эти перерывы могут достигать 50% рабочего времени.

При нахождении людей, машин и оборудования вблизи экскаватора, работающего со свободно падающим клином-молотом должны соблюдаться границы зоны, опасной по разлету кусков разрыхляемой породы, которая зависит от массы, высоты и угла падения клина-молота, а также от связности разрушаемых пород (табл. 9.23).

Предотвращение разлета кусков мерзлой породы при падении клина-молота может обеспечить укрепление по периметру поперечного сечения корпуса падающего клина скрепленных между собой, свободно свисающих гибких звеньев, изготовленных из отрезков цепей, стальных канатов, резиновых лент и т. п.

Обратной лопатой экскаватора с гибкой подвеской рабочего оборудования процесс копания обеспечивается массой оборудования и усилием в тяговом ка-

Т а б л и ц а 9.24

Рабочие параметры экскаваторов с гибкой подвеской рабочего оборудования, оснащенных обратной лопатой

Показатели	Марка экскаватора		
	ЭО-3311Г	ЭО-3211Г (Э-304Г)	Э-652Б
Вместимость ковша, м ³	0,4	0,4	0,65
Ширина ковша, м	0,94	0,92	1,16
Длина, м			
стрелы	4,9	5,1	5,5
рукояти	2,3	2,5	3,02
Максимальная глубина копания траншеи, м	4	5,02	5,8
Высота выгрузки, м			
начальная	3	2,7	3,1
конечная	5,6	5,6	6,14
Максимальный радиус копания, м	7,8	8,2	9,2
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м			
начальной	4,15	3,2	5,0
конечной	6,8	7	8,1
Максимальная скорость каната, м/с			
подъемного	1,31	1,3	1,08
тягового	0,98	0,98	0,98
Продолжительность рабочего цикла при работе в отвал с поворотом на 90° и средней глубиной копания, с	15	15	20

нате. У экскаваторов с гибкой подвеской рабочего оборудования отношение длины рукояти с ковшом к длине стрелы составляет 0,45—0,5. Для проведения траншей этими экскаваторами применяют стрелу, корневая секция которой изогнута в вертикальной плоскости, что позволяет на 24—25% увеличить глубину проведения выработок как при установке ходовой базы экскаватора вдоль, так и перпендикулярно к оси выработки.

Минимальная ширина канав и траншей по подошве зависит от ширины ковша и характера разрабатываемых пород. Обычно при разработке легких пород обратной лопатой ширина траншеи по подошве составляет 1,1 B_k , а при разработке тяжелых пород — 1,05 B_k (B_k — ширина ковша обратной лопаты).

Передвижка экскаватора при работе обратной лопатой зависит от требуемой глубины выработки. Чем больше глубина выработки, тем меньше длина передвижки.

При технологии работ, основанной на послышной выемке пород, возможна равномерная передвижка.

Рабочие параметры экскаваторов с гибкой подвеской рабочего оборудования, оснащенных обратной лопатой, приведены в табл. 9.24.

Драглайном — ковшом, подвешиваемым к рабочему оборудованию экскаватора на канатах, процесс копания обеспечивается за счет массы ковша и усилия в тяговом канате. Ковш драглайна имеет большую длину и значительно меньшую высоту, чем ковш обратной лопаты. Он может быть снабжен зубьями или иметь полукруглую режущую кромку. Ковш драглайна, поднятый к оголовку стрелы, сбрасывается на разрабатываемую поверхность по траектории, представляющей собой наклонную, отклоненную от вертикали на 20—30° в сторону от экскаватора. Порода поступает в полость ковша при его подтягивании к экскаватору. В процессе рабочего хода вес ковша увеличивается. Это влечет уменьшение заднего угла резания и самовыглубление ковша на высоту, примерно равную толщине стружки.

Длина рабочего хода ковша драглайна зависит от характера разрабатываемых пород:

$$L_x^m = (2,5 \div 3,5) \sqrt[3]{q_k} \text{ — при разработке мягких пород; (152)}$$

$$L_x^{cp} = (3,5 \div 5) \sqrt[3]{q_k} \text{ — при разработке пород средней крепости; (153)}$$

$$L_x^{kp} = (5,5 \div 5,8) \sqrt[3]{q_k} \text{ — при разработке крепких пород, (154)}$$

где q_k — вместимость ковша драглайна.

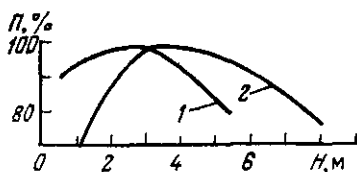
При работе драглайном используются стрелы в 1,3—1,5 раза большей длины, чем при работе обратной лопатой. Удлинение стрелы драглайна, обычно выполняемой из двух решетчатых сварных секций, соединяемых болтами, производят за счет вставок, укрепляемых между секциями. Увеличение длины стрелы экскаватора, оснащенного драглайном, позволяет снизить себестоимость и затраты времени на проведение выработки. Угол наклона стрелы при работе драглайном 30—45°. Драглайном, которым оснащается экскаватор с тибкой подвеской рабочего оборудования, обеспечивается в 1,5—3 раза большая глубина выработки, чем оборудованием обратной лопаты, установленным на таком же экскаваторе. Кроме этого, при работе драглайном на 20—30 % снижается себестоимость работ и на 30—40 % уменьшаются затраты времени, при прочих равных условиях.

Наименьшая глубина разработки из условия набора породы на откосе для экскаваторов Э-652Б и ЭО-4112 составляет 2,8 м.

Для экскаваторов любой размерной группы существует средняя глубина копания, при которой обеспечивается наибольшая производительность. Так, для экскаваторов 3-й размерной группы эта глубина 2,8 м, для 4-й — 3,2 м, для 5-й — 4,5 м.

Рис. 9.13. Зависимость производительности Π экскаваторов с гибкой подвеской рабочего оборудования, оснащенных драглайном от глубины разработки H :

1 и 2 — для экскаваторов соответственно Э-304 и Э-652Б



Влияние глубины разработки на производительность экскаваторов Э-304Г и Э-652Б приведено на рис. 9.13.

Драглайном наиболее эффективно проведение разведочных канав и траншей сравнительно большой ширины. При этом рекомендуется в первую очередь разрабатывать боковые части профиля выработки с постепенным переходом к средней линии поперечного сечения.

Максимальная ширина по подошве траншей, проводимой по лобовой схеме, зависит от ширины ковша драглайна, характера разрабатываемых пород и расположением экскаватора относительно оси выработки. Если экскаватор расположен соосно относительно траншеи, то ширина выработки по подошве составляет $1,05 \div 1,1$ ширины ковша, а если ось экскаватора смещена относительно оси траншеи, то ширина выработки — $1,25 \div 1,3$ ширины ковша.

После проведения секции выработки на заданную глубину и получения проектного профиля производят передвижку драглайна, длина которой составляет $0,2 \div 0,3$ длины стрелы. Минимальная длина передвижки для экскаватора ЭО-3311Г — 1 м, а для экскаваторов Э-652Б и ЭО-4112 — 1,5 м.

Зубом-рыхлителем экскаватора с жесткой подвеской рабочего оборудования обеспечивается рыхление разрабатываемой поверхности путем статического разрушения породы. Врезание зуба в разрабатываемую среду происходит под действием собственного веса экскаватора и усилий, развиваемых в гидроцилиндрах стрелы и рукояти. Шарнирная связь зуба-рыхлителя с рукоятью стрелы экскаватора позволяет изменять положение зуба относительно оголовка рукояти и таким образом активно менять направление равнодействующей силы, прикладываемой к режущей кромке зуба-рыхлителя.

Средняя производительность рыхления зубьями-рыхлителями различных конструкций, установленных на гидравлических экскаваторах 3-й и 4-й размерных групп, $30 \div 40$ м³/ч. Продолжительность навески зуба-рыхлителя на гидравлический экскаватор 20—30 мин.

Гидромолотом экскаватора с жесткой подвеской рабочего оборудования производится рыхление разрабатываемой поверхности путем разрушения породы ударами высокой частоты. Привод гидромолотов обеспечивается гидросистемой экс-

каваторов. Это позволяет лучше использовать установленную мощность базовой машины и снизить эксплуатационные затраты по сравнению с другими навесными ударными рыхлительными устройствами, требующими дополнительных источников энергии. Рыхление пород экскаваторными гидромолотами при проведении разведочных канав и траншей рекомендуется вести последно по лобовой схеме. Максимальная ширина полосы рыхления гидромолотом с одной стоянки экскаватора составляет для большинства отечественных моделей 5—6 м. Производительность рыхления гидромолотами зависит от конструктивных параметров навесного оборудования, размерной группы базовой машины и свойств разрабатываемых пород. Поэтому производительность рыхления гидромолотами колеблется в широком интервале от 5—6 до 150 м³/ч. За один проход гидромолотом возможно рыхление мерзлых и крепких пород на глубину 0,4—0,6 м.

Обратной лопатой экскаватора с жесткой подвеской рабочего оборудования процесс копания обеспечивается усилием на зубьях ковша, являющимся равнодействующим от собственного веса экскаватора и усилий в гидроцилиндрах стрелы, рукояти и ковша.

Форма забоя получается без «kozyрька», возникающего обычно при работе обратной лопатой экскаватора с гибкой подвеской рабочего оборудования.

Конструктивные особенности гидравлических экскаваторов позволяют получить на зубьях ковша обратной лопаты большие усилия, чем на экскаваторах с гибкой подвеской рабочего оборудования.

Экскаваторы с жесткой подвеской рабочего оборудования, работающие обратной лопатой, могут быть оснащены стрелами

Т а б л и ц а 9 25

Основные показатели стрелового оборудования экскаваторов, оснащенных обратной лопатой

Стреловое оборудование экскаватора	Длина стрелы, м	Длина рукояти стрелы, м	Вместимость ковша, м ³	Наибольшая глубина копания, м
3-я размерная группа экскаваторов				
Нормальное	4,5	1,9	0,5	6,5
С удлиненной стрелой	5	4,4	—	7,2
4-я размерная группа экскаваторов				
Нормальное	3,2—3,3	2,9	1,0	5,8
С удлиненной стрелой	3,2—3,3	4,5	0,65	7,1
Удлиненное со складывающейся стрелой	3,2—4,8	4,6	0,65	8,4

различной длины и конструкций, что имеет существенное значение для выбора основных технологических параметров выполняемых работ. Основные показатели стрелового оборудования экскаваторов, оснащенных обратной лопатой, приведены в табл. 9.25.

Рабочие параметры экскаваторов с жесткой подвеской рабочего оборудования, оснащенных обратной лопатой, приведены в табл. 9.26.

Грейфер экскаватора с жесткой подвеской рабочего оборудования особенно эффективен при разработке пород со сравнительно большим содержанием крупных камней и валунов, так как позволяет осуществлять их изъятие из полости выработки и вести погрузку в транспорт. Эти грейферы хорошо приспособлены для проведения выработок в условиях интенсивного водопритока, навешиваются на обычные стрелы обратных лопат, которые вместо рукояти оснащаются наголовниками, управляемыми гидроцилиндрами.

При различных технологических схемах проведения канав и траншей одноковшовыми экскаваторами как лобовым, так и боковым забоями существенное значение имеет максимальный радиус выгрузки экскаватора R (рис. 9.14).

Ширина рабочей зоны при проведении траншей несколькими экскаваторами или с применением комплекса машин (бульдозеры, тракторы, автосамосвалы, передвижные электро- и компрессорные станции и т. п.) может быть определена из расчетной схемы (см. рис. 9.14) по формуле

$$L = A + M + 2D + 1, \quad (155)$$

где A — ширина траншеи по верху, м; M — наибольший размер по ширине машины из комплекса машин, применяемых при проведении, м; D — ширина породного отвала по основанию, м;

$$D = 2k_p V/H, \quad (156)$$

V — объем породы на 1 м траншеи, м³; H — высота породного отвала, м; k_p — коэффициент разрыхления породы.

Техническая производительность (м³/ч) одноковшовых экскаваторов

$$P_T = 3600 q_k k_n / (k_p t_{\text{ц}}), \quad (157)$$

где q_k — вместимость ковша, м³; k_n — коэффициент наполнения ковша; $t_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла, с.

Техническая производительность является возможной максимальной производительностью для данных условий и технологии работ. Кроме нее следует различать теоретическую и эксплуатационную производительность.

Т а б л и ц а 9.26

Рабочие характеристики экскаваторов с жесткой подвеской рабочего оборудования

Показатели	Мар						
	ЭО-2621А	Э-5015А		ЭО-4321		ЭО-3322Б	
Рабочее оборудование стрела	—	Нормальная	Со смешанной осью копания	Нормальная		Укороченная	Составная укороченная
рукоять	—	—	—	Нормальная	Удлиненная	—	Нормальная
Вместимость ковша, м ³	0,25	0,5	0,5	0,65	0,4	1,0	0,5; 0,63
Максимальная глубина копания, м	3,0	4,5	4,8	5,5	6,7	4,0	4,2
Максимальная высота выгрузки, м	2,2	3,9	4,2	5,6	6,18	5,0	4,8
Максимальный радиус копания, м	5,0	7,3	7,8	8,95	10,16	6,9	7,5
Максимальное усилие на зубьях ковша, кН	26	75	75	115	136	127	90
Продолжительность цикла при работе в отвал с поворотом на 90° при средней глубине копания, с	18	16	16	16—18	16—18	17—19	16

Примечание. Экскаватор ЭО-5015А дополнительно оснащен профильными ковшевыми отвалами, зубом-рыхлителем, крюковой подвеской. Экскаватор ЭО-3322Б — профиль для узких траншей, планировочным ковшом шириной 2,5 м, вместимостью 0,5 м³ рыхлит

Теоретическая производительность одноковшовых экскаваторов применяется только как часовая и определяется по формуле

$$P_T = 3600q_k/t. \quad (158)$$

Эксплуатационная производительность учитывает потери времени на запланированные простои (профилактика, перерывы при подаче транспортных средств и т. п.), которые не должны превышать 20 %, и определяется из уравнения

$$P_э = P_T k_y k_v, \quad (159)$$

ЭО-3322Б			ЭО-3322В			ЭО-4121А			МТЛ-71 (ЭО-4221)
Сос- тав- ная	Моноблочная		Составная		—	Сос- тавная с ма- лым вы- летом	Сос- тавная с пе- реста- нов- кой	Моно- блоч- ная	Сос- тавная
—	Удлиненная		Нормальная		Удли- нен- ная	Нормальная			—
0,4	0,5; 0,63	0,4	0,4; 0,5; 0,63	1,25; 1,0; 0,65	0,65	1,25; 1,0; 0,65	0,65	1,25, 1,0, 0,65	1
0,5	4,2	5,0	5,0	5,8	7,1	5,14	5,0	6,0	5,7
5,2	4,9	4,9	5,2	5,0	5,2	5,34	7,45	5,0	5,0
8,2	7,5	8,2	8,2	9,1	10,2	8,54	9,75	9,4	8,95
90	90	90	90	90	126	126	126	126	140
16	16	16	16	16	21	21	21	21	22

шамми шириной по дну 0,5 м, очистным ковшом, ковшом для узких траншей, планировочным ковшом 0,5 м³ шириной по дну 0,6 м, ковшом шириной 0,5 м, вместимостью 0,2 м³, елем с усилием 130 кН, планировочным отвалом шириной 3 м.

где $k_y=0,89—0,98$ —коэффициент, зависящий от уровня квалификации машиниста экскаватора; k_v —коэффициент использования экскаватора во времени.

Технология проведения выработок траншейными экскаваторами непрерывного действия основана на одновременной и непрерывной разработке, транспортировке и разгрузке породы. Рабочие органы траншейных экскаваторов непрерывного действия движутся в вертикальной продольной плоскости относительно забоя, а подача осуществляется перемещением всей машины по оси выработки. Сравнительно небольшая толщина срезаемой стружки породы 0,3—8 см, делает траншейные экскаваторы непрерывного действия

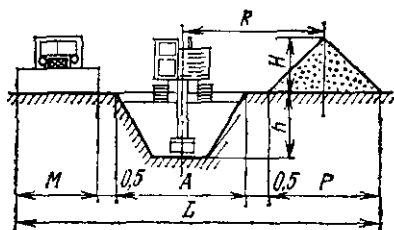
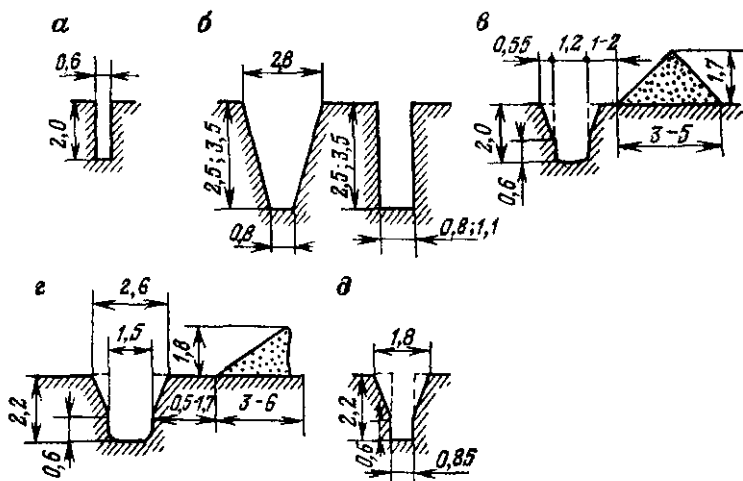


Рис. 9.14. Расчетная схема для определения ширины рабочей зоны при проведении траншей с применением экскаваторов и других машин

Рис. 9.15. Поперечные профили выработок, пройденных траншейными экскаваторами непрерывного действия (размеры даны в метрах):

а — ЭТЦ-208, ЭТЦ-208А, ЭТЦ-208Б; б — ЭТУ-354, ЭТУ-354А, ЭТЦ-252 и ЭТЦ-252А; в — ЭТР-204; г — ЭТР-223; д — ЭТР-221



практически неприменимыми для разработки пород с каменисто-валунными включениями (более 200 мм).

При разработке липких и вязких пород рекомендуется применение траншейных экскаваторов цепного типа, в которых предусмотрена возможность установки очистителей ковшей.

Порода из ковшей траншейных экскаваторов разгружается свободным падением или принудительно. Транспортирование ее в отвал осуществляется непрерывно ленточными конвейерами, имеющими вылет 1—3 м. Криволинейными конвейерами порода может укладываться на одну из двух сторон от выработки. Прямолинейными наклонными конвейерами порода укладывается только на одну сторону. По сравнению с одноковшовыми траншейные экскаваторы непрерывного действия обеспечивают более высокую производительность. Однако необходимая эффективность их применения в полной мере достигается при достаточно больших объемах работ на участке значительной протяженности выработки (до 1 км и более), пологом рельефе местности, при полном отсутствии или весьма слабом водопритоке,

а также при малом содержании камней и валунов в разрабатываемом породном массиве.

При проведении выработок траншейными экскаваторами непрерывного действия высокие требования предъявляются к качеству подготовительных работ. Перед непосредственным проведением выработок траншейными экскаваторами необходимо проведение работ по разбивке трассы каждой выработки, полное удаление древесно-кустарниковой растительности, валунов и камней, корчевка пней, планировка трасс, по которым будет вестись проведение выработок.

Поперечные сечения выработок, пройденных траншейными экскаваторами непрерывного действия, могут иметь прямоугольный, трапециевидный или сложный (составной) профиль (рис. 9.15).

Проектные параметры секции открытой выработки, для получения которых могут быть рекомендованы траншейные экскаваторы непрерывного действия: длина — 100—200 м; ширина по подошве — 0,6—1 м; глубина — 1,5—2 м.

Производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) траншейного экскаватора непрерывного действия при заданной вместимости ковшей q_k (л) определяется по формуле

$$P = 3,6n_p k_n q_k / k_p, \quad (160)$$

где n_p — число разгрузок (ссыпок) в 1 мин (при скорости ковшей v_k и шаге их T_k , число разгрузок $n_p = 60 v_k / T_k$; k_n — коэффициент наполнения ковшей; k_p — коэффициент разрыхления породы.

Производительность, рассчитанная по формуле (160), является максимально возможной и может быть обеспечена только при работе машины в благоприятных организационных и погодных условиях, при разработке легких и сухих пород. При разработке тяжелых и липких пород, учете реальных условий эксплуатации производительность траншейных экскаваторов непрерывного действия снижается в 2—3 раза. Поэтому среднюю эксплуатационную производительность экскаватора определяют из технической с учетом коэффициента использования машины во времени k_v , который выбирается в пределах 0,5—0,75:

$$P_s = P k_v. \quad (161)$$

9.4. ПРОВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ВЫРАБОТОК КАНАТНО-СКРЕПЕРНЫМИ УСТАНОВКАМИ

9.4.1. Канатно-скреперные установки и их технико-эксплуатационные показатели

Канатно-скреперные установки являются одним из специальных средств механизации проведения открытых горноразведочных выработок. Они особенно эффективны при проведении

разведочных канав в труднодоступных условиях, а также при уборке песков из разведочных траншей на россыпях. Эти установки представляют собой двухбарабанные скреперные лебедки, оснащенные скрепером, с которым соединены холостая и рабочая ветви тягового каната. Совершая возвратно-поступательные движения по трассе выработки между лебедкой и концевой опорой, на которой укреплен обводной канатный блок, скрепер заглубляется в разрабатываемую поверхность, обеспечивая проведение выработок на запланированную глубину.

Канатно-скреперные установки, используемые для проведения открытых горноразведочных выработок, разделяются по способу перемещения и виду привода.

По способу перемещения канатно-скреперные установки делятся на передвижные и самоходные, по виду привода — на установки с приводом от централизованной сети энергоснабжения, с автономным и комбинированным приводом.

Передвижные канатно-скреперные установки монтируются на раме или платформе, перемещаемой буксиром или самоподтягиванием.

Самоходные канатно-скреперные установки перемещаются на автономном самоходном шасси, в качестве которого обычно используется трелевочный трактор.

Канатно-скреперные установки с приводом от централизованной сети энергоснабжения — установки, работающие от стационарных или временных сетей электроснабжения, передвижных дизельных электростанций и т. п.

Канатно-скреперные установки с автономным приводом — установки, для привода которых используется двигатель внутреннего сгорания, смонтированный непосредственно на раме лебедки, либо двигатель машины — буксира или самоходного шасси.

Канатно-скреперные установки с комбинированным приводом — установки, работающие как от централизованной сети энергоснабжения, так и от автономного привода.

Основным параметром канатно-скреперных установок является среднее тяговое усилие на рабочем барабане. Средние тяговые усилия современных лебедок канатно-скреперных установок колеблются в пределах 6000—100 000 Н, а значения средних скоростей навивки рабочих канатов на 35 % меньше средних значений скоростей навивки холостых.

По взаимному расположению двигателя и барабанов лебедки разделяются на лебедки с соосным и параллельным расположением двигателя и барабанов. В структуре обозначений скреперных лебедок указываются их типы и основные конструктивные особенности. Например, индекс 10ЛС-2СМ обо-

значает: лебедка скреперная, двухбарабанная с мощностью двигателя 10 кВт и соосным расположением двигателя и барабанов, модернизированная. Индекс 17ЛС-2П: лебедка скреперная, двухбарабанная, с мощностью двигателя 17 кВт и с параллельным расположением двигателя и барабанов.

Отечественной промышленностью освоен выпуск скреперных лебедок с мощностью двигателя 10, 17, 30, 55 и 100 кВт.

В канатно-скреперных установках, созданных силами производственных организаций системы Мингео СССР, для механизации проведения геологоразведочных канав в труднопроходимых условиях или на объектах, не оснащенных серийной землеройной техникой, используются скреперные лебедки мощностью до 55 кВт (табл. 9.27). Эти установки созданы на буксируемой или самоходной базе с приводом от двигателя буксирующего или базового трактора (рис. 9.16).

В качестве базовых рекомендуется использование трелевочных тракторов, которые эффективны при работе на склонах крутизной до 22°, а зимой — на склонах крутизной до 14°. У трелевочных тракторов ходовая часть имеет балансирно-рессорную подвеску, позволяющую трактору преодолевать валуны, пни и лежащие стволы деревьев. Снизу трактор защищен стальной обшивкой.

При создании силами геологоразведочных партий, экспедиций и объединений канатно-скреперных установок с комбинированным или автономным приводом следует учитывать, что двигатели внутреннего сгорания допускают кратковременную перегрузку по мощности на 10—15 %, а электродвигатели — до 200 %. Поэтому для обеспечения преодоления увеличенных сопротивлений, возникающих при заклинивании скреперов, рекомендуется устанавливать двигатель внутреннего сгорания большей мощности, чем электродвигатель. Следует также учитывать, что от двигателей внутреннего сгорания допускается в течение длительного времени отбирать не более 60 % их номинальной мощности. Это условие относится и к транспортным двигателям.

Освоен выпуск передвижных и самоходных канатно-скреперных установок, предназначенных для проведения геологоразведочных канав (табл. 9.28).

Привод передвижных канатно-скреперных установок (МСУ-0,1, СУ-0,2) смонтирован на раме, на которой укреплен скреперная двухбарабанная лебедка с соосным расположением барабанов и двигателя (рис. 9.17). Соединение лебедки с двигателем обеспечивается посредством муфты сцепления.

Самоходная скреперная установка (УСС) представляет собой скреперную лебедку, смонтированную на трелевочном тракторе ТБ-1, который разработан на базе трактора ТДТ-55 и оснащен стреловым поворотным манипулятором грузоподъемно-

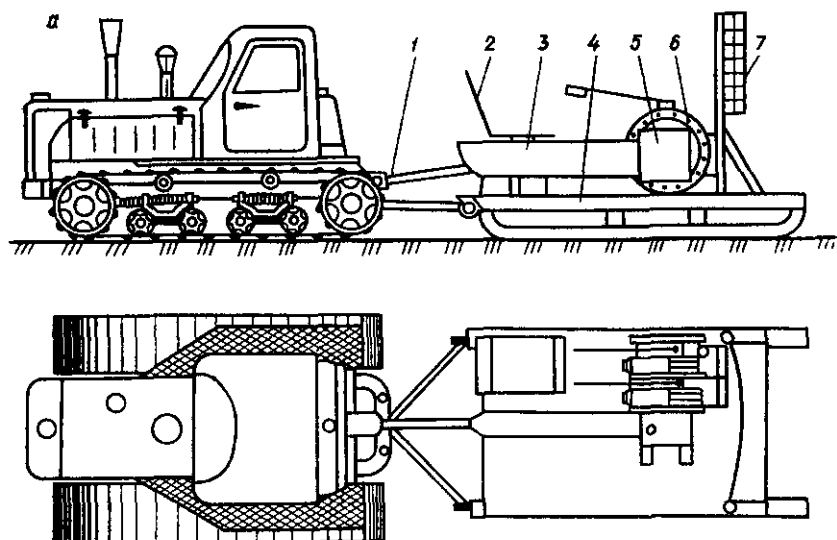


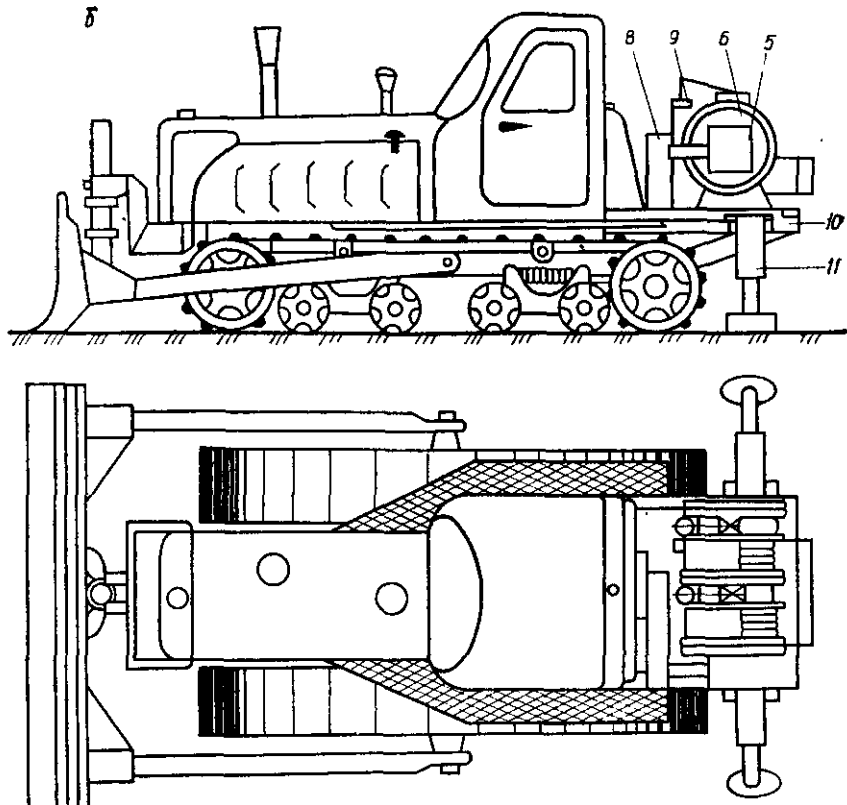
Рис. 9.16. Канатно-скреперная установка на буксируемой (а) и самоходной (б) базе:

1 — карданный вал; 2 — сиденье скрепера; 3 — ограждение карданного вала; 4 — сани буксирная платформа; 5 — редуктор; 6 — скреперная лебедка; 7 — ограждение сиденья скрепера; 8 — кожух цепной передачи; 9 — гидроцилиндр управления; 10 — консольная рама; 11 — опора

Таблица 9.27

Технические характеристики двухбарабанных скреперных лебедок

Марка скреперной лебедки	Показатели							
	Мощность электродвигателя, кВт	Среднее тяговое усилие на ветвях тягового каната, Н		Средняя скорость наводки ветвей тягового каната, м/с		Максимальный диаметр тягового каната, мм	Канатоёмкость барабана, м	Масса лебедки с электродвигателем, кг
		рабочей	холостой	рабочей	холостой			
10ЛС-2СМ	10	9 800	7 350	1,08	1,49	12	46	528
17ЛС-2СМ	17	15 680	11 760	1,11	1,54	14	60	797
17ЛС-2С	17	15 680	11 760	1,12	1,54	14	60	875
17ЛС-2П	17	15 680	11 760	1,12	1,54	14	60	859
30ЛС-2СМ	30	27 440	19 600	1,17	1,61	15	90	1394
30ЛС-2ПМ	30	27 440	19 600	1,17	1,61	15	90	1530
55ЛС-2СМ	55	44 100	31 360	1,33	1,83	20	100	2385
55ЛС-2ПМ	55	44 100	31 360	1,33	1,83	20	100	2785



стью 1,3 т (рис. 9.18). Привод лебедки этой установки обеспечивается от двигателя трактора.

Рабочими органами канатно-скреперных установок служат скреперы различного типа и формы, в том числе гребковые односекционные жесткие скреперы и ящичные. Основные параметры и размеры гребковых и ящичных канатных скреперов вместимостью до 0,6 м³ приведены в табл. 9.29.

Вместимость канатного скрепера

$$V_c = kh^2b, \quad (162)$$

где k — коэффициент, учитывающий тип скрепера (для гребкового $k=0,85$, для ящичного $k=1,6$); h — высота скрепера, м; b — ширина скрепера, м.

Оптимальные соотношения между размерами скреперов: для гребкового $b = 1,7 \sqrt[3]{V_c}$; $h = 0,85 \sqrt[3]{V_c}$; $l = 2,15 \sqrt[3]{V_c}$, м; для ящичного $b = 1,35 \sqrt[3]{V_c}$, $h = 0,68 \sqrt[3]{V_c}$, м; $l = 1,35 \sqrt[3]{V_c}$ (l — длина скрепера).

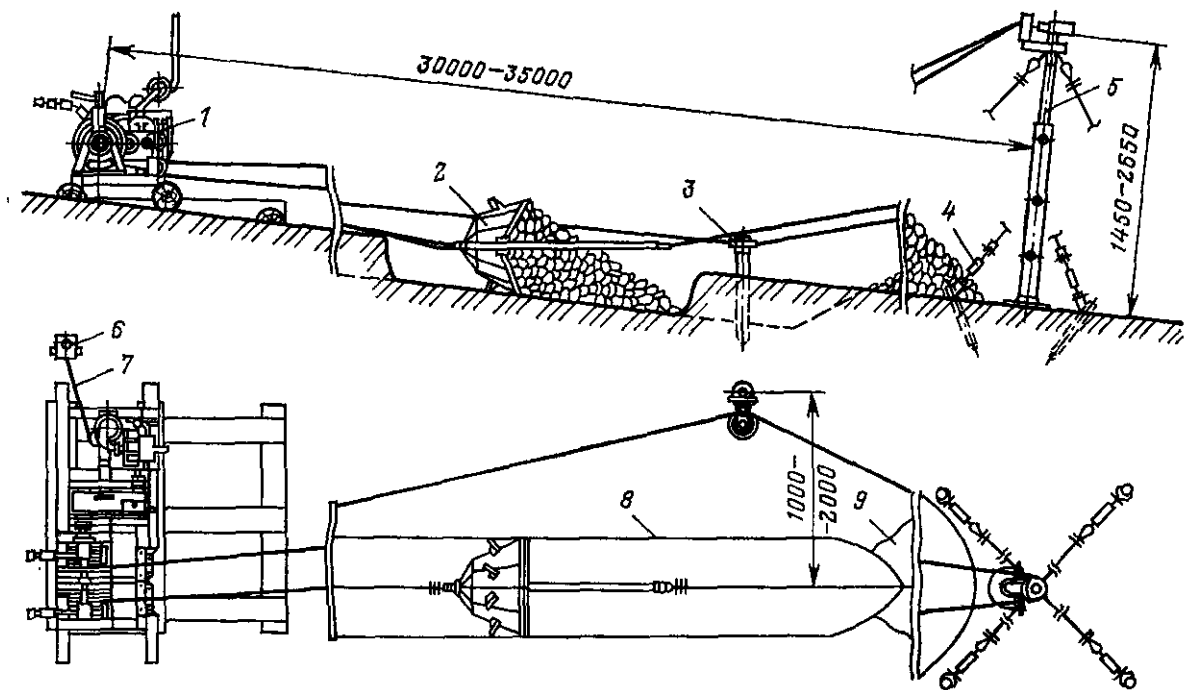


Рис. 9.17. Передвижная канатно-скреперная установка:

1 — привод; 2 — зонтообразный канатный скрепер; 3 — отклоняющая опора; 4 — растяжка концевой опоры; 5 — концевая опора; 6 — топливный бак; 7 — шланг, соединяющий двигатель с топливным баком; 8 — контур канавы; 9 — отвал породы

Таблица 9.28

Технико-эксплуатационные характеристики канатно-скреперных установок для проведения геологоразведочных канав

Показатели	Марка		
	МСУ-0,1М	СУ-0,2	УСС
Скреперная лебедка	10ЛС-2С	17ЛС-2С	30ЛС-2С
Способ перемещения	Передвижной		Самоходный
Транспортная база	Санная буксируемая платформа		Трелевочный трактор ТБ-1
Тип привода	Автономный		Комбинированный
Двигатель:			
внутреннего сгорания	Д-21А	Д-37Е-СЗ-1	СМД-46
электродвигатель	—	АО-2-62-4	—
мощность, кВт	14,8	29,6	55,2
Вместимость ковша, м³	0,11	0,18	0,36
Глубина проводимых канав, м:			
без крепления бортов	2	2	2
с креплением бортов не более	6	6	6
Ширина канав по подошве, м	0,7	0,8	0,9
Техническая производительность установки, м³/ч	6	11	23
Масса установки, кг	1500	2095	13 230

Серийные канатно-скреперные установки оснащаются зонтообразными скреперами, представляющими грибовидной формы конус с центрально расположенным водилом (рис. 9.19). Эти скреперы в отличие от гребковых и ящичных исключают потерю устойчивости скрепера в выработке и обеспечивают постоянство контакта режущей кромки с разрабатываемой

Таблица 9.29

Параметры и размеры канатных скреперов

Вместимость скрепера, м³	Размеры скрепера, мм			Масса скрепера, кг	
	Длина	Ширина	Высота	легкого	тяжелого
0,1	950/—	710/—	400/—	85/—	160/—
0,16	1250/800	860/700	500/360	160/85	265/160
0,25	1400/950	950/850	560/400	265/160	400/265
0,4	1700/1120	1120/950	670/450	400/265	560/400
0,6	2000/1400	1250/1120	800/500	560/400	800/560

П р и м е ч а н и е. В числителе — для гребкового скрепера, в знаменателе — для ящичного.

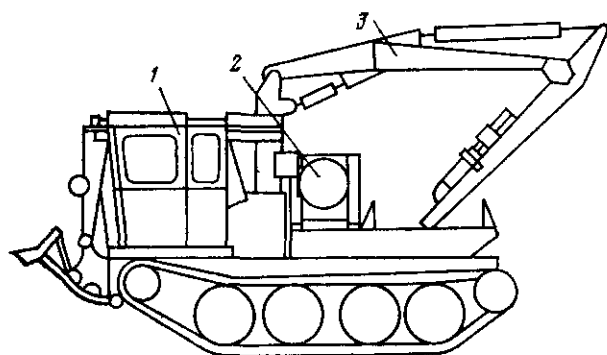
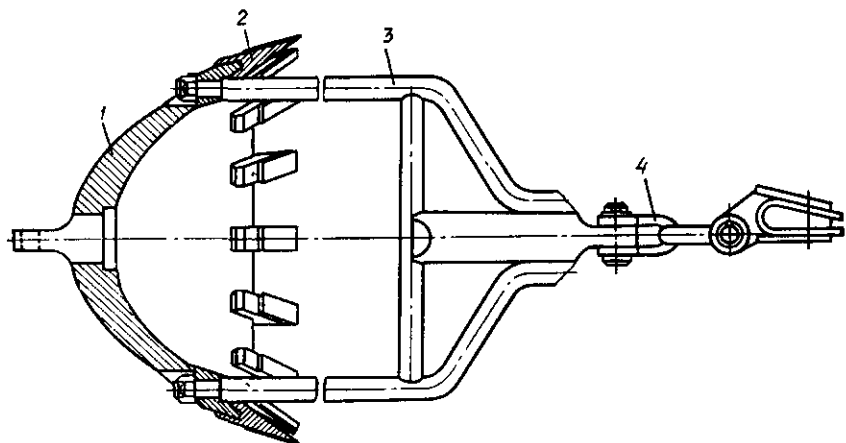


Рис. 9.18. Самоходная канатно - скреперная установка:

1 — трелевочный трактор;
2 — скреперная лебедка, 3 — стреловой манипулятор

Рис. 9.19. Зонтообразный канатный скрепер:

1 — корпус; 2 — зуб;
3 — водило; 4 — соединительная серьга



поверхностью. Серийным производством предусмотрены литые конструкции зонтообразных скреперов. В отдельных случаях используются составные и сварные конструкции, а также скреперы с разнообразными усовершенствованиями, которые необходимы в конкретных условиях эксплуатации.

Параметрами, определяющими эффективность и стабильность работы зонтообразного скрепера при проведении канавы, являются приведенная масса (отношение массы скрепера к длине его режущей кромки), а также длина передней части водила. Основные параметры зонтообразных канатных скреперов серийных канатно-скреперных установок приведены в табл. 9.30.

Углы внедрения зубьев и режущих кромок канатных скреперов зависят от свойств разрабатываемых пород; их значения колеблются в интервале 20° — 60° и выбираются опытным путем.

Канатные блоки, используемые в канатно-скреперной установке, предназначены для предотвращения трения тягового

Т а б л и ц а 9.30

Зонтообразные канатные скреперы

Показатели	Канатно-скреперные установки, оснащенные скреперами		
	МСУ-0,1 М	СУ-0,2	УСС
Диаметр по режущей кромке, м	0,7	0,8	0,9
Масса скрепера, кг	190	300	430
Приведенная масса, кг/см	2,71	3,75	4,78

каната о подошву и борта выработки, а также для реверсирования рабочего органа установки. По назначению и расположению канатные блоки разделяют: на концевые (обводные), отклоняющие и поддерживающие.

Концевой (обводной) блок меняет направление движения обеих ветвей тягового каната на противоположное и крепится на опоре, устанавливаемой на конце секции выработки, противоположном тому, на котором устанавливается скреперная лебедка.

Отклоняющий блок меняет направление движения одной из ветвей тягового каната для исключения ее трения и переклестывания с другой ветвью. Он крепится на опоре, устанавливаемой в пределах скреперуемой секции.

Поддерживающий блок не меняет направления движения ветвей тягового каната, обеспечивая только поддержку контактирующей с ним ветви для исключения ее трения и переклестывания с другой ветвью. Крепится на опоре, устанавливаемой по длине скреперуемой секции.

Параметры серийно выпускаемых канатных блоков регламентированы государственным и отраслевым стандартами. Эти блоки выпускаются с крюком и со скобой. Снабжение обоим канатных блоков крюком или скобой обеспечивает легкость и простоту крепления к опорам, которыми могут служить забивные штыри или стволы деревьев, а также отрезки цепей или канатов, натянутые между якорями.

Основные параметры одинарных канатных блоков для скреперных лебедок приведены ниже.

Диаметр ролика по дну канавки, мм	160	200	250	320	400
Диаметр каната, мм:					
минимальный	6,5	8	10	12,5	16
максимальный	7,9	10,5	12,5	16	20,5
Максимальное тяговое усилие на крюке (скобе), кН	20	32	50 (32)	80	160
Масса блока, кг, не более	10,5	18	28 (32)	45	80

Максимальным нагрузкам в процессе скреперования подвергается концевой (обводной) блок, минимальным — поддерживающие блоки. Поэтому соответствующие требования предъявляются к опорам этих блоков и к самим блокам. В отдельных случаях допустимо применение в качестве поддерживающих блоков свободно вращающихся роликов, выполненных из круглого проката, элементов труб или из твердых пород дерева.

В производственных организациях существует практика изготовления канатных блоков для скреперных лебедок силами ремонтно-механической службы. В этих случаях необходимо учитывать, что диаметр концевого (свободного) блока по дну канавки должен быть не менее 15—18 диаметров каната, огибающего этот блок.

Ответственным элементом канатно-скреперной установки, определяющим ее работоспособность и эффективность, является канат — гибкий тяговый орган, предназначенный для передачи тягового усилия от привода к рабочему органу. Он обеспечивает превращение вращательного движения барабана лебедки в возвратно-поступательное перемещение рабочего органа по трассе скреперования и содержит две ветви — рабочую и холостую. Условия работы этих ветвей отличаются друг от друга и зависят от схемы и условий скреперования.

При скреперовании канаты подвергаются воздействию изгибающих, растягивающих статических и динамических нагрузок, а также интенсивному абразивному износу. Поэтому из-за тяжелых условий работы скреперных канатов, их сроки эксплуатации крайне малы и канаты требуют частых замен. Помимо трудоемкости операции замены и перенавески скреперных канатов следует учитывать их сравнительно высокую стоимость, которая, например, для канатов диаметром 15—22 мм колеблется в интервале 3—6 руб. за 10 м.

Канаты должны хорошо противостоять внешнему трению и иметь достаточную гибкость, чтобы выдерживать частые изгибы на блоках. Конструкции стальных канатов, выпускаемых отечественной промышленностью, разнообразны. Они различаются по конструктивному признаку, форме поперечного сечения прядей и каната, типу прядей, материалу сердечника, способу и направлению свивки, сочетанию направлений свивки.

В индексации и маркировке стальных канатов отражены их конструктивные особенности. Помимо буквенной части, обозначающей вид касания проволок в прядях, обозначение содержит ряд цифр. Цифры, следующие сразу за буквенной частью обозначения, между которыми стоит знак умножения, означают соответственно число прядей и число проволок в каждой пряди. Числа в скобках, между которыми стоят знаки плюс и минус, указывают на число проволок по слоям попе-

речного сечения каната, начиная от центра. Знак плюс или минус перед числом проволок в слое указывает направление свивки проволок этого слоя относительно какого-либо выбранного направления. Если проволоки в слое имеют различный диаметр, то число проволок каждого диаметра выделяют дробью. Буквы, стоящие после цифр, обозначают вид сердечника. Например, канат ГОСТ 2688—80 ЛК-Р6×19(1+6++6(6)+10.С— канат двойной свивки с линейным касанием проволок в прядях. Канат содержит 6 прядей по 19 проволок в каждой и один органический сердечник. Поперечное сечение каждой пряди состоит из одной центральной проволоки, 6 проволок во втором ряду и 12 проволок — в третьем, из которых 6 меньшего диаметра. Все слои проволок в прядях свиты в одну сторону.

Канат ГОСТ 7669—80 ТЛК-РО-6×36(1+7+7/7+14)+7×7(1+6)— канат двойной свивки с линейным касанием проволок в прядях, содержит 6 прядей по 36 проволок в каждой и один металлический сердечник из 7 прядей по 7 проволок в каждой.

Для скреперных лебедок предпочтительно применение канатов: ЛК-Р, ЛК-РО и ТЛК с расчетным пределом прочности проволок при растяжении 1400—1600 Н/мм² и оцинкованной поверхностью проволок.

Стальные канаты, применяемые в качестве тяговых, перед установкой на лебедку проверяются расчетом по формуле

$$P/S_k > K, \quad (163)$$

где P — разрывное усилие каната в целом, принимаемое по сертификату; S_k — максимальное натяжение ветви каната; K — коэффициент запаса прочности.

В случае указания в сертификате суммарного разрывного усилия проволок усилие P определяют умножением суммарного разрывного усилия на 0,83.

Рекомендуется крепление ветвей тягового каната к скреперу, вантовых растяжек крепления опор привода, концевой (обводного) и отклоняющих блоков производить с применением клиновой втулки с клином, коуша и сжимов.

Т а б л и ц а 9.31

Число сжимов и расстояние между ними

Диаметр каната, мм	Число сжимов	Расстояние между сжимами, мм	Диаметр каната, мм	Число сжимов	Расстояние между сжимами, мм
17,5	3	120	24	5	150
19,5	4	120	28,5	5	180
22	4	140	30,5	6	210

Сжатие каната в сжиге следует обеспечивать до $1/3$ его диаметра. Рекомендуемое число сжимов и расстояние между ними приведены в табл. 9.31.

9.4.2. Условия применения канатно-скреперных установок

Технико-организационные условия применения канатно-скреперных установок определяют эффективность скреперной проходки. Относительная дешевизна, конструктивная простота и надежность, возможность создания в условиях производственных организаций и привлечения к эксплуатации персонала сравнительно низкой квалификации позволяют использовать канатно-скреперные установки в условиях отсутствия или недостаточного количества серийной землеройной техники, а также квалифицированного обслуживающего персонала.

При решении организационных вопросов, связанных с определением целесообразности внедрения канатно-скреперных установок, следует учитывать трудозатраты по предварительной апробации этих установок и приспособления к конкретным эксплуатационным условиям той или иной разновидности установки.

Рекомендуемая форма организации труда при проведении открытых горноразведочных выработок канатно-скреперными установками — бригадная. Состав бригады — машинист-скреперист и помощник машиниста-скрепериста.

При вводе в эксплуатацию двух канатно-скреперных установок рекомендуется создание таких организационных условий, при которых скреперуемые секции выработки или отдельные выработки находились бы друг от друга на сравнительно небольшом расстоянии. В этом случае рационально создание бригады численностью три человека, состоящей из двух машинистов-скреперистов и одного помощника-скрепериста.

Нормирование и оплату труда машиниста-скрепериста и его помощника следует производить из расчета проведения 1 м^3 проектного объема выработки или 1 м готового полотна выработки проектной ширины. Нормирование трудозатрат и расценок необходимо дифференцировать в зависимости от категории разрабатываемых пород и глубины выработок.

Применение серийных канатно-скреперных установок наиболее эффективно на производственных участках с годовым объемом проведения разведочных канав 5—8 тыс. м^3 .

Горно-геологические условия применения канатно-скреперных установок включают в себя показатели, характеризующие крепость разрабатываемых пород и сложность рельефа местности. Канатно-скреперные установки могут быть рекомендованы для проведения открытых выработок в поро-

дах до IV категории без предварительного рыхления и в породах выше IV категорий крепости с предварительным рыхлением. Средняя предельная крутизна преодолеваемых горных склонов канатно-скреперными установками 35°.

Экономические условия применения канатно-скреперных установок определяются в первую очередь объемами работ на производственных участках, сравнительно низкими капитальными вложениями, простотой и доступностью управления, незначительными трудозатратами на подготовку и ввод установок в эксплуатацию.

Особенности конструкции канатно-скреперных установок и технология проведения выработок с их использованием делают необходимым при оценке всего комплекса условий применения этих установок особо учитывать влияние природных факторов. В частности, отсутствие изолированных кабин у передвижных канатно-скреперных установок приводит к резкому снижению работоспособности при низких температурах и ветре, значительным затратам времени на периодические обогревы персонала. Рекомендуемые мероприятия по обеспечению работоспособности персонала при проведении открытых выработок канатно-скреперными установками в сложных природно-климатических условиях приведены в табл. 9.32.

Т а б л и ц а 9.32

Рекомендуемые мероприятия по обеспечению работоспособности персонала, обслуживающего канатно-скреперные установки

Перечень мероприятий	Сочетание климатических факторов		
	Температура воздуха, °С		Скорость ветра, м/с
	От	До	
Периодическое обогревание	—5	—10	8
	—10	—15	3
	—15	—20	0
	—20	—30	0
Сокращение смены на 30 %	—5	—10	15
	—10	—15	12
	—15	—20	8
	—20	—30	5
Прекращение работы	—5	—10	20
	—10	—15	15
	—15	—20	12
	—20	—30	8

9.4.3. Технология проведения открытых выработок канатно-скреперными установками

Правильная разработка технологии проведения открытых выработок канатно-скреперными установками обеспечивает максимальную производительность этих установок. Поэтому каждый участок, на котором предусматривается проведение выработки, должен иметь технологическую карту или проект производства работ, составленные на основании геологического задания.

Для разработки технологии проведения открытых выработок используются следующие основные данные:

ситуационный план участка работ с указанием на нем проектируемых выработок, возможных мест расположения складов горюче-смазочных материалов (ГСМ), подходов и подъездов к участку работ, вертикальных отметок для характерных высотных точек местности и др.;

геологическая оценка разрабатываемых горных пород с указанием их мощности (глубины) залегания и характеристик основных физико-механических свойств;

ведомость подсчета объема разрабатываемых пород с обоснованием принятых размеров выработок (их глубины, ширины, длины и углов откосов бортов). Подсчет объема горно-проходческих работ должен быть произведен раздельно по каждой разновидности разрабатываемых пород с одновременной их дифференциацией по глубине.

Перечисленные исходные материалы являются основой для выбора типа канатно-скреперной установки, требуемого числа установок, распределения их по объектам работ, выбора рациональных технологических схем, параметров и показателей проведения выработок в конкретных условиях. Проектные параметры секции выработки, для получения которых может быть рекомендовано проведение выработок канатно-скреперными установками: длина — 25—35 м, ширина по подошве — 0,8—1,0 м, глубина до 3—4 м.

Сменная производительность канатно-скреперных установок

$$P_{\text{см}} = \frac{3600 g_{\text{см}} k_{\text{н}} V_{\text{с}}}{k_{\text{р}} (2L/v + t_{\text{пер}})}, \quad (164)$$

где $g_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; $k_{\text{н}} = 0,4 \div 0,6$ — коэффициент использования времени в течение смены; $V_{\text{с}}$ — вместимость скрепера, м³; $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы; L — средняя длина рабочего или холостого хода скрепера, м; v — средняя скорость движения скрепера, определяемая как средняя арифметическая величина от двух скоростей — рабочего и холостого хода, м/с; $t_{\text{пер}} = 10 \div 20$ с — время на переключение с рабочего хода на холостой и наоборот.

Для обеспечения нормальных условий работы в проекте должно быть предусмотрено также выполнение следующих мероприятий:

подготовка трассы разведочной выработки (способ, средства и т. п.);

подвод силовой линии электропередач (при использовании канатно-скреперных установок с электродвигателем);

транспортное и материально-техническое обеспечение рабочих канатно-скреперных установок;

строительство помещений для укрытия рабочих от атмосферных осадков, обогрева, приема пищи и т. п.;

разработка технологической карты проведения каждой канавы.

Технологическая карта на проведение открытых разведочных выработок канатно-скреперными установками разрабатывается с учетом конкретных условий проведения работ и должна содержать следующие данные:

общий объем работ, включая объем работ по ручной зачистке выработок;

схему скреперования, угол крутизны склонов, на которых проводятся выработки;

длину, глубину, проектное сечение выработок и категории крепости разрабатываемых пород;

длину секции выработки, проводимой без передвижения привода установки;

места размещения привода для проведения каждой секции выработки, концевой и отклоняющей опор и объем работ по планировке площадки для установки привода;

способ разработки пород I—V категорий крепости и пород более высоких категорий;

паспорт буровзрывных работ (в случае предварительного рыхления пород взрывом);

последовательность и способы выполнения отдельных операций;

численный и квалификационный состав рабочих, обслуживающих канатно-скреперную установку;

нормы выработки на одного рабочего и сменную производительность канатно-скреперной установки;

потребность в основных эксплуатационных материалах, необходимых для работы канатно-скреперных установок в конкретных условиях.

Технологическая карта утверждается главным инженером партии, выдается скреперисту или бригадиру проходческой бригады в зависимости от принятой формы организации работ. Численный и квалификационный состав рабочих определяется для каждого условия с учетом объемов и сроков выполнения работ.

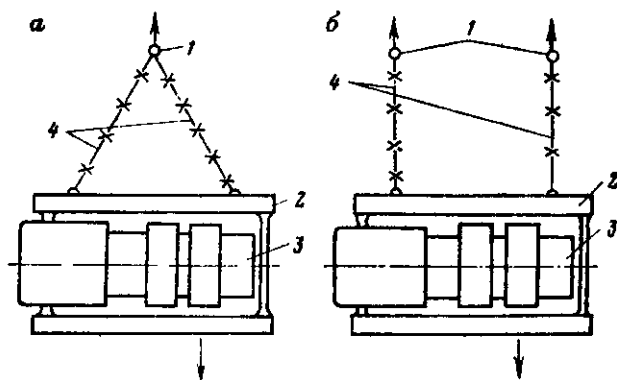


Рис. 9.20. Схема крепления привода растяжками:

a — не рекомендуется; *б* — рекомендуется; 1 — якорь; 2 — рама привода; 3 — скреперная лебедка, 4 — растяжки

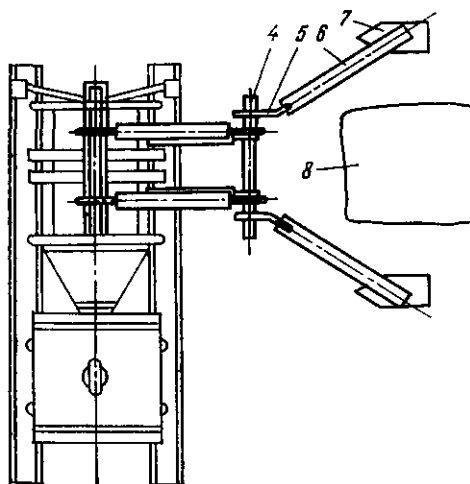
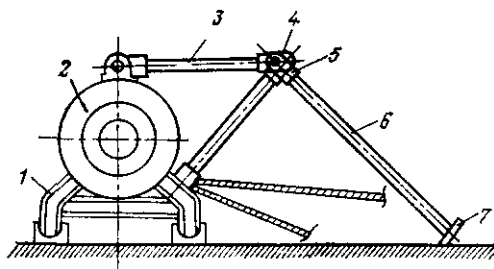
Технология проведения выработок канатно-скреперными установками заключается в подготовке трассы (очистка от валунов, деревьев, пней и т. п.) и последовательной отработке отдельных секций выработки. При этом обычно порода из первой секции выработки скреперуется в отвал, а при проведении последующей секции — в ранее пройденную секцию и т. д. При проведении каждой секции выработки выполняют следующие основные технологические операции: монтаж привода установки, сборку и крепление отклоняющей и концевой опор, подсоединение рабочего и холостого канатов к скреперу, разработку и уборку породы скрепером, зачистку, геологическую документацию и опробование выработки.

Монтаж привода передвижных канатно-скреперных установок, смонтированных на раме, в основном осуществляется растяжками, которые крепятся к забивным костылям или к рядом стоящим стволам деревьев. Способы крепления растяжек привода показаны на рис. 9.20. Также может быть устроен специальный настил, на котором при помощи скоб закрепляется рама с приводом. К устройству крепления привода передвижных канатно-скреперных установок предъявляются требования не только высокой надежности, но и удобства монтажа и демонтажа, легкости переноски и транспортировки, простоты закрепления. Работы, связанные с монтажом и демонтажем привода передвижных канатно-скреперных установок, занимают до 18—20 % баланса сменного времени.

Крепление привода серийных передвижных канатно-скреперных установок позволяет легко и быстро производить монтаж и демонтаж привода, полностью исключает его расшатывание и нейтрализует опрокидывающий момент от тягового каната при любом угле набегания каната на барабан скреперной ле-

Рис. 9.21. Устройство крепления привода канатно-скреперной установки:

1 — рама; 2 — лебедка; 3 — V-образная шарнирная трубчатая конструкция; 4 — основная соединительная ось; 5 — серьга распорной стойки; 6 — распорная стойка; 7 — клинообразная пластина; 8 — контур выработки



бедки. Это устройство крепления привода канатно-скреперной установки (рис. 9.21) представляет собой V-образную шарнирную трубчатую сборно-разборную металлоконструкцию, концы которой снабжены серьгами, укрепленными на осях, а оси укреплены на раме привода. На основную соединительную ось надеты серьги распорных стоек. К противоположным концам стоек приварены клинообразные пластины, которые легко забиваются в грунт или устанавливаются в специально подготовленные приямки. Изготовление устройства из трубчатых элементов значительно облегчает его.

База самоходных канатно-скреперных установок размещается на специально подготовленной площадке.

Сборка отклоняющей и концевой опор, по существу, представляет собой сборку скреперных блоков и соединение их с клиньями или стойками. Основное требование, которое предъявляется к сборке отклоняющих и концевых опор, заключается в том, чтобы подшипники блоков были защищены от попадания грязи и пыли, имели достаточный запас смазки.

Т а б л и ц а 9.33

Максимально допустимые горизонтальные усилия, воспринимаемые пнями в зависимости от их диаметра и породы дерева

Порода дерева	Максимальное допустимое горизонтальное усилие (кН) при диаметре пня, см						
	10	15	20	25	30	35	40
Осина	18	25	50	65	75	85	105
Пихта	16,5	25	40	70	90	100	150
Береза	20	25	55	75	95	125	160

В качестве концевых и отклоняющих опор канатно-скреперных установок часто используются пни срубленных деревьев. Опоры, представляющие собой канатную петлю с блочной обоймой, обычно укрепляют на верхней части пней (примерно на высоте 50—70 см от уровня земной поверхности). При использовании в качестве опор одинарных пней следует учитывать максимально возможное усилие тягового каната в зависимости от диаметра пня и породы дерева (табл. 9.33).

При использовании в качестве концевых и отклоняющих опор двух-трех рядом стоящих пней применяют специальные приспособления, представляющие собой набор канатных петель, скрепленных серьгой, за которую может быть закреплена петля с канатным блоком.

При проведении выработок на участках, где отсутствуют пни и стволы деревьев, в качестве опор применяют бруски длиной около 1,2 м, зарываемые в землю на глубину до 1,5 м поперек оси скреперования. К середине бруска крепится стальной трос, к выведенным на поверхность концам которого прикрепляется канатный блок. При сравнительно высокой надежности таких опор на их монтаж затрачивается около 2 чел.-ч.

В качестве концевых и отклоняющих опор возможно применение забивных штырей с увеличенной поверхностью. Снижение доли ручного труда и трудозатрат на установку таких опор достигается путем использования механизированных средств бурения шпуров. Имеющимися мотобурами, мотосверлами или перфораторами бурят шпуры, в которые устанавливают штыри, представляющие собой отрезок стальной трубы диаметром около 50 мм и длиной до 1 м с приваренными в верхней части косынками из листовой стали толщиной 4—6 мм. Площадь этих косынок должна составлять 0,15—0,25 м². Для удобства установки, а также для повышения надежности крепления опорные косынки, приваренные к штырю, выполняются треугольными.

Практически длина скреперуемой секции выбирается из условия удобства визуального наблюдения скрепериста за ходом

скрепера по всей длине. Эта длина обычно составляет 20—30 м. Отклоняющую опору рекомендуется устанавливать на расстоянии 0,5—1,5 м от предполагаемого края откоса борта выработки.

Проведение открытых выработок канатно-скреперными установками может производиться по двум технологическим схемам: по схеме «от привода», когда скрепер при рабочем ходе перемещается от привода к концевому блоку, и по схеме «на привод», когда скрепер движется от концевого блока к приводу.

При скреперовании «от привода» конец рабочей ветви тягового каната пропускают через отклоняющий и концевой (обводной) блоки, а конец холостой ветви подсоединяют к скреперу. При скреперовании «на привод» конец рабочей ветви тягового каната подсоединяют к скреперу, а конец холостой ветви пропускают через отклоняющий и концевой (обводной) блоки.

Первая схема обеспечивает хорошую видимость и меньший износ канатов. Вторая схема применяется при невозможности обеспечения высокой надежности крепления концевой опоры.

При проведении выработок на склонах скреперование породы следует производить сверху вниз.

Длина хода скрепера, на котором происходит заполнение полости породой и набор породы в призму волочения, зависит от глубины зарезания и находится в интервале 2—5 м.

После окончания рабочего хода скрепера и его выхода к месту отвалообразования скрепер отводится назад, и на первых метрах его холостого хода происходит освобождение его полости от породы. Скрепер возвращается в исходное положение, после чего рабочий цикл повторяется.

Учитывая, что длина активного зарезания скрепера в разрабатываемую поверхность составляет в среднем 10—20 % полной длины его рабочего хода, рекомендуется зарезание начинать с заходок, расположенных у места отвалообразования, и постепенно приближая начальную точку очередной заходки скрепера к исходной точке полного рабочего хода. Такая последовательность заходок обеспечивает минимальную энергоемкость процесса скреперования.

В зависимости от рельефа и залесенности производственных участков, технических характеристик установок и других факторов могут быть рекомендованы различные варианты технологических схем скреперного проведения открытых выработок.

При реализации технологической схемы скреперования «от привода» при необходимости засыпки пройденной секции во время скреперования следующей рекомендуется схема с переездом установки после проведения каждой секции выработки (рис. 9.22).

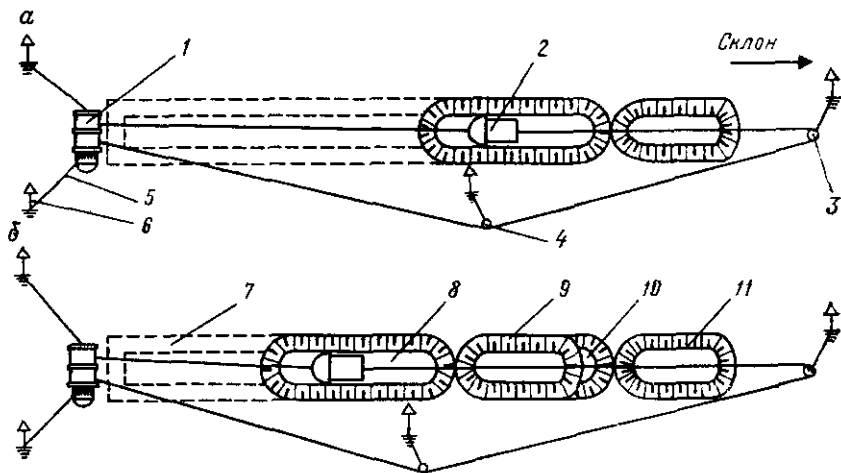


Рис. 9.22. Схема скреперования «от привода» с переездом установки после проведения каждой секции выработки:

а — проведение первой секции; **б** — проведение второй секции; 1 — привод; 2 — канатный скрепер; 3 — конечный блок; 4 — отклоняющий блок; 5 — оттяжки; 6 — якорь; 7 — проектный контур выработки; 8 — контур выработки; 9 — 2-я секция выработки и отвал породы после проведения 2-й секции выработки; 10 — 1-я секция выработки; 11 — отвал породы после проведения 1-й секции

При скреперовании по схеме «от привода», когда отсутствует возможность крепления привода в отдельных точках по оси выработки или требуется сократить затраты времени на переезд и монтажно-демонтажные операции и благодаря этому обеспечить более высокую производительность, рекомендуется предусматривать переезды установки после проведения нескольких секций или всей выработки (рис. 9.23). Использование этого варианта связано с периодическим увеличением длины тягового каната, с ухудшением оборотности и в отдельных случаях требует выполнения основных операций по специальным меткам на тяговом канате или по сигналам помощника скрепериста.

При проведении выработок по технологической схеме «на привод» с перебазировкой привода после проведения каждой секции, породный отвал может быть размещен в полости ранее пройденной выработки или вне ее. Эта схема может быть рекомендована при проведении поперек склонов короткометражных неглубоких выработок. В случае проведения выработок по этой схеме на нижележащем борту канавы образуется породный отвал, который препятствует сползанию канатного скрепера по склону в процессе его рабочего хода.

Известны схемы скреперного проведения открытых выработок, при которых скрепер осуществляет рабочие движения не только в направлении, перпендикулярном оси привода.

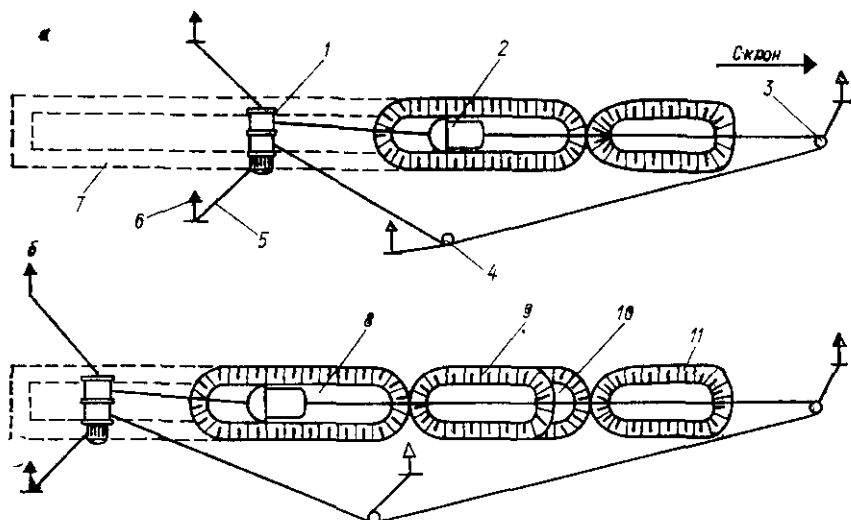


Рис. 9.23. Схема скреперования «от привода» с переездом установки после проведения нескольких секций выработки:

а и б — проведение соответственно 1-й и 2-й секций; 1 — привод; 2 — канатный скрепер; 3 — концевой блок; 4 — отклоняющий блок; 5 — оттяжки; 6 — якорь; 7 — проектный контур выработки; 8 — 2-я секция выработки; 9 — отвал породы после проведения 2-й секции; 10 — 1-я секция выработки; 11 — отвал породы после проведения 1-й секции выработки

9.5. ПРОВЕДЕНИЕ КАНАВ И ТРАНШЕЙ ВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Одним из распространенных способов проведения является способ с использованием зарядов ВВ. Взрывной способ может применяться практически в любых породах, в разных климатических условиях, во все времена года и главное в местностях практически любой доступности, что очень важно при поисковых работах. Он не требует применения сложной дорогостоящей техники.

Разновидностью взрывного способа проведения геологоразведочных канав и траншей является способ взрывов на выброс. При применении взрывов выброса среда не только дробится (разрушается), но и выбрасывается за счет энергии взрыва, в результате чего образуется выемка — канава или траншея. Сущность способа взрывов на выброс заключается в том, что на необходимой глубине размещаются заряды ВВ, которые способны при взрыве преодолеть сопротивление вышележащей среды и почти полностью выбросить раздробленную породу за пределы выемки.

Использование взрывов на выброс позволяет значительно повысить производительность труда и снизить стоимость работ. Способ проведения геологоразведочных канав взрывом на вы-

брос примерно в 3—10 раз превосходит ручной по производительности труда и экономичнее на 25—30 %, а в отдельных случаях и более.

К недостаткам рассматриваемого способа следует отнести: увеличенный расход ВВ; завышенные размеры выработок по сравнению с требуемыми; сравнительно большая трудоемкость при ликвидации выработок; в некоторых случаях невозможность применения (вблизи населенных пунктов, сооружений, в лесных массивах с ценными породами деревьев и др.). В тех случаях, когда необходима полная рекультивация поверхности, применение этого метода резко ограничивается. В большинстве случаев при геологоразведочных работах рекультивация заключается в восстановлении растительности, что легко может осуществляться при частичном выполаживании стенок канав и траншей, чему взрыв на выброс почти не препятствует.

Технология взрывных работ при проведении канав складывается из трех основных операций: подготовки зарядных полостей, заряжания и взрывания, зачистки канавы.

В качестве зарядных полостей используются обычно шпурь и реже скважины (диаметром от 30 до 150 мм) глубиной до 3 м. Бурят шпурь в зависимости от свойств породы и энергообеспеченности работ пневмо- и мотоперфораторами, электро-сверлами, мотобурами и даже вручную.

Техническая характеристика пневмоперфораторов, электрических и пневматических сверл приведена в разд. 4.2.1.

При отсутствии на объектах канавопроходческих работ источников электрической или пневматической энергии и нецелесообразности, например, в связи с небольшим объемом канав организации энергетического хозяйства бурение шпуров осуществляют бурильными машинами с индивидуальным приводом — мотобурами и мотоперфораторами. Мотобуры применяют для бурения шпуров в породах до V категории по буримости без наличия включений крепких пород, мотоперфораторы — в более крепких скальных породах.

Техническая характеристика мотобуров

Марка мотобура	М-1	Д-10М
Глубина шпуров, м, не более	7	10
Диаметр шпуров, мм	43, 65 и 92	75
Частота вращения бура, с ⁻¹	4,25; 10,25	2,9; 3,13
Тип двигателя	Бензиновый	
Мощность двигателя, кВт	2,9	2,9
Производительность, м/смену	40—45	40—45
Ресурс до капитального ремонта, ч	1000	800
Основные размеры, мм:		
длина	540	720
ширина	475	—
высота	540	445
Масса, кг	15,0	14,5

В условиях геологоразведочных работ рекомендуется использовать ручные мотобуры М-1 и Д-10М.

Отечественной промышленностью выпускается мотоперфоратор МП-1 «Смена». Он предназначен для бурения шпуров в скальных породах, бетоне, кирпичной кладке, а также для различных дорожных и монтажных работ. Может работать в режиме отбойного молотка, обеспечивает выполнение работ на высоте до 2500 м над уровнем моря при температуре окружающей среды $\pm 40^{\circ}\text{C}$. Он обеспечивает безотказную работу при любом его положении от вертикального инструментом вниз, до наклонно-восходящего под углом 45° к горизонту.

Техническая характеристика мотоперфоратора МП-1 «Смена»

Глубина бурения, м, не более	4
Диаметр шпуров, мм	28—36
Частота вращения коленчатого вала, с ⁻¹ :	
на рабочих оборотах	44
на малых оборотах	26
Частота ударов бойка, мин ⁻¹	2800
Энергия удара, Дж	30
Расход топлива, л	1,5
Средний срок службы до капитального ремонта, ч	220
Размеры гнезда под хвостовик штанги, мм:	
в режиме бурения	22×108
в режиме отбойного молотка	25×108
Основные размеры, мм	250×335×775
Масса, кг	30

В исключительных случаях при проведении канав шпур бурят вручную. Это может быть оправдано лишь при небольших объемах работ, выполняемых в отдаленных и труднодоступных районах. Ручное бурение в малосвязных и некрепких породах осуществляется вращательным способом. В крепких породах для ручного бурения используются ломы (буры) из круглой или шестигранной стали, кувалды небольшой массы, ключи для проворачивания и извлечения ломов, специальные ложки-чищалки.

Как правило, при проведении канав шпур бурят в одну линию вдоль оси канавы и на полную глубину. Иногда при большой глубине канавы и недостаточной мощности средств бурения применяется двух- или даже трехслойное взрывание.

В отдельных случаях, когда позволяют породы, шпур «простреливают» небольшими зарядами для образования в нижней части котловой полости, достаточной для размещения заряда ВВ большой величины.

При выборе ВВ учитываются те же требования, что и при проведении других типов разведочных выработок: экономичность, водостойкость, удобство заряжания и безопасность. Наиболее эффективны при проведении геологоразведочных канав гранулированные ВВ, например, граммониты и гранулиты. Характеристика рекомендуемых ВВ для проведения канав приведена в табл. 9.34. Аммонит 6ЖВ, граммонит 79/21, гранулит

Таблица 9.34

Взрывчатые вещества, рекомендуемые для проведения открытых разведочных выработок

ВВ	Номер по списку ООН	Подкласс ВМ	Группа совместности	Теплота взрыва, кДж/кг	Скорость детонации, км/с	Критический диаметр, мм
Гранулотол	0209	1,1	Д	3642	5,5—6,5	60—80
Гранитол 7А	0082	1,4	Д	4598	5,0—5,3	40—50
Гранитол 1	0082	1,4	Д	3770	5,0—5,5	40—60
Граммонит 30/70	0082	1,4	Д	3510	3,8—4,5	40—60

АС-4В и игданит описаны в подразд. 4.2.3. Следует лишь отметить, что игданит эффективен и выгоден при проведении густой сети открытых разведочных выработок и организации его централизованного механизированного приготовления.

Граммонит 30/70 — гранулированное ВВ, превосходящее по взрывной эффективности аммонит 6ЖВ и граммонит 79/21, устойчиво детонирует в скважинах и лунках, заполненных непроточной водой, и предназначен для применения на земной поверхности в обводненных условиях. В сухих породах резко снижается эффективность взрыва и оказывается меньше, чем у аммонита 6ЖВ или граммонита 79/21.

Гранулотол — гранулированный тротил (размер гранул до 3—5 мм), предназначен для применения на открытых горных работах в сильно обводненных породах. Может находиться в воде (как проточной, так и непроточной) без потери взрывчатых свойств практически неограниченное время. Рекомендуется для взрывания только крепких скальных пород.

Гранитол 1 и гранитол 7А — гранулированные ВВ, предназначенные для заряжания сухих и обводненных скважин со сроком нахождения зарядов в непроточной воде до 6 сут. В проточной воде время нахождения следует определять опытным путем. Плотность при заряжании в воду составляет 1,3—1,4 г/см³. По взрывной эффективности гранитолы почти равноценны гранулотолу и предназначены для его замены.

Все перечисленные гранулированные ВВ пригодны для механизированного способа заряжания. Для их инициирования требуется дополнительный патрон-боевик или шашка-детонатор. В целях безотказной детонации эти ВВ целесообразно применять в зарядах диаметром не менее 80—100 мм.

Наиболее предпочтительным способом взрывания при проведении канав и траншей является способ с использованием ДШ. По сравнению с другими способами инициирование при помощи ДШ обладает рядом преимуществ. Детонация заряда ВВ при этом способе возбуждается взрывом отрезка ДШ, непосред-

ственно располагаемого в заряде и инициируемого взрывом капсюля-детонатора или электродетонатора через взрывную сеть из ДШ. В случае отказа невзорвавшийся заряд не представляет такой опасности, как заряд, содержащий КД или ЭД, что существенно повышает безопасность работ.

Для обычных взрывных работ выпускается детонирующий шнур трех марок: ДША, ДШВ и ДШЭ-12 (экструзионный). Шнуры имеют диаметр от 4,8 до 6,1 мм и гидроизоляционное покрытие, что позволяет их использовать в сильно обводненных условиях, особенно ДШВ и ДШЭ-12. Так, например, шнур ДША без потери взрывных свойств может находиться в воде в течение 12 ч, а ДШЭ-12 до 30 сут. Детонирующий шнур удобен в обращении, он малочувствителен к удару и трению, его можно резать ножом.

При взрывании с помощью ДШ подготовка взрыва осуществляется проще и быстрее, чем при электровзрывании. Этот способ позволяет одновременно взрывать большое число зарядов в сухих и обводненных породах. Если необходимо, можно произвести коротко-замедленное взрывание, используя для этого пиротехническое реле.

Для короткозамедленного взрывания с помощью детонирующего шнура выпускается пиротехническое реле КЗДШ-69 одностороннего действия и РП-8 двустороннего действия. Реле КЗДШ-69 обеспечивает передачу детонации только в направлении стрелки, нанесенной на трубке реле. Оно безотказно действует после выдержки в воде при температуре 50 °С в течение 6 ч и при —30 °С в течение 2 ч. Гарантийный срок хранения КЗДШ-69 — один год. Пиротехническое реле имеет десять серий замедления: 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125, 150, 175 и 200 мс. Число ступеней замедления практически не ограничивается, если монтировать последовательно несколько реле. Реле РП-8 имеет три ступени замедления: 20, 35 и 50 мс.

При монтаже сети ДШ не допускаются взаимные перекрещивания и «перехлесты» ниток ДШ. В этих случаях ДШ может быть перебит взрывом другой нитки, что приведет к отказу.

Важным условием успешного применения взрывов на выброс при проведении геологоразведочных канав является определение свойств взрываемых пород с целью выяснения их степени сопротивляемости взрывам выброса. Определить сопротивляемость пород взрыву выброса можно, если породы расклассифицированы по этому признаку.

ЦНИГРИ разработана классификация пород по сопротивляемости их взрыву на выброс, которая приведена в табл. 9.35. В рассматриваемой классификации за основной критерий, по которому подразделяются горные породы по категориям, принят расход ВВ на 1 м видимой глубины воронки взрыва (q_B) при следующих стандартных условиях его определения: ВВ —

Т а б л и ц а 9.35

Классификация рыхлых горных пород по сопротивляемости взрыву на выброс
(по данным ЦНИГРИ)

Категория пород по сопротивляемости взрыву на выброс	Степень сопротивляемости пород взрыву на выброс	Порода	Расход ВВ на 1 м видимой глубины выемки взрыва q_B , кг	Расчетный удельный расход ВВ q_0 , кг/м ³
I	Малая	Почвенно-растительный слой. Разрыхленные супесчаные и суглинистые породы	1,7—2,1	0,55—0,7
II		Легкие суглинки и глины большой влажности	2,1—2,6	0,7—0,85
III		Средневлажные суглинки и глины. Супеси большой влажности	2,6—3,2	0,85—1,05
IV	Средняя	Маловлажные легкие суглинки и глины. Средневлажные супеси. Пески большой влажности	3,2—4	1,05—1,35
V		Маловлажные супеси. Средне- и маловлажные гравийно-песчаные породы. Сезонномерзлые супесчаные и суглинистые породы. Смесь щебня и обломков скальных пород	4—5	1,35—1,65
VI	Большая	Супесчаная морена. Маловлажные лёссовидные суглинки	5—6,2	1,65—2,05
VII		Тяжелые плотные лёссовидные суглинки. Многолетнемерзлые супесчаные и суглинистые породы	6,2—7,8	2,05—2,06
VIII		Многолетнемерзлые супесчаные и суглинистые отложения с значительным содержанием крупнообломочного материала (галыки, щебня, камней, валунов)	7,8—9,7	2,6—3,25

Примечание. Маловлажные породы — весовая влажность 0—8 %, средневлажные — 8—16 %, большой влажности — 16—24 %.

аммонит 6ЖВ, глубина заложения заряда $W=1$ м, форма заряда — сосредоточенная, применение забойки — обязательное и показатель действия взрыва $n=1$. Показатель действия взрыва выражается отношением радиуса воронки взрыва к величине линии наименьшего сопротивления.

При использовании других ВВ показатели сопротивляемости пород взрыву выброса должны умножаться на переводные коэффициенты, приведенные в подразд. 4.2.9.

При проектировании технологии проведения канав взрывом на выброс и при самом производстве этих работ нужно уметь определять необходимые параметры и показатели взрывания (глубину заложения зарядов, их величину, расстояния между ними, расход ВВ и т. д.).

Устанавливать рациональные параметры при проведении канав взрывом на выброс можно двумя методами: экспериментальным или аналитическим. Экспериментальный метод позволяет, как правило, более точно выбрать рациональные параметры, но он требует проведения значительного объема трудоемких опытных работ. Поэтому обычно предпочтение отдается расчетному методу, особенно на стадии проектирования, а затем полученные расчетным путем параметры и показатели проверяются и уточняются опытным путем.

Существует несколько способов расчета параметров буровзрывных работ для проведения геологоразведочных канав взрывами на выброс (Союзвзрывпрома, ЦНИГРИ, МГРИ и др.).

Способ, предложенный трестом Союзвзрывпром Минмонтажспецстроя СССР, заключается в следующем. По известным свойствам пород подбирают по таблице Технических правил ведения взрывных работ расчетный удельный расход q_0 подходящего ВВ (табл. 9.36).

По заданным параметрам канавы определяют число рядов шпуров N_p и показатель действия взрыва заряда n . При проведении геологоразведочных канав, которые имеют ширину понижу не более 0,5—0,8 м, применяется однорядное взрывание, т. е. $N_p = 1$. Показатель действия взрыва n принимают более 1. Обычно при проведении разведочных канав $n = 2 \div 3$.

Глубину шпуров l принимают на 10 % больше требуемой глубины канавы. Расстояние между зарядами рекомендуется выбирать примерно равным глубине шпуров. Массу зарядов определяют по формуле М. М. Борескова

$$Q = f(n) q_0 l^3, \quad (165)$$

где $f(n) = 0,4 + 0,6 n^3$ — функция показателя действия взрыва.

Диаметр заряда

$$d = 1,16 \sqrt[3]{\frac{Q}{\rho \varphi l}}, \quad (166)$$

где ρ — плотность ВВ, т/м^3 ; φ — коэффициент заполнения шпура (обычно около 0,6).

Если отсутствуют средства бурения шпуров нужного диаметра и позволяют породы, применяют котловые заряды.

Массу заряда простреливания находят по формуле

$$Q_n = Q / (\Pi_{\text{пр}} \rho), \quad (167)$$

Таблица 9.36

Расчетный удельный расход ВВ (кг/м³) породы (по данным Союзвзрывпрома)

Порода	Группа пород по СНиПу	Заряд	
		нормального рыхления	нормального выброса
Песок	I	—	1,6—1,8
Плотный или влажный песок	I—II	—	1,2—1,3
Тяжелый суглинок	II	0,35—0,4	1,3—1,8
Ломовая глина	III	0,35—0,45	1,2—1,8
Лёсс	III—IV	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV—V	0,2—0,4	0,9—1,2
Гипс	IV	0,35—0,45	1,1—1,5
Известняк-ракушечник	V—VI	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV—VI	0,3—0,4	1—1,3
Трещиноватые, плотные туфы, тяжелая пемза	V	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчия на известковом и глинистом цементе	IV—VI	0,35—0,45	1,1—1,4
Песчаники на глинистом цементе, сланец, глинистый, серицитовый мергель	VI—VII	0,4—0,55	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII—VIII	0,4—0,6	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII—IX	0,4—0,8	1,2—2,2
Гранит, гранодиорит	VIII—IX	0,5—0,8	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX—XI	0,6—0,85	1,7—2,2
Кварцит	X	0,5—0,8	1,6—2
Порфирит	X	0,6—0,8	2—2,3

где $P_{пр}$ — показатель протреливаемости, dm^3/kg (находится по табл. 9.37).

Последовательность расчета параметров и показателей взрывания на выброс, рекомендуемая ЦНИГРИ, следующая.

1. Сначала в зависимости от условий и назначения канавы определяются геометрические размеры канавы (H , b , a , B , L) и подсчитывается площадь проектного сечения выработки

$$S_{пр} = (b + H \operatorname{ctg} \alpha) H, \quad (168)$$

где b — проектная ширина канавы понизу, м; H — проектная глубина канавы, м; α — угол откоса бортов канавы, градус; B — проектная ширина канавы поверху, м.

2. Затем устанавливается категория пород по сопротивляемости взрыву на выброс, пользуясь рекомендациями, изложенными выше. Зная категорию пород, определяют расчетный удельный расход ВВ q_0 (при $W=1$ м).

3. Устанавливают глубину заложения заряда W . Обычно глубина заложения заряда принимается равной проектной глубине канавы или меньшей ее на 10 %, т. е.

$$W = (0,9 \div 1,0) H. \quad (169)$$

Т а б л и ц а 9 37

Показатель простреливаемости грунтов

Порода	Группа горных пород по СНиПу	Пределы изменения показателя простреливаемости, $\text{дм}^3/\text{кг}$
Пластичная моренная глина	II	900—1400
Черная глина	III	400—600
Моренная глина	III	220—530
Желто-бурая жирная глина	III	220—270
Темно-красная жирная глина	III	170—250
Мягкий трещиноватый мергель	IV	100—170
Мягкий, сильно трещиноватый мергель	IV	180—280
Ломовая темно-синяя глина	IV	100—150
Тяжелый суглинок, песчанистая глина	IV	70—190
Мягкий мел, известняк-ракушечник	V	35—65
Мергель средней крепости, мергелистый доломит, мягкий сильно трещиноватый известняк	V—VI	20 (значительный разброс данных)
Плотный, мелкозернистый гипс, глинистые, крепкие сланцы, сильно трещиноватый гранит, фосфориты средней крепости, силициты, известняки средней трещиноватости	VI—VIII	3—15
Гранит средней трещиноватости, плотные железистые кварциты, плотные серые кварциты, апатитонефелиновая руда, плотный известняк, змеевики с включением асбеста, песчаник, доломит	VII—IX	2—10
Роговики, скарны, мрамор, гранитоид, пластовый кремль, крепкие известняки, крупнозернистый и среднезернистый гранит, крепкие фосфориты, крепкий доломит	VII—XI	0,2—5

4. Рассчитывается или принимается по данным справочной литературы показатель действия взрыва n .

5. По найденным значениям показателя действия взрыва и глубины заложения определяется расстояние между зарядами

$$a = nW. \quad (170)$$

6. Подсчитываются число и масса зарядов по формулам:

$$N = L/a; \quad (171)$$

$$Q = q_0 \frac{W^3}{\sqrt{W}} (0,4 + 0,6n^3). \quad (172)$$

7. Определяется ожидаемая видимая глубина канавы после взрыва и ширины канавы поверху по формулам:

$$P = 0,5nW; \quad (173)$$

$$B = 2nW. \quad (174)$$

8. Устанавливают фактический удельный расход ВВ

$$q_L = k_n Q/a \text{ и } q_v = q_L/S_{\text{пр}}, \quad (175)$$

где q_L — удельный расход ВВ на 1 м канавы, q_v — удельный расход ВВ на 1 м³ проектного объема выемки; $k_n = 0,1 \div 1,10$ — коэффициент учитывающий расход ВВ на создание котловой полости.

9. На последней стадии расчета определяют производительность труда и стоимость проведения 1 м канавы.

Ожидаемая производительность труда (м/чел.-смену)

$$T_L = \frac{T_{\text{см}}}{t_k W/a + t_v q_L + t_{yb} V'_{yb}}, \quad (176)$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность рабочей смены; t_k — трудоемкость образования зарядной камеры; t_v — трудоемкость заряжения и взрывания 1 кг ВВ; t_{yb} — трудоемкость уборки разрыхленной взрывом породы; V'_{yb} — объем уборки оставшейся после взрыва породы на 1 м длины канавы.

Трудоемкости работ (t_k , t_v , t_{yb}) определяют по данным хронометражных наблюдений или по нормативам.

Пересчет показателя производительности труда в метры кубические ведется по формуле

$$T_v = T_L S_{\text{пр}}. \quad (177)$$

Стоимость проведения 1 м канавы определяется из выражения

$$C_L = r_k W/a + r_v q_L + r_{yb} V'_{yb}, \quad (178)$$

где r_k — стоимость образования зарядной камеры; r_v — стоимость заряжения и взрывания 1 кг ВВ; r_{yb} — стоимость уборки 1 м³ горной массы.

Несмотря на высокую эффективность способа проведения канав взрывом на выброс, в некоторых случаях его все же нецелесообразно или совсем нельзя применять. Например, при проведении канав, расположенных на небольшом удалении от линий электропередач, дорог, населенных пунктов, зданий и сооружений; при невозможности образования зарядных камер нужной формы и размеров; когда требуется полная рекультивация поверхности. В таких условиях можно использовать энергию взрывов с другой целью, а именно: не с целью дробления и выброса породы из профиля выемки, а только для дробления ее до требуемой крупности. В этом случае вместо зарядов выброса применяют заряды рыхления.

Область применения способа проведения разведочных канав с использованием зарядов рыхления практически неограничена. Он может применяться в породах любой крепости.

Рыхление горных пород при этом способе производится обычно с использованием удлиненных зарядов ВВ, размещаемых в шпурах или скважинах. Для бурения шпуров применяется то же оборудование и инструмент, что и при проведении канав взрывом на выброс. Для бурения скважин глубиной более 3 м целесообразно применять самоходные бурильные установки, например, БТС-75, БТС-150 и др. В некоторых производственных геологических организациях для бурения скважин в многолетнемерзлых породах применяют буровые станки НКР-100М, смонтированные на жесткой раме и транспортируемые трактором.

Взрывание рекомендуется производить с применением детонирующего шнура, так как упрощается монтаж взрывной сети и обеспечиваются более безопасные условия работы.

Расчет параметров и показателей взрывных работ можно вести по формулам, приведенным выше для взрывания на выброс, но с показателем действия взрыва, не превышающим 0,7—1,0, или по методике ЦНИГРИ в следующей последовательности.

1. Устанавливают удельный расход ВВ на рыхление q_0 опытным путем или по табл. 9.36 и 9.38.

2. Определяют ориентировочное значение диаметра шпуров или скважин, при которых возможно рыхление пород сразу на всю глубину выработки

$$d = 1,35H \sqrt{\frac{q_0}{\Delta_{ВВ}}}, \quad (179)$$

где H — проектная глубина выработки, м; $\Delta_{ВВ}$ — плотность заряжения ВВ, кг/м³.

Значения диаметра, рассчитанные по формуле (179), могут оказываться больше имеющихся в данный момент в партии диаметров буровых наконечников. В этом случае следует принимать ближайший имеющийся диаметр существующего бурового оборудования и переходить на многослойное взрывание.

3. Рассчитывают глубину эффективного взрывного рыхления для принятого диаметра заряда

$$H_3 = 0,65d \sqrt{\frac{\Delta_{ВВ}}{q_0}}. \quad (180)$$

4. Определяют число необходимых слоев рыхления

$$N_c = H/H_3. \quad (181)$$

Таблица 9.38

Классификация мерзлых песчано-глинистых пород по взрываемости
(по И. З. Драговейко)

Категория взрываемости, наименование и вид пород	Температура, °С	Категория льдистости	Показатель простреливаемости, $\text{дм}^3/\text{кг}$	Рекомендуемый удельный расход ВВ при взрывании на рыхление, $\text{кг}/\text{м}^3$
Легковзрывающиеся сезонно-мерзлые (СМП) и многолетнемерзлые (ММП) растительного слоя, песчаные и супесчаные со степенью водонасыщения до 0,5 и выше 0,9 полной влагоемкости	0 и ниже	Сильнольдистые (содержание льда свыше 50 %)	14—35	0,4—0,6
Средневзрываемые СМП и ММП растительного слоя, песчаные и супесчаные со степенью водонасыщения от 0,5 до 0,8 полной влагоемкости	То же	Льдистые (содержание льда 20—50 %)	14—35	0,6—0,8
СМП и ММП моренные, обломочные, гравийные с песчаным и супесчаным заполнителем	»	То же	11—32	0,6—0,8
СМП и ММП глинистые и суглинистые, а также моренные, обломочные и гравийные с глинистым заполнителем	—5 и ниже	»	23—55	0,6—0,8
Трудновзрываемые СМП и ММП глинистые и суглинистые, обломочные, гравийные с глинистым заполнителем	0—(—5)	Слабольшдистые (содержание льда до 25 %)	35—70	0,8—1,1

Значение N_c округляют до ближайшего большего целого числа.

5. Находят глубину шпуров (скважин)

$$h_c = 1,25N_c. \quad (182)$$

6. Определяют массу колонковых зарядов рыхления

$$Q_p = k_3 p h_c \leq q_0 h_c^3, \quad (183)$$

где $k_3 = 0,7$ — коэффициент заполнения шпура (скважины); p — вместимость зарядной камеры

$$p = 0,785 d^2 \Delta_{ВВ}. \quad (184)$$

7. Устанавливают расстояние между зарядами ВВ в ряду

$$a = 0,9h_c. \quad (185)$$

и расстояние между рядами $C = 0,9 a$.

8. В последнюю очередь через вместимость зарядной камеры определяют длину зарядов рыхления и длину забойки.

Установленные расчетом и проверенные опытными взрывами параметры и показатели буровзрывных работ должны служить исходными данными для составления паспорта или проекта БВР.

9.6. КОМБИНИРОВАННЫЕ СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ КАНАВ И ТРАНШЕЙ

Рыхление пород взрывом особенно выгодно при последующей уборке породы землеройными машинами (экскаваторами, бульдозерами, канатно-скреперными установками). Такой способ проведения называют комбинированным способом. Тогда не только снижается трудоемкость работ, но и значительно расширяется область применения землеройных машин, так как почти все они могут использоваться (без предварительного рыхления) только в породах I—IV категорий крепости.

При проведении разведочных канав и траншей с рыхлением пород при помощи буровзрывных работ уборка разрыхленной породы осуществляется при помощи бульдозеров, экскаваторов и скреперных установок.

Критерием рациональности принятой к применению технологической схемы проведения канав должно служить условие достижения минимальных затрат и получение требуемой производительности труда. Каждую технологическую схему следует выбирать с учетом имеющегося передового опыта работ и возможности выполнения в установленные сроки запроектированных объемов канавных работ.

Уборку разрыхленной взрывом породы в большинстве случаев рекомендуется производить по секционной схеме, когда после уборки породы из одной секции канавы проводится документирование и отбор проб, а затем переходят к уборке породы из следующей секции, засыпая этой породой ранее пройденную и задокументированную секцию.

Параметры и показатели бульдозерных, экскаваторных и скреперных работ (длина секции уборки, размеры отвала, продолжительность цикла, трудоемкость уборки и т. д.) определяются с учетом рекомендаций, изложенных в разд. 9.2, 9.3 и 9.4. Там же приведены технические характеристики бульдозеров, экскаваторов и канатно-скреперных установок.

В практике мелиоративного и водохозяйственного строительства получили распространение щелевые заряды, которые не только улучшают все показатели взрывных работ, но и позволяют их комплексно механизировать. При больших объемах работ по проведению геологоразведочных канав и траншей в местности, доступной для колесного и гусеничного транспорта (особенно в мерзлых породах), можно рекомендовать применение щелевых зарядов.

Для нарезки щели по оси канавы (траншеи) могут использоваться щелерезные цепные (баровые) типа ЭТЦ, БТ, БЭТЦ, БМРМГ, ДГП или дискофрезерные машины типа ДФМ и ФМ. После нарезки щели производится ее зарядание вручную или с помощью зарядного устройства.

После укладки в щель ВВ и ДШ производится забойка заряда. Расчет массы щелевого заряда рекомендуется вести по формуле, используемой трестом Союзвзрывпром

$$Q = 2qW^2 \frac{0,4 + 0,6n^3}{n + 1}, \quad (186)$$

где Q — масса заряда на 1 м щели, кг; q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; W — линия наименьшего сопротивления, м; n — показатель действия взрыва.

$$W = (0,6 \div 0,8) H, \quad (187)$$

где H — глубина канавы.

При взрывании щелевых зарядов используют обычно игданит, гранулиты и граммониты, реже аммонит 6ЖВ. Удельный расход ВВ обычно колеблется в пределах 1,5—2,0 кг/м³.

На выбор технологической схемы проведения траншей при разведке мерзлых россыпей большое влияние оказывают годовые объемы работ на объекте. Основные технико-экономические показатели технологических вариантов проведения траншей при разведке мерзлых россыпей с применением бульдозеров и бульдозерно-рыхлительных агрегатов в сочетании с другими средствами приведены в табл. 9.39.

По производительности технологические схемы проведения разведочных траншей на россыпях, основанные на выемке торфов бульдозерами, а песков одноковшовыми экскаваторами или канатно-скреперными установками являются наиболее эффективными (табл. 9.40).

При проведении выработок бульдозером на разведке россыпей с крупнообъемным или валовым опробованием песков, предусматривающей погрузку песков в кузова автомобилей-самосвалов, рекомендуется использование погрузочных эстакад. Эс-

Таблица 9.39

Основные технико-экономические показатели технологических вариантов применения бульдозеров при комбинированном проведении траншей на разведке мерзлых россыпей

Технологический вариант механизированного проведения траншей	Рекомендуемые годовые объемы работ на объекте, тыс. м ³	Производительность бригады (комплекса), м ³ /смену	Производительность труда, м ³ /чел.-смену	Себестоимость 1 м ³ (ориентировочно), руб.
Естественная оттайка, рыхление торфов и песков бульдозерно-рыхлительными агрегатами, уборка разрыхленной горной массы бульдозерным отвалом	40	130	65	0,7—0,9
Естественная оттайка и механическое рыхление верхней части отложений в летний период, рыхление нижней части БВР и уборка горной массы бульдозером в зимний период	60	64	12,8	4,0—6,5
Естественная оттайка и механическое рыхление верхней части отложений в летний период, рыхление нижней части БВР с уборкой торфов бульдозером и песков скреперами установками в зимний период	50	54	10,8	5,0—9,3

такада может быть временной, устанавливаемой у одного из выездов из секции выработки (рис. 9.24), или стационарной, к которой пески доставляются бульдозером. Стационарные эстакады представляют собой скрепленную скобами рамную конструкцию из бревен диаметром 28—35 см. Верхний настил эстакады предохраняют от повреждения укладкой стального листа, на котором закреплены два бревна, уложенные поперек настила. Размер окна эстакады — 0,8×1,3 м, продолжительность загрузки одного самосвала грузоподъемностью 12—14,5 т не более 1 мин, производительность при погрузке песков через одну эстакаду составляет 2—2,5 тыс. м³ в смену.

При отсутствии интенсивного водопритока эстакаду желательно заглублять, что дает возможность уменьшить угол подъема породы бульдозерами и этим повысить их производительность. Эстакадная погрузка песков исключает применение

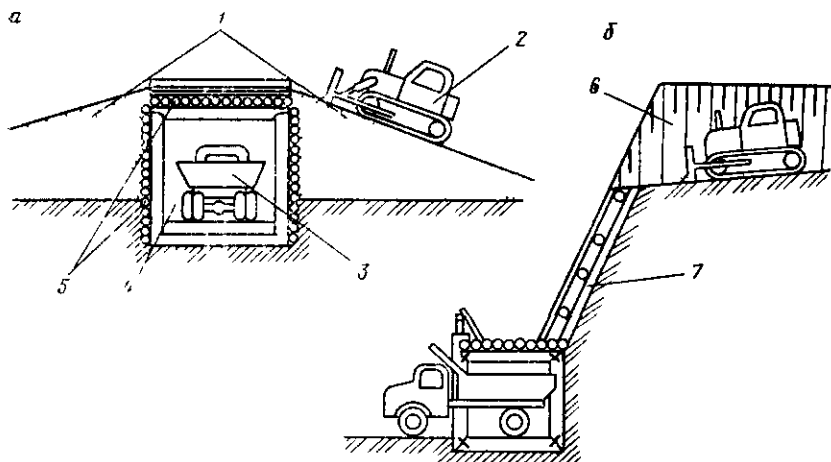


Рис. 9.24 Временные погрузочные эстакады с использованием насыпи (а) и склона (б):

1 — насыпь, 2 — бульдозер, 3 — автосамосвал, 4 — загрузочная камера, 5 — бревенчатая обшивка загрузочной камеры, 6 — борт выработки, 7 — склон

экскаваторов, погрузчиков и позволяет ограничиться использованием на объекте бульдозеров как основных машин.

При отсутствии материалов и техники для строительства эстакады рекомендуется погрузку песков в кузова транспортных

Таблица 9 40

Производительность комбинированного проведения разведочных траншей по различным технологическим схемам

Способ подготовки горной массы	Используемые машины и механизмы		Производительность на комплекс, м/мес
	Подготовка	Выемка	
Буровзрывные работы	Перфораторы переносные типа ПП-63	Бульдозеры на базе трактора Т-100М	200
Естественная оттайка с добивкой полотна вручную	—	То же	112
Естественная оттайка с механическим рылением летом и буровзрывными работами зимой	Бульдозеры высокого класса тяги, перфораторы переносные типа ПП-63	На торфях бульдозеры высокого класса тяги, на песках — канатно-скреперные установ	500
Естественная оттайка с механическим рылением летом и буровзрывными работами зимой	На торфях — бульдозерно-рыхлительные агрегаты высокого класса тяги На песках — буровые станки типа СБМК-5	На торфях — бульдозеры высокого класса тяги На песках — экскаваторы с вместимостью ковша 0 35—0 5 м³	450

средств осуществлять посредством погрузочного пункта, представляющего собой специально подготовленную бульдозером выемку, перекрытую бревенчатым настилом, в которую заезжает автосамосвал.

В отдельных партиях и экспедициях для проведения канав эпизодически используются прицепные плужные канавокопатели на колесном ходу с канатно-блочным управлением типа КМ-1200, КМ-1400М и ЛКА-2М.

10. ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОЕ И КОМПРЕССОРНОЕ ХОЗЯЙСТВО ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

10.1. ПЕРЕДВИЖНЫЕ ЭЛЕКТРОСТАНЦИИ, БЕНЗОЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ И ДИЗЕЛЬ-ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ АГРЕГАТЫ

Выбор системы электроснабжения при проведении горноразведочных выработок зависит от многих факторов. Электроснабжение объектов горноразведочных работ осуществляется либо от государственных линий электропередач, либо от стационарных или передвижных электростанций.

Горноразведочные объекты с большими потребностями в электроэнергии предпочтительнее снабжать электроэнергией от сетей государственных энергосистем через понизительные подстанции и распределительные пункты большой мощности.

В геологоразведочных организациях находят широкое применение передвижные электростанции и электроагрегаты. Они предназначены для электроснабжения потребителей, периодически меняющих место, для обеспечения электроснабжения в тех случаях, когда потребность в электрической энергии возникает временно, для электроснабжения потребителей до завершения строительства линии электропередачи или постоянной электростанции, в качестве резервных источников энергии для питания ответственных объектов.

Техническая характеристика передвижных электростанций и электроагрегатов, которые могут применяться при проведении горноразведочных выработок, приведена в табл. 10.1. Буквенные обозначения электроагрегатов и электростанций расшифровываются следующим образом: АБ — агрегат бензоэлектрический; АД — агрегат дизель-электрический; ПЭС — передвижная электростанция; ЭСД — электростанция дизельная передвижная.

Таблица 10.1

Техническая характеристика передвижных электростанций и электроагрегатов

Показатели	АБ-2М/2-Т/230	АВ4-Т230 ВПМ2-Ж	АДЗЭС-РМ-1	АД60С-Р
Мощность, кВт	2	4	30	60
Напряжение, В	230	230	230 или 400	230 или 400
Частота, Гц	50	50	50	50
Частота вращения, мин ⁻¹	3000	2000	1500	1500
Тип двигателя	УД-15	УД-25	Д-60р	А-01МЕ
Удельный расход за 1 ч, г/кВт				
топлива	242,55	235,2	154,35	136
масла	7,35	7,35	—	—
Тип генератора	Синхронный		ECC5-82-4-M101	ECC5-92-4УГ
Ресурс до первого капитального ремонта, ч	3000	3000	3000	4500
Основные размеры, мм	1100× ×545× ×685	1100× ×545× ×730	2330×890×1850	2660×1950× ×1400
Масса, кг	110	145	1840	2150

10.2. ЛИНИИ ЭЛЕКТРОПЕРЕДАЧ

10.2.1. Область применения различных кабелей

При проведении подземных горноразведочных выработок канализация электроэнергии производится по кабельным линиям. Для передачи и распределения электрической энергии в подземных горных выработках должны применяться кабели с медными или алюминиевыми жилами с оболочками и защитными покровами, не распространяющими горение:

для стационарной прокладки по горизонтальным и наклонным (до 45°) выработкам — бронированные кабели с ленточной броней и бумажной нормально пропитанной изоляцией в свинцовой, поливинилхлоридной или алюминиевой оболочке (допускается присоединять стационарно установленные электродвигатели к пусковым аппаратам гибким кабелем, если вводные устройства этих двигателей рассчитаны на присоединение только гибкого кабеля);

для стационарной прокладки по выработкам с углом наклона выше 45° — бронированные кабели с проволоочной броней в свинцовой, алюминиевой или поливинилхлоридной оболочке с резиновой, поливинилхлоридной или бумажной обеденно пропитанной изоляцией, а также с нестекающей пропиткой;

переменного тока

АСД-100-Т/400-Р	ПЭС-15Л	ЭСД-100-Т/400-РК1	ЭСД-100-Т/400-РК1
100 400 50 — ЯМЗ-238И ЯМЗ-238	12 230 или 400 50 или 60 1500—1800 ЗМЗ-320-01	100 400 50 — ЯМЗ-238И ЯМЗ-238	100 400 50 — ЯМЗ-238И ЯМЗ-238
183,75 2,2 ГСФ-100Д 8000	176,4 — ЕСС5-62-42 6000	183,75 2,2 8000 ГСФ-100Д	183,75 2,2 8000
2540×1020×1650	1880×740×1650	6600×2550×2930	6750×2535×3200
2350	700	5650	6200

для питания передвижных машин и механизмов с электродвигателями на напряжение 380—660 В — гибкие экранированные кабели (временнo до освоения серийного производства экранированных кабелей во всех выработках, за исключением опасных по внезапным выбросам породы и газа, для электроустановок напряжением 380 В допускается применять гибкие неэкранированные кабели);

для контрольных цепей и цепей управления при их стационарной прокладке — бронированные кабели в свинцовой или поливинилхлоридной оболочке, а также гибкие кабели (для передвижных установок должны применяться только гибкие кабели, а для прокладки контрольных цепей в стволах только бронированные кабели);

для линий общешахтной, диспетчерской и аварийной телефонной связи — шахтные телефонные кабели с пластмассовой изоляцией, с пластмассовой негорючей или металлической броней (допускается для этих целей применять телефонные кабели без металлической брони).

В выработках, опасных по газу и пыли, запрещается применять кабели с алюминиевыми жилами или с алюминиевой оболочкой.

Исходя из условий эксплуатации кабелей в подземных горных выработках (большая протяженность выработок, частые перегибы кабелей), следует отдавать предпочтение кабелям

Таблица 10.2

Область применения кабелей с медными жилами при проведении горноразведочных выработок

Марка кабеля	Характеристика кабеля	Область применения
Гибкие кабели		
КРПСН	Шахтный, с резиновой изоляцией, повышенной гибкости, неэкранированный, шланг из маслобензостойкой резины, не распространяющей горение	Для присоединения токоприемников напряжением до 400 В
ГРШЭ	Такой же, как и КРПСН, но экранированный	Для присоединения токоприемников напряжением до 700 В
ГРШЭП	Такой же, как и ГРШЭ, но повышенной прочности	Для присоединения к горным машинам с барабанными кабелеукладчиками
ШРБЭ	Шахтный, особо гибкий, с резиновой изоляцией в резиновой негорючей оболочке, экранированный	Для питания ручных бурильных инструментов при напряжении до 220 В
КОГВЭШ (ШВБЭ)	Шахтный, особо гибкий, с поливинилхлоридной изоляцией в поливинилхлоридной оболочке, не распространяющей горение, экранированный	Для питания ручных бурильных инструментов при напряжении до 700 В
КГШ	Шахтный, особо гибкий, с изоляцией и шланговой оболочкой из поливинилхлоридного пластика	Для питания цепей управления и сигнализации при напряжении до 300 В
ГВШОП	Шахтный, гибкий с поливинилхлоридной изоляцией, экранированный	Для систем электроснабжения с быстродействующей аппаратурой защиты при напряжении до 700 В
Бронированные кабели		
СБ	В свинцовой оболочке, бронированный двумя стальными лентами с изоляцией из пропитанной бумаги с наружным защитным покровом	Для прокладки по горизонтальным или наклонным выработкам в действующих шахтах, штольнях и т. д. (в камерах наружный слой снимается) и подключения токоприемников до 6 кВ
СБн	В свинцовой оболочке, бронированный двумя стальными лентами с изоляцией из пропитанной бумаги с негорючим наружным защитным покровом	То же, но в камерах без снятия наружного покрова
СБГ	Такой же, как и СБ, но без защитного покрова	То же
СБШв	В свинцовой оболочке, с поливинилхлоридным шлангом	»
СБ-В, СБн-В, СБГ-В	Такой же, как и СБ, СБн и СБГ, но с обеденнопропитанной изоляцией	То же, но может прокладываться в выработках с углом падения до 45°

Продолжение табл. 10.2

Марка кабеля	Характеристика кабеля	Область применения
СПлн-В	В свинцовой оболочке, с обедненно пропитанной изоляцией, бронированный плоскими стальными оцинкованными проволоками с негорючим наружным покровом	Для прокладки в стволах шахт на глубину до 200 м, по скважинам, наклонным и горизонтальным выработкам и подключения токоприемников до 6 кВ
СПШв	То же, что и СБШв, но бронированный плоскими стальными оцинкованными проволоками	То же
ЦСПл, ЦСПн, ЦСПШв ЭВТ	То же, что СПлн-В и СПШв, но пропитанный нестекающим составом на основе перезина Изоляция из поливинилхлоридного пластиката с вспомогательными и заземляющей жилами, экранированный, с защитной стальной броней, в поливинилхлоридном шланге	» Для подключения потребителей, периодически подвергающихся переноске при напряжении 660, 1140 и 6000 В
ЦСБн, ЦСБл, ЦСБ, ЦСБШв	То же, что СБн, СБГ, СБШв, но пропитанный нестекающим составом на основе церезина	Для прокладки по вертикальным армированным скважинам при подвеске на стальном тросе, по наклонным и горизонтальным выработкам, для питания токоприемников напряжением до 10 кВ

Примечание. Для автоматизации электроприемников в околоствольных дворах прокладки по наклонным и горизонтальным выработкам применяют контрольные кабели КВББШв, КРСБ, КРСБГ, КРВГЭ, КРСК, КРВГ, КРВБ, КРВБГ, КРВБШц, КРВББГ, КВВБГ, КВВБГц, КВВББГ, КРНГ, КРНБ, КРНБГ, КРНБГц, КРНББГ, КВВГ, КВВГЭ и КВВБ (ГОСТ 1508—78).

с медными жилами. Основные марки силовых кабелей, которые могут применяться при проведении горноразведочных выработок, приведены в табл. 10.2.

10.2.2. Выбор силовых кабелей

Силовые кабели выбирают по следующим условиям: допустимому нагреву током в нормальном режиме, допустимой потере напряжения, термической стойкости при коротком замыкании (только для кабелей в сетях напряжением свыше 1 кВ).

Сила тока, протекающего по кабелю в нормальном режиме,

$$I_k = I_n K_3 K_0, \quad (188)$$

где I_n — сила суммарного номинального тока токоприемников, А; K_3 — коэффициент загрузки токоприемников; K_0 — коэффициент одновременной работы токоприемников.

Потеря напряжения в кабеле определяется из следующих выражений:

с учетом индуктивного сопротивления кабеля

$$\Delta U = \sqrt{3} I_k L_k (R_k \cos \varphi_{\text{ср}} + X_k \sin \varphi_{\text{ср}}), \quad (189)$$

без учета индуктивного сопротивления кабеля

$$\Delta U = \sqrt{3} I_k \cos \varphi_{\text{ср}} / (\gamma_n S_k), \quad (190)$$

где L_k — длина кабеля, м; R_k и X_k — соответственно активное и индуктивное сопротивление 1 м кабеля, Ом/м; $\cos \varphi_{\text{ср}}$ — средневзвешенный коэффициент мощности; γ_n — удельная проводимость материала жил кабеля при его рабочей температуре, м/(Ом · мм²) (для меди $\gamma_n = 53$, для алюминия — 31 м/(Ом · мм²); S_k — площадь сечения жил кабеля, мм².

В нормальном режиме минимальное напряжение на зажимах двигателя должно быть не ниже $0,95 U_n$, напряжение на зажимах трансформатора при холостом ходе должно быть не ниже $1,05 U_n$, следовательно, возможная максимальная потеря напряжения в сети не должна превышать $0,1 U_n$. При пуске двигателей напряжение на их зажимах должно быть не ниже $0,75 U_n$.

Минимальную площадь сечения жил силовых кабелей, прокладываемых в стволах, независимо от их нагрузки рекомендуется принимать 35 мм².

10.2.3. Прокладка кабелей

При прокладке кабелей в подземных горизонтальных и наклонных (до 45°) горноразведочных выработках они должны подвешиваться не жестко (например, на брезентовых лентах, на деревянных колышках и т. д.) с провесом и располагаться на такой высоте, чтобы исключить возможность повреждения кабеля транспортными средствами и чтобы в случае срыва с подвески кабель не мог упасть на рельсы. Расстояние между точками подвески кабеля должно быть не более 3 м, между кабелями — не менее 50 мм. Жесткое крепление кабелей допускается только в выработках с бетонной и аналогичной крепью, а также в выработках, пройденных в устойчивых породах, не требующих крепления. В выработках с металлической крепью допускается подвеска кабеля на металлических элементах крепи.

На отдельных участках выработок, при необходимости прокладки кабеля по почве, он должен быть защищен от механических повреждений прочными ограждениями из несгораемых материалов.

По одной стороне выработки запрещается прокладка кабелей и вентиляционных резиновых труб. Последние должны про-

кладываться на противоположной стороне. При прокладке кабелей и трубопроводов для сжатого воздуха и воды по одной стороне выработки расстояние между ними должно быть не менее 300 мм.

В электромашинных камерах бронированные кабели должны прокладываться без наружного джутового (горючего) покрова, а броня должна покрываться противокоррозийным лаком.

Гибкие кабели, находящиеся под напряжением, должны быть растянуты и подвешены. Запрещается держать их под напряжением в виде «бухт» и «восьмерок», если это не предусмотрено конструкцией машины.

В выработках с уклоном более 45° кабели должны подвешиваться с помощью приспособлений, разгружающих их от собственного веса. Расстояние между точками закрепления кабеля в наклонных выработках не должно превышать 3 м, а в вертикальных выработках 6,5 м. Расстояние между кабелями должно быть не менее 50 мм.

При прокладке кабеля по скважине он должен быть прочно закреплен на стальном тросе. Скважина, пробуренная по неустойчивым породам, должна быть закреплена обсадными трубами.

10.3. ЭЛЕКТРООБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Для приема и преобразования электроэнергии, поступающей по линиям электропередач на участки работ, применяются трансформаторы. На поверхностных подстанциях шахт и штолен устанавливаются, как правило, силовые двухобмоточные трансформаторы с высоким напряжением $U_{\text{ном}}$ 6 и 10 кВ. Техническая характеристика их приведена в табл. 10.3.

Для использования в подземных выработках выпускаются рудничные взрывобезопасные трансформаторы ТСШВ и ТСВ (сухие с воздушным охлаждением) (табл. 10.4).

Комплектные трансформаторные подстанции (КТП) общего назначения выпускаются для наружной и внутренней установки. КТП для наружной установки рассчитаны на присоединение к воздушным или кабельным сетям напряжением 6 и 10 кВ. Минимальное напряжение 380/220 В. В комплект поставки силовой трансформатор не входит. Основные размеры КТП 2670××2200×1255, масса 2000 кг (без трансформатора). Кинематическое исполнение КТП V категории.

Трансформаторные подстанции для наружной установки комплектуются трансформаторами ТМ-160/6 на напряжение 6 кВ мощностью 160 кВ·А, ТМ-250/6, ТМ-400/6, ТМ-630/6 и трансформаторами на напряжение 10 кВ ТМ-160/10, ТМ-250/10, ТМ-400/10 и ТМ-630/10.

Таблица 10.3 Технические данные силовых двухобмоточных трансформаторов

Типоразмер трансформатора	Номинальная мощность, кВ·А	Номинальное напряжение обмоток, кВ		Потери, кВт		Напряжение к. з., %, от $U_{ном}$	Ток к. х., %, от $I_{ном}$	Основные размеры, мм	Масса, т/кг
		ВН	НН	х. х.	к. з.				
ТМ-250/10	250	6; 10	0,23; 0,4; 0,69	0,94	3,7	4,5	2,3	1310×1050×1760	1,3
ТМ-400/10	400	6; 10	0,23; 0,4; 0,69	1,21	5,5	4,5	2,1	1330×1090×1800	1,9
ТМ-630/10	630	6; 10	0,23; 0,4; 0,69	1,68	8,5	4,5	2	1460×1275×1916	2,9
ТМН-1000/10	1000	6; 10	0,4; 0,69	2,1	11	5,5	1,4	1850×1260×2270	4,2
ТМН-1600/10	1600	6; 10	0,4; 0,69	2,8	18	5,5	1,3	2300×1395×2850	5,8
ТМЗ-630/10	630	6; 10	0,4	1,4	5,6	6,2	1,8	2190×1320×2000	3,5
ТМЗ-1000/10	1000	6; 10	0,4	2,1	9,7	6,2	1,4	2350×1450×2450	6
ТМЗ-1600/10	1600	6; 10	0,4	2,8	14	6,2	1,3	2600×1500×2750	8,5

Примечание. Условные обозначения расшифровываются следующим образом: Т — трансформатор, М — с масляным охлаждением, Н — с заполнением негорючей жидкостью, З — в защищенном исполнении, ВН — высокое напряжение, НН — низкое, х. х. — холостой ход, к. з. — короткое замыкание.

Таблица 10.4 Технические данные рудничных трансформаторов

Типоразмер трансформатора	Номинальная мощность, кВ·А	Напряжение х. х., В		Номинальный ток, А		Напряжение к. з., %, от $U_{ном}$	Ток к. х., %, от $I_{ном}$	Потери, кВт		Основные размеры, мм	Масса, кг
		ВН	НН	ВН	НН			х. х. при $U_{ном}$	к. з. при $\cos \varphi = 1$ и $U_{ном}$		
ТСШВ-100/6	100	6000±5 %	690/400	9,6	83,3/144,3	3,5	6	1	1,15	2500×1170×1215	1615
ТСШВ-160/6	160	6000±5 %	690/400	15,4	133,3/230,5	3,5	4,5	1,33	1,7	2599×1170×1235	1840
ТСШВ-250/6	250	6000±5 %	690/400	24,04	208,3/350,8	3,5	3,5	1,65	2,3	2600×1170×1235	2415
ТСШВ-400/6	400	6000±5 %	690/400	38,5	333,4/577,4	3,5	2,5	2,1	3,4	2700×1170×1510	3385
ТСВ-100/6-05	100	6000±5 %	690/400	9,6	83,3/144	3,5	6	1,0	1,15	2550×1170×1120	1600
ТСВ-160/6-05	160	6000±5 %	690/400	15,4	133/230	3,5	4,5	1,33	1,7	2450×1170×1155	1750
ТСВ-250/6-05	250	6000±5 %	690/400	24,04	208/360	3,5	3,5	1,65	2,3	2550×1170×1235	2205
ТСВ-400/6-05	400	6000±5 %	690/400	38,5	333/577	3,5	2,5	2,18	3,4	2630×1170×1420	2915

Примечание. Трансформаторы ТСШВ заменяются трансформаторами ТСВ, изготавливаемыми в соответствии с ГОСТ 15542—79.

Таблица 10.5

Технические данные КТП для внутренней установки

Типоразмер КТП	Мощность трансформатора, кВ·А	Состав комплекта		
		Трансформатор	Шкаф ВН	Шкаф НН
КТП250-6 и 10/0,4	250	ТМФ250/10	ВВ-1	КРН-5
2КТП250-6 и 10/0,4	2×250	ТМФ250/10	ВВ-1	КРН-5
КТП400-6 и 10/0,4	400	ТМФ400/10	ВВ-1	КРН-5
2КТП400-6 и 10/0,4	2×400	ТМФ400/10	ВВ-1	КРН-5
КТП630-6 и 10/0,4	630	ТМФ630/10	ВВ-3	КРН-6
2КТП630-6 и 10/0,4	2×630	ТМФ630/10	ВВ-3	КРН-6
КТПМ630-6 и 10/0,4	630	ТМФ630/10	ВВ-4	КРН-8
2КТПМ630-6 и 10/0,4	2×630	ТМФ630/10	ВВ-4	КРН-9

Комплектные трансформаторные подстанции для внутренней установки (табл. 10.5) предназначены для работы без постоянного обслуживания.

При подземных горноразведочных работах могут применяться комплектные трансформаторные подстанции ТКШВП (с кварцевым наполнением), ТСШВП и ТСВП (сухие с кремнийорганической изоляцией). Подстанции ТКШВП и ТСШВП в последние годы сняты с производства, однако еще широко применяются при проведении горноразведочных выработок большой протяженности.

Автоматические выключатели предназначены для автоматического отключения кабелей и электрических аппаратов при возникновении в них короткого замыкания или при появлении недопустимых токов утечки в защищаемой сети, а также для нечастых оперативных включений и отключений электрических цепей при нормальных режимах работы.

В настоящее время при проведении разведочных выработок могут быть использованы серийно выпускаемые взрывобезопасные автоматические фидерные выключатели АФВ, которые предназначены для работы в трехфазных сетях переменного тока с изолированной нейтралью в следующих условиях: температура воздуха от -10 до $+35$ °С; относительная влажность воздуха 98 % при температуре 35 °С, содержание пыли в окружающей атмосфере до 1000 мг/м³; колебания напряжения в сети от 85 до 110 % номинального, рабочее положение выключателя — салазки на горизонтальной площадке (допускается уклон до 8° в любом направлении). Режим работы выключателей — продолжительный.

Выключатели серии АФВ по виду управления изготавливаются в двух исполнениях: с ручным управлением (АФВ-1А, АФВ-2А

и АФВ-3), с ручным управлением и дистанционным отключением (АФВ-2БК).

Магнитные пускатели в рудничном нормальном исполнении серии ПРН предназначены для дистанционного управления электроприемниками в горноразведочных выработках, не опасных по газу и пыли. Они выпускаются в трех исполнениях ПРН-63, ПРН-100 и ПРН-200 и предназначены для эксплуатации при следующих условиях: температура воздуха от -45 до $+40$ °С; высота над уровнем моря не более 1000 м, допустимая запыленность 100 мг/м^3 , максимальная относительная влажность воздуха 97 % при температуре 35 °С, колебания напряжения электрической сети 85—110 % номинального. Пускатели ПРН могут устанавливаться на горизонтальной поверхности или подвешиваться на вертикальной стене. Допускается отклонение от горизонтального положения на 10° для пускателей ПРН-63 и ПРН-100 и 5° для пускателей ПРН-200. Пускатели обеспечивают нормальную работу в продолжительном, прерывисто-продолжительном, кратковременном и повторно-кратковременном режимах.

В горноразведочных выработках, опасных по газу или пыли, необходимо применять взрывобезопасные магнитные пускатели. Они предназначены для дистанционного управления электроприемниками и в первую очередь трехфазными асинхронными электродвигателями с короткозамкнутым ротором в электрических сетях с изолированной нейтралью трансформатора. В настоящее время применяются взрывобезопасные магнитные пускатели серии ПМВИ и серии ПВИ с искробезопасными цепями управления. Пускатели ПВИ разработаны вместо пускателей ПМВИ.

Аппаратура защитного отключения электроустановок предназначена для защиты людей от поражения электрическим током, в том числе при прямом контакте с токоведущими частями электроустановок, а также предотвращения эксплуатации сетей с поврежденной изоляцией и опасными утечками тока на землю. В настоящее время для этой цели выпускаются аппарат защиты от токов утечки с устройством автоматической компенсации емкостной составляющей тока АЗАК-380, аппарат защиты подстанций от токов утечки в блочном исполнении АЗПБ, а также реле утечки РУ-127/220 и РУ-380.

Аппарат защиты от токов утечки АЗАК-380 предназначен для непрерывного контроля изоляции, защитного отключения и автоматической компенсации емкостных токов утечки в трехфазных электрических сетях.

Аппарат защиты от токов утечки для подстанций АЗПБ предназначен для встройки в распределительные устройства низкого напряжения передвижных трансформаторных подстанций.

Т а б л и ц а 10.6 Техническая характеристика стационарных компрессоров

Показатели	Тип (типоразмер) компрессора				
	ВП2-10/9	ВП3-20/9	6ВКМ-25/8	305ВП-30/9	7ВКМ-50/9
Компрессор: тип	Поршневой, угловой, двухступенчатый, двойного действия		Винтовой	Поршневой, угловой, двухступенчатый, двойного действия	Винтовой
подача, м³/мин	10	20	25	30	50
рабочее давление, МПа	0,883	0,883	0,785	0,883	0,883
основные размеры, мм:					
длина	1650	2345	—	2440	4900
ширина	1330	1620	—	1880	2335
высота	1825	2230	—	2490	2085
масса, кг	1340	Не более 2700	—	3770	8800
Двигатель:					
тип	AB2-101-8УЗ	ДСК12-24-12	A3-315М-2БУ2	БСДК-15-21-12	BAO-500L-2
частота вращения, с⁻¹	12,5	8,33	50	8,33	50
напряжение, В	380	380	380	380	6000
мощность, кВт	75	132	200	200	400
масса, кг	510	1070	—	1650	—
Компрессорная станция: основные размеры, мм (в скобках — с воздушным охлаждением):					
длина	1650	2345	2320 (3200)	2440	4900
ширина	1330	1620	1230 (1060)	1880	2335
высота	2025	2390	1705 (1705)	2670	2085
масса, кг	3240	5970	2700 (3325)	7480	10 980
цена, руб.	6170	8350	11 000	13 500	25 000
завод-изготовитель	Краснодарский компрессорный завод	Краснодарский компрессорный завод	Казанский компрессорный завод	Московский компрессорный завод «Борец»	Казанский компрессорный завод

10.4. КОМПРЕССОРНЫЕ УСТАНОВКИ

10.4.1. Компрессоры

При проведении горноразведочных выработок применяются как стационарные компрессорные установки с подачей от 10 до 50 м³/мин, так и передвижные и переносные компрессорные станции с подачей от 5 до 10 м³/мин. Рабочее давление у компрессора не менее 0,785 МПа.

Для сооружения стволов разведочных шахт и проведения подземных горноразведочных выработок рекомендуется исполь-

Т а б л и ц а 10.7

Техническая характеристика передвижных и переносных компрессорных станций

Показатели	Вид компрессорных			
	Передвижные			
	ПР-6М	ПР-10М	ПВ-10	
Компрессор: марка компрессора тип	— Ротационный, пластинчатый	— Ротационный, пластинчатый двухступенчатый, двухцилиндровый	14ВК Винтовой, одноступенчатый	
подача, м³/мин	6	10	10	
рабочее давление, МПа	0,785	0,785	0,785	
Двигатель:				
тип	Д-240Л	АО1МК	ЯМЗ-236	
частота вращения, с⁻¹	30	28,4	25	
мощность, кВт	59	95,5	132	
расход топлива при номинальной подаче, л/ч	12	26	22	
масса, кг	420	—	900	
Компрессорная станция:				
максимальная скорость транспортировки, км/ч:				
по шоссе	60	40	60	
по грунтовой дороге	25	25	25	
число раздаточных вентиля	3	3	5	
основные размеры, мм:				
длина (длина с дыхлом)	3500 (4000)	3780 (5030)	3395 (4550)	
ширина	1520	1700	1730	
высота	2400	2210	1870	
масса, кг	1830	3130	3150	
цена, руб.	3500	4900	7100	
завод-изготовитель	Ташкентский завод «Компрессор»		Читинский машиностроительный завод	

зовать стационарные компрессорные установки. Передвижные и переносные компрессорные станции целесообразно использовать как временные при проходке устьев стволов, где требуется небольшой расход сжатого воздуха, при проведении штолен небольшой протяженности, шурфов и рассечек из них, а также на открытых горных работах.

Для стационарных установок используются, как правило, поршневые и винтовые компрессоры с электрическим приводом и водяным охлаждением. Однако в последнее время Казанским компрессорным заводом выпускается винтовой компрессор

стаций			
жые	Переносные		
ПКС-5	НВ-10	НВ-10Э	НВ-10ЭМ
К-5М Поршневой V-образный, двухступенчатый, четырехцилиндровый	14ВК Винтовой, одноступенчатый	14ВКЭ Винтовой, одноступенчатый	14ВКЭ Винтовой, одноступенчатый
5 0,785	10 0,785	10 0,785	10 0,785
КраЗ-120 или ЗИЛ-164А	ЯМЗ-236	АОП2-91-49	АОП2-91-49
23,3	25	24,6	24,6
43	132	75	75
45	22	—	—
570	900	552	552
50	—	—	—
30	—	—	—
4	5	5	5
3830 (4985)	3240	3145	2290
1870	1710	1415	1080
1830	1550	1315	1795
2460	2780	1950	1800
1660	6280	4760	4500
ПО «Мелитополь-холодмаш»	Читинский машиностроительный завод		

6 ВКМ 25/8 как с водяным, так и с воздушным охлаждением.

Техническая характеристика стационарных компрессоров приведена в табл. 10.6.

На объектах с большой воздухопотребностью практикуется также применение высокопроизводительных стационарных компрессоров с подачей сжатого воздуха 100 м³/мин, что позволяет существенно снизить себестоимость вырабатываемого сжатого воздуха вследствие резкого сокращения удельных трудозатрат и прочих эксплуатационных расходов (в расчете на 1 м³), использовать высокопроизводительную горнопроходческую технику с пневматическим приводом.

На передвижных и переносных компрессорных станциях применяются в основном ротационные и винтовые компрессоры с двигателями внутреннего сгорания и электродвигателями. Техническая характеристика выпускаемых передвижных и переносных компрессорных станций приведена в табл. 10.7.

10.4.2. Определение потребного количества сжатого воздуха и выбор компрессоров

Необходимое количество сжатого воздуха при использовании компрессорных установок следует определять с учетом максимального его потребления наибольшим числом одновременно работающих пневмоприемников.

Приемники пневмоэнергии работают в забое неравномерно, поэтому при расчете потребности воздуха рекомендуется вводить коэффициент одновременности работы пневмомеханизмов. Кроме того, следует учитывать износ оборудования и утечки воздуха через неплотности трубопровода и арматуры. Общий расход сжатого воздуха пневматическими механизмами рекомендуется определять по формуле

$$Q = 1,2 \sum_{i=1}^{i=n} m_i g_i \xi_i \varphi_i, \quad (191)$$

где n — число однотипных групп приемников; i — любое число от 1 до n ; m_i — число однотипных потребителей (например, перфораторов одного и того же типоразмера); g_i — расход воздуха одним однотипным потребителем, м³/мин (табл. 10.8); ξ_i — коэффициент одновременности работы потребителей (для перфораторов и отбойных молотков этот коэффициент следует принимать по данным, приведенным ниже, а при работе одной погружной машины или грейферного грузчика — равным 1, двух — 0,85); φ_i — коэффициент, учитывающий износ оборудования (для перфораторов и отбойных молотков $\varphi_i = 1,15$, для пневматических двигателей $\varphi_i = 1,10$); 1,2 — коэффициент, учитываю-

Таблица 10.8

Расход сжатого воздуха потребителями

Потребители	Тип оборудования	Расход сжатого воздуха, м³/мин	Потребное рабочее давление, МПа
Перфоратор	ПП-63В, ПП-63С	3,5	0,49
Бурильная установка	СБКН-2М	25	0,49
Отбойный молоток	МО-1, МО-2, МО-3	1,15	0,49
Погрузочная машина	ППН-1	11,0	0,49
Грейферный грузчик	КС-3М	3,25	max 0,68
Насос забойный	Н-1М	6,0	0,49
То же	Байкал-2М	2,9 (без эрлифта)	0,49
„	„	5,2 (с эрлифтом)	0,49

щий потери воздуха от утечек через неплотности трубопроводов.

Значения коэффициента одновременности работы перфораторов и отбойных молотков

Число работающих перфораторов и отбойных молотков	2	4	6	8	10
Коэффициент одновременности работы перфораторов и отбойных молотков	0,98	0,96	0,94	0,92	0,90

В компрессорных станциях целесообразно устанавливать одинаковые агрегаты, число компрессоров необходимо выбирать с таким расчетом, чтобы имелся достаточный резерв мощности и была возможна замена в случае неисправности одного из работающих компрессоров. При числе рабочих агрегатов до трех следует принимать один резервный агрегат, при четырех рабочих агрегатах и более резерв должен составлять не менее 50 %. При этом, кроме резервных, должны предусматриваться агрегаты, находящиеся в ремонте. Самым оптимальным вариантом является такой, при котором два компрессора одинаковой мощности находятся в работе, один — в резерве, и один в ремонте.

В отдельных случаях, когда подача одного компрессора недостаточна, а двух (с одинаковой подачей) излишняя, допускается устанавливать компрессоры с различной подачей.

10.4.3. Воздухосборники

Воздухосборники предназначены для выравнивания неравномерности подачи и потребления сжатого воздуха и улавливания находящегося в нем воды и масла.

Для стационарных компрессоров техническая характеристика воздухосборников приведена в табл. 10.9.

Т а б л и ц а 10.9

Техническая характеристика воздухохраников

Типоразмер воздухо- храника	Номиналь- ная емкость, м³	Внутренний диаметр, мм	Толщина стенки, мм, не более		Масса, кг, не более
			обечайки	днища	
В-2,0	2,0	1000	5	6	550
В-3,2	3,2	1200	6	8	850
В-4,0	4,0	1200	6	8	1005
В-6,3	6,3	1400	6	8	1425
В-8,0	8,0	1600	7—8	8	1750
В-10,0	10,0	1600	7—8	8	2085
В-16,0	16,0	2000	8	10	2965
В-20,0	20,0	2000	8	10	3580
В-25,0	25,0	2200	9	12	4950

Устройство, изготовление, содержание и установка воздухохраников должны полностью соответствовать Правилам устройства и безопасности эксплуатации сосудов, работающих под давлением. В соответствии с этими правилами воздухохраники подлежат обязательной регистрации в органах Госгортехнадзора.

Необходимая общая емкость (m^3) воздухохраников

$$V_b = 1,6 \sqrt{Q_k}, \quad (192)$$

где Q_k — подача компрессорной станции, $m^3/\text{мин}$.

10.4.4. Воздухопроводы для снабжения сжатым воздухом

Для воздухопроводных сетей следует использовать стальные бесшовные горячедеформированные трубы по ГОСТ 8732—78 или холоднодеформированные трубы по ГОСТ 8734—75, наружным диаметром от 70 до 140 мм (с толщиной стенки от 3 до 5 мм). Соединение звеньев труб стационарных трубопроводов, как правило, должно быть сварным. Соединение переносных трубопроводов следует предусматривать на фланцах (ГОСТ 12815—80 и ГОСТ 12820—80) и муфтах (ГОСТ 8943—75 и ГОСТ 8965—75) из ковкого чугуна и стали.

Диаметры трубопроводов сжатого воздуха следует выбирать с таким расчетом, чтобы у наиболее удаленного потребителя падение давления не превышало 0,2 МПа. Скорость движения воздуха по трубам следует принимать в пределах 8—15 м/с.

Расчет внутреннего диаметра воздухопроводов на отдельных участках сети следует производить по общеизвестным методикам в зависимости от длины участка, объема протекающего

сжатого воздуха при заданном давлении в начале участка и величины потери давления.

На магистральных воздухопроводах в стволах шахт необходимо устанавливать водомаслоотделители на расстоянии 300—500 м и компенсаторы температурных изменений до глубины 350—400 м. Расстояние между компенсаторами не должно превышать 250 м. В стволах шахт компенсаторы и нижние точки трубопровода должны устанавливаться на специальных опорных балках, не связанных с армировкой ствола. На участках компенсации температурных изменений следует устанавливать скользящие крепления трубопровода к армировке ствола. На магистральных трубопроводах подземных горизонтальных выработок и в стволах шахт при глубине свыше 400 м необходимость установки компенсаторов температурных изменений длины решается проектом в каждом отдельном случае при наличии больших перепадов температур.

10.5. ВОДОСНАБЖЕНИЕ

При проведении горноразведочных выработок должно быть предусмотрено противопожарное, техническое (для промывки шпуров, обеспыливания воздуха в забоях и др.) и питьевое водоснабжение.

Для противопожарного и технического водоснабжения может быть использован один трубопровод. Внутренний диаметр труб, прокладываемых по стволам шахт, штольням и квершлагам, должен быть не менее 100 мм, по штрекам — не менее 50 мм, а по рассечкам — не менее 25 мм.

Для обеспечения противопожарного водоснабжения на поверхности шахт и штолен необходимо устраивать резервуары (водоемы), вода из которых самотеком (или под напором) должна доходить до каждого забоя. Давление воды в забоях следует предусматривать не менее 0,2 МПа. Вместимость резервуаров определяется расчетом в каждом конкретном случае.

Для заполнения резервуара водой должны использоваться два насоса (рабочий и резервный), подача и напор которых определяются также расчетом для конкретных условий. Для принудительной подачи воды по трубопроводу следует также предусматривать два насоса (рабочий и резервный).

Во избежание замерзания воды в резервуарах и трубах, находящихся под влиянием отрицательной температуры, они должны быть утеплены. При проведении выработок в многолетнемерзлых породах техническую воду в ряде случаев целесообразно доставлять в забой выработок в подогретом виде в специальных бочках.

Для обеспечения питьевого водоснабжения на поверхности шахт и штолен вблизи рабочих мест должны находиться сосуды

с питьевой водой; в подземных выработках рабочие должны быть обеспечены индивидуальными флягами для воды, а при работе в южных районах — термосами коллективного пользования.

Сосуды для питьевой воды должны быть изготовлены из оцинкованного железа или из других материалов, легко очищаемых и дезинфицируемых. Запрещается применение деревянных сосудов. Сосуды должны быть защищены от загрязнения крышками и закрыты на замок, снабжены кранами и кружками или кранами фонтанного типа. Смена воды в сосудах и их промывка должны производиться ежедневно. Температура воды должна быть не ниже 8 °С и не выше 20 °С.

Работники, обслуживающие питьевое водоснабжение, должны проходить медицинский осмотр и обследование в сроки, установленные органами санитарного надзора.

11. ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ ТРУДА И НОРМИРОВАНИЯ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

11.1. ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ ТРУДА

Организация труда — это приведение трудовой деятельности людей в определенную систему или это система мероприятий, устанавливающая порядок и условия осуществления трудовой деятельности в соответствии с принятой технологией.

Развитие коллективных форм организации труда является одним из главных направлений работы по совершенствованию хозяйственного механизма на уровне первичного трудового коллектива. Поэтому дальнейшее развитие бригадных форм организации и стимулирования труда является весьма важной экономической и социальной задачей и способствует росту творческой инициативы коллективов, развитию демократических начал в управлении, укреплению трудовой и производственной дисциплины.

В системе Министерства геологии СССР бригадные формы организации труда являются традиционными. Бригады классифицируются по четырем основным группам признаков: организационные, технологические, технические и экономические. Схема классификации признаков бригад приведена на рис. 11.1.

С учетом принятых форм разделения и кооперации труда в функции бригады может быть включено выполнение только основных или только вспомогательных или и основных и вспо-

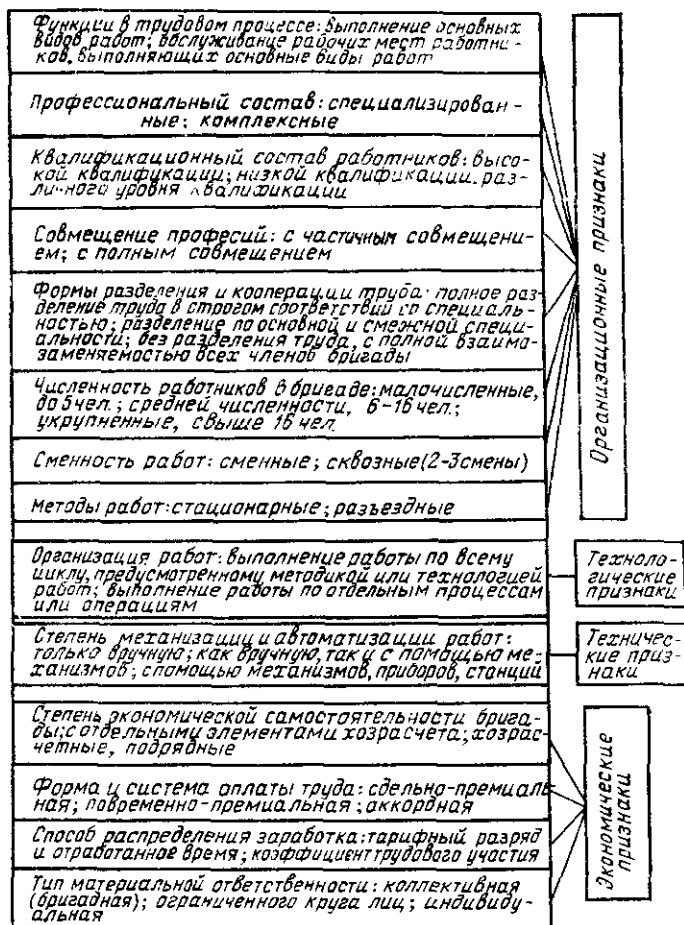


Рис. 11.1. Классификация признаков бригад

могательных работ. В бригады основного производства могут быть включены вспомогательные рабочие, непосредственно обслуживающие технологический процесс (слесари, наладчики, шоферы и др.).

Ремонт оборудования, транспортные и складские работы, как правило, экономически целесообразно производить трудовыми коллективами, входящими в состав централизованных подразделений экспедиции, базы или управления производственно-технического обеспечения. При этом звенья или отдельные члены таких коллективов могут быть закреплены за определен-

ными обслуживаемыми ими бригадами основного производства.

С точки зрения профессионального состава бригады делятся на два вида — специализированные и комплексные. Вид бригады выбирается исходя из содержания и последовательности выполнения возложенных на нее работ с учетом экономических критериев.

При выполнении геологоразведочных и сопутствующих им работ, а также во вспомогательном производстве могут быть организованы следующие виды бригад.

Специализированная бригада объединяет, как правило, работников одной профессии, занятых на однородных технологических процессах, связанных с выполнением одного вида геологоразведочных работ или его модификации.

Комплексная бригада включает работников различных профессий и должностей, выполняющих комплекс технологически разнородных, но взаимосвязанных процессов, охватывающих полный цикл производства по виду работ. Для обеспечения взаимозаменяемости и совмещения профессий работники комплексных бригад наряду с работой по основной профессии должны овладевать дополнительно одной или несколькими профессиями.

Сменная бригада включает работников одной смены; может быть специализированной или комплексной.

Сквозная бригада включает работников двух и более смен, работающих в одной и той же рабочей зоне; может быть специализированной или комплексной.

Хозрасчетная бригада наряду с планами по объему производства, росту производительности труда (снижению трудоемкости) и повышению качества работы несет ответственность за использование одного или нескольких видов материальных или энергетических ресурсов и поощряется за их экономию на основании утвержденных норм расхода и организации соответствующего учета.

Подрядная бригада выполняет работу на условиях подряда, который предусматривает: четко установленный в количественных и качественных показателях конечный результат работы; предоставление коллективу бригады самостоятельности в выборе конкретных форм организации своей работы; закрепление орудий и средств труда, определенных материальных ресурсов; гарантированный размер оплаты труда за достижение конечного результата независимо от фактических трудозатрат или численности работников; взаимную материальную ответственность бригады и администрации за выполнение условий подряда, обусловленных договором.

Организационная форма, оптимальный численный и профессионально-квалификационный состав бригады определяются ис-

ходя из содержания и сложности производственного процесса, трудоемкости работ, установленной на основе межотраслевых, отраслевых и других прогрессивных нормативов по труду, требований научной организации труда, применяемых технических и организационных средств и других факторов, определяющих условия проведения работ. На геологоразведочных работах в состав бригад там, где это целесообразно, наряду с рабочими могут быть включены горные и другие мастера и инженерно-технические работники.

При комплектовании новых бригад и совершенствовании организации труда в действующих их состав рекомендуется устанавливать с учетом организационных, экономических и социально-психологических факторов, к числу которых относятся: возможность установления конечного результата коллективного труда бригады; возможность совмещения рабочими и ИТР различных профессий, работ, операций; оптимальная структура производства; сплоченность коллектива, взаимопомощь, товарищеские отношения.

Когда организационно-технические условия позволяют создавать как специализированные, так и комплексные, как сменные, так и сквозные бригады, следует отдавать предпочтение комплексным сквозным, важнейшим преимуществом которых является возможность повышения содержательности труда путем совмещения профессий (операций), сокращения простоев и улучшения использования оборудования, а также повышения ответственности членов бригады за выполнение общих производственных заданий.

На отдельно изолированных объектах горноразведочных работ, таких как штольни, шахты, глубокие шурфы с рассечками, а также участки проходки мелких шурфов или разведочных канав и траншей могут быть организованы сквозные комплексные горнопроходческие бригады, состоящие из проходчиков, взрывников, крепильщиков, электрослесарей, машинистов электровозов, машинистов компрессоров, горных мастеров и др. На объектах работ, имеющих несколько групп забоев, находящихся в одновременной проходке, могут быть организованы специализированные сквозные горнопроходческие бригады, каждая из которых состоит из отдельных групп проходчиков, и одна обслуживающая их комплексная бригада. Число бригад определяется по числу отдельных групп забоев.

Численность работников в бригаде рассчитывается исходя из объема планируемых работ и их трудоемкости, фонда рабочего времени, уровня выполнения и видов применяемых норм по следующим формулам:

$$\text{комплексная норма времени } T_{н.к} \text{ (ч)} \quad q = \frac{T_{н.к} \Pi}{\Phi_n K_B}; \quad (193)$$

операционная норма времени T_n (ч)
$$Ч = \frac{\sum_1^n (T_n \Pi)}{\Phi_n K_B}; \quad (194)$$

норма выработки в час H_B по одному из видов работ
$$Ч = \frac{\sum_1^n \frac{\Pi}{H_B}}{\Phi_n K_B}; \quad (195)$$

норма обслуживания H_o
$$Ч = \sum_1^m \frac{1}{H_o}; \quad (196)$$

норматив численности H_q
$$Ч = \sum_1^m H_q, \quad (197)$$

где $Ч$ — численность работников в бригаде; Π — плановый объем работ бригады в натуральном измерении; Φ_n — плановый фонд рабочего времени на тот же период одного рабочего; K_B — коэффициент выполнения норм, установленный для данного периода; n — число видов операций или работ, выполняемых бригадой; m — число объектов (агрегатов, скважин, участков и т. д.), обслуживаемых бригадой или отдельными ее работниками.

Нормы времени, выработки, обслуживания и численности устанавливаются на основе межотраслевых и отраслевых нормативов, а при их отсутствии — на основе местных нормативов, разработанных самой геологической организацией. Если результаты расчета свидетельствуют о недостаточной загрузке работников, необходимо предусмотреть возможность выполнения ими работ по смежным профессиям или функциям. Соответственно должна быть проведена подготовка рабочих и ИТР к выполнению этих работ.

Численность и расстановка работников в бригадах может корректироваться в соответствии с изменениями плановых показателей по объему и снижению трудоемкости работ, а также в соответствии с инициативой бригады по принятию встречных планов и пересмотру действующих норм. Для примера в табл. 11.1 приведен перечень и краткая характеристика типовых производственных бригад на подземных горнопроходческих работах.

Таблица 11.1

Примерный перечень и краткая характеристика типовых производственных бригад

Вид бригады, рабочая зона	Виды основных и вспомогательных производственных процессов (работ), выполняемых бригадой	Профессионально-квалификационный состав	Численность бригады	Степень экономической самостоятельности
Комплексная сквозная горнопроходческая бригада (работающая на изолированном объекте)	Проведение выработок (бурение шпуров, уборка породы, проходка водоотливной канавки и др.), откатка породы, крепление выработок, монтаж освещения и кабелей, укладка рельсов, воздухо- и водопроводов, вентиляционных ставов, отбор проб и геологическая документация	Проходчики, крепильщики, машинисты компрессорных установок, слесари, электрослесари, горные мастера, геологи и другие ИТР (в соответствии с нормативами)	25—35	На полном хозрасчете или подряде
Специализированная сквозная горнопроходческая бригада (работающая в одном или группе сближенных забоях)	Проведение выработок (бурение шпуров, уборка породы, проведение водоотливной канавки или др.)	Проходчики	8—12	На частичном или полном хозрасчете или на подряде
Специализированная сквозная или сменная бригада вспомогательных рабочих (обслуживающая отдельные специализированные горнопроходческие бригады)	Крепление и поддержание горных выработок Прокладка и поддержание рельсовых путей	Крепильщики Горнорабочие	5—8 4—7	На частичном хозрасчете То же
Комплексная сквозная обслуживающая бригада (обслуживающая несколько специализированных горнопроходческих бригад)	Поддержание горных выработок	Крепильщики, машинисты компрессорных установок, зарядчики аккумуляторов, электрослесари и слесари, горные мастера, геологи и другие ИТР	15—25	На частичном хозрасчете или подряде

11.2. ПЛАНИРОВАНИЕ И УЧЕТ РАБОТЫ, ХОЗЯЙСТВЕННЫЙ РАСЧЕТ В БРИГАДАХ

Для успешной работы бригад необходима четкая система оперативно-производственного планирования, обеспечивающая связь плановых показателей бригад, отрядов, участков, партий, цехов, экспедиций или других производственных единиц. При установлении производственных планов (заданий) бригадам следует исходить из действующих норм затрат труда, численности бригады, общего фонда рабочего времени, а также из утвержденных для организации и ее структурных подразделений показателей по росту производительности труда и снижению себестоимости работ.

Исходными данными для определения показателей являются: проект геологоразведочных работ и основные направления развития геологоразведочных работ на предстоящую пятилетку; утвержденная геолого-техническая и нормативно-технологическая документация; нормы затрат труда и расценки; производственные нормы расхода материалов, инструмента, сменного оборудования и оргоснастки, электроэнергии, сжатого воздуха, услуг подсобно-вспомогательного производства, транспорта и др.; данные об обеспеченности бригад материально-техническими ресурсами; учетные (планово-расчетные) цены на материалы, электроэнергию, малоценные и быстроизнашивающиеся предметы, услуги и др.; план оргтехмероприятий по обеспечению роста производительности труда и снижению себестоимости работ.

Бригадам с учетом специфики видов работ и объектов геологоразведочных работ до начала планируемых периодов устанавливаются перспективные (пятилетние), текущие (годовые) и оперативные (на квартал, месяц, а при необходимости на день и смену) планы (задания). Пятилетние, годовые и месячные планы рассчитываются производственными и экономическими службами, обсуждаются в бригаде и после утверждения администрацией выдаются бригадирам. В планировании работы бригад активное участие должны принимать советы бригад.

Пятилетнее задание для всех бригад устанавливается единым в нормо-часах на производительную работу. Производительными работами, которые учитываются при планировании пятилетних, годовых и оперативных заданий, считаются только основные нормируемые работы каждого вида, характеризующие в основном конечный результат.

В случаях, когда условия выполняемой бригадой работы остаются на протяжении многих лет неизменными, объем работ на пятилетку может устанавливаться в физическом измерении.

Установленный бригаде пятилетний план по объему работ является основой для определения годовых и оперативных за-

даний, способствует объективному материальному и моральному стимулированию за выполнение плановых заданий и принятых социалистических обязательств, а также более точному обоснованию числа бригад, необходимых для выполнения годового плана.

В годовых планах, в зависимости от условий, объем работ может устанавливаться в натуральных или нормативных измерителях.

Годовое задание может быть определено по формуле

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{баз}} K_d^n K_{\text{вр}} K_n, \quad (198)$$

где $Q_{\text{баз}}$ — объем производительной работы бригады в последнем (базовом) году предыдущей пятилетки, нормо-ч; K_d^n — директивный коэффициент увеличения производительности труда на каждый год; n — порядковый номер года пятилетки; $K_{\text{вр}}$ — коэффициент, учитывающий изменение календарного времени работы в плановом году; K_n — коэффициент, учитывающий процент ужесточения в планируемом году норм времени в результате ввода новых ЕНВ или более прогрессивных местных норм времени.

Если нормативная трудоемкость производительных работ в базовом году $Q_{\text{баз}}$ по какой-либо причине окажется ниже средней по участку или партии $Q_{\text{баз}}^{\text{ср}}$, то при расчете годовых планов за $Q_{\text{баз}}$ принимается средняя трудоемкость работ по участку или партии.

В основу расчета среднегодового коэффициента увеличения производительности труда для конкретной бригады берется среднегодовой темп ее роста по пятилетнему плану, который корректируется в зависимости от достигнутых бригадой результатов труда в предыдущем году и намечаемых к внедрению мероприятий НОТ и НТП.

Коэффициент $K_{\text{вр}}$ определяется, как отношение планируемого бригаде календарного времени работы в году $T_{\text{пл}}$ к календарному времени базового года $T_{\text{баз}}$.

Годовое задание в бригаде в нормо-часах распределяется поквартально в соответствии со сложившейся производительностью труда по времени года с помощью поправочных коэффициентов сезонной производительности труда

$$Q_{\text{кв}}^n = T_{\text{кв}} Q_{\text{год}} K_c / T_{\text{пл}}, \quad (199)$$

где $Q_{\text{кв}}^n$ — объем производительной работы бригады в первом квартале, нормо-ч; $T_{\text{кв}}$ — фонд квартального рабочего времени бригады, ч; K_c — коэффициент сезонной производительности труда.

Плановый объем работ каждого квартала пересчитывается в натуральные показатели в соответствии с графиком очередности их проведения и их нормативной трудоемкости и далее

распределяется помесечно как в нормо-часах, так и в натуральных показателях. Для наглядности в натуральные показатели может пересчитываться аналогичным образом и годовое задание.

Плановый объем работ бригады на месяц устанавливается и должен дифференцироваться по видам работ в натуральных измерителях.

Распределение производственных заданий на смену между членами бригады с учетом рационального разделения труда, квалификации работников и установленных норм трудовых затрат и контроль за их выполнением осуществляет бригадир, обеспечивая равномерную загрузку каждого члена бригады и слаженную работу всего коллектива.

Задание по качеству, включающее требования к результатам работы, устанавливается организацией, исходя из решаемых задач и особенностей производственной деятельности с учетом действующих ГОСТов и инструктивных материалов, обязательных для применения в данной организации.

Для наиболее полного использования возможностей бригадных форм организации и стимулирования труда в достижении высокой производительности, максимальной экономии производственных ресурсов (труда, материалов, сырья, топлива, энергии и других), хозяйственного отношения к общественной собственности необходимо вводить бригадный хозяйственный расчет. Хозяйственный расчет бригад является неотъемлемой частью внутрипроизводственного хозрасчета структурных подразделений и организации в целом.

Основными условиями внедрения хозяйственного расчета в бригадах являются:

- установление администрацией организации оперативно-производственной самостоятельности бригады в принятии решений, обеспечивающих выполнение установленных им плановых заданий;

- закрепление за бригадами необходимого производственного оборудования, инструментов и материалов и возложение на бригаду материальной ответственности за их состояние и сохранность;

- наличие утвержденных в установленном порядке прогрессивных норм (нормативов трудовых и материальных затрат), а также плановорасчетных (учетных) цен;

- наличие системы бухгалтерского учета по каждой статье затрат, планируемой хозрасчетной бригаде;

- внедрение лимитной системы отпуска материальных ценностей;

- создание условий, исключающих потери рабочего времени и обеспечивающих ритмичную работу бригады в течение планового периода;

установление системы материального и морального поощрения коллективов бригад за результаты ее хозрасчетной деятельности;

знание членами бригад основ внутрипроизводственного и бригадного хозрасчета.

При введении хозрасчета и установлении бригадных хозрасчетных показателей необходимо обеспечить условия, при которых экономия материалов и энергии не привела бы к снижению качества работы, ухудшению условий труда, нарушению эксплуатации оборудования и правил техники безопасности.

В необходимых случаях проводится перестройка работы функциональных отделов и служб организации, обеспечивающих эффективное внедрение внутрипроизводственного хозяйственного расчета в партиях, отрядах, цехах и других структурных подразделениях.

В зависимости от условий и уровня организации производства в бригадах могут применяться следующие формы хозяйственного расчета.

Полный хозяйственный расчет предусматривает выдачу бригаде, кроме основных показателей по объему и качеству работ, хозрасчетного задания с установлением в нем статей затрат на оплату труда, материалов, услуг, амортизации, транспорта, износа, контроль за которыми возлагается на бригаду. При снижении затрат по этим статьям выплачивается премия из фондов оплаты труда.

Бригадный подряд предусматривает заключение бригадой договора на выполнение геолого-производственного или производственного задания, характеризующегося геологической или технологической самостоятельностью и имеющего свой конечный результат. Подрядной бригаде выдается планово-расчетная стоимость работ на конечный результат по статьям затрат, непосредственно зависящим от ее хозрасчетной деятельности. Бригада премируется за экономию планово-расчетной стоимости работ за счет достигнутой экономии.

Выдаваемое бригаде хозрасчетное задание является составной частью ее плана, который должен быть увязан с планом структурного подразделения. Перечень показателей хозрасчетного задания устанавливается администрацией по согласованию с комитетом профсоюза и советом трудового коллектива в зависимости от принятой формы хозяйственного расчета (полного или бригадного подряда).

Учет выполнения показателей работы хозрасчетной бригады должен являться составной частью общей системы оперативного и бухгалтерского учета и осуществляться отделами и службами для проведения анализа производственной деятельности каждой бригады в порядке, установленном руководителем организации. Учет затрат на производство осуществляется по

всем запланированным хозрасчетным показателям. Система учета затрат на производство работ должна обеспечивать их сопоставимость с соответствующими статьями плановой себестоимости работ. Организация учета выполнения бригадных производственных планов и хозрасчетных показателей ведется производственными и экономическими службами, которые совместно с руководителями структурных подразделений и бригадами ежемесячно анализируют работу бригад. Сведения о результатах выполнения бригадных производственных планов необходимо выдавать бригадирам и доводить до коллективов бригады. Итоги работы бригады за месяц (квартал, год) целесообразно рассматривать на собрании членов бригады, на совете бригады, на совете бригадиров, на заседаниях комитета профсоюза или совете трудового коллектива, на производственных совещаниях. В бригадах рекомендуется вести ежедневный учет выполнения сменных заданий каждым их членом, а на работах с длительным циклом производства учет выполнения заданий может вестись по результатам работы за неделю или месяц.

Потери от брака и непроизводительные затраты определяются на основании документов общеустановленных форм: актов, претензий, заключений хозрасчетной комиссии.

11.3. НОРМИРОВАНИЕ ТРУДА

Нормирование труда — установление меры затрат труда на изготовление единицы изделия или выполнение заданного объема работы в определенных организационно-технических условиях.

Основой нормирования является разработка и внедрение в производство прогрессивных норм выработки и норм времени.

Нормой выработки (H_v) называют минимальное количество единиц продукции, которое рабочий или бригада рабочих обязаны произвести в единицу времени при определенных производственных условиях, при эффективном использовании средств производства и при рациональной организации труда.

Нормой времени ($H_{вр}$) называют максимальное время, в течение которого рабочий или бригада рабочих должны выполнить единицу работы при эффективном использовании средств производства и при рациональной организации труда в определенных производственных условиях.

Нормы выработки и нормы времени связаны обратной зависимостью, т. е.

$$H_v = 1/H_{вр}; \quad H_{вр} = 1/H_v. \quad (200)$$

Эти равенства справедливы, если в них время измерено в сменах. Если норма выработки дается в единицах продукции на смену, а норма времени в часах, то связь между нормой выработки и нормой времени выражается уравнениями:

$$H_v = T/H_{вр}; \quad H_{вр} = T/H_v, \quad (201)$$

где T — продолжительность рабочей смены в часах.

Норма выработки (или времени) является мерой производительности труда рабочих и кладется в основу расчетов затрат труда.

Оперативное нормирование производится по сборникам единых норм времени или выработки на геологоразведочные работы, горно-проходческие работы (ЕНВ). На работы, не вошедшие в сборник, геологоразведочным организациям предоставляется право разрабатывать местные нормы на основе технических и расчетных данных по методике, изложенной в сборнике.

Эффективная работа бригады обеспечивается на основе внедрения научной организации труда, предусматривающей широкое совмещение рабочими различных профессий, функций и операций для наиболее полного использования рабочего времени и оборудования, повышение содержательности труда, создание условий для роста квалификации рабочих и стабильного выполнения производственных заданий.

Основой регламентации трудового процесса служат карты организации труда, определяющие не только рациональную последовательность (в пространстве и времени) выполнения определенного вида работы, но и те условия, при которых она может быть выполнена наилучшим способом.

Карта организации труда для основных и вспомогательных рабочих составляется как на новые, проектирующиеся, так и на действующие в производстве трудовые процессы. Она состоит из семи основных разделов, в которых отражены: конкретные технико-организационные условия работы исполнителя, рекомендуемая последовательность выполнения ими производственного задания, приемы и методы труда.

Каждый член бригады должен выполнять работу в соответствии с Типовым проектом организации труда или Картой организации труда, Инструкцией по выполнению функциональных обязанностей, заданием бригадира. В случае невыхода на работу одного из работников его объем работы распределяется между членами бригады. При расстановке работников следует устанавливать для каждого из них перечень совмещаемых работ и функций, порядок их выполнения, зоны обслуживания. Такая расстановка может производиться на основании графиков выполнения работ, закрепленных за бригадой, определенным числом ее членов.

Последовательность и продолжительность работ, выполняемых работником, может устанавливаться по фактическому балансу рабочего времени исполнителей. С этой целью проводится цикл фотографий рабочего времени, применяются другие формы изучения его затрат.

На основе анализа фактических затрат рабочего времени и сравнения их с нормативными разрабатывается рациональный (проектируемый) баланс рабочего времени. По данным рационального баланса определяются коэффициенты возможного уплотнения рабочего дня и повышения производительности труда. При разработке рационального баланса времени необходим анализ категорий затрат рабочего времени. К необходимым затратам относятся такие, которые по продолжительности не превышают нормативной величины. Таким образом, величины нормированных затрат рабочего времени по всем категориям затрат образуют рациональный баланс рабочего дня бригады.

Сопоставление данных фактического и рационального баланса рабочего времени позволяет определить коэффициент возможного уплотнения рабочего дня бригады

$$K_1 = [T_{\text{наб}} - (T_{\text{п-з}}^{\text{н}} + T_{\text{оп}} + T_{\text{об}} + T_{\text{отд}})] / T_{\text{наб}}, \quad (202)$$

и коэффициент возможного повышения производительности труда за счет устранения выявленных потерь времени

$$K_2 = K_1 / 1 - K_1, \quad (203)$$

где $T_{\text{наб}}$ — время наблюдения, ч-мин; $T_{\text{п-з}}^{\text{н}}$, $T_{\text{оп}}$, $T_{\text{об}}$, $T_{\text{отд}}$ — нормативные затраты времени соответственно на подготовительно-заключительные работы, оперативную работу, обслуживание рабочего места и на отдых (при отсутствии нормативов устанавливаются по фотографии рабочего времени), ч.

Как правило, эти коэффициенты указывают на наличие резервов повышения производительности труда. С целью их освоения рекомендуется разрабатывать план оргтехмероприятий, включающий совмещение отдельными рабочими профессий и функций, внедрение рациональных методов и приемов труда, прогрессивной технологической оснастки, типовых проектов организации рабочих мест и пр.

Внедрение указанных мероприятий осуществляется в соответствии с межотраслевыми и отраслевыми методическими и нормативными материалами.

Бригадная форма организации и оплаты труда вносит новые элементы в методику и организацию работы по нормированию труда. При бригадном методе объектом нормирования является не индивидуальный труд каждого рабочего, а коллективный труд бригады. В этих условиях бригаде должны устанавливаться необходимые трудовые затраты на планово-учетные единицы или другой конечный результат работы бригады.

При расчете норм необходимо учитывать взаимосвязь работников в процессе труда, находить наиболее эффективные варианты распределения работ между членами бригады с тем, чтобы обеспечить рациональное использование рабочего времени каждого работника, оценить вклад каждого в общие результаты труда. А это означает, что работа по нормированию труда должна быть неразрывно связана с совершенствованием разделения и кооперации труда.

В связи с этим на работы, выполняемые бригадой, должны рассчитываться:

технически обоснованные нормы на операции (работы) со степенью укрупнения, предусмотренной межотраслевыми и отраслевыми нормативами для данного вида работ;

комплексные нормы, определяемые на основании технически обоснованных норм на отдельные работы с учетом более полного использования рабочего времени, которое достигается в результате установления оптимальных взаимосвязей между работниками. Комплексная норма устанавливается на единицу работы, принятую для оценки конечных результатов труда бригады.

Комплексные нормы используются при расчете комплексных расценок и для планирования производства, нормы на операции (работы) — для расстановки рабочих и организации труда в бригадах.

Расчет комплексной нормы времени на планово-учетную единицу производится по формуле

$$H_k = (T_o + T_b + T_c) / Q_o, \quad (204)$$

где H_k — комплексная норма времени за весь выполненный объем по конечному результату коллективной работы, нормо-ч; T_o — время по нормам на весь объем основных работ, нормо-ч; T_b — время по нормам на весь объем вспомогательных работ, нормо-ч; T_c — время по нормам на весь объем сопутствующих работ, нормо-ч; Q_o — объем работ, м, м³ и другие натуральные единицы.

По инициативе бригады комплексная норма времени может быть установлена меньше суммы нормативных затрат труда на отдельные операции с учетом улучшения использования рабочего времени и оборудования в результате проведения мероприятий по внедрению и совершенствованию бригадной формы организации и оплаты труда. При этом должна быть обеспечена материальная заинтересованность бригады в работе по более напряженным нормам.

Комплексная норма времени считается технически обоснованной, если она полностью рассчитана на основе единых и типовых норм (времени, выработки, обслуживания), а также норм, установленных организациями на основе межотраслевых

и отраслевых нормативов затрат труда. При отсутствии таких норм и нормативов комплексные технически обоснованные нормы могут быть установлены методами технического нормирования труда с учетом паспортных данных оборудования, результатов изучения использования рабочего времени и внедрения мероприятий по научной организации труда и управления производством.

На многих видах работ, где отраслевые нормативные материалы полностью или частично отсутствуют, широко применяются местные нормы и нормативы затрат труда. Такие нормы и нормативы относятся к технически обоснованным, если они устанавливаются аналитическим (исследовательским) или аналитически-расчетным методом. Прежде чем рекомендовать местные нормативные материалы к применению, следует оценить качество таких норм затрат труда по степени напряженности нормы, которая характеризуется коэффициентом напряженности норм

$$K_n = \Sigma T_{н. в} / \Sigma T_{н. ф}, \quad (205)$$

где $T_{н. в}$ — нормированное время на выборочную совокупность операций, рассчитанное по межотраслевым или отраслевым нормативам времени, когда они имеются. В случае отсутствия последних — устанавливается на основе анализа данных о затратах рабочего времени на выполнение конкретной работы при рациональных (оптимальных) организационно-технических и санитарно-гигиенических условиях в передовых геологических организациях; $T_{н. ф}$ — нормированное время на выборочную совокупность операций по действующим в геологической организации нормам.

Норма времени считается оптимально напряженной при $K_n = 1$. Однако при условии достаточно качественных норм коэффициент их напряженности не должен выходить из интервала значений 0,85—1,15. О средней напряженности норм можно приблизительно судить по проценту их выполнения. Для таких случаев коэффициент напряженности определяется как величина, обратная проценту выполнения норм, т. е.

$$K_n = 100 / P_{ср. отр} = T_{ф} / H_{вр}, \quad (206)$$

где $P_{ср. отр}$ — средний процент выполнения нормы по фактически отработанному времени; $T_{ф}$ — фактически затраченное время; $H_{вр}$ — действующая норма времени.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Алексеев В. В., Гланц А. А., Чайкин А. С. Эксплуатация передвижных и стационарных электростанций в геологоразведочных организациях. М., Недра, 1984.
2. Алискеров В. А., Митин П. Я. Производственная бригада — основная форма организации труда. — Разведка и охрана недр, 1987, № 8, с. 54.
3. Беркман И. Л., Раннев А. В., Рейш А. К. Одноковшовые строительные экскаваторы. М., Высшая школа, 1986.
4. Богдасаров Ш. Б., Верчеба А. О., Пальмов Н. Н. Справочник горного инженера геологоразведочных партий. М., Недра, 1986.
5. Бондаренко В. С., Смирнов Ю. Т. Методические указания по выбору рациональных сечений подземных горноразведочных выработок. М., изд. ЦНИГРИ, 1981.
6. Бородавкин П. П., Глоба В. М. Сооружение трубопроводов в горах. М., Недра, 1978.
7. Булычев Н. С., Абрамсон Х. И. Крепь вертикальных стволов шахт. М., Недра, 1978.
8. Машины для земляных работ/Н. Г. Гаркави, В. И. Арничиков, В. В. Карпов и др. М., Высшая школа, 1982.
9. Дегтярев А. П., Рейш А. К., Руденский С. И. Комплексная механизация земляных работ. М., Стройиздат, 1987.
10. Дзюбан В. С., Римап Я. С., Маслий А. К. Справочник энергетика угольной шахты. М., Недра, 1983.
11. Домбровский Н. Г., Гальперин М. И. Строительные машины. Ч. II. Высшая школа, 1985.
12. Изаксон А. А., Донской В. М., Филатов А. И. Справочник молодого машиниста экскаватора. М., Высшая школа, 1985.
13. Инструкция по креплению подземных горизонтальных горноразведочных выработок. М., изд. ЦНИГРИ, 1985.
14. Инструкция по производству и приемке работ по сооружению подземных горноразведочных выработок. М., изд. ЦНИГРИ, 1981.
15. Инструктивные указания по технологии проходки разведочных канав с применением взрывов рыхления и механизированных средств уборки породы. М., изд. ЦНИГРИ, 1981.
16. Каленченко А. Н. Машинист скреперных установок. М., Недра, 1981.
17. Колесниченко В. В. Справочник молодого машиниста бульдозера, скрепера, грейдера, М., Высшая школа, 1988.
18. Компрессорные машины. Каталог. Ч. I. изд. ЦНИИТИХимнефтемаш. 1980.
19. Лаздон В. С., Чубыкин А. М. Механизация трудоемких работ в строительстве. Днепропетровск, изд. Проминь, 1986.
20. Лукьянов В. Г., Громов А. Д. Проведение горноразведочных выработок. М., Недра, 1986.
21. Машины для рекультивации нарушенных земель. Справочник/Под ред. Т. К. Надршина, М., Недра, 1981.
22. Методические рекомендации по развитию и повышению эффективности бригадной формы организации и оплаты труда в системе Министерства геологии СССР/В. А. Алискеров, О. А. Андреева, П. Я. Митин и др. М., изд. ВИЭМС, 1987.
23. Методические указания по выбору сечений стволов разведочных шахт. М., изд. ЦНИГРИ, 1981.

24. *Методические указания по выбору технических средств для сооружения стволов разведочных шахт.* М., изд. ЦНИГРИ, 1985
25. *Методические указания по проектированию технологии проходки разведочных канав комбинированным способом* М., изд. ЦНИГРИ, 1984
26. *Методические указания по составу, порядку разработки, согласования, экспертизы и утверждения рабочего проекта на сооружение разведочных шахт и штолен.* М., изд. ЦНИГРИ, 1985.
27. *Нормативный справочник по буровзрывным работам.* М., Недра, 1986.
28. *Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки.* Л., изд. Гипро-руда, 1979.
29. *Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки.* М., изд. ЦНИИцветмет, 1986.
30. *Правила безопасности при геологоразведочных работах.* М., Недра, 1979
31. *Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов* М., Недра, 1980.
32. *Рейш А. К.* Повышение производительности одноковшовых экскаваторов. М., Стройиздат, 1983
33. *Рогинский В. М.* Проведение горноразведочных выработок. М. Недра. 1987
34. *Рудничное освещение.* М., изд. ЦНИИЭИУголь, 1980
35. *Симанкин А. Г., Захребетников В. В.* Методические указания по проектированию технологии проходки разведочных канав комбинированным способом. М., изд. ЦНИГРИ, 1984
36. *Справочник взрывника/Под общ. ред. Б. Н. Кутузова* М. Недра, 1988.
37. *Справочник горного мастера нерудных карьеров/Т. И. Чиаев, Р. Л. Бернштейн, В. А. Головкин и др.* М., Недра, 1977.
38. *Справочник инженера-шахтостроителя.* М., Недра, 1983
39. *Справочник механика рудной шахты/Под ред. А. С. Донченко* М., Недра, 1978
40. *Теория, конструкция и расчет строительных и дорожных машин/Л. А. Гоберман, К. В. Степанян, А. А. Яркин, В. С. Заленский.* Под общ. ред. Л. А. Гобермана, М., Машиностроение, 1979.
41. *Техника и технология рекультивации на открытых разработках./А. К. Полищук, А. М. Михайлов, И. И. Заудальский и др.* М., Недра, 1977.
42. *Технологические схемы сооружения вертикальных стволов.* Харьков, изд. ВНИИОМШС, 1979.
43. *Типовой проект организации труда рабочих горнопроходческих бригад при проведении подземных горизонтальных горноразведочных выработок.* М., изд. ВИЭМС, 1981.
44. *Типовой проект организации труда рабочих при производстве работ по настилке рельсового пути, заряданию шпуров и взрыванию, креплению в горизонтальных горноразведочных выработках.* М., изд. ВИЭМС, 1984.
45. *Указания по увеличению долговечности и снижению сроков монтажа и демонтажа бетонопроводов при проходке стволов* Харьков, изд. ВНИИОМШС, 1979.
46. *Электрооборудование и электроснабжение участка шахты.* Справочник /Р. Г. Беккер, В. В. Дегтярев, Л. В. Седаков и др. Недра. М., 1983
47. *Электроснабжение угольных шахт/С. А. Волотковский, Ю. Т. Разумный, Г. Г. Пивняк и др.* М., Недра, 1984.
48. *Электропривод и электрификация подземных работ/Под общ. ред. В. И. Шуцкого,* М., Недра, 1981.
49. *Яшкин А. З., Лериков В. Н.* Методические рекомендации по креплению набрызгбетоном горизонтальных горноразведочных выработок в зоне многолетнемерзлых пород. Чита, изд. ЗабНИИ, 1985.

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие	3
1. Горные породы и их свойства (В. А. Хорев)	4
2. Общие сведения о горноразведочных выработках (В. Н. Гусев)	12
3. Проектирование горноразведочных работ	16
3.1. Общие сведения (В. И. Степанов)	16
3.2. Виды проектных работ (В. И. Степанов)	19
3.3. Типовое проектирование (В. И. Степанов)	24
3.4. Порядок экспертизы, согласования и утверждения проектно сметной документации (В. И. Степанов)	25
3.5. Исходные данные, порядок разработки и состав раздела «Вентиляция» рабочего проекта на сооружение разведочных шахт и штолен (П. Э. Фельтгейм)	28
3.6. Проектирование буровзрывных работ (В. А. Хорев)	33
3.7. Проектирование крепления горноразведочных выработок (В. А. Хорев)	41
4. Проведение подземных горизонтальных разведочных выработок	42
4.1. Формы и размеры поперечного сечения горизонтальных выработок (В. А. Хорев)	42
4.2. Буровзрывные работы (В. А. Хорев)	47
4.2.1. Машины для бурения шпуров	47
4.2.2. Буровой инструмент	53
4.2.3. Взрывчатые вещества	59
4.2.4. Способы взрывания и средства инициирования	67
4.2.5. Источники тока	74
4.2.6. Контрольно-измерительные приборы для электровзрывания	76
4.2.7. Основные принципы расчета электровзрывных сетей	78
4.2.8. Механизированное заряжание шпуров	80
4.2.9. Выбор и расчет параметров комплекта шпуров	84
4.3. Проветривание и гидрообеспыливание воздуха (П. Э. Фельтгейм)	103
4.3.1. Расход воздуха по пылевому фактору	104
4.3.2. Расход воздуха по газам при взрывных работах	105
4.3.3. Расход воздуха по газовыделению	106
4.3.4. Расход воздуха по тепловому фактору	106
4.3.5. Вентиляционный трубопровод	106
4.3.6. Вентиляторы для местного проветривания	112
4.3.7. Расстановка вентиляторов в трубопроводе	113
4.3.8. Вентиляционные скважины	120
4.3.9. Вентиляционные восстающие	122
4.3.10. Общешахтная (общештольневая) система проветривания	123
4.3.11. Борьба с пылью	129
4.4. Уборка и погрузка породы (В. А. Хорев)	134
4.4.1. Погрузочные машины	134
4.4.2. Скреперные установки	139
4.5. Откатка породы и транспортирование грузов (В. А. Хорев)	144
4.6. Крепление выработок (В. А. Хорев)	148
4.6.1. Деревянная крепь	148

4.6.2. Анкерная крепь	156
4.6.3. Набрызгбетонная крепь	165
4.6.4. Монолитная бетонная и металлическая крепь	169
4.7. Вспомогательные работы при проведении горизонтальных разведочных выработок (В. А. Хорев)	171
5. Проходка вертикальных стволов разведочных шахт	176
5.1. Типоразмеры вертикальных стволов разведочных шахт и выбор их сечений (Ю. Д. Храпов)	176
5.2. Оснащение строительной площадки и сооружение устьев стволов (Ю. Д. Храпов)	184
5.3. Технологические схемы проходки стволов (Ю. Д. Храпов)	190
5.4. Буровзрывные работы при проходке стволов (В. А. Хорев)	191
5.5. Провергивание стволов (П. Э. Фельтгейм)	198
5.6. Погрузка породы (Ю. Д. Храпов)	203
5.7. Крепление стволов (Ю. Д. Храпов)	205
5.7.1. Временная крепь	205
5.7.2. Постоянная деревянная крепь и способы ее возведения	206
5.7.3. Бетонная крепь и способы ее возведения	209
5.8. Организация проходческих работ (Ю. Д. Храпов)	212
5.9. Армирование стволов (Ю. Д. Храпов)	213
5.9.1. Элементы армировки	213
5.9.2. Способы и технологические схемы армирования	213
5.9.3. Организация работ	215
5.10. Проходческие подъемные установки (Ю. Д. Храпов)	217
5.10.1. Особенности работы проходческой подъемной установки	217
5.10.2. Производительность подъемной установки	217
5.10.3. Расчетная диаграмма скорости подъемной установки	218
5.10.4. Определение рациональной максимальной скорости подъема и рациональной вместимости бадей	221
5.10.5. Проходческие бадей	222
5.10.6. Проходческие прицепные устройства	223
5.10.7. Направляющие рамки	224
5.10.8. Комплексы оборудования с механизированной разгрузкой проходческих бадей	224
5.10.9. Выбор подъемных канатов	226
5.10.10. Канатные проводники	229
5.10.11. Подъемные машины	230
5.10.12. Проходческие копровые шкивы для подъемных установок	234
5.10.13. Шахтные копры	234
5.10.14. Оборудование проходческих подъемных установок	236
5.11. Водоотливные установки (Ю. Д. Храпов)	236
5.11.1. Схемы водоотлива	236
5.11.2. Водоотлив бадейми	239
5.11.3. Водоотлив забойными и подвесными проходческими насосами	239
5.11.4. Водоотлив с применением перекачных станций	241
5.11.5. Выбор нагнетательного трубопровода	242
5.12. Проходческие лебедки (Ю. Д. Храпов)	243
5.13. Проходческие копровые шкивы (Ю. Д. Храпов)	244
5.14. Выбор канатов для подвески проходческого оборудования (Ю. Д. Храпов)	246
5.14.1. Способы подвески оборудования	246
5.14.2. Определение концевых нагрузок на канаты	246
5.14.3. Выбор канатов для подвески оборудования	249

5.15. Проходческие полки и спасательные лестницы (Ю. Д. Храпов)	249
5.16. Оборудование, рекомендуемое при проходке стволов разведочных шахт (Ю. Д. Храпов)	254
6. Проходка разведочных восстающих (В. А. Хорев, В. И. Степанов, П. Э. Фельтгейм)	255
6.1. Назначение восстающих и способы их проходки	255
6.2. Нормализация состава и состояния воздуха при проведении восстающих	260
6.3. Система водоснабжения для гидрообеспыливания воздуха в восстающих	264
7. Сооружение и оборудование камерных выработок (В. А. Хорев, В. И. Степанов)	265
7.1. Общие сведения о сооружении камерных выработок	265
7.2. Камеры насосных станций и водосборники	267
7.3. Камера подземной электростанции	270
7.4. Камеры электровозного депо и слесарной мастерской	271
7.5. Подземный расходный склад ВМ	272
7.6. Камеры-газоубежища	274
8. Проходка разведочных шурфов (В. А. Хорев, В. И. Степанов)	276
8.1. Параметры разведочных шурфов и способы их проходки	276
8.2. Буровзрывной способ проходки	277
8.3. Машинный способ проходки	284
8.4. Способ проходки уплотнением пород взрывом	288
8.5. Проходка шурфов в неустойчивых породах	290
9. Проведение открытых горноразведочных выработок	291
9.1. Способы проведения открытых выработок (Л. А. Соколенко)	291
9.2. Проведение разведочных канав и траншей бульдозерами (Л. А. Соколенко)	294
9.2.1. Бульдозеры и их технико-эксплуатационные показатели	294
9.2.2. Условия применения бульдозеров	302
9.2.3. Технология проведения выработок бульдозерами	304
9.3. Проведение разведочных канав и траншей экскаваторами (Л. А. Соколенко)	311
9.3.1. Экскаваторы и их технико-эксплуатационные показатели	311
9.3.2. Условия применения экскаваторов	323
9.3.3. Технология проведения открытых выработок экскаваторами	326
9.4. Проведение открытых выработок канатно-скреперными установками (Л. А. Соколенко)	339
9.4.1. Канатно-скреперные установки и их технико-эксплуатационные показатели	339
9.4.2. Условия применения канатно-скреперных установок	350
9.4.3. Технология проведения открытых выработок канатно-скреперными установками	352
9.5. Проведение канав и траншей взрывным способом (В. А. Хорев)	359
9.6. Комбинированные способы проведения канав и траншей (В. А. Хорев, Л. А. Соколенко)	371
10. Электротехническое и компрессорное хозяйство при проведении горноразведочных выработок (Ю. Д. Храпов)	375
10.1. Передвижные электростанции, бензоэлектрические и дизель-электрические агрегаты	375
10.2. Линии электропередач	376

10.2.1. Область применения различных кабелей	376
10.2.2. Выбор силовых кабелей	379
10.2.3. Прокладка кабелей	380
10.3. Электрооборудование для проходческих работ	381
10.4. Компрессорные установки	386
10.4.1. Компрессоры	386
10.4.2. Определение потребного количества сжатого воздуха и выбор компрессоров	388
10.4.3. Воздухосборники	389
10.4.4. Воздухопроводы для снабжения сжатым воздухом	390
10.5. Водоснабжение	391
11. Основы организации труда и нормирования при проведении горно-разведочных выработок (В. Н. Гусев)	392
11.1. Основы организации труда	392
11.2. Планирование и учет работы, хозяйственный расчет в бригадах	398
11.3. Нормирование труда	402
Список литературы	407