

**СПРАВОЧНИК  
ГОРНОГО МАСТЕРА  
ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ПАРТИЙ**

# СПРАВОЧНИК ГОРНОГО МАСТЕРА ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ПАРТИЙ

*Второе издание,  
переработанное и дополненное*

Под редакцией  
заслуженного деятеля науки и техники РСФСР  
профессора Н. И. Куличихина



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»  
МОСКВА, 1973

Справочник горного мастера геологоразведочных партий. Изд. 2, перераб. и доп. М., «Недра», 1973., 368 с. Авт.: Ш. Б. Багдасаров, А. О. Верчеба, Н. И. Куличихин; и др.

Второе издание справочника существенно отличается от первого. В нем переработаны основные разделы с учетом изменений номенклатуры оборудования и типов сечений горных выработок. Включен новый раздел, освещающий вопросы энергоснабжения и энерговооруженности геологоразведочных партий; пересмотрен типовой ряд поперечных сечений горных разведочных выработок, приведена новая классификация горных пород по буримости. Справочник содержит сведения по буровзрывным работам, вентиляции и освещению подземных выработок, уборке породы, креплению, водоотливу и т. д. В нем отражены современные тенденции в области технологии, техники и организации проведения горноразведочных выработок (комплексная механизация проходки выработок различного назначения, скоростные проходки и т. д.).

Справочник будет полезен не только горным мастерам, но и горным инженерам геологоразведочных партий при проектировании и организации проведения различных горноразведочных выработок.

Таблиц 28, иллюстраций 116, список литературы — 40 названий.

А в т о р ы : Ш. Б. Багдасаров, А. О. Верчеба,  
Н. И. Куличихин, И. И. Пальмов, А. Д. Пашков

## ВВЕДЕНИЕ

После выхода первого издания справочника (1964 г.) прошло девять лет. За эти годы утверждены новые типы горнопроходческих машин, механизмов и инструментов, предложен новый типовой ряд поперечных сечений горноразведочных выработок, рекомендованы комплексы горнопроходческого оборудования для проведения горных выработок, утверждены новый перечень взрывчатых веществ (ВВ) и средств взрывания (СВ) для горных работ, новая классификация горных пород и введены в действие новые нормировочники (ЕНВ и СУСН).

Авторами получено большое количество писем от работников геологоразведочных партий, в которых высказаны пожелания дополнить справочник сведениями о новых машинах и инструментах, привести данные по электрическому оборудованию и его эксплуатации в геологоразведочных партиях. В соответствии с этим материал справочника существенно переработан. Содержание некоторых разделов расширено с учетом замечаний и рекомендаций. Однако в связи с ограниченным объемом книги авторы не смогли полностью отразить все пожелания, высказанные в письмах.

Горный мастер геологоразведочной партии является не только организатором и руководителем работ, но нередко и ответственным лицом за технически правильное использование горнопроходческих механизмов и энергетических установок (передвижных электростанций, компрессорных установок и т. п.). В настоящем справочнике кроме сведений справочного характера приводится описание некоторых технологических процессов и рассматриваются примеры из практики проходки горных выработок.

Справочник предназначен для горных мастеров геолого-разведочных партий в качестве практического руководства при производстве горных работ. Он может быть использован горными мастерами и рабочими в качестве пособия при повышении квалификации и будет также полезен при составлении проектов на производство горных работ при разведке месторождений полезных ископаемых.

При составлении справочника были использованы отчетные материалы и результаты исследовательских работ, проведенных различными организациями, осуществляющими геологическую службу.

Авторы надеются на замечания и пожелания читателей, которые будут восприняты с благодарностью и учтены в дальнейшем.

Все замечания следует направлять по адресу: Москва, К-9, Проспект Маркса, 18, Геологоразведочный институт, кафедра горного дела.

# Глава I. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ И ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

## ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Месторождения цветных металлов, редких и рассеянных элементов разведуют в основном с помощью горноразведочных выработок. Технически правильное проведение выработок способствует сокращению сроков разведки и ввода месторождений в эксплуатацию; кроме того, одновременно с разведкой происходит частичная подготовка месторождения к эксплуатации.

Назначением горноразведочных выработок является:

1) выяснение геологического строения исследуемого участка и выявление месторождений полезных ископаемых;

2) разведка и опробование месторождений, т. е. выяснение их размеров и формы, условий залегания, состава, качества и количества полезного ископаемого, выявление его разновидностей (сортов), установление характера и свойств вмещающих пород, а также уточнение горнотехнических и гидрогеологических условий эксплуатации месторождений и т. д.

Горноразведочные выработки позволяют производить непосредственный осмотр и тщательное всестороннее изучение вскрываемых ими горных пород и полезных ископаемых, точный замер мощности и элементов залегания пород, а также отбор в достаточном количестве вполне представительных проб; они предоставляют наибольшие возможности для получения достоверных геологических сведений, необходимых для оценки месторождения.

Горные работы применяются в качестве основного вида работ при разведке полезных ископаемых в следующих случаях:

1) при разведке месторождений с неравномерным распределением полезных компонентов (большинство месторождений золота и редких металлов, наиболее сложные месторождения цветных металлов, месторождения слюд и др.);

2) при разведке месторождений неправильной формы (гнезд, штоков, трубообразных тел, скарновых зон);

3) при детальной разведке месторождений для уточнения запасов высоких категорий, когда бурение не может дать надежных результатов;

4) в целях контроля данных разведочного бурения и геофизических методов разведки.

Во всех случаях, когда это целесообразно, горные работы сочетаются с бурением.

Проведение горных выработок в геологоразведочных партиях отличается специфическими особенностями, обусловленными отдаленностью участков работ от промышленных и культурных центров страны, трудностью транспортировки к месту работы горнопроходческих машин, оборудования и материалов, а также недостатком квалифицированных рабочих.

## 1. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ

Горные породы представляют собой плотные или рыхлые агрегаты, состоящие из однородных или различных минералов, либо минералов и обломков других пород. Они образуются в результате геологических процессов, происшедших в земной коре или на ее поверхности. По происхождению горные породы делятся на магматические, осадочные и метаморфические.

Магматическими (изверженными) называют горные породы, образовавшиеся в результате остывания магмы — расплавленной массы сложного

состава, поднимающейся из глубинных зон Земли. Магма, проникая в верхние слои земной коры или достигая ее поверхности, остывает, становится твердой, монолитной. В зависимости от глубины застывания магмы магматические породы разделяются на интрузивные, образовавшиеся на большой глубине в условиях высоких температур и давлений, и эффузивные — вулканические, образовавшиеся в результате остывания магмы на небольшой глубине, вблизи поверхности земли или непосредственно на дневной поверхности, в условиях низких температур и давлений.

**О с а д о ч н ы м и** называют горные породы, образовавшиеся в результате химического или механического выпадения осадка из воды озерных и морских бассейнов. Они обычно менее плотные, чем породы магматические. Осадочные породы разделяются на породы химического, физического и органического происхождения. К первым относятся различные соли, ко вторым — песчаники, конгломераты и другие породы, образовавшиеся из продуктов физического разрушения ранее существовавших горных пород. К породам органического происхождения относятся уголь, горючие сланцы и др. Осадочными называют также породы, возникшие в результате деятельности воды, ветра и льда и в процессе переотложения продуктов выветривания различных горных пород.

**М е т а м о р ф и ч е с к и м и** называют горные породы, образовавшиеся в результате перекристаллизации магматических и осадочных пород в условиях высоких температур и давлений; они обычно очень плотные и вязкие. Перекристаллизация во многих случаях сопровождается изменениями первоначального минерального состава и структуры горных пород и образованием новых минералов и минеральных комплексов. Главнейшими представителями этой группы являются кристаллические сланцы, роговики, скарны и др.

По внешним признакам горные породы разделяются на твердые, сыпучие и пльвуны.

Твердые породы характеризуются наличием сил сцепления и трения между частицами, входящими в их состав.

Сыпучие породы представляют собой смесь однородных и неоднородных частиц разных по составу и форме, не связанных между собой силами сцепления. В инженерно-геологической практике принята следующая классификация сыпучих пород:

валуны (окатанные) и камни (угловатые)	диаметром от	800	до	200	мм
галька (окатанная) и щебень (угловатый)	»	»	200	»	20
гравий (окатанный) и дресва (угловатая)	»	»	20	»	2
песок очень крупный	»	»	2	»	1
» крупный	»	»	1	»	0,5
» средний	»	»	0,5	»	0,25
» мелкий	»	»	0,25	»	0,1
» тонкий	»	»	0,1	»	0,05
пыль	»	»	0,05	»	0,005
глинистые частицы	»	»	0,005	»	0,001

Пльвуны — горные породы, насыщенные водой, которые при проведении в них выработок приходят в движение и перемещаются — «пльвуют» вместе с водой, как текучее тело. Большинство горных пород, в которых проводятся горные выработки, являются твердыми.

В зависимости от формы все геологические тела разделяются на простые — пластообразные залежи (1), пласты (2) и сложные — жилы (3), штоки (4), ливны (5) и др. (рис. 1).

**П л а с т о м** называется геологическое тело, сложное однородной осадочной породой, ограниченное двумя более или менее параллельными поверхностями, имеющее на всем протяжении примерно одинаковую толщину и занимающее значительную площадь. Пласты горных пород могут прослеживаться по стратиграфии и падению на сотни и тысячи метров; мощность их (толщина) изменяется от долей метра до десятков метров и более.

**Пластообразной залежью** называют слой горной породы, имеющий в отличие от пласта ограниченные размеры.

**Жилой** называется геологическое тело, образовавшееся в результате заполнения трещинной полости жильной породой или рудой либо возникшее в процессе замещения горных пород вдоль трещин новыми минеральными веществами. В жилах встречаются многие полезные ископаемые. Жилы бывают простые и сложные. Простые жилы имеют четко выраженные плоскости ограничения с боковыми породами, а у сложных жил они неровные, с многими ответвлениями.

**Штокром** называют геологическое тело неправильной формы и значительных размеров (сотни и тысячи кубических метров).

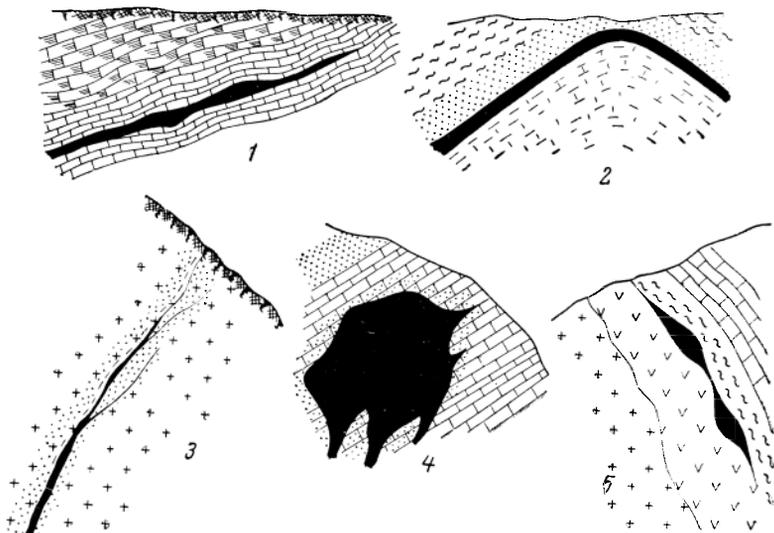


Рис. 1. Формы геологических тел

**Линзой** или линзообразной залежью называется залежь руды или горной породы различных размеров, приближающаяся по форме к линзе.

Пространственное положение в земной коре, занимаемое горными породами, называется залеганием горных пород. Залегание характеризуется простиранием и падением, а также положением данных пород по отношению к окружающим их горным породам (рис. 2).

**Простирание** — это направление линии пересечения пласта или жилы с горизонтальной плоскостью (см. рис. 2). Линия пересечения пласта  $A - B$  с горизонтальной плоскостью называется линией простирания. Направление простирания пород определяется углом, который составляет линия простирания с меридианом.

**Падение** горных пород — это их наклон к горизонтальной плоскости. Линия  $A - Г$  (см. рис. 2), лежащая в плоскости пласта (жилы) перпендикулярно линии простирания  $A - B$ , называется линией падения. Величина падения (наклона) пород определяется углом падения, который составляет линия падения с горизонтальной плоскостью. Элементы залегания горных пород измеряют горным компасом.

В результате горообразовательных процессов в горных породах могут быть образованы складки — синклинали и антиклинали (рис. 3).

В зависимости от угла наклона горные породы разделяются на (рис. 4):

а) пологие и пологопадающие, с углами падения от нуля до  $25^\circ$ ;

б) наклонные — с углами от 25 до 45°;

в) крутые и крутопадающие — с углами от 45 до 90°.

Породы, которые прилегают к пласту или к полезному ископаемому, называют боковыми, вмещающими; породы, залегающие ниже полезного ископаемого, называют почвой или лежащим боком, а залегающие на полезном ископаемом — кровлей или висячим боком (у наклонных пластов).

Кратчайшее расстояние между кровлей и почвой слоя породы называется мощностью пласта или жилы.

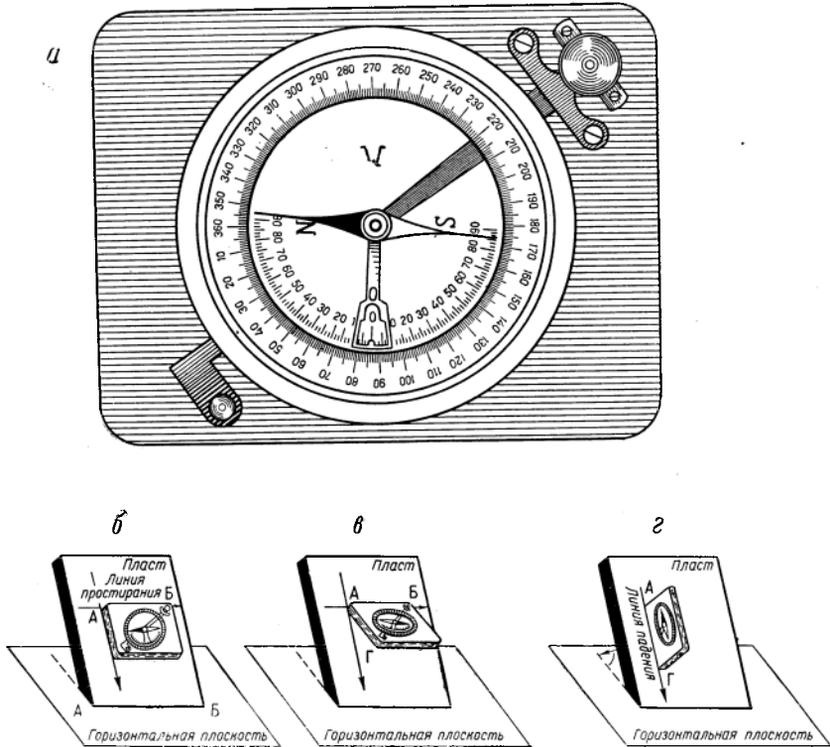


Рис. 2. Определение элементов залегания горных пород:

а — горный компас; б — определение угла простирания; в — г — определение угла падения

Слои горных пород и тела полезных ископаемых разделяются по мощности на следующие пять типов: весьма тонкие — до 0,7 м; тонкие — от 0,7 до 2 м; средней мощности — от 2 до 5 м; мощные — от 5 до 15 м; весьма мощные — более 15 м.

В понятие залегание горных пород входит также и положение, которое они занимают по отношению к подстилающим породам — их согласное или несогласное залегание, и по отношению к первоначальному положению — нарушенное или ненарушенное.

Все горные породы обладают характерными для них физико-техническими и механическими свойствами, оказывающими влияние на выбор технических средств и методов ведения горных работ.

Важнейшими механическими свойствами горных пород, определяющими условия ведения горных работ, являются: твердость, вязкость, упругость, абразивность и устойчивость.

**Твердость** — способность горной породы сопротивляться внедрению горнопроходческого инструмента. Твердость пород зависит от сил сцепления между частицами. Трудность проникновения инструмента в породу пропорциональна твердости породы. Измерения твердости горных пород производят различными способами, например вдавливанием цилиндрического штампа. В табл. 1 приведены величины временного сопротивления некоторых пород (кгс/см<sup>2</sup>) при одноосном сжатии.

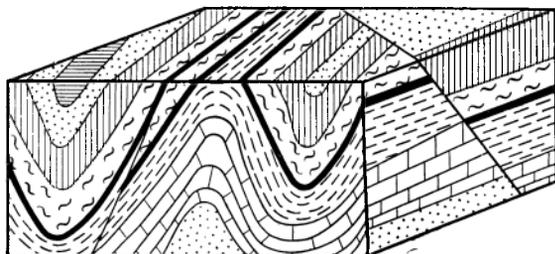


Рис. 3. Складчатое залегание

**Вязкость** — способность тела (породы) сопротивляться силам, стремящимся разъединить ее частицы. Величина (или степень) вязкости зависит от величины сил сцепления между частицами породы. Вязкость горных пород играет большую роль при проведении горных выработок: чем больше вязкость

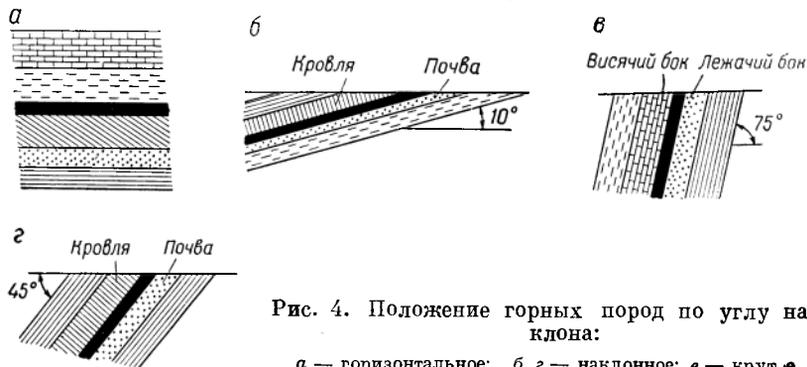


Рис. 4. Положение горных пород по углу наклона:

а — горизонтальное; б, г — наклонное; в — крутое

Таблица 1

Величины временного сопротивления пород сжатию

Горные породы	Временное сопротивление сжатию, кгс/см <sup>2</sup>
Граниты . . . .	1200—2000 и более
Базальты . . . .	1000—2850
Порфиры . . . .	500—2600
Песчаники и известняки . . . .	370—1000
Глинистые сланцы	140—650
Каменная соль	220—420

Таблица 2

Шкала абразивности горных пород

Абразивность пород	Показатель абразивности, мг
Малоабразивные . .	От 5 до 10
Среднеабразивные	» 10 » 30
Абразивные . . . .	» 30 » 65
Высокоабразивные	» 65 » 90
В высшей степени абразивные . . . .	Более 90

породы, тем труднее ее разрушать. Большое влияние оказывает вязкость пород на эффективность взрывных работ. Расход ВВ тем больший, чем большая вязкость породы.

**Упругость** — свойство горной породы восстанавливать первоначальную форму и объем после прекращения действия на нее какой-либо силы.

**Пластичность** — способность горной породы изменять свою форму под действием внешних сил без нарушения целостности и сохранять ее после устранения действия этих сил.

**Абразивность** — способность твердых горных пород и их части затуплять и изнашивать горнопроходческий инструмент и оборудование. Большая абразивность характерна для пород, состоящих из твердых минералов (кварц, корунд, гранат и др.). Величину абразивности породы можно определять либо по износу эталонного материала при шлифовании, либо сверлением. За основную величину абразивности принимают потерю веса эталона в мг. В табл. 2 приведены условные показатели абразивности некоторых пород по величине износа стержня из стали-серебрянки (по Л. И. Барону и А. В. Кузнецову). В табл. 3 приведены величины коэффициентов трения горных пород.

Таблица 3

Значения коэффициентов трения горных пород

Порода	Коэффициент трения (движения)
Известняк по железу . . .	0,51
Уголь по породе . . . . .	0,7—0,8
Уголь по железу . . . . .	0,30—0,6
Песчаник по железу . . .	0,41
Сланец по железу . . . . .	0,38
Сталь по граниту . . . . .	0,33
Сталь по песчанику . . . .	0,30
Руда по железу . . . . .	0,7—1,4
Сталь по каменному углю	0,38

Таблица 4

Величины объемных весов некоторых горных пород

Порода	Объемный вес в массиве, т/м <sup>3</sup>
Базальт . . . . .	2,9
Гранит . . . . .	2,7
Песчаник . . . . .	2,2
Известняк . . . . .	2,6
Магнетит . . . . .	5,1
Кварц . . . . .	2,6

Кроме перечисленных механических свойств горные породы характеризуются еще рядом физико-технических показателей, имеющих большое значение. Главнейшими из них считаются: плотность, пористость, удельный и объемный вес, структура, трещиноватость, водоносность, водообильность, устойчивость, буримость, взрываемость, сыпучесть и др.

**Структура**, или строение породы, зависит от величины отдельных зерен минералов, входящих в состав породы, и от их формы. Структура подразделяется на макроструктуру, т. е. видимую простым глазом, и микроструктуру, различаемую только под микроскопом.

**Трещиноватость** определяется количеством и характером трещин в горных породах. В зависимости от степени развития трещиноватости выделяются породы:

сильнотрещиноватые — с глубокими хорошо видимыми трещинами, идущими в различных направлениях на небольших расстояниях (10—30 см) одна от другой;

трещиноватые — с видимыми неглубокими трещинами, пересекающимися в породе в различных направлениях на сравнительно большом расстоянии (до 50 см);

нетрещиноватые — плотные породы без видимых невооруженным глазом трещин в массиве.

Наряду с хорошо видимыми трещинами в массивах пород бывает развита микротрещиноватость различной степени интенсивности, видимая лишь под микроскопом.

**Водообильность** горных пород определяется количеством воды, которое горная порода отдает при ее обнажении. По степени водообильности горные породы разделяются на шесть групп:

сильноводообильные — с количеством отдаваемой воды (дебитом скважин) более 10 л/сек;

водообильные — с дебитом от 1 до 10 л/сек;

слабоводообильные — с дебитом от 0,1 до 1 л/сек;

водоносные — с дебитом от 0,01 до 0,1 л/сек;

водоупорные — практически сухие (глины и др.);

водопроницаемые — безводные, не задерживающие воду.

Трещиноватость и водообильность оказывают весьма существенное влияние на разрушаемость и устойчивость горных пород.

**Устойчивость** горных пород — способность не обрушаться при обнажении (подработке) снизу и с боков. По устойчивости горные породы делятся на пять групп (по М. И. Агошкову);

весьма неустойчивые — не допускающие даже незначительных обнажений без крепления;

неустойчивые — допускающие на короткое время небольшое обнажение, но требующие прочного крепления;

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

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

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

**Буримость** горных пород называют их сопротивляемость разрушению под воздействием бурового инструмента. Буримость характеризуется величиной углубления шпура (скважины) за единицу времени или продолжительностью чистого бурения 1 пог. м (в стандартных условиях).

**Взрываемость** — сопротивление горной породы воздействию энергии взрыва взрывчатого вещества; взрываемость характеризуется величиной расхода взрывчатого вещества на единицу объема породы (удельный расход), отбитой от массива.

**Объемный вес** горной породы — вес 1 м<sup>3</sup> породы в массиве, включая все естественные пустоты, трещины, поры и т. п., выраженный в тоннах.

В зависимости от величины объемного веса горные породы разделяются на тяжелые — с объемным весом более 3,5 т/м<sup>3</sup>, среднего веса — от 2,5 до 3,5 т/м<sup>3</sup> и легкие — до 2,5 т/м<sup>3</sup>. В табл. 4 приведены средние величины объемных весов для некоторых горных пород.

**Разрыхляемость** — увеличение объема горной породы при ее отделении от массива и при дроблении. Отношение объема разрушенной породы к объему ее в целике называется коэффициентом разрыхления. Коэффициент разрыхления можно определять (ориентировочно) по формуле

$$K_p = 0.16 \sqrt{f} + 1.34,$$

где  $f$  — коэффициент крепости породы по М. М. Протодяконову.

Значения коэффициента разрыхления изменяются от 1 до 2. Разрыхляемость породы необходимо учитывать при расчетах работ по погрузке, откатке и подъему горных пород на поверхность.

**Угол естественного откоса** — наибольший угол, при котором порода не обрушается и не скатывается по обнаженной наклонной плоскости. Он характеризует устойчивость обнаженных горных пород, а также пород, разрыхленных при отбойке. Величина угла естественного откоса зависит от сил сцепления частиц породы и сил трения между ними. В табл. 5 даны значения угла естественного откоса для некоторых горных пород.

Таблица 5

## Величина угла естественного откоса

Горная порода	Величина угла естественного откоса (для сухой породы), град
Твердая (скальная) . . . . .	55—90
Разрыхленная твердая . . . . .	32—45
Глина жирная . . . . .	40—45
Песок . . . . .	28—35

При разделении пород на группы проф. М. М. Протодьяконов принял за основу сопротивляемость пород сжатию в одном направлении (одноосном). Все породы он разделил на десять категорий с пятью подгруппами. Каждая категория пород характеризуется определенным значением коэффициента  $f$ , равного  $1/100$  временного сопротивления, кгс/см<sup>2</sup> (при одноосном сжатии). По М. М. Протодьяконову, значения коэффициентов крепости пород от 0,3 до 20; к первым категориям отнесены породы с коэффициентом высшего значения.

Недостатком данной классификации является представление М. М. Протодьяконова о том, что если какая-либо порода крепче другой в одном отношении, например при бурении, то она будет во столько же крепче и в другом отношении, например при взрывании. Последующие исследования показали, что такой прямой пропорциональной зависимости между крепостью, буримостью и взрываемостью пород не наблюдается. Гранит и доломит могут характеризоваться одинаковой буримостью, а по взрываемости доломиты, как правило, относятся к более высокой категории, так как их более высокая вязкость обуславливает большее сопротивление отделению (дроблению) породы.

В ЕНВ 1969 г. МГ СССР на горнопроходческие работы принята единая классификация горных пород с разделением на 20 категорий. В основу деления пород по категориям принято основное (чистое) время бурения 1 м шпура в минуту при стандартных условиях. В табл. 6 приведено сопоставление категорий пород по ЕНВ 1969 г. МГ СССР и значения коэффициента крепости по М. М. Протодьяконову.

Таблица 6

## Сопоставление категорий пород

Наименование классификации	Категория пород							
	V	VI—X	XI—XII	XIII—XIV	XV	XVI—XVII	XVIII	XIX—XX
ЕНВ 1969 г. . . . .								
Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову ( $f$ )	4	4—5	6—8	8—10	12—15	16	18	20

## 2. ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Горные выработки различают: 1) по назначению; 2) по углам наклона и 3) по расположению по отношению к поверхности земли.

1. По назначению выработки подразделяются на две группы: разведочные, пройденные в целях геологических поисков и разведки месторождений полезных

ископаемых, и эксплуатационные, предназначенные для выемки (добычи) полезных ископаемых. Иногда это разделение является условным, так как в некоторых случаях выемка полезного ископаемого частично или даже полностью осуществляется непосредственно в процессе проведения разведочных выработок.

2. По углам наклона выработки подразделяются на вертикальные, наклонные и горизонтальные. К вертикальным и наклонным относятся стволы шахт, шурфы и буровые скважины; к горизонтальным — штреки, квершлаг, штольни, расчески; к наклонным — уклоны, бремсберги, восстающие.

3. По отношению к поверхности земли разведочные и эксплуатационные выработки разделяются на открытые (или поверхностные) и подземные.

Открытые выработки, как расположенные непосредственно на земной поверхности, имеют незамкнутый контур поперечного сечения. К ним относятся копуши, канавы и карьеры.

К о п у ш и м называется разведочная выработка небольшого поперечного сечения и малой глубины. Копуши проходят в основном в аллювиальных отложениях с целью взятия образцов пород при металлометрических съемках и поисках полезных ископаемых.

Р а з в е д о ч н о й к а н а в о й называют открытую горизонтальную или наклонную горную выработку, проходимую с целью поисков или разведки выходов полезных ископаемых на поверхность земли при небольшой мощности наносов, перекрывающих коренные породы. Канавы, длина которых превышает 50 м, называются магистральными.

Магистральные канавы могут быть сплошными и пунктирными. Пунктирными называют канавы, проводимые вкострости простирающихся пород с оставлением в промежутках целиков. Длина каждого «пунктира» канавы и целиков определяется в каждом конкретном случае.

Подземные горные выработки могут иметь непосредственный выход на земную поверхность, но проводятся в толще земной коры. По всему контуру поперечного сечения подземные горные выработки ограничены горными породами.

К подземным горноразведочным выработкам относятся разведочные шурфы, стволы шахт, квершлаг, штреки и восстающие.

Р а з в е д о ч н ы м и ш у р ф а м и называют вертикальные и наклонные горные выработки небольшого прямоугольного сечения (1,25; 1,5; 2 и 4 м<sup>2</sup>) глубиной до 5—10 м, реже 20—30 м. Шурфы могут быть вертикальными и наклонными.

Ш а х т н ы м с т в о л о м называют вертикальную или наклонную подземную горную выработку, имеющую непосредственный выход на земную поверхность и предназначенную для обслуживания подземных работ, проводимых с целью разведки или разработки месторождений полезных ископаемых.

С л е п ы м ш а х т н ы м с т в о л о м называется вертикальная или наклонная подземная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая с целью разведки или добычи полезных ископаемых. Таким образом, слепой шахтный ствол отличается от обычного шахтного ствола тем, что устье его выходит не на земную поверхность, а в подземную горизонтальную горную выработку.

Ш т о л ь н я — это горизонтальная подземная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность, проводимая в склоне горы (ущелья) с целью разведки или разработки месторождений полезных ископаемых. Штольня, как и другие горизонтальные горные выработки, проводят обычно с небольшим подъемом для обеспечения стока воды и облегчения откатки груженных вагонов.

К в е р ш л а г — это горизонтальная подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводимая по пустым породам вкострости простирающихся или под некоторым углом к простирающимся породам или рудных тел.

Ш т р е к о м называется подземная горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность. Штрек проводится в целях разведки или разработки месторождения по простирающемуся полезному ископаемому; при горизонтальном залегании рудного тела штреки задают в любом

направления. Штреки, проводимые не по полезному ископаемому, а по простиранию пустых пород, называют полевыми штреками.

**Р а с с е ч к о й** называется горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, проводимая из горной выработки (шурфа, штольни или штрека) для поисков и разведки полезного ископаемого.

**В о с т а ю щ и м** называют подземную горную выработку, не имеющую непосредственного выхода на поверхность, проводимую с нижнего горизонта на верхний с целью разведки полезного ископаемого или для вентиляции, спуска руды или породы, доставки материалов и других вспомогательных целей.

**Г е з е н к** — это подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, проведенная с верхнего горизонта на нижний с целью разведки полезного ископаемого, передвижения людей, доставки материалов, вентиляции и других целей.

Помимо перечисленных подземных выработок различают еще так называемые камерные выработки, поперечные размеры которых незначительно отличаются от их длины. Камерные горные выработки в большинстве случаев являются вспомогательными и служат для размещения под землей того или иного горного оборудования — насосов, лебедок, буровых станков; они используются также в качестве подземных складов, ремонтных мастерских и т. п. Формы и размеры этих выработок разнообразны.

В особую группу выделяют так называемые очистные выработки, образующиеся в результате выемки полезного ископаемого при его добыче. Формы и размеры таких выработок различны и зависят от форм залегания полезного ископаемого и принятых способов его выемки.

## Глава II. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Буровзрывные работы состоят из двух последовательно выполняемых самостоятельных процессов: 1) бурения шпуров; 2) заряжания и взрывания их.

### А. БУРИЛЬНЫЕ МАШИНЫ И ИНСТРУМЕНТ

#### 1. БУРИЛЬНЫЕ МАШИНЫ

Для бурения шпуров используются машины ударно-поворотного и вращательного, вращательно-ударного и ударно-вращательного действия. В геологоразведочной практике применяются машины ударно-поворотного и вращательного действия. Машинами ударно-поворотного действия являются пневматические перфораторы, мотоперфораторы и электроперфораторы.

По условиям применения перфораторы подразделяются на ручные, телескопные и колонковые. В каждом из перечисленных классов машины подразделяются по весу или ударной мощности на легкие, средние и тяжелые.

Машинами вращательного действия являются электросверла, пневмосверла, гидросверла, мотосверла и мотобуры.

Электросверла по условиям применения классифицируются на ручные и колонковые, а пневмосверла, гидросверла и мотосверла — только ручные. В отдельный класс горных сверл входят длинноходовые.

Классификация бурильных машин с указанием условий их применения приведена в табл. 7. Техническая характеристика ручных перфораторов дана в табл. 8 и 10.

Перфораторы завода «Коммунист» (г. Кривой Рог) ПР-19, ПР-22 и ПР-30К имеют приспособление для центральной промывки и продувки шпуров и анти-вибрационное устройство. Перфоратор ПР-30К комплектуется виброгасящей кареткой КВ-1у.

Ленинградский завод «Пневматика» изготавливает ручные перфораторы: ПР-18ЛУ, ПР-24ЛУ, ПР-30ЛУ с приспособлением для центральной промывки; перфораторы ПР-24ЛУБ, ПР-30ЛУБ (рис. 5, а) с муфтой для боковой подачи воды и перфораторы ПР-24ЛУ (рис. 5, б) для бурения с пылеотсосом с последующим улавливанием пыли в пылеуловителях (когда подача воды для промывки шпуров затруднена, невозможна или нецелесообразна, например районы вечной мерзлоты, высокогорья, безводье или слеживающиеся породы, выщелачивающиеся руды).

В этих перфораторах имеется centrally расположенная пылеотводящая трубка с каналом диаметром 12 мм и пылеотводящим ниппель-коленом, закрепляемым в корпусе крана. Перфораторы ПР-30ЛУС и ПР-30РУ имеют приспособления для интенсивной продувки при бурении шпуров в вечномерзлых россынях (ПР-30РУ) и в обводненных шахтных стволах (ПР-30ЛУС). В перфораторе ПР-30РУ подача сжатого воздуха для продувки может регулироваться (от 0 до 1,5 м<sup>3</sup>/мин) как при бурении, так и при выключенном перфораторе. Все перфораторы завода «Пневматика» комплектуются виброгасящими каретками КВ-1, защищающими бурильника от вибрации при бурении.

**Виброгасящая каретка КВ-1 имеет следующую характеристику:**

Вес с запасными частями, кг . . . . .	7,5
Длина, мм . . . . .	420
Рабочая нагрузка, кгс . . . . .	120

**Классификация машин для бурения шпуров  
по условиям применения**

Бурильная машина	Назначение	Область применения	Категория пород и коэффициент крепости
<b>Бурильные машины</b>			
<b>ударно-поворотного действия—перфораторы</b>			
Перфораторы ручные а) легкие б) средние в) тяжелые	Для бурения шпуров нисходящих при проходке канав, шурфов, стволов шахт; для бурения горизонтальных и наклонных шпуров с применением пневмоподдержек при проходке горизонтальных и наклонных выработок	Породы средней и выше средней крепости, реже крепкие	V—XII, $f=4-8$ XIII—XV, $f=8-14$ XIII— XX, $f=8-20$
Перфораторы телескопные а) малой мощности б) средней мощности в) большой мощности	Для бурения шпуров при проведении восстающих выработок и для бурения скважин при очистных работах. Бурение шпуров для установки штанг при креплении выработок штанговой крепью	Породы средней и выше средней крепости до крепких	V—XX, $f=4-20$
Перфораторы колонковые а) малой мощности б) средней мощности в) большой мощности	Для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок и для бурения скважин на очистных работах	Крепкие породы	XV—XX, $f=14-20$
Мотоперфораторы	Для бурения шпуров при проходке поверхностных выработок, на строительстве и вспомогательных работах	Породы средней и выше средней крепости	V—XV, $f=4-14$

**Бурильные машины вращательного действия**

Электросверла ручные	Для бурения шпуров при проходке различных горных выработок	Породы мягкие и уголь	До V, $f$ до 4
Электросверла колонковые	Для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок	Породы средней и выше средней крепости	V—VIII, $f=4-8$

Бурильная машина	Назначение	Область применения	Категория пород и коэффициент крепости
Пневмосверла	Для бурения шпуров и дегазационных скважин в шахтах сверхкатегорийных, а также в шахтах, опасных по внезапным выбросам угля и газа	Породы мягкие и уголь	До V, f до 4
Гидросверла	Для бурения шпуров в шахтах с гидравлическим способом добычи угля	То же	До V, f до 4
Мотосверла и мотобуры	Для бурения шпуров и скважин при поисковых и разведочных работах	Породы мягкие, грунты (в том числе мерзлые)	До V, f до 4

Таблица 8

**Техническая характеристика ручных перфораторов криворожского завода «Коммунист»**

Показатели	Марки перфораторов		
	ПР-19	ПР-22	ПР-30К
Длина (без бура), мм . . . . .	648	648	650
Давление сжатого воздуха, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	5	5	
Расход воздуха (без продувки), м <sup>3</sup> /мин . . . . .	2,5	2,5	4
Число ударов в мин . . . . .	1800—1900	1700—1850	1600
Работа удара, кгс·м . . . . .	4,5	5,5	6
Крутящий момент, кгс·м . . . . .	135	180	180
Внутренний диаметр воздушного рукава, мм	25	25	25
Внутренний диаметр водяного рукава, мм	12	12	12
Глубина бурения наибольшая, м . . . . .	2	4	4
Диаметр коронки бура, мм . . . . .	До 40	До 40	36—56
Стоимость, руб. . . . .	68	71	67
Вес (ПР-19 и ПР-22 с автомасленкой и антивибрационным устройством), кг . . . . .	22	24,5	30

## Техническая характеристика колонковых и телескопных перфораторов

Показатели	Марки перфораторов				
	КОЛОНКОВЫХ		ТЕЛЕСКОПНЫХ		
	КЦМ-4	КС-50	ПТ-29	ПТ-36	ПТ-45К
Вес, кг . . . . .	40,3	50,0	34,0	38,0	44,5
Длина перфоратора, мм . . . . .	670	720	1305	1360	1427
Диаметр поршня, мм . . . . .	76,2	90	76	100	76
Число ударов в мин . . . . .	1800	1570	2500	3000	1750
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин	2,7—3,2	4,3—4,7	3,2	4,2	3,2
Работа удара поршня, кгсм . .	8	9	3,5	6	6,2
Максимальный крутящий момент, кгс·см . . . . .	200—250	235	140	210	180
Диаметр воздушного шланга, мм	25	24	19	25	25
Диаметр водяного шланга, мм	13	13	13	13	13
Размер хвостовика бура, мм	32 × 97	32 × 97	25	25	25

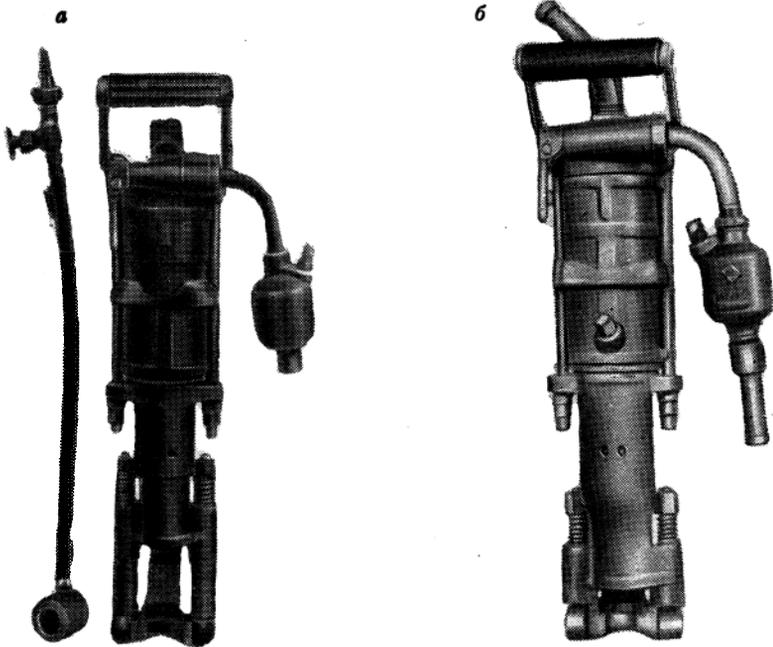


Рис. 5. Ручные перфораторы ПР-24ЛУБ (а) и ПРО-24ЛУ (б) для бурения с пылеотсосом

**Техническая характеристика ручных перфораторов  
ленинградского завода «Пневматика»**

Показатели	Марки перфораторов							
	ПР-18ЛУ	ПР-24ЛУ	ПР-24ЛУВ	ПРО-24ЛУ	ПР-30ЛУ	ПР-30ЛУВ	ПР-30ЛУС	ПР-30РУ
Длина (без бура), мм . . . . .	710	640	700	705	705	775	705	700
Давление сжатого воздуха, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	5	5	5	5	5	5	5	5
Расход воздуха (без продувки), м <sup>3</sup> /мин . . . . .	2,5	3,5	3,5	3,5	3	3	3	3,5
Число ударов поршня в мин . .	2400	2600	2600	2600	1700	1700	1700	1700
Работа удара кгс·м . . . . .	4	5	5	5	5,8	5,8	5,8	5,8
Крутящий момент, кгс·см . . .	100	200	200	200	135	135	135	150
Мощность, л. с. . . . .	2,13	2,9	2,9	2,9	2,19	2,19	2,19	2,19
Внутренний диаметр воздушного рукава, мм . . . . .	25	25	25	25	25	25	25	25
Внутренний диаметр водяного рукава, мм . . . . .	12	12	12	—	12	12	—	—
Внутренний диаметр пылеотса- сывающего рукава, мм . . . . .	—	—	—	25	—	—	—	—
Глубина бурения наибольшая, м	4	4	4	4	4	4	4	4
Диаметр коронки бура, мм . .	36— 56	36— 56	36— 56	36— 56	36— 56	36— 56	36— 56	36— 56
Диаметр поршня, мм . . . . .	70	85	85	85	70	70	70	70
Вес, кг . . . . .	22	28,5	29	28,5	29,5	31	27,5	30
Стоимость, руб. . . . .	54	67	69	78	60	63	64	72

В табл. 9 приведена характеристика колонковых и телескопных перфораторов, имеющих применение в геологических партиях и экспедициях.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок ручные перфораторы устанавливаются на пневматические подпорки, применение которых облегчает труд бурильщиков и повышает производительность труда.

Для бурения шпуров при проведении открытых горноразведочных выработок в условиях, когда отсутствует энергия, используется мотоперфоратор МП-1 «Смена». Он может заменить ручное бурение шпуров при проходке кавав, когшей, при производстве расчисток.

**Техническая характеристика мотоперфоратора МП-1 «Смена»**

Принцип бурения . . . . .	ударно-поворотный
Рабочее положение . . . . .	от вертикального вниз до наклонно-восходя- щего под углом 45° к горизонту
Скорость бурения в породах $f=8-10$ при бурении долотчатыми коронками диаметром 36 мм, см/мин	45
Глубина бурения, м . . . . .	До 4

Двигатель . . . . .	двухтактный, карбюраторный, с двухканальной возвратно-петлевой продувкой
Диаметр цилиндра, мм . . . . .	58
Номинальные обороты двигателя, об/мин . . . . .	2800
Число ударов бойка в 1 мин . . . . .	2800
Запуск . . . . .	от ручного встроенного стартера
Карбюратор . . . . .	бесплавковый
Часовой расход топлива, л . . . . .	1,8
Емкость топливного бака, л . . . . .	1,9
Топливо . . . . .	смесь бензина А72 (или А74) с маслом МС-30 в отношении 12 : 1 по объему (или МК-22 в отношении 15 : 1 по объему)
Подача топлива . . . . .	за счет разрежения, создаваемого поршнем в кривошипно-шатунной камере
Зажигание . . . . .	от магнето с охватывающим ротором
Свеча искровая . . . . .	СИ-12, МИ-13, СИ-13А, А15С, А-84 с резьбой М14×1,25
Смазка механизмов . . . . .	топливной смесью
Моторесурс, ч . . . . .	300
Сухой вес, кг . . . . .	30
Габариты, мм . . . . .	250×325×750

Мотоперфоратор МП-1 «Смена» может работать в режиме отбойного молотка, в связи с чем может быть использован на различных работах. Перечень инструментов к мотоперфоратору:

- Забурник длиной 500 мм, диаметром 36 мм
- Лопата для глины и мерзлого грунта
- Лопата для сухого плотного грунта
- Асфальторез
- Долото для плотного или мерзлого грунта
- Долото для бетона
- Наконечник для забивки труб
- Молоток для забивки костылей
- Наконечник универсальный для работы с инструментами
- Комплект из клина и вкладышей для раскалывания монолитов и блоков
- Наконечник для забивки шпунтовых свай
- Трамбовка

Техническая характеристика пневмоподдержек приведена в табл. 11. Характеристика колонки для установки колонковых перфораторов дана в табл. 12, характеристика податчиков — в табл. 13.

Для отбойки мягких пород и вспомогательных работ применяются отбойные молотки. Характеристика их приведена в табл. 14.

Для бурения шпуров в мягких породах и по углю используются ручные электросверла, пневмосверла, гидросверла и мотобуры. Характеристика этих машин приведена в табл. 15, 16, 17, 18.

### Техническая характеристика пневмоподдержек для установки ручных перфораторов

Показатели	Марки пневматических поддержек			
	ППК15	ППК15у	П17ЛК	П18ЛК
Длина в сдвинутом состоянии, мм . . . . .	1170	1470	1230	1500
Длина в раздвинутом состоянии, мм . . . . .	1970	2570	2030	2600
Ход поршня, мм . . . . .	800	1100	800	1100
Подъемное усилие, кгс . . . . .	100	100	120	120
Вес, кг . . . . .	15,6	18,9	16,0	19,0
Марки перфораторов, для кото- рых предназначена поддержка	ПР-19, ПР-22	ПР-19, ПР-22	ПР-18ЛУ, ПР-18ЛУБ	ПР-24ЛУ, ПРО-24ЛУ, ПР-30ЛУ

Таблица 12

### Техническая характеристика винтовой колонки ВК-80

Показатели	Значения
Вес колонки, кг . . . . .	80
Высота колонки в разжатом состоянии, мм . . . . .	1900
Высота колонки в сжатом состоянии, мм . . . . .	1600
Диаметр трубы колонки, мм . . . . .	89

Таблица 13

### Характеристика подающих устройств для колонковых перфораторов

Характеристика податчика и привода	Модель	Главный пара- метр — длина по- дачи, мм	Рабочее давление сжатого воздуха, кгс/см <sup>2</sup>	Вес податчика не более, кг	Усилие подачи, кгс
Податчики винтовые для ко- лонковых перфораторов . .	ПВ12	1200	5	100	300/600
Привод — ротационный pne- вмодвигатель с редукто- ром . . . . .	ПВ24	2400	5	120	300
Податчики поршневые для ко- лонковых перфораторов . .	ПП12	1200	5	80	300/600
Привод поршневой . . . . .	ПП24	2400	5	100	300
Податчики цепные для колон- ковых перфораторов . . . .	ПЦ12	1200	5	80	300/600
Привод — ротационный дви- гатель с редуктором . . . .	ПЦ24 ПЦ36	2400 3600	5 5	120 150	300 300

Условные обозначения. ПВ — податчик винтовой; ПЦ — податчик цепной; ПП — податчик поршневой. Цифры справа от индекса обозначают длину подачи в дециметрах. При изготовлении податчика на максимальное усилие подачи 600 кгс к обозначению добавляется буква А. Отсутствие буквы А означает, что податчик выполнен на усилие подачи 300 кгс.

Таблица 14

**Характеристика пневматических отбойных молотков**

Показатели	Марки молотков			
	МО-8у	МО-9у	МО-10у	МО-12
Длина молотка без пики, мм . . . . .	480	520	570	655
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	1,4	1,5	1,3	1,25
Работа удара кгс·м . . . . .	3,2	3,5	4,4	6,3
Число ударов в мин . . . . .	2000	1800	1400	1060
Мощность, л. с. . . . .	1,42	1,4	1,37	1,48
Внутренний диаметр воздухоподводящего рукава, мм . . . . .	16	16	16	16
Хвостовик пики, мм:				
диаметр . . . . .	24	24	24	24
длина . . . . .	70	70	70	70
Вес молотка, кг . . . . .	8,5	9,1	10,1	12,5

Таблица 15

**Техническая характеристика ручных электросверл**

Показатели	Марки электросверл					
	СЭР-19м	СРП-2	СВЧ-2	ЭР-14дм	ЭР-18дм	ЭРП-18дм
Диаметр буримых шпуров, мм . . . . .	36—42	36—42	36—42	36—42	36—42	36—42
Скорость вращения шпинделя, об/мин	700 и 340	540 и 790	930	860	640	300
Мощность электродвигателя получасовая, квт . . . . .	1,2	1,4	1	1,0	1,4	1,4
Напряжение, в . . . . .	127	127	127	127	127	127
Основные размеры, мм:						
длина . . . . .	370	425	322	375	388	468
ширина . . . . .	318	318	314	316	316	316
высота . . . . .	300	300	235	230	230	230
Вес, кг . . . . .	18	22	12,5	14	16,5	23
Усилие подачи, кгс	—	250	—	—	—	0—300 ± ± 50
Скорость подачи, мм/мин . . . . .	—	750 и 1000	—	—	—	600

Примечание. Управление ручными электросверлами — дистанционное. К источнику питания электросверла подсоединяются по искробезопасной схеме посредством пятижильного кабеля ГРШС-3×2,5+2×1,5; ГИН-5×2,5 или ШРБ-5×2,5. Электросверла СРП-2 и ЭРП-18дм имеют канатный подачник для осуществления принудительной подачи сверла на забой. Изменение скорости вращения шпинделя в сверле СЭР-19м достигается заменой шестерен, а в сверле СРП-2 — с помощью подвижной полумуфты.

## Техническая характеристика ручных пневмосверл

Показатели	Марки пневматических сверл	
	СПР-11м	СП-3
Мощность пневмодвигателя, л. с. . . . .	2	3,7
Число оборотов шпинделя в мин:		
с одноступенчатым редуктором . . . . .	515	—
с двухступенчатым редуктором . . . . .	300	400
Крутящий момент, кгс·см:		
с одноступенчатым редуктором . . . . .	278	—
с двухступенчатым редуктором . . . . .	480	660
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	2	3,5
Давление воздуха, атм . . . . .	5	5
Внутренний диаметр воздухоподающего рукава, мм . . . . .	16	18
Диаметр шпуров, мм . . . . .	36—50	36—50
Габаритные размеры, мм . . . . .	345×350×285	345×440×280
Вес, кг . . . . .	11,4	14

Таблица 17

## Техническая характеристика ручного гидросверла СРР-4М

Показатели	Значения
Мощность, л. с. . . . .	2,5
Число оборотов шпинделя в мин . . . . .	620
Число оборотов турбины в мин . . . . .	4650
Рабочее давление воды, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	30
Расход воды, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	5
Габаритные размеры, мм . . . . .	305×335×250
Вес, кг . . . . .	11

Таблица 18

## Техническая характеристика мотобура М1

Показатели	Значения
Диаметр бурения шнеком с породоразрушающим наконечником, мм . . . . .	67 и 95
Диаметр отбираемых образцов пород (соответственно диаметру бурения), мм . . . . .	24 и 32
Диаметр бурения штангами с породным резцом, мм . . . . .	43
Глубина бурения, м	
шнеками диаметром 65 мм . . . . .	7—10
»                  92 мм . . . . .	1,5
штангами с резцом диаметром 43 мм . . . . .	2,0
Скорость вращения шпинделя мотобура (при 5200 об/мин двигателя), об/мин	
I скорость . . . . .	225
II » . . . . .	615
Привод . . . . .	Бензиновый двигатель «Дружба-4»
Мощность двигателя, л. с. . . . .	4 ± 0,5
Размеры, мм . . . . .	540×440×540
Вес мотобура без рюкзака, кг . . . . .	15
Вес рюкзака, кг . . . . .	1,5

Колонковые электросверла используются для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок в породах средней крепости, выше средней и крепких. Техническая характеристика колонковых электросверл приведена в табл. 19 и на рис. 6.

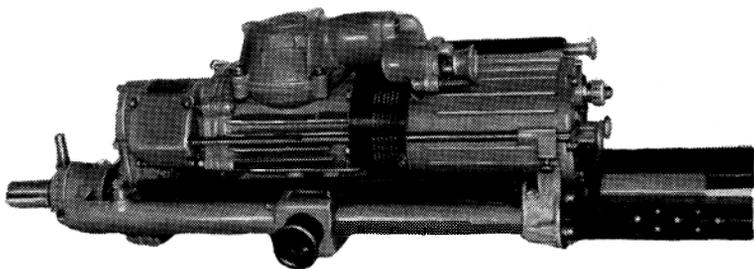


Рис. 6. Колонковое электросверло ЭБГ-1

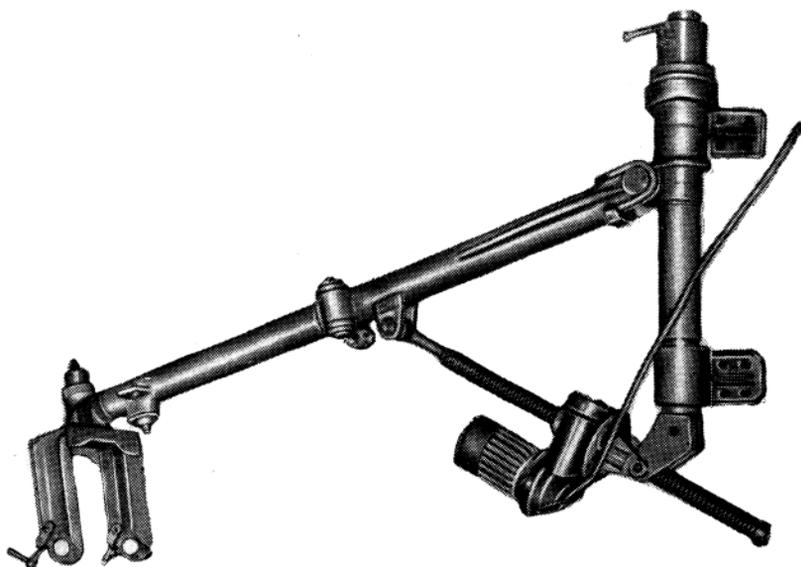


Рис. 7. Манипулятор МН-2 с механическим подъемом стрелы

Колонковые электросверла устанавливаются на распорных колонках КЭБ-2, КЭБ-5 или на манипуляторах, монтируемых на погрузочных машинах. Характеристика несъемного манипулятора МН-2 приведена в табл. 20 и на рис. 7. Характеристика распорных колонок дана в табл. 21.

Электросверла с длинноходовыми податчиками (табл. 22) устанавливаются на манипуляторе погрузочной машины или бурильной установке.

## Техническая характеристика колонковых электросверл

Показатели	Марки электросверл			
	СЭК-1	ЭБК-2В	ЭБГ-1	ЭБП-1
Диаметр буримых шпуров, мм . . . . .	36—50	40	40—42	36—43
Скорость вращения ходового винта (шпинделя), об/мин . . . . .	152/305 и 102/205	123, 169, 196, 270, 297, 408	170 и 340	175 и 320
Осевое усилие подачи, кгс . . . . .	От 200 до 1500	1000	1600	1600
Скорость подачи (при смене зубчатых колес), мм/мин . . . . .	90, 180, 280, 580	100—160—180—240 280—360—380—500 560—590—780—860—1200	До 2000 (вперед), до 5000 (назад)	0—1400
Максимальный ход шпинделя, мм . . . . .	870	895	900	*
Мощность электродвигателя (часовая), кВт . .	4,8	3,4	3	2,5
Напряжение, в . . . . .	380 или 660	380	380 или 660	660/380
Основные размеры, мм:				
длина . . . . .	1680	1380	1500	1765
ширина . . . . .	422	390	400	400
высота . . . . .	407	380	370	385
Вес (без колонки), кг . . . . .	112	120	110	130

\* Специальное устройство позволяет бурить шпур глубиной 2,2 м одной штангой.

Техническая характеристика манипулятора МН-2

Показатели	Значения
Ширина забоя, обуриваемая с одной установки двумя манипуляторами, мм . . . . .	5000
Высота обуриваемого забоя, мм . . . . .	3500
Длина стрелы, мм . . . . .	2000 или 2300
Скорость подъема стрелы, мм/мин . . . . .	2500
Воспринимаемое усилие подачи, кгс . . . . .	1500
Мощность электродвигателя, квт . . . . .	1,4
Напряжение, в . . . . .	380
Количество манипуляторов на погрузочной машине . . . . .	2
Вес, кг . . . . .	380

Таблица 21

Техническая характеристика распорных колонок

Показатели	Марки колонок	
	КЭБ-5	КЭБ-2
Высота минимальная, мм . . . . .	2000	1464
Высота максимальная, мм . . . . .	3000	2400
Ширина, мм . . . . .	395	450
Вес, кг . . . . .	60,9	35
Способ подъема сверла . . . . .	Ручной	Ручной
Для каких электросверл предназначена . . . . .	СЭК-1; ЭБГ-1	ЭБК-2В

Таблица 22

Техническая характеристика электросверл с длинноходовыми податчиками

Показатели	Марки электросверл	
	ЭДШ-2	ЭДП-20
Диаметр буримого шпура, мм . . . . .	42—43	До 40
Глубина буримого шпура, мм . . . . .	2000—2100	2000
Скорость бурения (подачи) шпура, мм/мин . . . . .	До 1000	600 и 1200
Скорость обратного хода штанги, мм/мин . . . . .	5000	
Скорость вращения буровой штанги, об/мин . . . . .	180, 380	300 и 600
Усилие подачи на забой, кгс . . . . .	1000	600
Мощность электродвигателя, квт . . . . .	2,8	2
Основные размеры, мм:		
длина . . . . .	2500	3020
ширина . . . . .	400	296
высота . . . . .	445	685
Вес (без вертлюга), кг . . . . .	150	88

## Техническая характеристика самоходной буровой каретки СБКНС-2

Показатели	Значения
Способ применения . . . . .	Для бурения шпуров при проведении горизонтальных выработок сечением 5—10 м <sup>2</sup>
Максимальная высота обуривания забоя, м . . . . .	3
Максимальная ширина обуривания забоя, м . . . . .	3,55
Количество перфораторов . . . . .	2
Тип перфораторов . . . . .	Колонковый
Глубина бурения за один ход автоподатчика, мм . . . . .	2000
Потребляемая энергия . . . . .	Сжатый воздух
Давление сжатого воздуха, ати . . . . .	5
Общий расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	8—11
Габаритные размеры в транспортном положении, м:	
длина . . . . .	5,2
ширина . . . . .	0,9
высота . . . . .	1,2
Вес, т . . . . .	4

## Техническая характеристика буровой установки БУЭ-1

Показатели	Значения
Область применения . . . . .	Для бурения шпуров при проведении горизонтальных выработок сечением 5—10 м <sup>2</sup> в породах с $f=8$
Тип машины . . . . .	Вращательная с электроприводом
Размеры обуривания забоя при расположении шпуров параллельно оси выработки, мм:	
высота . . . . .	3200
ширина . . . . .	3700
Число бурильных машин на установке . . . . .	1
Число шпинделей . . . . .	3
Мощность электродвигателя машины, квт . . . . .	7
Напряжение, в . . . . .	380
Число оборотов инструмента в мин . . . . .	145, 300, 700
Подача . . . . .	Цепная с гидроприводом
Максимальное усилие подачи, кгс . . . . .	1600
Ход подачи, мм . . . . .	3000
Скорость подачи (максимальная), м/мин . . . . .	6,5
Скорость обратного хода, м/мин . . . . .	16
Скорость передвижения установки, км/ч . . . . .	2,5

Показатели	Значения
Размеры (мм) при ширине колеи 600 мм	
а) рабочее положение	
ширина . . . . .	850
длина . . . . .	6600
высота . . . . .	1200
б) нерабочее положение	
ширина . . . . .	600
длина . . . . .	7600
высота . . . . .	1260
Вес, т . . . . .	3,5

В электросверле ЭДШ-2 подача буровой штанги на забой осуществляется с помощью воды, поступающей в цилиндр под давлением до 18 кгс/см<sup>2</sup>. Электросверло поставляется заводом в комплекте с вертлюгом, манипуляторами, насосами, штангами.

В электросверле ЭДП-20 усилие подачи обеспечивается дисковой муфтой, расположенной на валу червяка. Перемещение сверла по направляющим податчика производится с помощью каната, наматываемого барабаном редуктора. Редуктор снабжен устройством для боковой промывки шпуров.

Колонковые перфораторы и электросверла устанавливаются также на буровых каретках, в том числе и на самоходных. Характеристика последних приведена в табл. 23 и 24.

## 2. ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ УДАРНО-ПОВОРОТНОГО БУРЕНИЯ

Инструментом для бурения шпуров перфораторами является: бур — стальной стержень (буровая штанга), имеющий на одном конце головку, на другом — хвостовик. Съемная головка бура называется буровой коронкой.

Буровые штанги изготавливаются из шестигранной (или круглой) буровой стали марок У7, У8, 45 и 55С2. Размеры буровой стали приведены в табл. 25.

Головки буровые по форме лезвия изготавливаются долотчатые и крестовые. Долотчатые головки применяются для бурения шпуров в породах монолитных различной крепости. Крестовые головки рекомендуется применять как в монолитных, так и в трещиноватых крепких породах.

Формы и размеры хвостовиков соответствуют размерам и форме поперечного сечения патронов бурильных машин. Хвостовики буров ручных бурильных машин имеют буртики, посредством которых их удерживают буродержатели. У буров для телескопных машин буртик отсутствует, а у буров для колонковых машин имеются заплечики. Хвостовики для буров показаны на рис. 8.

Для бурения шпуров от начала до требуемой глубины необходимо иметь набор буров разной длины и разных диаметров коронок, называемый комплектом буров.

Коронки буров в комплекте отличаются по диаметру на 2—3 мм. Наибольший диаметр имеет забурник, наименьший — последний длинный бур, диаметр которого принимается на 2—3 мм больше диаметра патрона взрывчатого вещества.

Пластины твердого сплава. Головки буров и буровые коронки армируются пластинками твердого сплава. Применяемые твердые

## Характеристика буровой стали

Форма поперечного сечения	Диаметр стали, мм	Диаметр канала, мм	Вес 1 м, кг
Шестигранная	19	5	—
»	22	6,5	3,13
»	25	7,2	3,76
»	32	9	7,25
Шестигранная с увеличенным отверстием	25	8,5—10	—
Круглая	32	9	6,56

сплавы — металлокерамические (спеченные) марок ВК4В, ВК8, ВК6В, ВК8В и ВК15. Цифра после индекса показывает содержание кобальта в сплаве.

Выбор марки твердого сплава определяется крепостью бурных пород и применяемым оборудованием. В табл. 26 показана область применения твердого сплава.

Твердые сплавы для армирования буров имеют вид пластинок и цилиндрических вставок различных размеров. Для буров с долотчатой головкой применяются пластинки формы Г11 и Г12, для буров с крестовой головкой — пластинки формы Г12 и цилиндрические вставки формы Г14.

**Обработка стали.** При изготовлении буров буровую сталь подвергают как механической, так и термической обработке. Термическая обработка буровой стали состоит в отжиге и закалке. В процессе отжига бур нагревают послековки до температуры 760—780 °С и затем медленно охлаждают его в печи или в среде с плохой теплопроводностью, например в извести.

Закаливаемые части бура при закалке нагревают до определенной температуры (780—800 °С), а затем быстро охлаждают в закалочной жидкости; лезвия буров охлаждают в воде, хвостовики — в масле. Заправка буров производится на

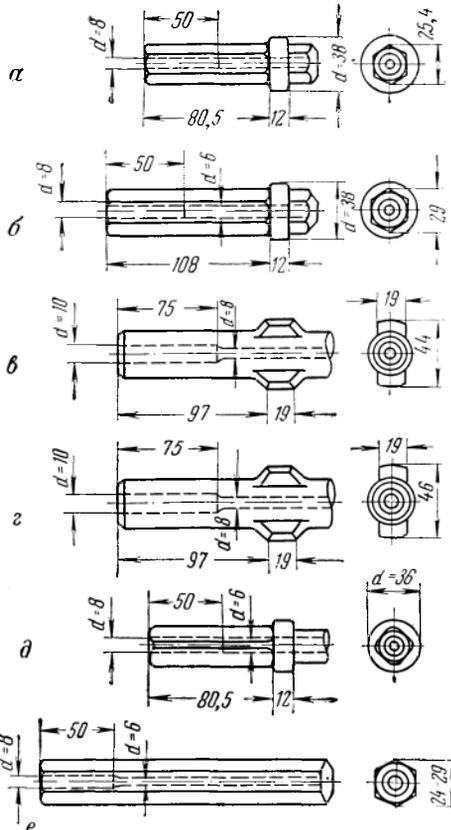


Рис. 8. Хвостовики буров для перфораторов:

а, б — для ручных; в, г — для колонковых; д, е — для телескопных

## Область применения твердых сплавов

Марка сплава	Рекомендуемая область применения
ВК4В и ВК8	Для армирования резцов электросверл, пневмосверл и гидросверл
ВК6В	Для армирования буров при бурении пород средней крепости ручными перфораторами и мотоперфораторами
ВК8В	Для армирования буров при бурении пород выше средней крепости ручными телескопными и мотоперфораторами
ВК15	Для армирования буров при бурении наиболее крепких пород всеми типами перфораторов

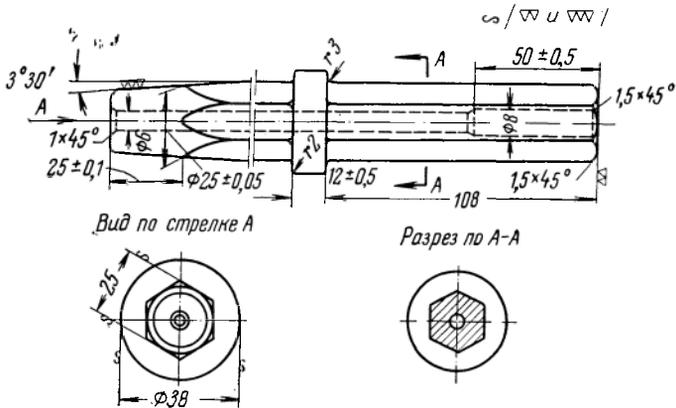


Рис. 9. Штанга для съемных коронок с конусным соединением

## Техническая характеристика бурозаправочного станка БЗС-1

Показатели	Значения
Максимальный диаметр заправляемой стали, мм . . . . .	32
Максимальный диаметр изготавливаемой головки бура, мм . . . . .	48
Рабочее давление воздуха, ати . . . . .	5—6
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	3—4
Габариты, мм:	
высота . . . . .	1480
ширина . . . . .	1085
длина . . . . .	1600
Вес, кг . . . . .	2198
Производительность заправки буров в часах . . . . .	60—80

бурозаправочных станках, на которых производится также и другие мелкие поковки: изготавливаются болты, заклепки, костыли и т. д.

Характеристика бурозаправочного станка приведена в табл. 27.

**Буровые коронки.** Корпуса буровых коронок изготавливаются из легированной стали 35ХГСА, а буровые штанги — из стали 55С2. Буровые коронки изготавливаются долотчатой и крестовой форм, армированные твердым сплавом ВК6В, ВК8В и ВК15. Коронки соединяются со штангами при помощи конуса с углом  $3^{\circ}30'$ . Угол заточки коронок —  $110^{\circ}$ . Буровые штанги имеют высаженные буртики и обработанные конусы под коронки (рис. 9).

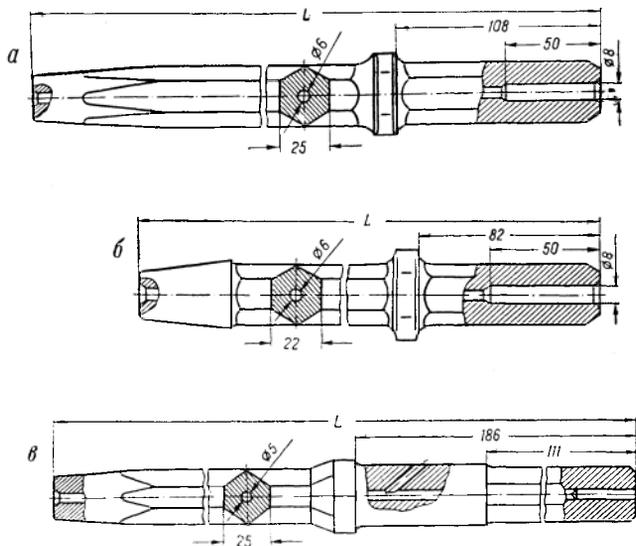


Рис. 10. Буровые штанги:

а — БШ-23; б — БШ-22; в — для перфораторов с боковой промывкой

Буровые коронки долотчатой формы изготавливаются марки КДА и КДБ, крестовые коронки — марки ККА и ККВ. Кроме коронок этих марок изготавливаются долотчатые АКП и коронки долотчатые для бурения с сухим пылеулавливанием ДСП. Характеристики перечисленных коронок приведены в табл. 28, 29, 30, 31, 32, 33.

Таблица 28

Характеристика долотчатых буровых коронок КДА (ГОСТ 6086—64)

Типоразмеры	Размеры, мм				Начальный диаметр посадочного конуса $d_1$
	Диаметр коронки $D$	Диаметр корпуса $d$	Высота корпуса $H$	Ширина пера $B$	
КДА 36-22	36	30	60	30	22
КДА 40-22	40	33	70	33	22
КДА 40-25	40	33	70	33	25
КДА 43-25	43	35	70	35	25
КДА 46-25	46	35	75	35	25
КДА 52-28	52	40	75	40	28

## Характеристика долотчатых буровых коронок КДБ (ГОСТ 6086—64)

Типоразмеры	Размеры, мм				
	Диаметр коронки $D$	Диаметр корпуса $d$	Высота корпуса $H$	Ширина пера $B$	Начальный диаметр посадочного конуса $d_1$
КДБ 36-22	36	30	60	30	22
КДБ 40-22	40	33	70	33	22
КДБ 40-25	40	33	70	33	25
КДБ 43-25	43	35	70	35	25
КДБ 46-25	46	35	75	35	25
КДБ 52-28	52	40	75	40	28

Таблица 30

## Характеристика долотчатых коронок АКП

Типоразмеры	Размеры, мм			
	Диаметр коронки $D$	Диаметр корпуса $d$	Высота корпуса $H$	Начальный диаметр посадочного конуса $d_1$
АКП-3	36	31	60	22
АКП-2А	40	36	60	22

Таблица 31

## Характеристика долотчатых коронок ДСП для бурения с сухим пылеулавливанием

Типоразмеры	Размеры, мм			
	Диаметр коронки $D$	Диаметр корпуса $d$	Высота корпуса $H$	Начальный диаметр посадочного конуса $d_1$
ДСП 40-25	40	32	60	25
ДСП 43-25	43	35	60	25
ДСП 46-25	46	38	60	25

Таблица 32

## Характеристика крестовых коронок ККА (ГОСТ 6086—64)

Типоразмеры	Размеры, мм				
	Диаметр коронки $D$	Диаметр корпуса $d$	Высота корпуса $H$	Ширина пера $B$	Начальный диаметр посадочного конуса $d_1$
ККА 36-22	36	30	60	20	22
ККА 40-25	40	33	70	20	25
ККА 43-25	43	35	70	20	25

Характеристика крестовых коронок ККВ (ГОСТ 6086—64)

Типоразмеры	Размеры, мм						
	Диаметр коронки $D$	Диаметр корпуса $d$	Высота корпуса $H$	Ширина пера $B$	Начальный диаметр посадочного конуса $d_3$	Диаметр центрального отверстия $d_4$	Диаметр штыря $d_1$
ККВ 32-19	32	26	60	16	19	10	10
ККВ 32-22	36	30	60	20	22	12	12
ККВ 40-25	40	33	70	20	25	14	12
ККВ 43-25	43	35	70	20	25	14	12

Таблица 34

Характеристика буровых штанг БШ-22  
(буровая сталь 55С2 по ГОСТ 2052—53)

Типоразмеры	Размеры, мм			Вес, кг
	Диаметр буровой стали	Диаметр посадочного конуса	Длина штанги	
БШ-22-700	22	22	700	2,4
БШ-22-1600	22	22	1600	4,8
БШ-22-2500	22	22	2500	7,4
БШ-22-3400	22	22	3400	10,1
БШ-22-4300	22	22	4300	12,8
БШ-22-700	22	25	700	2,2
БШ-22-1600	22	25	1600	4,8
БШ-22-2500	22	25	2500	7,5
БШ-22-3400	22	25	3400	10,2
БШ-22-4300	22	25	4300	12,9

Длина хвостовика 82 мм.

Буровые штанги изготавливаются марок БШ-25 (рис. 10, а), БШ-22 (рис. 10, б) и для перфораторов с боковой промывкой (рис. 10, в). Характеристики их приведены в табл. 34, 35, 36, 37.

Количество съемных буровых коронок (буров), условно расходуемых полностью за один проходческий цикл, составляет

$$K = \frac{\sum l}{n_3 \cdot l_1}, \frac{\text{шт.}}{\text{цикл}},$$

где  $\sum l$  — общая длина пробуренных шпуров, м;

$l_1$  — проходка на коронку между заточками (табл. 38), м;

$n_3$  — среднее количество заточек на коронку до полной амортизации (обычно 6—7).

**Характеристика буровых штанг БШ-25**  
(буровая сталь 55С2 по ГОСТ 2052—53)

Типоразмеры	Размеры, мм			Вес, кг
	Диаметр буровой стали	Диаметр посадочного конуса	Длина штанги	
БШ-25-700	25	25	700	2,8
БШ-25-1300	25	25	1300	5,1
БШ-25-1600	25	25	1600	6,3
БШ-25-1900	25	25	1900	7,6
БШ-25-2500	25	25	2500	9,9
БШ-25-3100	25	25	3100	12,3
БШ-25-3400	25	25	3400	13,1
БШ-25-3700	25	25	3700	14,1
БШ-25-4300	25	25	4300	17,0

Длина хвостовика 108 мм.

Таблица 36

**Характеристика буровых штанг для перфораторов**  
**с боковой промывкой**  
(буровая сталь 55С2 по ГОСТ 2052—53)

Диаметр буровой стали, мм	Длина штанг, мм	Вес, кг
25	1500	6,1
25	2000	8,2
25	2500	10,4
25	3000	12,2
25	3500	14,0
25	4000	15,8
25	4500	17,6
28	5000	19,6

Таблица 37

**Характеристика буровых штанг БШ-32**

Типоразмеры	Размеры, мм			Вес, кг
	Диаметр буровой стали	Диаметр посадочного конуса	Длина штанги	
БШ-32-1150	32	32	1150	6,6
БШ-32-2000	32	32	2000	11,5
БШ-32-2850	32	32	2850	16,5
БШ-32-3700	32	32	3700	21,5

Длина хвостовика—97 мм.

**Нормативы для определения расхода буровых коронок  
и стали при перфораторном бурении**

Коэффициент крепости горных пород по М. М. Протодяко- нову $f$	Проходка между заточками $l$ , м	Расход буровой стали на шпуро- метр $P_1$ , г
До 3—4	15—30	2—5
6—8	10	12—16
10—12	5	20—25
14—16	2	30—40
18—20	1,2	50—70
Более 20	0,6	70—110

Расход буровой стали на изготовление хвостовиков и конусных соединений новых и поломанных штанг в среднем за один проходческий цикл равен

$$B = \frac{P_1 \sum l}{1000}, \text{ кг/цикл,}$$

где  $P_1$  — расход буровой стали на один шпурометр, г.

### 3. ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

Область применения вращательного бурения за последние годы значительно расширилась. Благодаря исследованиям, проведенным САИГИМСом (г. Ташкент), Днепропетровским горным институтом, НИГМИ (г. Ереван), Институтом физики и механики горных пород АН Киргизской ССР и другими организациями, создан инструмент, позволяющий бурить шпур вращательным способом в породах с коэффициентом крепости по М. М. Протодяконову до 14, а в некоторых случаях и до 18 (двухшарошечное долото ДДА-42, созданное отделом техники разведки САИГИМСа).

При вращательном бурении шпуров ручными и колонковыми сверлами инструментами, разрушающими породу, являются резцы, а осевое усилие и крутящий момент передаются резцам через штанги — витые — для бурения без промывки, или пустотелые круглые и шестигранные для бурения с промывкой в крепких породах.

Резцы для вращательного бурения армируются пластинками твердого сплава ВК4В и ВК8. Форма пластинок — Г34, Г36, Г37, Г38 (ГОСТ 880—67). Корпуса резцов изготавливаются из конструкционной или инструментальной стали и подвергаются термической обработке.

Резец состоит из двух перьев 1 (рис. 11), тела 2 и хвостовика 3. Между перьями образуется рассечка тела резца. Хвостовик резца соединяется со штангой.

Геометрия резца характеризуется: углом заточки  $\gamma$ , образованным передней и задней гранями; задним углом  $\alpha$  — между задней гранью и плоскостью резания; передним углом  $\beta$  — между передней гранью резца и плоскостью, перпендикулярной плоскости резания; углом резания  $\delta$  — между передней гранью и плоскостью резания ( $\delta = \gamma + \alpha$ ); концевым углом  $\varphi$ , образованным продолжением главных режущих кромок перьев и углом рассечки  $\chi$ , образованным пересечением режущих кромок рассечки.

В зависимости от крепости пород применяются те или иные резцы, изготавливаемые отечественными заводами.

Резцы для мягких пород и углей типа РМ и РУ применяются для бурения шпуров без промывки ручными сверлами. Характеристика этих резцов приведена в табл. 39.

## Характеристика резцов для мягких пород и углей

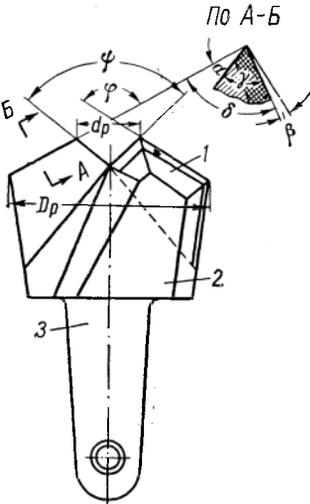
Тип резца	Диаметр, мм	Передний угол, град	Вес, г
РМ-40	40	+6	120
РМ-43	43	+6	130
РМЦА-43	44	+6	150
РУ-4м	40—43	0	170
РУ-4ЦА	40—43	0	170
РУ-13	40—43	0	170

Резцы породные типа РП и БИ предназначаются для бурения шпуров с промывкой или без промывки колонковыми электросверлами по крепким углям с наличием твердых породных включений и по породам с коэффициентом крепости  $f$  до 8. Характеристика их приведена в табл. 40.

Породный резец РЭСу-1 (рис. 12) разработан отделом техники разведки САИГИМСа и рекомендуется для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости  $f$  до 14.

Резец состоит из корпуса 1 и четырех твердосплавных пластинок: двух основных 2 и двух вспомогательных 3. С целью повышения износостойкости и прочности передние торцы основных пластинок несколько повернуты наружу: главные режущие кромки выдвинуты вперед на 2 мм и составляют с ним угол, равный  $10^\circ$ . Между основными пластинками имеется расщелка, в которой установлены подрезные пластинки, скошенные от периферии к центру под углом  $45^\circ$  и отстающие по высоте от лезвий основных пластинок на 5 мм. Подрезные пластинки также несколько смещены наружу относительно диаметра резца и расположены в плоскости, составляющей с плоскостями длинных граней основных пластинок угол, равный  $12^\circ$ . Основные пластинки имеют отрицательный передний угол, равный  $8^\circ$ , однако в зависимости от крепости горных пород, при заточках этому углу можно придавать и большие значения (до минус  $20^\circ$ ). Подрезные пластинки за счет их установки имеют постоянный отрицательный угол, равный  $10^\circ$ .

Рис. 11. Геометрия резца для вращательного бурения шпуров



В корпусе резца расположен центральный промывочный канал диаметром 12 мм, который во избежание заштыбовки перекрыт сверху на 3 мм с каждой стороны подрезными пластинками. Для лучшего выноса шлама в верхней части корпуса резца имеется проточка глубиной 9 мм. На нижней части корпуса расположена наружная присоединительная резьба под круглые буровые штанги диаметром 33,5 мм.

Основные пластинки разрушают породу по периферии шпура, в результате чего образуется кольцевая выемка. Внешние задние ребра калибруют диаметр шпура.

Подрезные пластинки разрушают породу в центральной части шпура (т. е. в области максимальных значений реакции забоя и минимальных окружных скоростей) в облегченных условиях, при двух обнаженных плоскостях.

### Техническая характеристика резца РЭСу-1

Диаметр, мм . . . . .	42
Марка твердого сплава . . . . .	ВК8
Размер пластинок, мм:	
основных . . . . .	14×7×20
подрезных . . . . .	10,5×4×13
Вес твердого сплава, г . . . . .	52
Диаметр рассечки, мм . . . . .	24
Угол раствора рассечки, град. . . . .	90
Угол заточки, град. . . . .	78
Передний угол, град. . . . .	—8
Задний угол, град. . . . .	20
Способ удаления шлама . . . . .	промывка
Высота резца, мм . . . . .	52
Вес резца, г . . . . .	260
Режим бурения:	
скорость вращения, об/мин . . . . .	200—350
осевое давление, т . . . . .	1,2—1,5
Расход промывочной жидкости, л/мин . . . . .	5—10

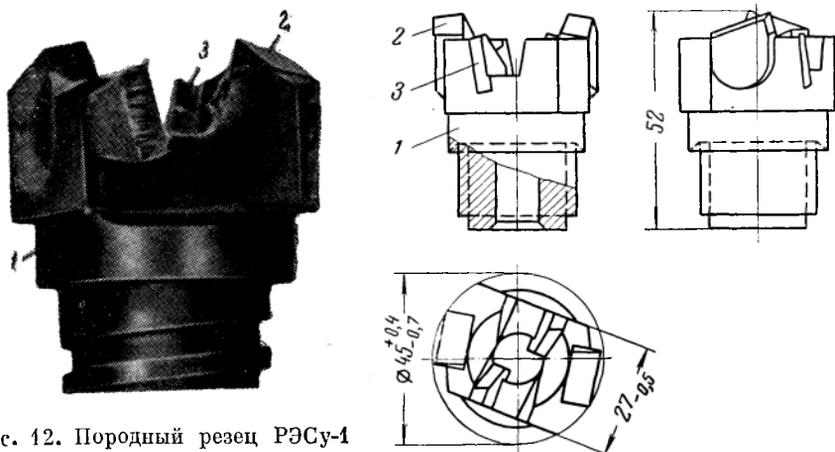


Рис. 12. Поперечный резец РЭСу-1

Т а б л и ц а 4 0

#### Характеристика породных резцов

Тип резца	Передний угол, град	Вес, г	Крепость пород /
РП-11	0	176	До 6
РП-7	0	180	» 8
РП-12В	—25	190	» 8
БИ-741	—15	360	» 8
СКР-2 (БИ-742)	7	340	» 8

Примечание. Резцы РП-12В и БИ-741 используются при осевом усилии не менее 1500 кгс. Бурение резцами РП-12В производится круглыми или шестигранными штангами, оснащенными переходниками, а резцами БИ-741 и БИ-742 — шестигранными буровыми штангами с углом посадочного конуса 5°.

Для аналогичных условий (для бурения шпуров в породах с  $f$  до 14) изготовляются породные резцы РБ-42-2. Резцы двухперые, армированные пластинками твердого сплава линзовидной формы.

### Техническая характеристика резца РБ-42-2

Диаметр, мм . . . . .	42
Марка твердого сплава . . . . .	ВК8
Число пластинок твердого сплава . . . . .	2
Общий вес пластинок твердого сплава, г . . . . .	52
Угол заточки, град. . . . .	65
Передний угол, град. . . . .	20
Задний угол, град. . . . .	45
Способ очистки шпура . . . . .	промывка
Высота резца, мм . . . . .	72
Соединение со штангой . . . . .	конусное
Вес резца, г . . . . .	280

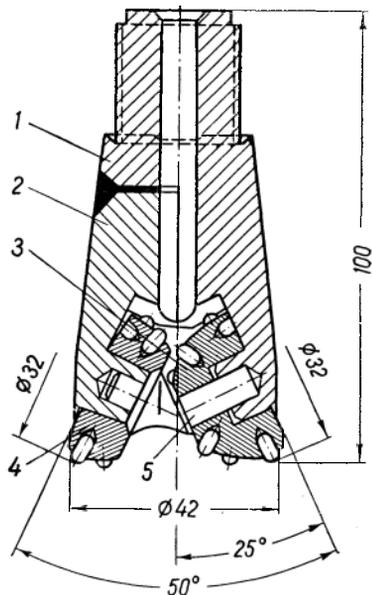
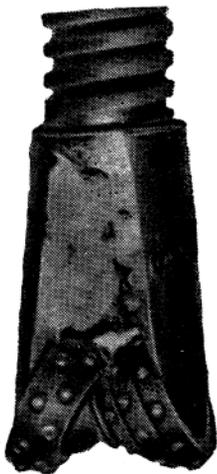


Рис. 13. Двухшарошечное долото ДДА-42

Для вращательного бурения шпуров в породах крепких и абразивных с коэффициентом крепости  $f$  от 12 до 18 рекомендуется двухшарошечное штыревое долото ДДА-42 (рис. 13), разработанное отделом техники разведки САИГИМСа.

Долото состоит из корпуса 1 и лапы 2, соединенных сваркой. На цапфе корпуса насажена большая шарошка 3, а на цапфе лапы — малая шарошка 4. Шарошки насажены асимметрично и закреплены бортиками распорного фасонного пальца 5. Угол наклона цапф к оси долота —  $65^\circ$ . Большая трехвенцовая шарошка, перекрывающая при вращении долота забой шпура, выполнена в виде полусферы, меньшая двухвенцовая — в виде шарового пояса. Шарошки армируются твердосплавными зубками цилиндрической формы с полусферическими торцами. Метод армировки — холодная запрессовка с натягом 0,04—0,08 мм.

Наличие расщели между шарошками облегчает работу долота в центральной части шпура. Применение подшипников скольжения повышает прочность долота и позволяет создавать большие осевые давления, необходимые для бурения крепких горных пород.

### Техническая характеристика долота

Диаметр, мм . . . . .	42 ± 0,4
Диаметр шарошек, мм . . . . .	30
Угол установки шарошек, град. . . . .	65
Марка твердого сплава . . . . .	ВК8В
Количество венцов на шарошках:	
большой . . . . .	3
малой . . . . .	2
Количество зубков на шарошках:	
большой . . . . .	25 (10+9+6)
малой . . . . .	18 (9+9)
Размеры зубка, мм . . . . .	4×6
Вес твердого сплава, г . . . . .	52
Вылет зубка над корпусом шарошки, мм . . . . .	1,5
Диаметр промывочного канала, мм . . . . .	8
Тип присоединительной резьбы . . . . .	ленточная, 28×6,35 (ГОСТ 8467— 57)
Высота долота, мм . . . . .	100
Вес долота, г . . . . .	585
Режим бурения:	
скорость вращения, об/мин . . . . .	300—550
осевое давление, тс . . . . .	1,2—2,0
расход промывочной жидкости, л/мин . . . . .	8—10

### Б. МЕРОПРИЯТИЯ ПО БОРЬБЕ С БУРОВОЙ ПЫЛЬЮ

При проведении горноразведочных выработок возникает большое количество пыли. Основное ее количество (75—80%) образуется в процессе бурения шпуров. Мелкие частицы пыли размером до 10 мк и менее (микрон равен 0,001 мм), находящиеся во взвешенном состоянии в воздухе, попадают в легкие работающих. Частицы размером более 10 мк задерживаются в носоглотке и в легкие не попадают.

Падая в легкие, пыль вызывает различные заболевания. Легочные заболевания, вызванные пылью, носят общее название пневмоконоиоза. Наиболее опасна пыль пород, содержащих свободный кремнезем; заболевание, вызываемое этой пылью, называется силикозом.

При проведении горных выработок необходимо принимать меры борьбы с пылеобразованием. Для борьбы с пылью проводятся следующие мероприятия:

- 1) бурение шпуров с промывкой;
- 2) сухое пылеулавливание;
- 3) орошение забоев и увлажнение взорванной породы;
- 4) индивидуальная защита путем применения респираторов;
- 5) проветривание забоев при скорости воздушного потока не менее 0,15 м/сек.

При бурении шпуров с промывкой вода, поступающая к забою шпура, смачивая буровую пыль, резко снижает запыленность воздуха в забое. Кроме того, промывочная жидкость интенсивно выносит из забоя шпура разбуренную породу, устраняет ее переизмельчение, уменьшает количество мелкой пыли и способствует повышению скорости бурения. Одновременно жидкость, охлаждая лезвие бура, повышает его стойкость. Для ручных бурильных молотков расход воды на промывку должен быть не менее 3 л/мин, для колонковых и телескопных — не менее 5 л/мин. При этом вода должна подаваться к молотку под давлением не более 4,5 атм.

Промывка бывает центральная, или осевая, — если вода подается в шпур через водопроводящую трубку перфоратора, и боковая, — если вода поступает в шпур по каналу бура через специальную муфту, минуя бурильный молоток. При боковой промывке надежность в водопроводящей трубке перфоратора отпадает, а давление воды может быть больше давления воздуха.

При промывке шпура водой часть тонко измельченной пыли не смачивается, особенно плохо смачивает пыль жесткая вода. Для повышения смачивающей способности воды в нее вводят поверхностно-активные вещества — смачивающие добавки. В качестве смачивающих добавок рекомендуются небольшие количества кальцинированной соды, хлористого алюминия, хлористого магния, хвойного экстракта (ХЭП), мылонафта, керосинового контакта Петрова, сульфанола, смачивателей ОП-7, ОП-10, ДБ (дибутил) и др.

Обеспечивать забой промывочной водой можно централизованно, полуцентрализованно и индивидуально. При централизованном снабжении вода подается к забоям под напором по трубам от одного резервуара. В качестве резервуара для воды применяют цистерны или сооружают водоемы, емкость которых опре-

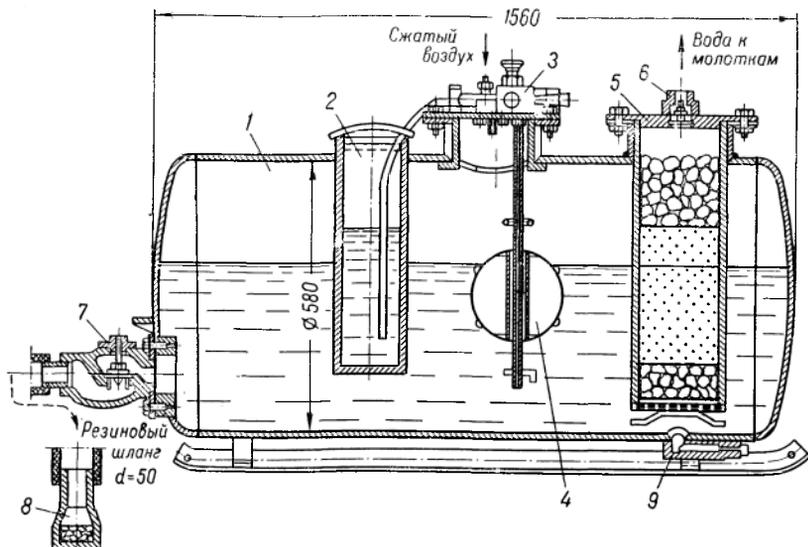


Рис. 14. Схема самозаливающегося КРРЗ

1 — основной резервуар; 2 — бак для смачивающего состава; 3 — блок управления;  
4 — поплавок; 5 — фильтр; 6 — обратный клапан; 7 — приемный клапан; 8 — храпок; 9 — пусковое устройство

деляется из расчета обеспечения работы на сутки или на смену. При полуцентрализованном снабжении водопровод прокладывают по главным выработкам, а к рабочему месту и к работающим перфораторам вода подается из отдельных бачков. При индивидуальном водоснабжении воду доставляют в забой в бачках. В геологоразведочных партиях чаще применяется индивидуальное снабжение водой, при котором вода в бачках емкостью от 150 до 500 л находится непосредственно около забоя. Бачки монтируются на скатах вагонеток. Напор воды в бачке создается давлением сжатого воздуха. На рис. 14 показана схема самозаливающегося бачка КРРЗ; в табл. 41 приведена характеристика бачков.

На месторождениях, где невозможно организовать бурение шпуров с промывкой (в безводных районах, в зонах устойчивой мерзлоты), допускается применение сухого бурения с обязательным пылеулавливанием.

Пылеулавливание производится путем отсасывания пыли через канал бура с последующим осаждением ее в сухих или водяных фильтрах и в циклонных устройствах. Характеристика пылеуловителей приведена в табл. 42.

Орошение забоев и увлажнение взорванной породы являются действенными средствами борьбы с пылеобразованием. Средства, применяемые при орошении, способствуют осаждению пыли и газов, образующихся при взрывных работах,

## Техническая характеристика бачков

Показатели	Марки бачков	
	КФ-1	КРР-3
Емкость бачка, л . . . . .	360	300—330
Давление, ати . . . . .	3,5—7	5
Время заполнения водой, мин . . . . .	3—6	—
Основные размеры, мм:		
длина . . . . .	1600	1560
высота . . . . .	1000	880
диаметр . . . . .	650	580
Вес, кг . . . . .	300	279

и увлажняют взорванную породу путем разбрызгивания воды и образования тумана. Средства эти подразделяются на оросители и туманообразователи.

Оросители представляют собой переносные насадки, смонтированные на специальных шлангах, присоединяемых к водопроводу. Вода выбрасывается из насадки в виде распыленной струи.

Туманообразователи отличаются от оросителей тем, что в них под воздействием сжатого воздуха, поступающего в насадку, вода распыляется и выбрасывается в виде воздушно-водяной эмульсии.

Индивидуальные меры защиты являются дополнением к мокрому бурению и сухому пылеулавливанию и совместно с последними предохраняют рабочих от заболеваний. Средствами индивидуальной защиты являются респираторы, представляющие собой полумаски с фильтрами, очищающими запыленный воздух при его вдыхании. Респираторы улавливают не менее 96% (по весу) тонкой пыли, содержащейся в воздухе. Применяются респираторы типов РН-21, ПРБ-2М, ПРБ-4, Ф-46, «Лепесток» (ШБ-1) и др.

## Техническая характеристика пылеуловителей

Показатели	Марки пылеуловителей	
	ПУР-4	ТБИОТ-54м
Содержание пыли в очищенном воздухе не более, мг/м <sup>3</sup> . . . . .	1	—
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	0,95	0,5—0,7
Емкость бункера . . . . .	90 л	40 кг
Средство очистки . . . . .	Циклон и 2-слойный тканевый фильтр	Циклон и водяная пена
Количество заливаемой в пылеуловитель воды, л	—	7
Габаритные размеры, мм:		
диаметр . . . . .	520	320
высота . . . . .	990	890
Вес (без перфоратора), кг . . . . .	70	28,5

## В. КОМПРЕССОРНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Производительность компрессора измеряется количеством свободного (приведенного к нормальным условиям, т. е. давлению 760 мм рт. ст. и температуре 0 °С) воздуха (м<sup>3</sup>/мин), всасываемого за 1 мин. В многоступенчатых компрессорах производительность определяется количеством свободного воздуха, всасываемого цилиндром низкого давления.

Компрессорные установки бывают стационарные и передвижные. Они состоят из собственно компрессора, двигателя, воздухооборника, устройства для охлаждения, пусковой, контрольной и защитной аппаратуры.

Обычно более производительные стационарные компрессорные установки монтируются на неподвижных фундаментах (табл. 43); передвижные компрессорные установки монтируются на прицепных тележках, автомашинах или на рамах-салазках (табл. 44). На геологоразведочных работах применяются главным образом передвижные компрессорные установки производительностью до 10 м<sup>3</sup>/мин. В разведочных партиях, осуществляющих значительные объемы горных работ, применяются стационарные компрессорные установки производительностью до 20 м<sup>3</sup>/мин и реже более.

Т а б л и ц а 43

Технические характеристики стационарных компрессоров

Показатели	Марки компрессоров	
	ВП-20/8	2ВП-10/8
Производительность, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	20	10
Конечное давление сжатого воздуха, атм	8	8
Тип компрессора . . . . .	Вертикальный двойного действия	Вертикальный простого действия
Число оборотов вала привода компрессора в мин . . . . .	500	735
Ход поршня, мм . . . . .	200	200
Диаметры цилиндров, мм:		
низкого давления . . . . .	400	350
высокого давления . . . . .	230	200
Расход охлажденной воды, л/мин . . . . .	100	50
Расход смазочного масла, г/ч . . . . .	240	100
Мощность двигателя, квт . . . . .	120	75
Габариты компрессора, мм:		
ширина . . . . .	1500	965
длина . . . . .	1800	1380
высота . . . . .	2000	1430
Полный вес компрессора, кг . . . . .	4500	1440

Производительность компрессора  $Q$  определяется суммарным расходом сжатого воздуха всеми потребителями  $Q_1$  и потерями его в результате утечек из-за неплотности воздухопровода  $Q_2$

$$Q = Q_1 + Q_2, \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$Q_1 = (m_1 \cdot q_1 + m_2 \cdot q_2 + \dots + m_i \cdot q_i) K_1 \cdot K_2 \cdot K_3,$$

где  $m$  — количество однотипных потребителей сжатого воздуха;

$q$  — расход воздуха однотипными потребителями;

$K_1$  — коэффициент одновременности работы машин, потребляющих сжатый воздух;

$K_2$  — коэффициент износа машин;

$K_3$  — коэффициент, зависящий от превышения места работы компрессора над уровнем моря.

В зависимости от числа одновременно работающих машин рекомендуется принимать следующие значения коэффициента  $K_1$ :

число одновременно работающих машин	—	1	2	3	4	5	6
значение коэффициента $K_1$	—	1	0.9	0.9	0.85	0.82	0.80

Значения коэффициента  $K_2$  для машин средней изношенности принимаются следующие:

для перфораторов и отбойных молотков	$K_2 = 1,15$ ;
для пневматических двигателей	$K_2 = 1,10$ .

А. С. Ильичев для  $K_3$  рекомендует принимать следующие значения:

Превышение над уровнем моря, м	0	305	610	914	1219	1524	1829	2134	2438	2743	3048	3658	4572
Значения коэффициента $K_3$	1	1.03	1.07	1.10	1.14	1.17	1.20	1.23	1.26	1.29	1.32	1.37	1.43

Утечку воздуха при движении по трубам можно принимать равной  $1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$  на  $1000 \text{ м}$  трубопровода:

$$Q_2 = 1,5 \frac{L}{1000}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $L$  — суммарная длина воздухопровода, м.

**Воздухоосборники.** Воздух в поршневых компрессорах сжимается отдельными порциями, в связи с чем происходят колебания давления (нульсжатия) сжатого воздуха. Для уменьшения этих колебаний, неблагоприятно отражающихся на работе бурильных машин, между компрессором и воздухопроводной магистралью устанавливают воздухоосборники. Воздухоосборники (металлические резервуары) изготавливают из листовой стали. Они снабжены предохранительными клапанами и кранами для спуска масла и воды.

Емкость воздухоосборника  $U_{\text{сбор}}$  определяется в зависимости от производительности компрессора  $Q$ ,  $\text{м}^3/\text{мин}$ . Для ее определения рекомендуются следующие формулы:

1) при крупных стационарных компрессорах ( $Q$  более  $30 \text{ м}^3/\text{мин}$ )  $U_{\text{сбор}} = 1,6 \sqrt{Q}$ ,  $\text{м}^3$ ;

2) при средних компрессорах ( $Q$  от  $10$  до  $30 \text{ м}^3/\text{мин}$ )  $U_{\text{сбор}} = (1,8 - 1,0) \times \sqrt{Q}$ ,  $\text{м}^3$ ;

3) при малых компрессорах ( $Q$  до  $9 \text{ м}^3/\text{мин}$ )  $U_{\text{сбор}} = (0,3 - 0,5) \sqrt{Q}$ ,  $\text{м}^3$ ;

4) при передвижных компрессорах ( $Q$  от  $1,5$  до  $9 \text{ м}^3/\text{мин}$ )  $U_{\text{сбор}} = (0,15 - 0,25) \sqrt{Q}$ ,  $\text{м}^3$ .

Воздухопровод состоит из стальных гладких бесшовных труб, соединенных при помощи фланцев или муфт, а иногда сваркой (табл. 45). При трубах большого диаметра используется фланцевое соединение; в качестве уплотняющих прокладок применяют клингерит, резину или картон, предварительно размятый в воде и вываренный в кипяченой олифе.

Воздухопровод прокладывается с уклоном  $0,003 - 0,005$  в сторону движения сжатого воздуха, чтобы обеспечить сток конденсирующейся воды. Для удаления воды в воздухопроводе устанавливают водоотделители с кранами.

Трубопроводы малых и средних диаметров обычно прокладывают на металлических крючьях, костылях или подвесках. Крючья и костыли забивают либо в деревянную крепь, либо в пробки, забитые в короткие шурупы в стенках выработок. Трубопроводы большого диаметра укладывают на деревянных или

## Техническая характеристика передвижных компрессорных установок

Показатели	Установки, смонтированные на двухосных прицепах на баллонах грузовых автомашин с прицепным устройством							
	ЗИФ ВКС-5	ЗИФ ВКС-6	ВКС-6	ЗИФ ВКС-10	КС-9	КС-5	ДК-9М	ПК-10
Производительность, м <sup>3</sup> /мин	5	6	5,5	10	9	4,5	10	10
Конечное давление сжатого воздуха, атм	7	7	6	7	6	6	6	6
Тип компрессора	V-образный двухступенчатый			Вертикальный двухступенчатый				
Число оборотов вала компрессоров в мин	965	1500	1300	1500	660	950	100	100
Ход поршня, мм	110	110	110	110	140	140		
Диаметры цилиндров, мм:								
низкого давления	200	200	200	200	240	240		
высокого давления	115	115	115	115	140	140		
Охлаждение	Воздушное							
Тип привода	Электродвигатель МАК-92/6, 45 квт	Дизель ЯАЗ-204	Дизель Д-54, 48 л. с.	Дизель КДМ-46, 93 л. с.	Дизель КДМ-46, 93 л. с.	Карбюраторный двигатель 1-МА	КДМ-100	КДМ-100
Габариты установки, мм:								
длина	4255	3700	—	3100	5080	4700	5175	5175
ширина	1880	1880	—	1178	2020	1870	1850	1850
высота	1715	1990	—	1513	2125	1860	2550	2550
Вес установки, кг	3000	3600	4500	4650	6100	3000	5500	5500

## Техническая характеристика труб для канализации сжатого воздуха

Размер труб в дюймах	Диаметр условного прохода, мм	Наружный диаметр, мм	Толщина стенок труб, мм		Вес 1 м труб без муфты, кг	
			обыкновенных	усиленных	обыкновенных	усиленных
3/4	20	26,75	2,75	3,50	1,63	2,01
1	25	33,50	3,25	4,0	2,42	2,91
1 1/4	32	42,25	3,25	4,0	3,13	3,77
1 1/2	40	48,00	3,50	4,25	3,84	4,58
2	50	60,00	3,50	4,50	4,88	6,16
2 1/2	70	75,50	3,75	4,50	6,64	7,88
3	80	88,50	4,00	4,75	8,34	9,81
4	100	114,00	4,50	5,50	10,85	13,44
5	125	140,00	4,50	5,50	15,04	18,24

бетонных прокладках по почве выработки. В вертикальных выработках воздухопроводные трубы подвешивают на хомутах, прикрепленных к крепи или к расстрелам.

При разведке месторождений в условиях Крайнего Севера и в районах устойчивой мерзлоты следует принимать меры против обмерзания труб изнутри. Положительные результаты дает предварительное осушение воздуха в последовательно установленных промежуточных воздухоборниках.

Непосредственно к бурильным машинам сжатый воздух поступает по резиновым шлангам, рассчитанным на давление до 10 атм. Шланги присоединяют к штуцеру на конце воздухопровода.

Для перекрытия поступления воздуха в шланг на конце воздухопровода устанавливается кран. При одновременной работе нескольких бурильных машин в конце воздухопровода ставят воздухораспределитель (паук), имеющий несколько ответвлений — штуцеров с вентилями, к которым присоединяются шланги бурильных машин.

При проведении горных выработок применяют воздухо- и водораспределительные батареи, представляющие собой два жестко соединенных цилиндра (отрезка трубы). В один из цилиндров поступает сжатый воздух, в другой — вода. Цилиндры снабжены патрубками с резьбой для присоединения к ним шлангов, идущих к перфораторам. Для удобства водяным и воздушным штуцерам присваивают номера, одинаковые с бурильными машинами.

Сжатый воздух поступает к бурильным машинам по резиновым шлангам с внутренним диаметром 19 и 25 мм (табл. 46). Шланги бывают обычные и бронированные, последние имеют более продолжительный срок службы. Отдельные отрезки шлангов сращивают при помощи двухсторонних ниппелей или специальных быстроразъемных гаек. Можно также применять резьбовой ниппель с соединительной муфтой.

Шланг присоединяется к бурильной машине или к концу воздухопровода при помощи конусного ниппеля с накидной гайкой или штуцером.

Состояние воздухопровода оказывает большое влияние на производительность бурения шпуров и уборку породы пневматическими машинами. Производительность пневматических машин часто снижается в связи с недостаточным давлением сжатого воздуха у забоя, что вызывается большими потерями давления в воздухопроводе. Утечка воздуха через неплотности соединений в стыках труб, излишнее количество арматуры (колена, тройники, вентили и др.), недостаточное сечение воздухопроводных труб являются основными причинами низкого давления воздуха у забоев. Значительные потери давления происходят в изношенных шлангах, в связи с чем длина их должна быть по возможности минимальной (не более 20 м).

Техническая характеристика гибких шлангов

Диаметр внутренний, мм			Минимальная толщина резинового слоя, мм		Количество тканевых прокладок
номинальный	допускаемые отклонения		внутреннего	наружного	
	для I сорта	для II сорта			
10	±1,0	±1,5	1,5	1,0	2
13	±1,0	±1,5	1,5	1,0	2
16	±1,0	±1,5	1,5	1,3	2
16	±1,0	±1,5	2,0	1,3	3
19	±1,0	±1,5	2,0	1,3	3
25	±1,0	±1,5	2,5	1,5	3
32	±1,5	±2,2	2,5	1,5	4
32	±1,5	±2,2	2,5	1,5	5
38	±1,5	±2,2	2,5	1,5	5
38	±1,5	±2,2	2,5	1,5	6

Чтобы уменьшить сопротивление движения воздуха по трубам, на главной магистрали обычно укладывают трубы большого диаметра — от 100 до 250 мм. По мере разветвления воздухопровода диаметр труб уменьшается.

Диаметры воздухопроводных труб должны соответствовать количеству протекающего по ним воздуха. Диаметры труб и потери давления воздуха в них можно определить по формулам, рекомендуемым А. П. Германом. Для расчета диаметров труб используют формулу

$$d = 400 \sqrt[5]{\frac{Q_{сж}^2}{\Delta p / l_3}}$$

где  $d$  — диаметр труб, мм;

$\Delta p$  — потери давления, кгс/м<sup>2</sup>;

$l_3$  — полная длина участка воздухопровода, для которого определяются диаметр труб и потери в них давления (суммарная длина прямых участков и эквивалентной длины арматуры: колен, вентиля и т. п.), м;

$Q_{сж}$  — расход сжатого воздуха, м<sup>3</sup>/сек.

Пересчет расхода воздуха потребителями, т. е. свободного воздуха  $Q$  (м<sup>3</sup>/мин), на расход воздуха в сжатом состоянии производят по формуле

$$Q_{сж} = \frac{Q}{60 \cdot p}, \text{ м}^3/\text{сек},$$

где  $p$  — давление воздуха, атм.

Полагая, что потери давления на 1 км труб составляют 0,3—0,6 ати (что соответствует 3—6 кг/м<sup>2</sup> на 1 м), определяют необходимый диаметр труб; округлив его до ближайшего стандартного размера труб, находят истинную потерю давления в трубах. Эквивалентная длина некоторых деталей арматуры воздухопровода приведена в табл. 47.

Для ориентировочного расчета диаметр воздухопровода можно определить по формуле

$$d = 20 \sqrt[5]{Q}, \text{ мм},$$

где  $Q$  — количество воздуха, протекающего через воздухопровод на данном участке, м<sup>3</sup>/мин.

Диаметр воздухопровода можно выбрать из табл. 48.

Эквивалентная длина основных деталей арматуры, м

Детали	При диаметрах труб, мм					
	25	50	75	100	150	200
Проходной вентиль . . . . .	6	15	25	35	60	85
Угловой клапан . . . . .	3	7	11	15	25	35
Задвижка . . . . .	0,3	0,7	1,1	1,5	2,5	3,5
Колено . . . . .	0,2	0,4	0,7	1,0	1,7	2,4
Тройник . . . . .	2	4	7	10	17	24
Переходной патрубок . . . . .	0,5	1,0	1,7	2,5	4	6

Таблица 48

Зависимость между диаметром труб, длиной воздухопровода и количеством передаваемого воздуха

Диаметр труб, мм	Количество передаваемого воздуха, м <sup>3</sup> /мин											
	Расчетная длина трубопровода, м											
	150	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1250	1500
32	1,2											
38	1,9											
50	3,1	2,9										
76	12,0	10,2	8,7	7,0	6,0	5,2	5,0	4,2	4,0			
100	30,0	26,0	21,0	18,0	16,0	14,0	13,0	12,0	11,5	11,0	9,5	9,0
150	90,0	75,0	62,0	53,0	47,0	43,0	40,0	38,0	34,0	32,0	29,0	25,0
200	200,0	170,0	135,0	120,0	100,0	93,0	85,0	80,0	75,0	70,0	60,0	35,0
225	300,0	250,0	200,0	175,0	160,0	145,0	135,0	125,0	115,0	100,0	95,0	85,0
250	360,0	310,0	250,0	210,0	190,0	170,0	155,0	145,0	135,0	130,0	115,0	105,0
300	570,0	500,0	420,0	350,0	310,0	280,0	255,0	240,0	225,0	210,0	190,0	170,0

### Г. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Среди промышленных способов отбойки — выемки горных пород, заключающихся в отделении горной породы от массива (механический, взрывной, гидравлический и термический), взрывной способ самый распространенный; его применяют в широком диапазоне условий при проходке горноразведочных выработок и разработке месторождений полезных ископаемых.

#### 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Для разрушения горных пород в настоящее время в основном применяют химические и физические взрывы; в последнее время составляются проекты применения ядерных взрывов при разработке месторождений полезных ископаемых и в строительстве [19].

В современных промышленных взрывчатых веществах энергия выделяется в результате химических реакций окисления углерода и водорода взрывчатого вещества. При этом взрывом называется чрезвычайно быстрое самораспростра-

Свойства ВВ, допущенных к применению на открытых работах

Наименование и марка ВВ	Основные данные	Теплота взрыва, ккал/кг (вода-пар)	Работоспособность, см <sup>3</sup>	Бризантность **, мм	Плотность заряжания, кг/л	Скорость детонации, м/сек	Условия применения	Оптовая цена за 1 т, руб.
<b>Порошкообразные шнекованные и гранулированные ВВ</b>								
Аммонит № 9 ЖВ	Смесь аммиачной селитры, тротила и древесной муки	850	300—320	10—12	0.8	3000	Сухие скважины	138
Аммонит № 10 ЖВ	То же	908	310—340	11—13	0.8	3200	То же	145
Аммонит В-3	Шнекованные заряды из аммиачной селитры с тротилом и асфальтитом	1000	360—380	14—16	1.1	4000	Скважины с водой	$d = 130—150$ мм — 315 $d = 175—185$ мм — 315 $d = 200—210$ мм — 300
Зерногранулит 30/70-В	Для обводненных скважин с большим содержанием тротила	900	310—330	22—27	0.9	4200	То же	330
Акватор 65/35 (сухая смесь)	Зерногранулит, содержащий загуститель для воды	900	330—350	25—28	1.5	4800	»	233
Алюмотол	Гранулированный сплав тротила с алюминиевым порошком	1240	420—430	28	1.0	5500	»	536
Гранулотол	Тротил в виде гранул	825	285—295	24	1.0	5500	»	345

Игданит *	Гранулированная или чешуйчатая аммиачная селитра с дизельным топливом	904	310—330	15—20	0,9	2200	Сухие скважины	80—95
-----------	---	-----	---------	-------	-----	------	----------------	-------

## Промежуточные детонаторы

Шашки тротилловые прессованные весом 400 г	а) Т-400, $d=70$ мм с отверстием для 4 ниток ДШ б) Ш-400, размер $100 \times 50 \times 50$ с гнездом под КД или 4 ниток ДШ	Для зарядов в обводненных забоях, а также акваторов; на каждую точку инициирования две шашки	За 1000 шт. 395 235
Шашки тетрилловые прессованные весом 150 г	Тет-150, $d=50$ мм с отверстием для одной нитки ДШ	Для инициирования зарядов в любых условиях обводненности и на открытых работах; на каждую точку инициирования одна шашка	420 (за 1000 шт.)
Шашки тротилловые прессованные весом 200 г	Ш-200, размер $100 \times 50 \times 25$ с гнездом под КД или 4 ниток ДШ	Для сухих забоев; на каждую точку инициирования одна шашка	125 (за 1000 шт.)

## Заряды для вторичного дробления негабаритных кусков

Заряды кумулятивные для дробления негабарита на открытых горных работах	Разрушают куски горной породы средней крепости объемом (соответственно) до 0,18; 0,45; 0,80; 1,6; 2,0; 3,0 и 6,9 м <sup>3</sup>	Цена за 1000 шт. зарядов
ЗКП-50		480
ЗКП-100		640
ЗКП-200		730
ЗКП-400		1480
ЗКП-1000		1100
ЗКП-2000		970
ЗКП-4000		940
(цифрами указан округленно вес ВВ)		

\* Приготавливается на месте производства взрывных работ. В настоящее время разрешено применение игданита в заводском изготовлении (гранулит М) на рудниках, не опасных по газу и пыли.

\*\* Для гранулированных ВВ проба на бризантность выполнена с применением промежуточного детонатора — тротиловой шашки весом 10 г.

**Свойства ВВ, допущенных к применению на подзем**

Наименование и марка ВВ	Основные данные	Теплота взрыва, ккал/кг (вода—пар)	Работоспособность, см <sup>2</sup>
Аммонит № 6 ЖВ	Смесь водоустойчивой аммиачной селитры и тротила	1030	360—380
Аммонит № 7 ЖВ	То же, с примесью древесной муки	995	350—360
Аммонал водоустойчивый	Аммонит с примесью алюминиевой пудры	1180	400—430
Скальный аммонал № 3	То же, с добавкой гексогена	1360	450—470
Аммонит скальный № 1	Прессованный аммонал с примесью гексогена	1292	450—480
Зерногранулит 79/21	Грубодисперсный аммонит № 6	1028	360—380
Граммонал А-8	Смесь гранулированной селитры с тротилом и алюминиевой пудрой	1285	420—440
Гранулит С-2	Омасленная аммиачная селитра с древесной мукой	917	315—330
Гранулит АС-8	Смесь гранулированной аммиачной селитры с минеральным маслом и алюминиевой пудрой	1242	400—430
Гранулит АС-4	Смесь гранулированной аммиачной селитры с минеральным маслом и алюминиевой пудрой	1080	380—400
Динафталит водоустойчивый	Смесь аммиачной селитры с динитронафталином	975	320—330
Динамон АМ-10	Смесь водоустойчивой аммиачной селитры, минерального масла и алюминиевой пудры	1285	420
Динамон АМ-8	То же, с меньшим содержанием алюминия	1180	400
Динамит труднозамерзающий 62%-ный	Пластичная высокоплотная масса на основе труднозамерзающей смеси нитроэфиров	1274	380—420
Детонит М	Патронированный аммонал сенсибилизированный нитроэфирами	1382	460—500
Детонит 6А водоустойчивый	Порошкообразное аммиачно-селитренное ВВ с примесью нитроэфиров	1218	425—450
Детонит 10А водоустойчивый	То же	1200	425—450
Детонит 15А-10	То же, содержание алюминиевой пудры увеличено до 10% по сравнению с 5% в других детонитах	1407	460—480

\* Облагатие свинцового цилиндра при испытании в стальном кольце.

\*\* Онтювые пены на патронированные ВВ указаны для патронов диаметром 32—36 мм; ются в патронах следующих диаметров: аммонит 6ЖВ—60, 80, 90 и 120 мм; скальный ам и АМ-10—100 и 120 мм; детониты—24, 28 и 60 мм.

\*\*\* Для диаметра патрона 60 мм.

## ных работах, кроме шахт, опасных по газу и пыли

Бризантность, мм	Плотность в патронах, кг/л	Передача детонации между сухими патронами, см	Скорость детонации, м/сек	Оптовая цена ** за 1 т, руб.	
				в бумажных мешках	патронированный в деревянных ящиках
14—16	1—1,2	5—7	4000	180	315
13—15	0,95—1,1	4—5	3700	167	290
16—19	0,95—1,14	4—6	4000	205	329
18—20	1,0—1,1	7—8	4000	—	630
18—22	1,4—1,5	6—8	6000	—	900 ( $d = 35—46$ мм)
22—26 *	0,95—1,05 (насыпная)	10—15 ***	3500	167	—
26—30 *	0,85—0,90 (насыпная)	10 ***	3800	236	—
15—22 *	0,8—0,85 (насыпная)	—	2400—3000	112	—
24—28 *	0,95	2—10	3200—3800	185	—
20—26 *	0,8—0,85 (насыпная)	—	2600—3200	140	—
15—16	1,0—1,15	3—4	3700	—	348
14—16	0,90—1,0	5 ***	3400	216	365 ( $d = 60—90$ мм)
13	0,9—1,0	4 ***	3200	197	340 ( $d = 60—90$ мм)
18—22	1,45—1,5	12—20	5500	—	850
18—22	1,1—1,3	16—22	4800	—	545
17—19	1,1—1,3	12—18	4500	—	485
17—20	1,1—1,3	12—20	4800	—	506
18—21	1,2—1,3	15—22	4900	—	585

за исключением особо оговоренных случаев. Кроме того, взрывчатые вещества выпускаются в патронах № 1—32, 60, 90 и 120 мм; аммонал—60, 80, 90, 100 и 120 мм; динамоны АМ-8

### Свойства ВВ, допущенных к применению

Наименование и марка ВВ	Основные данные	Теплота взрыва, ккал/кг (вода—пар)	Темпера- тура взрыва, °С
Аммонит ПЖВ-20	Смесь водоустойчивой аммиачной селитры, тротила и хлористого натрия	813	2220
Аммонит Т-19	Улучшенной технологии аммонит ПЖВ-20 с увеличенным содержанием тротила	814	2230
Аммонит АП-4ЖВ	Смесь водоустойчивой аммиачной селитры, тротила и хлористого калия	864	2500
Аммонит АП-5ЖВ	То же, с меньшим содержанием хлористого калия	907	2520
Победит ВП-4	Предохранительное аммиачно-селитренное ВВ с добавкой нитроэфиров и древесной муки	927	2565
Серный аммонит № 1ЖВ	Предохранительное ВВ с хлористым аммонием (пламегаситель) и добавкой нитроэфиров	490	1570
Нефтяной аммонит № 3ЖВ	То же, с пламегасителем в виде хлористого калия	736	2090
Угленит № 7	Нитроглицериновый состав с обменной парой солей	375	1500
Угленит Э-6	Предохранительное ВВ на основе обменных солей, содержащее нитроэфир	640	1790
Угленит № 5	То же, с еще более высоким содержанием пламегасителя	311	920

Примечания. 1. Все предохранительные ВВ выпускаются в патронированном  
2. Угленит № 5 применяется для перебивания стоек крепи (предельный заряд 150 г),  
3. Для беспламенного взрывания по способу гидрокс выпускаются заряд ВВ-48.

няющееся химическое превращение вещества с выделением тепла и образованием сильно нагретых газообразных продуктов, способных производить разрушение и перемещение окружающей среды.

Вещества в твердом или жидком состоянии или их смеси, способные к взрыву, называются взрывчатыми веществами (ВВ).

Чтобы реакции окисления проходили устойчиво и с большой скоростью, в самом взрывчатом веществе должно быть определенное количество кислорода, оцениваемое так называемым кислородным балансом, под которым понимается выраженный в процентах избыток или недостаток кислорода в веществе по сравнению с тем количеством, которое необходимо для полного окисления содержащих в нем углерода, водорода и алюминия. Различают нулевой, положительный и отрицательный кислородные балансы. В табл. 52 приведены значения кислородного баланса для некоторых ВВ и их компонентов.

При взрыве ВВ с нулевым кислородным балансом выделяется наибольшее количество энергии за счет полного окисления горючих компонентов и не должны образовываться ядовитые газы. При избытке кислорода в продуктах детонации появляются окислы азота, реакция окисления которых происходит с поглоще-

## в шахтах, опасных по газу и пыли

Работоспособность, см <sup>3</sup>	Бризантность, мм	Плотность в патронах, кг/л	Передача детонации между патронами, см	Скорость детонации, м/сек	Оптовая цена за 1 т, руб.
265	13	1,05—1,20	5	3500	276
270	14	1,05—1,20	5	3600	330
285	13	1—1,15	5	3600	313
320	14	1,0—1,15	5	3600	316
320	14	1,0—1,25	6	3800	394
200—220	11	0,95—1,05	5	2500	445
220—240	12	1,1—1,3	3	2800	457
100	5—7	1,1—1,30	3	1600	360
130	7—10	1,1—1,25	5	1900	490
60—90	5	1,1—1,3	5	1750	350

виде  $d=36$  мм; для серного и нефтяного аммонитов  $d=32-36$  мм. разбучивания углеспусков (заряд до 500 г) и дробления негабаритных кусков.

нием тепла. Недостаток кислорода приводит к появлению окиси углерода и снижению теплоты взрыва.

По этой причине в подземных выработках должны применяться ВВ с нулевым кислородным балансом или очень близким к нему. С учетом возможных побочных реакций на подземные работы допускаются ВВ, которые при взрыве (1 кг ВВ) в стальной бомбе выделяют не более 40 л условной окиси углерода (при расчете для приведения к условной окиси углерода объем окислов азота умножается на 6,5, а сернистых газов — на 2,5).

Основной характеристикой ВВ является теплота взрыва, величина которой предопределяет общую механическую работу взрыва, в том числе энергию, идущую на дробление.

Для оценки возможной механической работы взрыва существуют стандартные испытания (пробы) на работоспособность и бризантность. Первой пробой оценивается общее (фугасное) действие взрыва, зависящее главным образом от теплоты взрыва и объема газов, второй — бризантное действие взрыва в непосредственной близости от заряда, которое определяется максимальным давлением во фронте детонации, в свою очередь пропорциональное плотности ВВ

Кислородный баланс некоторых ВВ и их компонентов

Наименование вещества	Химическая формула	Кислородный баланс, %	
		+	-
Аммиачная селитра	$\text{NH}_4\text{NO}_3$	20,0	—
Калиевая селитра	$\text{KNO}_3$	39,6	—
Калий хлорат	$\text{KClO}_3$	39,2	—
Калий перхлорат	$\text{KClO}_4$	46,2	—
Натриевая селитра	$\text{NaNO}_3$	47,0	—
Натрий хлорат	$\text{NaClO}_3$	45,0	—
Натрий перхлорат	$\text{NaClO}_4$	52,0	—
Нитроглицерин	$\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$	3,5	—
Тетрил	$\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_4\text{CH}_3$	—	47,4
Тротил	$\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{CH}_3\text{N}$	—	74,0
ТЭН	$\text{C}(\text{CH}_2\text{ONO}_2)_4$	—	10,1
Гексоген	$\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_6\text{O}_6$	—	21,6
Гремучая ртуть	$\text{Hg}(\text{CNO})_2$	—	11,3
Алюминий	$\text{Al}$	—	89,0
Динитронафталиит	$\text{C}_{10}\text{H}_6(\text{NO}_2)_2$	—	139,4
Аммонит № 6	—	0,3	—
Аммонит № 6 ЖВ	—	—	0,64
Скальный аммонит № 1 ЖВ	—	0,17	—
Динамит 62%-ный труднозамерзающий	—	0,3	—
Аммонит № 9	—	2,9	—
Аммонит № 10	—	1,5	—

Таблица 53

Основные свойства инициирующих ВВ

Иницирующие ВВ	Температура вспышки, °С	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Чувствительность к удару *, см	Скорость детонации, м/сек	Теплота взрыва, ккал/кг
Гремучая ртуть . . . . .	165	3,5	2	5400	405
Азид свинца . . . . .	327	4,6	4	5300	381
ТНР . . . . .	270	2,9	11	5200	418
Тетрил . . . . .	195	1,6	30	7200	1078
ТЭН . . . . .	220	1,7	30	8200	1410
Гексоген . . . . .	215	1,7	29	8600	1290

\* Максимальная высота сбрасывания груза весом 2 кг на штормельный прибор с навесной ВВ, при которой не происходит ни одного взрыва из шести сбрасываний.

и квадрату скорости детонации. Основные показатели промышленных ВВ приведены в табл. 49, 50, 51.

В полевых условиях и на горных предприятиях соответствие качества патронированных и прессованных ВВ требованиям ГОСТа или ТУ устанавливается испытанием ВВ на передачу детонации.

Содержание влаги в аммиачноселитренных ВВ не должно превышать определенного количества; запрещается применять ВВ с влажностью более 0,5% на подземных работах и более 1,5% на открытых работах.

Испытания взрывчатых веществ (ВВ) и средств взрыва (СВ) должны производиться в сроки и по перечню, приведенному в «Инструкции по испытанию взрывчатых материалов» в «Единых правилах безопасности при взрывных работах».

## 2. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

Промышленные ВВ подразделяются по условиям применения, химическому составу и характеру действия.

По условиям применения выделяются следующие классы:

I — ВВ для взрыва на открытых работах (цвет оболочки патрона и диагональной полосы на ящике, мешке — белый);

II — для взрыва на открытых работах и в шахтах, не опасных по газу и пыли (цвет красный);

III — предохранительные ВВ для взрыва в шахтах, опасных по газу и пыли, только по породе и руде (цвет синий);

IV — предохранительные ВВ для взрыва по углю и породе (цвет желтый);

V и VI классы — повышенной предохранительности (углениты 3—6 и № 5) и высокопредохранительные ВВ.

Для взрыва в серных, нефтяных и озокеритовых шахтах выпускаются специальные предохранительные ВВ (условный цвет — зеленый).

В зависимости от основного компонента, определяющего свойства вещества, различают следующие группы промышленных ВВ: аммиачноселитренные (аммониты, динамоны, гранулит и др.), нитроафирные (динамит, детониты и др.), нитросоединения (Тротил, гексоген), дымные пороха (механическая смесь калиевой селитры, серы и древесного угля) и бездымные пороха (пироксилиновые и нитроглицериновые).

Наибольшее применение при проведении разведочных выработок и горных работах получили аммиачноселитренные ВВ (см. табл. 49, 50, 51).

Промышленные ВВ могут иметь одно из следующих физических состояний: порошкообразное, гранулированное (гранулы имеют в поперечнике 1—3 мм), водонасыщенное, шнекованное, прессованное, литое, полупластичное и пластичное.

При проведении геологоразведочных выработок чаще всего применяются патронированные порошкообразные ВВ (аммониты, детониты), реже прессованные (скальный аммонит № 1) и при пневмозарядке — гранулиты АС-4 и АС-8 и зерногранулит 79/21.

На открытых горных работах основное применение получили порошкообразные, гранулированные и шнекованные ВВ, с явной тенденцией к увеличению удельного веса гранулированных ВВ (без наполнителя, с водонаполнением и наполнением горячим насыщенным раствором аммиачной селитры).

К группе инициирующих относятся взрывчатые вещества, применяющиеся для снаряжения средств взрыва. В зависимости от чувствительности к начальному импульсу и теплоты взрыва они подразделяются на первичные (гремучая ртуть, азид свинца, ТНРС) и вторичные (тетрил, гексоген, ТЭН).

Первичные ИВВ в небольших количествах детонируют от огня, но имеют сравнительно малую теплоту взрыва; в отличие от них вторичные ИВВ имеют в 3—4 раза большую теплоту взрыва, поэтому такая комбинация этих веществ в детонаторах обеспечивает прямое инициирование зарядов порошкообразных и прессованных промышленных ВВ (см. табл. 53).

## 3. СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ВЗРЫВАНИЯ

В зависимости от применяемых средств взрыва различают следующие способы взрыва:

- а) огневое;
- б) электрическое;
- в) электроогневое;

г) взрывание детонирующим шнуром.

Взрывание смежных зарядов или групп зарядов может быть одновременное, короткозамедленное, замедленное и разновременное.

Одновременное взрывание зарядов осуществляется электрическим способом (электродетонаторы мгновенного действия или одной ступени замедления) и практически имеет место при взрывании с помощью детонирующего шнура (последовательное соединение зарядов, расстояние между зарядами до 10—15 м).

Короткозамедленное взрывание характеризуется интервалом замедления, исчисляемым десятками миллисекунд, и выполняется электрическим способом (электродетонаторы марки ЭД-КЗ) или детонирующим шнуром с пиротехническими замедлителями (детонационным реле КЗДШ).

Замедленное взрывание происходит с интервалами в несколько секунд и выполняется электрическим способом с помощью электродетонаторов марки ЭД-КЗ. Такое взрывание близко расположенных шнуровых зарядов может быть также достигнуто при огневом или электроогневом способах взрывания.

Разновременное взрывание зарядов ВВ исключает взаимодействие между взрывами смежных зарядов, может быть выполнено огневым, электроогневым способами (длина шнура зажигательных трубок должна отличаться более чем на 4—5 см), а также электрическим способом с применением электродетонаторов замедленного действия с разницей времени срабатывания в несколько секунд.

## Огневое взрывание

К средствам огневого взрывания относятся: капсюль-детонатор и огнепроводный шнур, а также средства воспламенения шнура.

Характеристика капсюлей-детонаторов, предназначенных для взрывных работ на дневной поверхности и в шахтах, не опасных по газу или пыли, приведена в табл. 54.

Таблица 54

Средства взрывания для огневого способа

Наименование изделия	Марка или шифр	Условия применения	Дополнительные данные	Оптовая цена за тыс. шт. или тыс. м., руб.—коп.
Капсюль-детонатор в бумажной гильзе	КД-8Б	Сухие забой	ИВВ: гремучая ртуть или азид свинца, тетрил	21—00
Капсюль-детонатор в металлической гильзе (медной или биметаллической)	КД-8М	Для сухих и влажных забоев	То же	32—00
Шнур огнепроводный асфальтированный	ОША	Для сухих забоев	Диаметр 4,8—5,8 мм	31—00
Шнур огнепроводный двойной асфальтированный	ОШДА	Для обводненных забоев	Диаметр 5—6 мм	39—40
Шнур огнепроводный пластикатный	ОШП	Для взрывания в воде	» 5—6 мм	74—50
Фитиль зажигательный глеющий	№ 1 и 2			
Патроны зажигательные	ЗП-Б		В патрон № 1 входит 7 отрезков ОШ, № 2—до 12, № 3—до 19, № 4—до 27, № 5—до 37	86—00 и 95—00

Капсюли-детонаторы упаковывают в картонные коробки по 100 штук в каждую. Коробки укладываются по пяти штук в картонные футляры, которые помещают в короба из оцинкованного железа и укладывают в деревянные ящики. Хранить капсюли-детонаторы необходимо в сухом месте. Гарантийный срок использования 2 года.

Огнепроводный шнур выпускается нескольких марок (см. табл. 54). Отрезок огнепроводного шнура длиной 60 см должен сгорать за 60—70 сек. Круги огнепроводного шнура (по 10 м каждый) свертываются и укладываются один в другой, образуя бухту (25 кругов). Несколько бухт (для шнуров марки ОША и ОШДА — 8 бухт) в бумажной обертке укладываются в ящик.

Хранить шнур необходимо в сухом месте. Гарантийный срок использования шнура без снижения качества составляет: марки ОША — 1 год; для марок ОШДА и ОШП — 5 лет.

Зажигательный фитиль состоит из льняной или хлопчатобумажной нитяной сердцевины, пропитанной раствором калиевой селитры, и наружной хлопчатобумажной оплетки; диаметр фитиля 7—8 мм. Скорость горения достигает 3—10 мм в минуту. Фитиль упаковывают бухтами по 50 м каждая, в пачки, в бухты и ящики.

Зажигательным патроном называется бумажная гильза с помещенной в ней пороховой лепешкой, которая служит для зажигания группы огнепроводных шнуров.

Пороховая лепешка состоит из смеси канифоли (9—9,5%), парафина (4,5—5%) и пороха (85—86%). Диаметр зажигательных патронов 18—41 мм, высота 50—90 мм.

Перечень средств взрывания и воспламенения огнепроводного шнура приведен в табл. 54.

Длина огнепроводного шнура для зажигательной трубки  $l_{з.т}$  при последовательном поджигании одним взрывником определяется как сумма времени, необходимого для поджигания  $N$  концов шнура и отхода взрывника в безопасное место ( $t_2$ ).

Определение длины шнура зажигательной трубки при скорости горения его 1 см/сек производится по формуле

$$l_{з.т} = Nt_1 + t_2 \geq 100 \text{ см.}$$

Для контроля за временем поджигания изготавливается контрольная трубка с огнепроводным шнуром не менее чем на 60 см короче, чем шнур зажигательной трубки.

Для этих же целей на подземных работах применяется контрольный отрезок шнура без капсюля-детонатора; обычно он используется в качестве средства воспламенения шнура и часто называется «затравкой».

Пример расчета длины огнепроводного шнура в зажигательных и контрольных трубках для взрывания  $N = 20$  зарядов на открытых работах. Время отхода взрывника в безопасное место принято равным  $t_2 = 100$  сек. Среднее время на одно поджигание с учетом перехода и подготовки к зажиганию  $t_1 = 6$  сек.

По приведенной выше формуле определяем длину шнура зажигательной и контрольной трубок.

$$l_{з.т} = Nt_1 + t_2 = 20 \cdot 6 + 100 = 220 \text{ см;}$$

$$l_{к.т} = l_{з.т} - 100 = 220 - 100 = 120 \text{ см.}$$

Принимается решение из 10-метрового круга огнепроводного шнура (с учетом обрезки с обоих концов по 5 см остается 990 см) изготавливать четыре зажигательные трубки длиной по 220 см и одну контрольную трубку длиной 110 см.

Патроны-боевики разрешается изготавливать только на месте взрывных работ перед заряданием в количестве, необходимом для данного комплекта шнуров. При изготовлении патрона-боевика надо размять один конец патрона ВВ и развернуть бумажную обертку; затем с помощью деревянного стержня сделать в торце углубление и вставить в него КД зажигательной трубки.

После ввода зажигательной трубки в патрон ВВ бумажную обертку торца собирают вокруг огнепроводного шнура и обвязывают шпагатом.

При проведении взрывных работ в сырых и мокрых забоях необходимо применять водоустойчивые ВВ. При отсутствии последних можно применять и неводоустойчивые ВВ, но при этом патроны ВВ и боевые патроны рекомендуется покрывать водонепроницаемой мастикой.

В табл. 55 приведены составы некоторых мастик, которые могут быть изготовлены непосредственно в геологоразведочных партиях.

Т а б л и ц а 55

Составы водоизоляционных мастик

Составные части, %							
Парафин	Канифоль	Гудрон	Смоло-вар	Смоло-пек	Озокерит	Машинное масло	Битум
100	—	—	—	—	—	—	—
70—80	30—20	—	—	—	—	—	—
40	40	—	—	—	—	—	20
—	—	—	75—25	25—75	—	—	—
10	—	50	40	—	—	—	—
—	10	40—45	50—45	—	—	—	—
50—60	10	—	—	—	40—30	—	—
—	45	—	—	—	40	25	—

Огневым способом взрывания прост в исполнении и поэтому получил широкое распространение, однако, применяя его, один взрывник может взорвать ограниченное количество зарядов ВВ, особенно в подземных условиях, когда не разрешается взрывать более 16 зарядов без применения зажигательных патронов.

Огневым способом осуществляется раздельное взрывание зарядов с замедлением, исчисляемым секундами, регулирование интервала замедления при этом способе практически исключается.

Огневым способом взрывания не допускается в шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли, в вертикальных и наклонных выработках с углом наклона свыше 30° и в других случаях, когда своевременный отход взрывника в безопасное место затруднен или невозможен.

## Электрическое взрывание

Основным средством взрывания являются электродетонаторы. Для осуществления электрического взрывания зарядов необходимы источник тока, провода и контрольно-измерительные приборы.

Электрическое взрывание шнуров является обязательным при проведении взрывных работ в шахтах, опасных по газу и пыли, и в других случаях, когда запрещается огневое взрывание.

Электродетонаторы разделяются на три группы: мгновенного действия, замедленного действия и короткозамедленного действия.

В настоящее время выпускается широкий ассортимент электродетонаторов для различных условий работы (табл. 56).

Электродетонаторы укладываются в коробку по 40—70 шт., на крышку коробки наклеивается этикетка с указанием номера завода, марки электродетонатора и количества их в коробке, сопротивления в омах и др. К проводникам каждого электродетонатора короткозамедленного и замедленного действия прикреплена бирка, указывающая степень замедления (табл. 57).

Коробки с электродетонаторами укладываются в металлические оцинкованные коробки, а несколько коробов в деревянные ящики. Общее количество

## Промышленный ассортимент электродетонаторов [25]

Марка	Краткая характеристика	Оптовая цена за тыс. шт., руб.
1	2	3
ЭД-8-ЗПС	Мгновенного действия, неводостойкий, в биметаллической гильзе, в таре, со звонковыми проводами длиной 1—4 м	101—138
ЭД-8	Мгновенного действия, водостойкий, в таре, провода с медной жилой и пластмассовой изоляцией длиной 2—4 м	120—144
ЭД-С	Мгновенного действия, сейсмический, в таре, провода с медной жилой, в пластмассовой изоляции	78
ЭД-8-ПМ	Мгновенного действия, предохранительный повышенной мощности, водостойкий, в таре, провода с медной жилой в пластмассовой изоляции длиной 1—4 м	89—131
ЭД-8П-59	Мгновенного действия, предохранительный, в таре, провода с медной жилой длиной 1,5—4,0 м	85—115
ЭД-8П	Мгновенного действия, предохранительный, в таре, провода с медной жилой марки ЭП длиной 1—4 м	93—129
ЭД-8-Ж	Мгновенного действия, в таре, электровоспламенитель каркасного типа, капсюль-детонатор № 8-С, провода со стальной жилой и водостойкой изоляцией марки ЭПЖ или ЭВЖ длиной 2—4 м	99—123
ЭД-КЗ	Короткозамедленного действия с интервалом от 25 до 250 мсек, в таре, провода с медной жилой в пластмассовой изоляции длиной 1—4 м	89—131
ЭД-КЗ-ПМ	Короткозамедленного действия, предохранительный, повышенной мощности, с замедлением от 15 до 120 мсек, в таре, провода с медной жилой в пластмассовой изоляции длиной 1,5—4,0 м	107—142
ЭД-КЗ-15	Короткозамедленного действия, в таре, провода с медной жилой длиной 2,0—2,5 м	133—139
ЭД-ЗД	Замедленного действия, с интервалом замедления от 0,5 до 10 сек, в таре, провода с медной жилой в пластмассовой изоляции длиной 2—4 м	138—162

Примечание. Электродетонаторы марок ЭД-КЗ и ЭД-ЗД изготавливаются со следующими интервалами замедлений (мсек):

ЭД-КЗ-15	15	30	45	60	75	90	105	120	
ЭД-КЗ-25	25	50	75	100	150	250			
ЭД-КЗ-ПМ-25	25	50	75	100					
ЭД-КЗ-ПМ-15	15	30	45	60	75	90	105	120	
ЭД-ЗД (сек)	0,5	0,75	1,0	1,5	2	4	6	8	10

Таблица 57

## Маркировка электродетонаторов серии ЭД-КЗ и ЭД-ЗД ~

Ступени замедления	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	в миллисекундах						в секундах								
Номинальное время замедления	25	50	75	100	150	250	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	4,0	6,0	8,0	10,0

электродетонаторов в ящике зависит от длины детонаторных проводников и изменяется от 960 до 1680 шт.

Гарантийный срок хранения электродетонаторов указывается в сопроводительных документах и составляет 1,5 года.

### Источники электрического тока и контрольно-измерительные приборы

При электрическом способе взрывания в качестве источников электрического тока могут быть использованы взрывные машинки, а также осветительная или силовая сеть, разрешается также применять для этих целей гальванические и аккумуляторные батареи. В табл. 58 приводится краткая характеристика конденсаторных взрывных машинок.

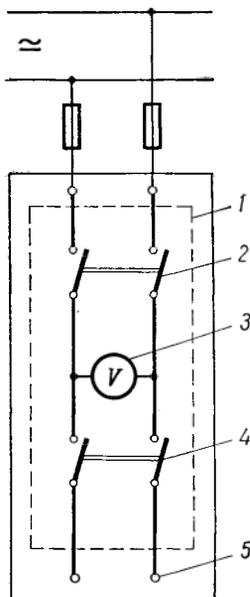


Рис. 15. Рублильник для взрывания от сети (минная станция)

1 — контур запираемого ящика; 2 и 4 — рубильники; 3 — вольтметр; 5 — клеммы для подсоединения магистральных проводов взрывной сети

изолированные медные или алюминиевые проводники разрешается лишь при взрывных работах на открытых работах в сухих местах.

В качестве магистральных проводников разрешается применять провода в резиновой или пластичатной изоляции, сеть должна быть двухпроводная.

Провода электровзрывной сети подразделяются на детонаторные (выходят из электродетонатора, обычно медные с диаметром жилы 0,5 мм), соединительные и участковые (с помощью их соединяются в единую сеть отдельные электродетонаторы или группы) и магистральные (прокладываются от источника тока до места взрыва). Как правило, соединительные и участковые провода уничтожаются во время взрыва.

Осветительная и силовая сети являются наиболее надежными источниками тока и рекомендуются к использованию, особенно при необходимости одновременного взрывания большого числа зарядов. С точки зрения безопасности работ рекомендуется система двух рубильников. Она отличается от схемы с одним рубильником тем, что создает промежуточный контрольный момент и исключает таким образом возможность преждевременного включения тока в электровзрывную сеть.

Такие пункты включения тока называются минными станциями, они оснащаются измерительными приборами: вольтметр, реостат, амперметр и омметр. На рис. 15 показан рубильник с вольтметром, что позволяет после включения первого рубильника проверить соответствие фактического напряжения напряжению, принятому в расчете.

Электроизмерительные приборы используются для проверки электродетонаторов, подбора их по сопротивлению и для определения величины сопротивления электровзрывной сети. Основные из них: линейный взрывной мостик, малый омметр и взрывной испытатель ВИО-3.

Линейный мостик ЛМ-48 (Р-353, прибор ИВЦ-1 и ИВЦ-2) предназначается для проверки и подбора электродетонаторов по сопротивлению, а также для измерения сопротивления электровзрывной сети.

Взрывной испытатель ВИО-3 представляет собой портативный (карманный) прибор, предназначенный для проверки исправности взрывной сети и целости мостиков электродетонаторов.

Проводники электрического тока. В качестве средства передачи электрического тока от источника к детонаторам используются

## Техническая характеристика взрывных машинок

Марка	Исполнение **	Принцип зарядки	Напряжение воспламенительного импульса, в	Предельное количество последовательно соединенных электродетонаторов с нихромовым мостиком, шт.	Предельное сопротивление сети, ом	Вес, кг
ВМК-3/50	РВ	Индуктор	450	100	300	4,2
ВМК-1/35	»	»	400	50	300	2,2
ВМК-1/100	»	»	600	100	300	2,4
ВМА-50/100	»	Аккумулятор	600	100	300	2,3
ВМА-100/300	»	»	600	300	700	2,3
БКВМ-1/30	»	Батарея	120	30	90	1,9
БКВМ-1/50	»	»	450	80	230	3,9
КПМ-1	Н	Индуктор	1500	100	300	1,6
КПМ-2	Н	»	1500	300	1000	6,0
СВМ-1 *	Н	Батарея	230	30	150	5,5

\* Сейсмическая взрывная машинка.

\*\* РВ — взрывобезопасное, оборудование предназначено для применения в шахтах, опасных по газу и пыли; Н — нормальное.

Электрическая сеть из проводников и электродетонаторов называется электровзрывной сетью. Применяемые марки проводов: ЭР — медные с винилитовой изоляцией; ПР — медные с резиновой изоляцией в хлопчатобумажной оплетке; ПВ — медные в винилитовой изоляции; АПР — алюминиевые с резиновой изоляцией в хлопчатобумажной оплетке; АПВ — алюминиевые с винилитовой изоляцией. В табл. 59 приведены сопротивления медных и алюминиевых проводников при температуре  $+20^{\circ}\text{C}$ .

Таблица 59

## Характеристика проводов для электровзрывания

Сечение жилы		Число проволок в жиле, шт.	Сопротивление, ом/км	Вес 1 км провода, кг	
медного провода, мм <sup>2</sup>	алюминиевого провода, мм <sup>2</sup>			ПР-500	АПВ-500
0,2		1	100,0	—	—
0,75		1	25,0	22	—
1,0		1	18,4	25	—
1,5	2,35	1	12,3	31	—
2,5	3,75	1	7,4	42	23
4,0	6,0	1	4,6	58	30

Примечание. Провод ПР-500 применяется при взрывании от сети с напряжением до 500 в.

## Расчет электровзрывной сети

При электрическом взрывании возможны три способа соединения электродетонаторов в электровзрывной сети: последовательное, параллельное, смешанное (рис. 16).

Вообще рекомендуется последовательное соединение электродетонаторов в сети (а также в боевиках, состоящих из двух электродетонаторов). Такое

соединение наиболее целесообразно также при использовании конденсаторных машинок. В тех случаях, когда расчетный ток через каждый электродетонатор меньше гарантийного, должны быть применены: параллельное соединение, а из смешанного — последовательно-параллельное [5].

Дублирование взрывной сети, т. е. параллельную сеть из соединительных проводов и электродетонаторов, необходимо делать при методах камерных и скважинных зарядов, когда глубина скважин свыше 15 м.

Расчет электровзрывной сети производится для конкретной схемы соединения электродетонаторов; определяемые при этом величины зависят от применяемого источника тока.

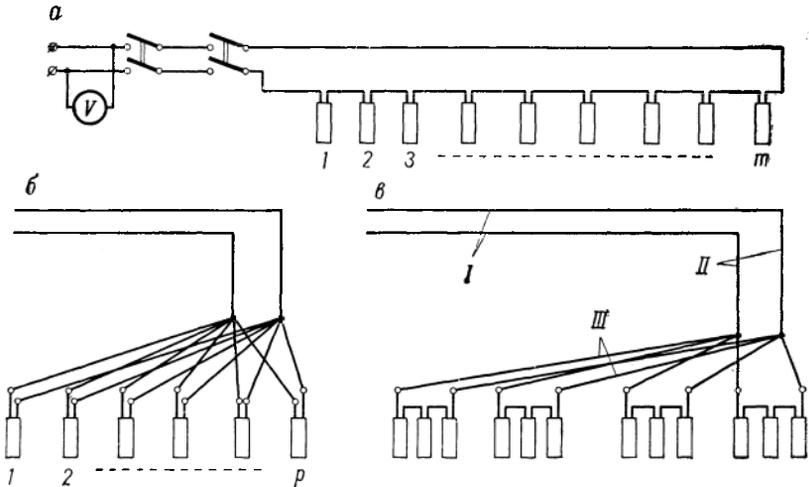


Рис. 16. Схемы электровзрывных сетей

*a* — последовательная, *б* — параллельно-ступенчатая, *в* — последовательно-параллельная; провода сети: I — магистральные, II — соединительные, III — участковые

**Конденсаторная машинка.** Взрыв электродетонаторов произойдет, если сопротивление внешней сети и количество последовательно включенных электродетонаторов не превышает предельных величин, указанных в паспорте машинки.

Наличие параллельных соединений резко уменьшает возможности конденсаторной машинки: при двух параллельных ветвях допустимое сопротивление электровзрывной сети уменьшается в 4 раза по сравнению с паспортной, при трех параллельных ветвях — в 9 раз.

**Осветительная или силовая сеть.** Расчетом определяется общее сопротивление сети и сила тока, проходящая через электродетонатор ( $i$ ), которая должна быть больше гарантийной (обозначение  $[i]$ ).

Для смешанного соединения при  $p$  параллельных группах и  $m$  последовательно соединенных ЭД в каждой группе общее сопротивление сети равно

$$R = R_M + \frac{mr}{p}, \text{ ом,}$$

где  $R_M$  — сопротивление магистральных проводов;

$r$  — сопротивление электродетонатора.

Сопротивление соединительных и участковых проводов учитывается в  $R_M$  или  $r$  в зависимости от схемы соединения.

Сила тока, проходящая через ЭД, равна

$$i = \frac{U}{pR_m + mr} \geq [i], \text{ а,}$$

где  $U$  — напряжение на рубильнике, в.

В случае последовательного соединения  $p = 1$ , при параллельном соединении  $m = 1$ .

Для практических расчетов значение гарантийной силы тока принимается: постоянный ток при числе электродетонаторов менее 100 шт. —  $[i] = 1$  а; если электродетонаторов 100—300 шт., то  $[i] = 1,3$  а; переменный ток —  $[i] = 2,5$  а\*.

### Электроогневой способ

При этом способе зажигание отрезков огнепроводного шнура осуществляется дистанционно с помощью электрозажигательных патронов или электрозажигателей.

Электрозажигательный патрон напоминает зажигательный патрон для группового поджигания огнепроводных шнуров и отличается от него тем, что в пороховую лепешку его введен электровоспламенитель (мостик накаливания с зажигательным составом).

Электрозажигатель предназначен для индивидуального поджигания концов огнепроводных шнуров. Он представляет собой картонную гильзу, с одного конца которой крепится электровоспламенитель, а с противоположного вставляется конец шнура зажигательной трубки.

Кроме того, отдельным изделием выпускается электровоспламенитель, соединенный с коротким отрезком огнепроводного шнура, под названием электрозажигательная трубка. Основные данные о средствах электроогневого взрыва приведены в табл. 60.

Таблица 60

Средства взрывания для электроогневого способа

Наименование изделия	Шифр	Условия применения	Дополнительные данные	Оптовая цена за тыс. шт., руб.
Патроны электрозажигательные	ЭЗП-Б	Для дистанционного поджигания нескольких отрезков ОШ	Выпускаются 5 размеров (см. табл. 54)	от 136 до 160
Электрозажигатель огнепроводного шнура	ЭЗ-ОШ-Б	Для дистанционного поджигания одного отрезка		95
Трубка электрозажигательная	ЭЗТ-2	Соединение ЭЗ-ОШ-Б с отрезком шнура	Длина шнура трубки 23 и 63 см	182 и 238

Примечание. Основные средства взрывания см. в табл. 54.

При электроогневом способе раздельное по времени взрывание зарядов достигается уменьшением длины огнепроводных шнуров, ведущих к зарядам, взрываемым в первую очередь (например, врубовым).

Электроогневой способ разрешается применять в шахтах, не опасных по газу, и пыли, а также на открытых работах.

\* В каталоге «Электродетонаторы для взрывных работ в горной промышленности» [38] рекомендуется гарантийную силу тока принимать не менее 3 а.

## Взрывание детонирующим шнуром

Этот способ отличается от других способов взрывания тем, что заряды ВВ инициируются непосредственно от детонирующего шнура без введения в них детонатора.

Детонирующий шнур предназначен для передачи детонации начального импульса к зарядам промышленного ВВ.

В настоящее время в СССР выпускается детонирующий шнур ДША и ДШВ с сердцевиной из тэна с добавкой свинцовой соли.

Детонирующий шнур сравнительно безопасен, его можно разрезать острым ножом на части до ввода в заряд ВВ.

Детонирующий шнур взрывается (детонирует) от капсюля-детонатора или от электродетонатора с большой скоростью (около 7000 м/сек), что позволяет применять его для одновременного взрывания нескольких групп зарядов.

Для безотказной детонации заряда ВВ необходимо на концах детонирующего шнура, вводимого в шнур, завязывать по два-три обычных узла. Соединять между собой отрезки детонирующего шнура разрешается только накладным сростком или сростком, указанным в инструкции к данной партии шнура (морской узел, внакрутку).

Соединение детонирующего шнура с капсюлем-детонатором зажигательной трубки или электродетонатором производится по типу накладного сростка при условии плотного прилегания детонирующего шнура к детонатору на расстоянии 10—15 см от конца шнура.

Соединение взрывной сети при взрывании детонирующим шнуром может быть произведено, подобно соединению электровзрывной сети, последовательно или параллельно.

Иногда детонирующий шнур располагается вдоль заряда в шнуре для обеспечения полноты детонации сплошного или рассредоточенного заряда ВВ.

Т а б л и ц а 61

**Средства взрывания бескапсюльного способа**

Наименование	Марка	Условия применения	Дополнительные данные	Оптовая цена за тыс. м или тыс. шт. руб.
Шнур детонирующий	ДША	Внешняя оболочка пропитана водоизолирующей мастикой	—	118
Шнур детонирующий, водостойчивый	ДШВ	Пластикатная внешняя оболочка	—	143
Замедлители (пиротехническое реле времени)	КЗДШ-58	Средства для создания миллисекундных замедлений	Номинальное время замедления: 10; 20; 35 и 50 мсек	245
Замедлители	КЗДШ-62-2	То же	Время замедления: 10; 20 и 35 мсек; отличается от предыдущего наличием двух капсюлей-детонаторов в трубке (двухстороннего действия)	120

Детонирующий шнур выпускается упакованным в бухты по 50 м в каждой и по 10—20 бухт в ящике. Хранить детонирующий шнур следует в сухом месте.

Для короткозамедленного взрывания зарядов ВВ выпускаются пиротехнические реле времени (детонационные реле) КЗДШ-58 (рис. 17) и КЗДШ-62. Основные сведения о средствах взрывания для этого способа приведены в табл. 61.

Одно или несколько последовательно соединенных реле (в зависимости от необходимого времени замедления) встраиваются в сеть детонирующего шнура, обеспечивая короткозамедленное взрывание зарядов ВВ по отдельности или группами.

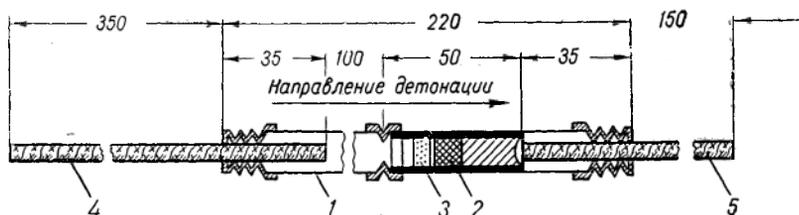


Рис. 17. Пиротехнический замедлитель (реле) КЗДШ-58:

1 — картонная трубка; 2 — капсюль-детонатор; 3 — замедляющий состав, 4 и 5 — отрезки детонирующего шнура

Взрывание зарядов с помощью детонирующего шнура является основным на карьерах при вскрышных и добычных работах, а также при проведении траншей. Этот способ применяется также при массовых взрывах в подземных рудниках, не опасных по газу и пыли.

#### 4. ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Зарядом ВВ называют расчетное количество взрывного вещества, имеющее детонатор, т. е. подготовленное к взрыву.

Заряды ВВ классифицируются по нескольким признакам:

по местоположению относительно разрушаемого объекта — наружные (накладные) и внутренние;

по форме — сосредоточенные и удлиненные, имеющие длину в 4—5 раз большую, чем поперечный размер;

по конструкции — сплошные и рассредоточенные (ярусные) с промежутками между отдельными частями заряда, заполненными инертным материалом или воздухом.

Взрывные работы ведутся с целью решения конкретных производственных задач, в связи с чем различают:

а) взрывы на выброс, выполняемые при одной свободной поверхности; горная порода при этом дробится и выбрасывается на оба борта выемки или преимущественно на один борт (направленный выброс);

б) взрывы на сброс в естественную выемку (лощину, овраг или в выработанное пространство) или на косогорах с целью образования полок (полутраншей);

в) взрывы на рыхление (дробление) горных пород для последующей погрузки; выполняются при одной и двух свободных поверхностях и широко применяются при образовании неглубоких выемок, проходке канав и подземных горных выработок;

г) взрывы для образования полостей (сферической или удлиненной формы) за счет уплотнения мягких и пластичных пород.

Соответственно заряды взрывчатого вещества могут быть зарядами выброса рыхления и камуфлета.

В зависимости от формы заряда ВВ и способа их расположения различают следующие методы взрывных работ:

а) форма заряда сосредоточенная, методы — камерных зарядов, котловых скважин или шпуров, метод рукавов (малокамерных зарядов);

б) форма заряда удлинённая, методы — скважинных зарядов (вертикальных или наклонных), шпуровых зарядов;

в) метод наружных (накладных) зарядов.

На геологоразведочных работах основными методами взрывных работ являются следующие:

при проведении различных открытых и подземных горных выработок — метод шпуровых зарядов на рыхление;

при образовании канав взрывом на выброс — метод шпуров, метод котловых шпуров, размещение ВВ в лунках;

при сейсмической разведке — методы скважинных и камерных зарядов, метод наружных зарядов, а также взрывание зарядов в воздухе и в водоемах.

Взрывные работы выполняются по проектам и паспортам в соответствии с «Общими правилами ведения взрывных работ» (раздел XI ПБ). Перед началом взрывных работ устанавливается граница опасной зоны и выставляются посты охраны, подача сигналов при этом производится в порядке, указанном правилами безопасности. Расчет безопасных расстояний производится по схеме, показанной в табл. 62.

Таблица 62

Условия расчета радиусов опасных зон при производстве взрывных работ

Опасное явление	Радиусы опасных зон для			Условия производства расчетов	Методика расчета по «Единым правилам безопасности при взрывных работах»
	людей*	машин	зданий		
Разлет отдельных кусков породы	$r_k$	$r'_k$	$r''_k$	При взрывных работах с целью разрушения горных пород	Приложение 9-г
Воздушная волна	$r_{мин}$	$r_v$	$r_v$	При показателе действия $\geq 3$ и наружных зарядах	Приложение 9-в
Сейсмические колебания грунта	—	—	$r_c$	Для зарядов, заглубленных в породу	Приложение 9-а
Ядовитые газы	—	—	—	Устанавливается минимальное время, после которого разрешается допуск людей в подземные выработки и карьер	Приложение 13

\* За безопасное расстояние для людей принимается наибольшее из рассчитанных расстояний для разных условий; на открытой местности это расстояние должно быть не менее показанного в табл. 1 раздела IV «Единых правил безопасности при взрывных работах».

### Действие взрыва на горную породу

Действие взрыва заряда ВВ на горную породу зависит от механических свойств горной породы, ее структуры, трещиноватости и однородности, от работоспособности ВВ, параметров взрывного импульса (давление, продолжительность воздействия), конструкции заряда, его размещения в массиве породы, взаимодействия зарядов при групповом их расположении и ряда других факторов.

В зависимости от свойств породы основными разрушающими факторами могут быть расширяющиеся продукты детонации (грунты) или волны напряжений (плотные малонарушенные скальные породы).

Управление действием взрыва в породе заключается в подборе ВВ и конструкции заряда, нахождении оптимальных параметров буровзрывных работ (диаметр заряда, линия сопротивления, высота уступа) и осуществлении наилучших условий взрывания (КЗВ, многорядное взрывание на неубранную породу и т. д.).

Выделяют три фиксированные зоны действия взрыва в горной породе:

- а) зону раздавливания или сжатия (радиус  $R_{сж}$ );
- б) зону разрушения (радиус  $R$ );
- в) зону, опасную по сейсмическому действию на здания и сооружения (радиус  $r_c$ ).

Радиус сферы раздавливания зависит от сжимаемости горной породы, геометрических размеров заряда и объемной концентрации энергии; для сосредоточенных зарядов он определяется по эмпирической формуле Союзвзрывпрома

$$R_{сж} = \frac{\sqrt[3]{\Pi_{пр} Q}}{16} \approx r_0 \sqrt[3]{\Pi_{пр} \Delta_{ВВ}}, \text{ дм,}$$

где  $\Pi_{пр}$  — показатель простреливаемости породы, определяемый как отношение объема зоны раздавливания к весу заряда,  $\text{дм}^3/\text{кг}$  (табл. 63);

$Q$  — вес заряда, кг;

$r_0$  — радиус идеального сферического заряда, дм;

$\Delta_{ВВ}$  — плотность ВВ в заряде,  $\text{кг}/\text{дм}^3$ .

Т а б л и ц а 63

Показатели простреливаемости горных пород  
(по данным Союзвзрывпрома)

Наименование горных пород	Пределы изменения показателя простреливаемости $\Pi_{пр}$ , $\text{дм}^3/\text{кг}$
Глина влажная, пластичная . . . . .	800—1400
Глины черные, юрские, суглинок пластичный, глины моренные влажные . . . . .	400—790
Глина моренная, глина жирная, плотная, суглинок, глина сланцевая . . . . .	210—390
Глина ломкая, глина мергелистая, мергель мягкий трещиноватый, суглинок плотный . . . . .	110—200
Глина песчанистая, плотная, супесок . . . . .	70—100
Мел мягкий, известняк-ракушечник, мергель средней крепости . . . . .	35—65
Мергель крепкий, доломит мергелистый, мел крепкий, известняк мягкий . . . . .	15—30
Гипс, сланцы глинистые, фосфорит пластовый, средней крепости, известняк средней крепости . . . . .	8—14
Гранит выветрелый, кварциты железистые, апатит, нефелин, змеевик, песчаник, доломит, известняк плотный . . . . .	3—7
Роговики, скарны, мрамор, кремсь, известняк крепкий, гранит, доломит крепкий, фосфорит крепкий, гипс мраморовидный . . . . .	0.2—3.0

Таким образом учитывается действие взрыва заряда в сторону массива (противоположную направлению наименьшего сопротивления) во всех тех случаях, когда отбойка породы должна выполняться с минимальным нарушением пород за контуром, находящимся на расстоянии  $R_{сж}$  от заряда. Такие задачи

практически возникают при подходе к пласту (задежи) полезного ископаемого, при необходимости получения «гладкой» поверхности горной выработки и т. п.

Для зарядов, расположенных вблизи поверхности, обычно определяется расстояние от центра сосредоточенного заряда до поверхности, характеризующее разрушающие возможности данного заряда ВВ, которое зависит от свойств среды и веса заряда. При взрыве такого заряда окружающая его порода дробится и полностью или частично выбрасывается. Образующееся в результате взрыва углубление называется воронкой взрыва.

Воронка взрыва характеризуется линией наименьшего сопротивления  $W$  и радиусом воронки взрыва  $r$ .

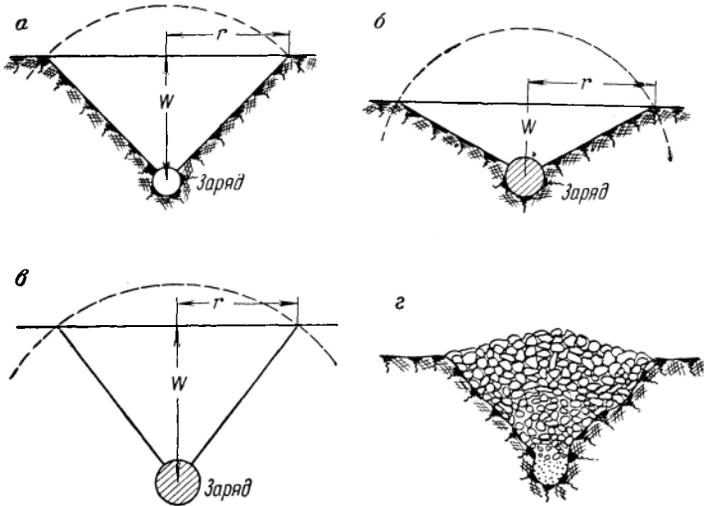


Рис. 18. Воронки взрыва:

$a$  — нормального выброса;  $б$  — усиленного выброса;  $в$  — уменьшенного выброса;  $г$  — воронка рыхления

Линией наименьшего сопротивления (ЛНС) называется кратчайшее расстояние между открытой поверхностью взрываемой среды и центром заряда ВВ.

Радиусом воронки взрыва называется радиус основания воронки взрыва.

Показателем действия взрыва называется частное от деления величины радиуса воронки взрыва  $r$  на величину линии наименьшего сопротивления  $W$ , т. е.

$$n = \frac{r}{W}$$

Объем воронки взрыва в виде опрокинутого конуса с расположением заряда в вершине его равен

$$V = \frac{W}{3} \pi r^2 \approx n^2 W^3.$$

В зависимости от величины показателя действия взрыва условно различают три типа воронок взрыва:

воронка нормального выброса (рис. 18,  $a$ ), когда показатель действия взрыва равен единице ( $n = 1$ );

воронка усиленного выброса (рис. 18,  $б$ ), когда показатель действия взрыва больше единицы ( $n > 1$ );

воронка уменьшенного выброса (рис. 18, в) — при значении показателя действия взрыва меньше единицы ( $n < 1$ ).

Кроме того, выделяется еще воронка рыхления, когда показатель действия взрыва меньше 0,75 (рис. 18, г).

Взрыв одиночного удлинённого заряда с осью, параллельной свободной поверхности, приводит к образованию трехгранной призмы разрушения, напоминающей в поперечном сечении воронку, приведенную на рис. 18.

В случае взрывания нескольких взаимодействующих зарядов объем разрушенной породы на одну скважину (шпур) принято определять как объем параллелепипеда.

$$V = aW_pH,$$

где  $a$  — расстояние между зарядами, м;

$W_p$  — линия сопротивления по подошве (ЛСП), м;

$H$  — высота уступа, м.

Радиус сейсмически безопасной зоны при взрывании сосредоточенного заряда определяется по формуле

$$r_c = \alpha K_c \sqrt[3]{Q}, \text{ м,}$$

где  $\alpha$  — коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва (табл. 64);

$K_c$  — коэффициент, зависящий от свойств горной породы в основании охраняемого сооружения (табл. 65);

$Q$  — общий вес заряда, кг.

Таблица 64

Значения коэффициента  $\alpha$  для расчета сейсмически безопасных расстояний

Условия взрыва	Коэффициент $\alpha$
Взрыв при камуфлете и при $n \leq 0,5$	1,2
Показатель действия взрыва $n = 1$	1,0
То же $n = 2$	0,8
» $n \geq 3$	0,7
Взрыв на поверхности	Сейсмическое действие не учитывается

Таблица 65

Значения коэффициента  $K_c$  для расчета сейсмически безопасных расстояний

Горные породы в основании охраняемого сооружения	Коэффициент $K_c$
Скальные плотные . . . . .	3
» нарушенные . . . . .	5
Галечниковые и щебенистые грунты . . . . .	7
Песчаные грунты . . . . .	8
Глинистые » . . . . .	9
Насыпные и почвенные грунты . . . . .	15
Водонасыщенные грунты (пльвуны и торфяники) . . . . .	20

Примечание. При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значение коэффициента следует увеличить в 1,5—2 раза.

По этой формуле расчеты выполняются в случае однократного взрывания одного заряда или группы зарядов, расстояние от которых до охраняемого объекта отличаются не более чем на 10%.

В случае многократных взрывов вблизи одних и тех же объектов рассчитанные по формуле расстояния должны быть увеличены не менее чем вдвое.

Одновременное взрывание далеко отстоящих друг от друга зарядов (расстояние до охраняемого объекта различается более чем на 10%) оказывает меньшее сейсмическое действие. Расчеты для этого случая взрывания производятся по специальной методике, изложенной в «Единых правилах безопасности при взрывных работах».

## Принципы определения величины заряда ВВ и основных параметров взрывания

### Расчеты буровзрывных работ при проходке открытых горных выработок

Л основу расчета величины зарядов ВВ принято условие пропорциональности между весом ВВ и объемом взрываваемой горной массы. При этих условиях формула расчета величины сосредоточенного заряда ВВ, образующей воронку нормального выброса, принимает следующий вид:

$$Q = eqW^3,$$

где  $Q$  — вес заряда, кг;

$q$  — удельный расход ВВ на образование воронки нормального выброса, кг/м<sup>3</sup> (табл. 66);

$e$  — коэффициент, учитывающий относительную работоспособность ВВ;

$W$  — линия наименьшего сопротивления, м.

Таблица 66

**Значения расчетного удельного расхода аммонита № 6 ЖВ  
(по данным Союзвзрывпрома)**

Наименование горных пород	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова	Расчетный удельный расход ВВ для зарядов выброса $q$ , кг/м <sup>3</sup>
Песок . . . . .	—	1,5—1,66
Песок плотный или влажный . . . . .	—	1,16—1,25
Суглинок тяжелый . . . . .	0,5	1,0—1,12
Крепкие глины . . . . .	0,6	1,0—1,25
Лёсс . . . . .	0,6—0,8	0,9—1,25
Мел . . . . .	0,8—1,0	0,75—0,90
Гипс . . . . .	1,0—1,5	1,0—1,25
Известняк-ракушечник . . . . .	1,5—2,0	1,5—1,75
Опока-мергель . . . . .	1,0—1,5	1,0—1,25
Туфы трещиноватые, плотные . . . . .	1,5—2,0	1,25—1,50
Конгломерат и брекчия на известковом цементе . . . . .	2,5—3	1,12—1,37
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, мергель . . . . .	3—6	1,12—1,37
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе . . . . .	5—6	1,25—1,60
Известняк, песчаник . . . . .	6—8	1,25—2,0
Гранит, гранодиорит . . . . .	6—18	1,75—2,25
Кварцит . . . . .	12—14	1,5—1,75
Порфирит . . . . .	16—20	2,0—2,1

В табл. 66 и 67 приводятся значения  $q$  в зависимости от физико-механических свойств горных пород, в табл. 68 — значения коэффициента  $e$ , учитывающего относительную работоспособность принятого ВВ.

Таблица 67

Значение удельного расчетного расхода аммонита № 6 для наиболее распространённых некарбонатных пород  
(Из технических правил ведения взрывных работ в энергетическом строительстве)

Наименование грунтов	Относительная влажность грунта	Удельный расчетный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>
Плотные глины, тяжелый моренный суглинок с валунами, супеси	Водонасыщенный	1,2—1,4
	Средней водонасыщенности	1,5—1,8
	Сухой	2,5—3,5
Пески	Водонасыщенный	1,3—1,5
	Средней водонасыщенности	1,4—1,8
	Сухой	2,0—3,0
Торф	Водонасыщенный	0,6—0,7
	Влажный	0,8—1,0
Оглеенный вязкий суглинок и очень вязкая глина	Водонасыщенный	0,7—0,8
	Средней водонасыщенности	1,1—1,2
	Сухой	1,8—2,2
Вязкие суглинки и глины, в частности моренные, лёсс и лёссовидные грунты	Водонасыщенный	0,9—1,1
	Средней водонасыщенности	1,2—1,4
	Сухой	2,2—3,2

В более общем виде формула для определения веса сосредоточенного заряда ВВ записывается следующим образом:

$$Q = eqf(n)W^3,$$

где  $f(n)$  — функция показателя действия взрыва — коэффициент, с помощью которого учитывается изменение объема разрушения и перераспределение энергии на дробление породы и ее перемещение при переходе от зарядов нормального выброса к зарядам рыхления и усиленного выброса.

В зависимости от назначения взрыва изменяется величина  $f(n)$  (табл. 69). Вес удлиненного заряда рыхления (шпур, скважина) в зависимости от исходных условий взрывания определяется по следующим формулам:

одна свободная поверхность  $Q = 0,33eqW^3;$

две свободные поверхности

$$Q = 0,33eqV = 0,33eqaW_pH.$$

При разработке месторождений полезных ископаемых и проходке разведочных выработок за один прием производится взрыв серии зарядов ВВ. Взаимодействие между ними определяется расстоянием и интервалом замедления между взрывами соседних зарядов.

Расстояние между взаимодействующими зарядами определяется по формулам:

а) сосредоточенные заряды на выброс (сброс)

$$a = mW = 0,5(n+1)W;$$

Переводные коэффициенты для определения веса заряда или удельного  
расчетного расхода ВВ по формуле  $q = eq_{\text{эт}}$   
(за эталонное ВВ принят аммонит № 6 ЖВ или зерногранулит 79/21)

Взрывчатое вещество	Коэффициент $e$
	по идеальной работе
Акватор 65/35 . . . . .	1,1
Акватор М-15 . . . . .	0,76
Алюмотол . . . . .	0,83
Гранулотол . . . . .	1,20
Гранулит АС-8 . . . . .	0,89
Гранулит АС-4 . . . . .	0,98
Гранулит С-2 . . . . .	1,13
Зерногранулит 79/21 . . . . .	1,0
Зерногранулит 30/70 . . . . .	1,14
Игданит . . . . .	1,12
Аммонит № 6 ЖВ . . . . .	1,0
Аммонит № 7 ЖВ . . . . .	1,04
Аммонал . . . . .	0,91
Аммонал скальный № 3 . . . . .	0,80
Аммонит скальный № 1 . . . . .	0,81
Детонит М . . . . .	0,84
Динафталит . . . . .	1,07
Динамон АМ-10 . . . . .	0,84
Граммонал А-8 . . . . .	0,83
Аквавит З-Л . . . . .	1,16

Примечание. Значения переводных коэффициентов в практических расчетах обычно корректируются на изменение свойств ВВ с течением времени (увлажнение и слеживание аммиачноселитренных ВВ, старение ВВ с нитроэфирными и т. п.).

Формулы для определения веса сосредоточенного заряда ВВ  
(аммонит № 6 ЖВ,  $e = 1$ )

Вид заряда (назначение взрыва)	Величина коэффициентов		Формула для определения веса заряда	Величины	
	$n$	$f(n)$		удельного расхода	объема воронки взрыва*
Рыхления**	0,7	0,33	$Q = 0,33qW^3$	$0,67q$	$0,49W^3$
Нормального выброса***	1	1	$Q = qW^3$	$q$	$W^3$
Усиленного выброса	—	$(0,4 + 0,6n^3)$	$Q = qf(n)W^3$	—	—
Пример 1	2	5,2	$Q = 5,2qW^3$	$1,2q$	$4W^3$
» 2	3	16,6	$Q = 16,6qW^3$	$1,84q$	$9W^3$

\* Объем воронки взрыва определен по формуле  $V = n^2W^3$ .

\*\* Такие заряды дают нормальное рыхление; можно изменять результаты взрыва, принимая  $f(n) = 0,17 - 0,20$  — уменьшенное рыхление,  $f(n) = 0,5 - 1$  — усиленное рыхление.

\*\*\* Пример применения: проходка канав с частичным выбросом породы.

б) удлиненные заряды на рыхление

$$a = mW_p = (0,8 \div 1,5) W_p$$

где  $m$  — относительное расстояние между зарядами, или коэффициент сближения.

Величина сопротивления по подошве  $W$  определяется по формуле С. А. Давыдова

$$W_p = cK_T d \sqrt{\frac{\Delta_{ВВ}}{\epsilon \gamma}},$$

где  $c$  — численный коэффициент, равный 53 (скважины) и 47 (шпурь);  
 $K_T$  — коэффициент местных геологических условий, равный 0,9 (монокристаллические породы); 1,1 (сильнотрещиноватые породы, горизонтальное залегание пластов);  
 $d$  — диаметр заряда ВВ, м (совпадает с диаметром скважины при заряжении порошком, гранулированными и водонаполненными ВВ);  
 $\Delta_{ВВ}$  — плотность ВВ в заряде, кг/дм<sup>3</sup>;  
 $\gamma$  — объемный вес породы, кг/дм<sup>3</sup>;  
 $\epsilon$  — коэффициент относительной работоспособности по табл. 68.

Путем изменения времени замедления становится возможным решение конкретных задач производства. Например, одновременное взрывание сближенных удлиненных зарядов на дополнительную свободную поверхность дает возможность преодолеть увеличенную ЛНС. Короткозамедленное многорядное взрывание позволяет улучшить дробление, уменьшить сейсмическое действие и направить разлет породы в нужную сторону. Замедленное взрывание зарядов с интервалом в несколько секунд применяется для уменьшения сейсмического действия и направленного отброса породы при проведении горных выработок. Такое взрывание осуществляется огневым способом или электрическим.

Эффективное время короткозамедленного взрывания (КЗВ) определяется по формуле

$$t_{к.з} = (1,5 \div 2,0) AW, \text{ мсек,}$$

где  $A$  — коэффициент, учитывающий свойства породы; зависит он от акустической жесткости взрывающей породы (табл. 70);

$W$  — линия сопротивления по подошве уступа, или линия наименьшего сопротивления зарядов при направленном выбросе методом камерных зарядов.

Таблица 70

Коэффициент  $A$  в формуле для определения времени КЗВ

Наименование горных пород	Коэффициент $A$ , мсек м
Гранит, перидотит, сульфидные крепкие руды . .	3
Арковский песчаник, метаморфические крепкие сланцы, железистые кварциты . . . . .	4
Известняк, мрамор, магнезит, филитовые сланцы	5
Мергель, мел, глинистые сланцы, каменный уголь	6

Действительная и видимая глубина воронки (выемки) определяют объемы разрушенной и выброшенной породы. Горная порода разрушается на глубину

$$P_d = W + r_0 + r_k = W + r_0 + r_0 \sqrt[3]{\Pi_{пр} \Delta_{ВВ}}, \text{ м,}$$

где  $r_k$  — величина расширения зарядной камеры;

$r_0$  — приведенный радиус заряда;

$\Delta_{ВВ}$  — плотность ВВ, кг/дм<sup>3</sup>;

$I_{пр}$  — коэффициент простреливаемости, дм<sup>3</sup>/кг (см. табл. 63).

Видимая глубина воронки взрыва меньше действительной по причине падения части выброшенной породы в воронку

$$P = 0,33W(2n - 1).$$

### Расчеты буровзрывных работ при проведении подземных горных выработок

На систематически ведущиеся взрывные работы при проведении горной выработки составляется паспорт буровзрывных работ, который является основным документом на производство взрывных работ. Содержание паспорта буровзрывных работ должно соответствовать требованиям «Единых правил безопасности при взрывных работах». Этот документ составляется путем расчета основных величин с корректировкой в опытных взрывах (см. прил. 2).

Удельный расчетный расход \* ВВ ориентировочно определяется по формуле М. М. Протодяконова с поправкой В. И. Богомолова

$$q = 1,6e \sqrt{\frac{I}{S}}, \text{ кг/м}^3,$$

где  $e$  — коэффициент относительной работоспособности ВВ (по табл. 68);

$f$  — коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова;

$S$  — площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>.

Пределы применения формулы  $2,8 \leq S \leq 16 \text{ м}^2$ , при  $S = 16-18 \text{ м}^2$  удельный расход стабилизируется и не зависит от площади.

Вес заряда ВВ на один взрыв

$$Q = qSh, \text{ кг},$$

где  $h$  — глубина шпуров, м.

Под глубиной шпуров понимается расстояние по нормали от плоскости забоя до плоскости, на которой заканчиваются оконтуривающие и вспомогательные шпуры. Эта величина является функцией организационно-технических мероприятий.

Количество шпуров в забое определяется из условия размещения в шпурах необходимого для разрушения количества ВВ

$$N = \frac{qS}{\gamma\varphi},$$

где  $\gamma$  — весовое количество ВВ на 1 пог. м шпура, кг/м;

$\varphi$  — коэффициент заполнения шпуров ВВ (относительная длина заряда).

В формуле для определения количества шпуров произведение коэффициентов в знаменателе дроби показывает, какое весовое количество ВВ посылается в шпур с учетом места, занимаемого забойкой.

Вес заряда ВВ во врубовых шпурах следует увеличивать против среднего на 10—20%.

С увеличением диаметра патрона ВВ (формулы даны для  $d = 32 \text{ мм}$ ) отмечается уменьшение количества шпуров и некоторое снижение удельного расхода ВВ, дробление породы становится менее равномерным.

---

\* Более подробно определение удельного расхода ВВ и количества шпуров рассматривается в монографии Э. О. Миנדели [17] и статье Ю. Т. Смирнова [27].

Один метр шпура вмещает следующее весовое количество ВВ:

$$\gamma = 7.85 d_{\text{шп}}^2 \Delta_{\text{ВВ}} \alpha, \text{ кг/м,}$$

где  $d_{\text{шп}}$  — конечный диаметр шпура, дм;

$\Delta_{\text{ВВ}}$  — плотность ВВ в патроне (заряде), кг/дм<sup>3</sup>;

$\alpha$  — коэффициент заполнения, равный отношению площади ВВ к площади шпура.

Вместимость шпура во многом зависит от способа и условий заряжания и может изменяться в широких пределах (табл. 71, 72).

Таблица 71

Определение количества ВВ в 1 м шпура (примеры)

Условия заряжания	Диаметры, мм		Коэффициент заполнения $\alpha$	Вместимость 1 м шпура $\gamma$ , кг/м
	конечный шпура	патрона ВВ		
Патронированный аммонит без раздавливания . . . . .	39	32	0,67	0,8
Патронированный аммонит с раздавливанием патронов забойником . . . . .	39	32	0,85—0,90	1,0—1,1
Детонит 10А . . . . .	39	34	0,76	1,0
Аммонит скальный № 1 (прессованный) . . . . .	42	36	0,73	1,4—1,5
То же . . . . .	52	45	0,75	2,2
Игданит, зерногранулит 79/21 (пневмозарядка)* . . . . .	39	39	1,0	1,3—1,4
Динамит 62%-ный труднозамерзающий . . . . .	42	36	0,85—0,90	1,6—1,7

\* Детонация гранулированных ВВ осуществляется боевиками [из детонита или аммонита № 6 ЖВ.

Ожидаемые расходные показатели буровзрывных работ определяются по следующим формулам.

Расход бурения (шпуров) на 1 м<sup>3</sup> взорванной породы в массиве

$$r_{\text{б}} = \frac{K}{\eta} \cdot \frac{N}{S},$$

где  $K$  — коэффициент, учитывающий увеличение длины шпуров в связи с наклоном и перебором врубовых (иногда нижних) шпуров, находится в пределах 1,05—1,10;

$\eta$  — коэффициент использования шпуров.

Расход ВВ на 1 пог. м горной выработки

$$Q_{\text{п. м}} = \frac{Q}{h_{\text{п}}} = \frac{qS}{\eta},$$

где  $h_{\text{п}}$  — подвигание забоя (ухodka) за один цикл, м.

Расход детонаторов на 1 пог. м горной выработки

$$n_{\text{д}} = \frac{N}{h_{\text{п}}}.$$

## Рекомендации по применению ВВ на подземных

Методы и условия взрывных работ	Породы крепкие и весьма крепкие $f > 8$ (стоимость бурения 0,75 руб/дм <sup>2</sup> )	
	Ручное заряжание (патрированное и засыпка)	Пневматическое и другие виды механизированного заряжания
Шпуровые заряды на проходческих и очистных работах (сухие забои)	Аммонит скальный № 1 Детонит М Аммонал водоустойчивый Аммонит № 6 ЖВ Аммонит № 7 ЖВ Динафталит	Гранулит АС-8 Гранулит АС-4 Игданит Гранулит М Граммонал А-8
То же, в обводненных забоях	То же	Граммонал А-8
Шпуровые заряды при проходке стволов шахт	То же	Акванит 3Л
Скважинные заряды на очистных работах, сухие забои	Граммонал А-8 Гранулит АС-8 Гранулит АС-4 Зерногранулит 79/21 Динамон АМ-10 Игданит Аммонал водоустойчивый Гранулит М Аммонал скальный № 3 Аммонит № 6 ЖВ Аммонит № 7 ЖВ	Гранулит АС-8 Граммонал А-8 Гранулит АС-4 Игданит Гранулит М
Скважинные заряды на очистных работах, обводненные забои	Граммонал А-8 Динамон АМ-10 Аммонал водоустойчивый Аммонал скальный № 3 Аммонит № 6 ЖВ Аммонит № 7 ЖВ	Граммонал А 8

работах, кроме шахт, опасных по газу и пыли

Породы средней крепости $f=4 \div 8$ (стоимость бурения 0,50 руб/дм <sup>3</sup> )		Породы слабые $f < 4$ (стоимость бурения 0,25 руб/дм <sup>3</sup> )	
Ручное заряжание	Пневматическое и другие виды механизированного заряжания	Ручное заряжание	Пневматическое и другие виды механизированного заряжания
Аммонал водоустойчивый Детонит М Аммонал скальный № 3 Аммонит № 6 ЖВ Аммонит скальный № 1 Аммонит № 7 ЖВ Динафталит	То же, что и для крепких	Аммонал водоустойчивый Аммонит № 6 ЖВ Аммонит № 7 ЖВ Детонит М Динафталит Аммонал скальный № 3	Игданит Гранулит АС-8 Гранулит АС-4 Гранулит М Граммонал А-8
То же	Граммонал А-8	То же	Граммонал А-8
То же	Акванит 3Л	То же	Акванит 3Л
Граммонал А-8 Гранулит АС-8 Гранулит АС-4 Зерногранулит 79/21 Игданит Динамон АМ-10 Гранулит М Аммонал водоустойчивый Аммонал скальный № 3 Аммонит № 6 ЖВ Аммонит № 7 ЖВ	Гранулит АС-8 Гранулит АС-4 Граммонал А-8 Игданит Гранулит М	Гранулит АС-8 Граммонал А-8 Игданит Зерногранулит 79/21 Гранулит М Гранулит АС-4 Динамон АМ-10 Аммонал водоустойчивый Аммонит № 6 ЖВ Аммонит № 7 ЖВ	Игданит Гранулит АС-8 Гранулит АС-4 Граммонал А-8 Гранулит М
То же, что и для крепких пород	Граммонал А-8	То же, что и для крепких пород	Граммонал А-8

Расход огнепроводного шнура на 1 пог. м (при огневом способе взрывания)

$$l_{0. ш} = n_d l_{з. т} + \frac{l_{к. т}}{h_{п}},$$

где  $l_{з. т}$ ;  $l_{к. т}$  — длина шнура зажигательной и контрольной трубок, м.

При определении количества шпуров на забой и других показателей следует иметь в виду, что значительное увеличение глубины шпуров потребует некоторого повышения удельного расхода ВВ.

Начальные условия взрывания при проведении подземных горных выработок отличаются от условий отбойки на уступе наличием только одной свободной поверхности. Поэтому первый интервал замедления при электрическом способе взрывания принимается 50 мсек, последующие 25—50 мсек, что дает возможность следующую группу зарядов взрывать при полностью сформировавшейся дополнительной свободной поверхности и избежать тем самым разрушения крепи вблизи забоя.

## Шпуровые комплекты

Расположение шпуров, а также тип вруба должны обеспечивать:

1) равномерную работу каждого шпура, исключаящую подрыв рядом расположенных зарядов;

2) отбойку породы в контуре выработки согласно проекту, с наибольшим коэффициентом использования шпуров;

3) равномерное дробление породы и измельчение ее до крупности кусков, при которой обеспечивается наибольшая производительность породоборочных машин.

Угол наклона оконтуривающих шпуров устанавливается экспериментально по минимальному перебору. В породах с  $f = 1,5-9$  не рекомендуется располагать шпуры за проектным контуром, а в породах с  $f = 10-20$  — выход их за проектный контур не должен превышать 100 мм.

В разведочных выработках взрывные работы проводятся обычно в забоях с одной обнаженной поверхностью. Эффективность взрывных работ в таких условиях зависит от количества врубовых шпуров и их расположения. Количество врубовых шпуров в свою очередь определяется крепостью и вязкостью пород, мощностью применяемых ВВ и техникой ведения взрывных работ. Врубовые шпуры взрываются в более трудных условиях (при одной обнаженной поверхности), поэтому чем выше крепость пород, тем больше должно быть количество врубовых шпуров в забое. При проведении горизонтальных и слабонаклонных выработок используют следующие схемы расположения шпуров или шпуровых комплектов (рис. 19).

С центральным вертикальным клиновым врубом (рис. 19, а) — при наличии вертикальной слоистости горных пород клиновым врубом образует четыре, шесть или восемь шпуров, расположенных в двух вертикальных плоскостях, направленных под углом к центру выработки.

С боковым врубом (рис. 19, б) — применяется в аналогичных условиях залегания горных пород. Врубовые шпуры в этом случае располагают с таким расчетом, чтобы после взрыва образовался вруб в форме клина у правой или левой стенки выработки.

С нижним врубом (рис. 19, в) — применяется при условии четко выраженной слоистости пород с падением на забой. Врубовые шпуры располагают в одну линию и направляют под некоторым углом к почве выработки.

С центральным горизонтальным клиновым врубом (рис. 19, г) — применяется при отчетливо выраженной горизонтальной слоистости пород при бурении с горизонтальной колонкой. Врубовые шпуры располагают по двум параллельным горизонтальным линиям и направляют под углом один к другому.

С верхним врубом (рис. 19, д) — применяется при четко выраженной слоистости пород с падением их от забоя. Врубовые шпуры в этом случае располагают в одну линию и направляют под углом к кровле выработки; при взрыве они образуют клинообразный вруб в верхней части забоя.

**Характеристика категорий шахт и рудников по метану  
и углекислотообильности и нормы воздуха при вентиляции**

Категории шахт	Относительная газообильность $\text{CH}_4$ и $\text{CO}_2$		Нормы подачи воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$	
	угольные шахты, $\text{м}^3/\text{т}$	рудники, $\text{м}^3/\text{м}^3$	на 1 т суточной добычи угля	на 1 $\text{м}^3$ суточной добычи рудника
I	До 5	До 7	1,0	1,40
II	От 5 до 10	До 14	1,25	1,75
III	От 10 до 15	От 14 до 21	1,50	2,10
Сверхкатегорные	Свыше 15	Свыше 21		
	Также шахты и рудники, разрабатывающие месторождения, опасные по выбросам и суфлярам		Количество воздуха рассчитывается из условия разжигения $\text{CH}_4$ и $\text{CO}_2$ до концентрации не более 0,75% в общей исходящей струе, но при этом количество подаваемого воздуха должно быть не менее 1,5 $\text{м}^3/\text{мин}$ на 1 т среднесуточной добычи   2,1 $\text{м}^3/\text{мин}$ на 1 $\text{м}^3$ суточной добычи	

**П р и м е ч а н и е.** При делении рудников на категории по газообильности 1  $\text{м}^3$  водорода принимается эквивалентным 2  $\text{м}^3$  метана.

Анализ проб рудничного воздуха производится на содержание  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{O}_2$  и окислов азота. Определение содержания других вредных газов (одного или суммы  $\text{CH}_4$ ,  $\text{H}_2$ ,  $\text{H}_2\text{S}$ ,  $\text{SO}_2$ ) должно производиться в зависимости от характера проходимых пород (полезного ископаемого).

Проверку присутствия углекислоты в воздухе разрешается производить бензиновой предохранительной лампой.

Содержание метана в атмосфере выработок определяется бензиновой предохранительной лампой, газоопределителем или интерферометром.

Замер метана в выработках, в которых возможно наличие водорода, бензиновыми лампами запрещается. В этих случаях замер содержания газов должен производиться только газоопределителем или интерферометром.

В каждом действующем забое на участках, опасных по метану, должны быть предохранительная лампа, газоопределитель или интерферометр для контроля воздуха, а в действующих тупиковых забоях — бензиновая лампа для контроля за составом воздуха. Замеры газа должны производиться во всех выработках, опасных по газу (включая и камеры, в которых может быть газовой выделение или скопление газа), не менее трех раз в смену. Результаты замеров газа в течение данной смены должны заноситься в рапорты, подписываемые лицами, производящими замеры, и представляться техническому персоналу для принятия мер. Технический персонал и рабочие шахт, опасных по газу, должны уметь производить замеры газа.

Содержание метана в атмосфере выработок не должно превышать по объему следующих количеств (в %): вентиляционная струя, поступающая в забой, — 0,5; то же, исходящая из разведочной шахты, — 0,75; местное скопление в отдельных забоях — 2,0; перед производством взрывных работ — 1,0.

## Измерение физических параметров воздуха и параметров воздушного потока

Температура измеряется ртутными (высокие температуры) и спиртовыми (низкие температуры) термометрами или термографами.

Для измерения низких и высоких температур в течение наблюдаемого времени пользуются минимальными и максимальными термометрами. Температура воздуха не должна быть выше 26° С.

Влажность (относительная) измеряется: психрометрами, гигрометрами и гигрографами.

Относительная влажность определяется по разности температур по психрометрическим таблицам.

Давление воздуха в горных выработках измеряется с помощью барометров — анероидов, барографов (автоматически записывающих непрерывное изменение давления). Величины статического, динамического и суммарного напоров движущегося потока воздуха измеряются с помощью водяных и спиртовых U-образных манометров и микроманометров, соединяемых с трубками Пито.

Измерение скорости движения воздуха производится с помощью анемометров, трубок Пито с U-образными манометрами и специальными приборами (например, ДСУ).

Анемометры крыльчатые со струнной осью (АСО-3) применяются для замера скорости воздуха от 0,1 до 5 м/сек.

Крыльчатый технический анемометр применяется для замера скорости потока от 0,4 до 0,8 м/сек.

Чашечный анемометр МС-13 применяется для замеров скорости воздуха от 1 до 20 м/сек.

Анемометр рудничный индукционный АРИ-49 применяется для замеров мгновенной скорости (от 1 до 30 м/сек).

Трубки Пито можно применять для замеров скорости движения воздуха только при больших скоростях потока (около 5—10 м/сек), так как при скоростях до 5 м/сек скоростные напоры не превышают 2 мм водяного столба.

Прибор ДЭС-V построен на принципе отклонения легкой пластинки под действием скоростного напора потока воздуха; стрелка-пластинка перемещается от 0 до 200°. Прибором измеряют скорости от 0,1—0,2 до 7—9 м/сек. Замеры скорости производятся по способу обвода сечения, в «сечении» и по полю скоростей.

Скорость движения струи воздуха в подземных выработках должна быть не ниже 0,15 м/сек, с учетом пылевого режима — не ниже 0,35 м/сек.

Скорость не должна превышать следующих значений:

- а) в стволах, по которым производится спуск и подъем людей и грузов, — 8 м/сек.
- б) в вентиляционных скважинах скорость воздушной струи не ограничивается;
- в) в остальных выработках — 6 м/сек.

Измерение величины депрессии в выработках производится с помощью барометров, анероидов и депрессиометров (U-образные манометры с трубками Пито).

## 2. СОПРОТИВЛЕНИЕ ПРИ ДВИЖЕНИИ ВОЗДУХА ПО ВЫРАБОТКАМ И ТРУБАМ

При движении воздуха имеют место в основном три вида сопротивлений: сопротивление от трения частиц воздуха о стенки и слоев воздуха между собой, местные сопротивления (расширения, сужения и повороты лоточков воздуха) и лобовые сопротивления (препятствия в выработке в виде механизмов, оборудования и пр.).

Напор на преодоление сопротивления трения рассчитывается по формуле

$$h = \beta \cdot \frac{LP}{S} \cdot \frac{v^2}{2g} \gamma, \text{ кг/м}^2$$

или

$$h = \frac{\beta\gamma}{2g} \cdot \frac{LP}{S} \cdot \frac{Q^2}{S^2} = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2, \text{ кг/м}^2.$$

Здесь  $\beta$  — коэффициент шероховатости стенок;

$\alpha = \frac{\beta\gamma}{2g}$ ,  $\frac{\text{кгс} \cdot \text{сек}^2}{\text{м}^4}$  — аэродинамический коэффициент сопротивления (табл. 74, 75, 76);

$L, P, S$  — длина и периметр в м и площадь поперечного сечения выработки (трубы), м<sup>2</sup>;

$v$  — средняя скорость движения воздуха, м/сек;

$\gamma$  — объемный вес воздуха, кг/м<sup>3</sup>;

$g$  — ускорение силы тяжести, м/сек<sup>2</sup>.

Большая единица сопротивления

$$R = \frac{\alpha \cdot L \cdot P}{S^3}, \text{ кгс} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^8.$$

Малая единица сопротивления мюрг ( $\mu$ )

$$\mu = 1000R, \text{ кгс} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^8.$$

Т а б л и ц а 74

**Значение  $\alpha$  для штрекообразных выработок чистых и прямых, закрепленных неполными крепежными рамами из леса круглого сечения**

Диаметр крепи, см	Значение $\alpha \cdot 10^{-4}$ при продольном калибре крепи, равном							Площадь поперечного сечения вы- работки $S$ , м <sup>2</sup>	Поправка на поперечное сечение вы- работки $K$
	1	2	3	4	5	6	7		
15	9,0	11,8	14,0	15,9	17,8	16,8	16,2	1	1,2
16	9,2	12,1	14,4	16,5	18,4	17,1	16,3	2	1,1
17	9,4	12,4	14,7	16,9	18,9	17,3	16,6	3	1,0
18	9,6	12,6	15,1	17,3	19,4	17,5	16,8	4	0,93
20	9,8	13,0	15,8	18,1	20,3	17,9	17,2	5	0,89
22	10,1	13,6	16,0	18,9	21,3	18,2	17,5	6	0,86
24	10,5	14,1	17,1	19,7	22,2	19,6	17,8	8	0,82

**П р и м е ч а н и е.** Приведенные значения  $\alpha \cdot 10^{-4}$  даны для выработок с поперечным сечением  $S=3$  м<sup>2</sup>.

Для выработок другого поперечного сечения следует в табличные данные вносить поправки на поперечные сечения в виде множителя  $K$  и полученные значения  $\alpha \cdot 10^{-4}$  округлять до целых единиц.

Для искривленных закрепленных и незакрепленных выработок значения  $\alpha$  увеличиваются на 0,0002 — 0,0005.

В выработках, на которые выходят люки восстающих или дучек,  $\alpha$  увеличивается на 25—30%; в выработках, загроможденных лесом, оборудованием и т. п.,  $\alpha$  увеличивается на 0,0001 — 0,001; в выработках с конвейерной доставкой значение  $\alpha$  увеличивается на 0,0015 — 0,002.

Чтобы получить выражение сопротивления в мюргах, надо значение сопротивления, выраженное через  $R$ , увеличить в 1000 раз.

Эквивалентное отверстие определяется по формуле

$$A = \sqrt{\frac{Q^2 \gamma}{2gh \cdot \varphi^2}} = \frac{0,38Q}{\sqrt{h}}, \text{ м}^2,$$

где  $A$  — величина эквивалентного отверстия, м<sup>2</sup>;

$Q$  — количество воздуха, проходящего через систему выработок (выработку) в единицу времени, м<sup>3</sup>/сек;

$g$  — ускорение силы тяжести, м/сек<sup>2</sup>;

$h$  — депрессия, кг/м<sup>2</sup> (в мм вод. ст.);

$\varphi$  — коэффициент сжатия струи после прохождения через отверстие (0,65);

$\gamma$  — объемный вес воздуха (1,2 кг/м<sup>3</sup>).

Поскольку

$$h = RQ^2 = 1 \frac{Q^2}{1000}$$

то

$$A = \frac{0,38Q}{\sqrt{RQ^2}} = \frac{0,38}{\sqrt{R}} = \frac{12}{\sqrt{\mu}}$$

Т а б л и ц а 75

Значения  $\alpha$  для шурфов, скатов и восстающих, закрепленных деревом

Характеристика выработок	Сечение $S$ , м <sup>2</sup>	Значение $\alpha$	Движение воздуха
Шурф с тремя отделениями, одно из которых лестничное; крепь сплошная венцовая; расстрелов нет	2,4	0,0020	По двум отделениям
Шурф с тремя отделениями: два подъемных и одно лестничное; крепь подвесная венцовая	4,8	0,0030	По двум подъемным отделениям
Шурф с четырьмя отделениями, из которых одно лестничное; крепь подвесная венцовая	6,4	0,0040	По трем отделениям
Восстающий, закрепленный болтовым креплением, без полков и лестниц	—	0,0020	—
Восстающий с тремя отделениями; крепь сплошная венцовая	3,5	0,0053 0,0065	По двум отделениям По одному отделению
Восстающий с тремя отделениями; крепь сплошная венцовая	2,8	0,0026	По всем отделениям
Скат с ходовым отделением	2,0	0,0020	По двум отделениям

Примечание. Для определения  $\alpha$  в восстающих лестничное отделение не учитывается; для остальных отделений считается, что воздух движется по каждому отделению как самостоятельная струя. Для каждого отделения расчет производится, как для горизонтальных или вертикальных выработок соответственно сечению и креплению.

Значение  $\alpha$  для труб из различных материалов

Название материала труб	Диаметр, мм	$\alpha$	Примечания
Деревянные дощатые	100—300	0,0004 — 0,0005	Соединение муфтами
Деревянные фанерные		0,00026 — 0,00036	
Брезентовые		0,0004 — 0,0008	
Прорезиненные		0,00025 — 0,00035	
Текстовинитовые	500	0,00016	Прямые, чистые; в случае вмятин, ржавчины, неровной подвески значение $\alpha$ увеличивается на 25 — 30%; для труб гладких, новых значение $\alpha$ снижается на 25%
»	600	0,00015	
»	700	0,00013	
»	800	0,00013	
Железные	200	0,0005	
	300—400	0,0004	
	500—600	0,00035 — 0,0003	
	1000	0,0003 — 0,00025	

или

$$R = \frac{0,144}{A^2} \quad \text{и} \quad \mu = \frac{144}{A^2}.$$

В зависимости от значения величин  $R$  и  $A$  системы выработок (выработка) по степени трудности их вентиляции разделяются на три категории:

трудновентилируемые при  $A < 1,0 \text{ м}^2$  и  $R > 144 \text{ м}$   
 средней трудности »  $A = 1-2$  » и  $R = (144-36) \text{ м}$   
 легковентилируемые »  $A > 2$  » и  $R = 36 \text{ м}$

### Коэффициент аэродинамического сопротивления $\alpha$ для выработок и труб

Значения коэффициентов аэродинамического сопротивления для разных горизонтальных горных выработок приведены в табл. 74; для шурфов, скатов и восстающих — в табл. 75.

Значение коэффициента  $\alpha$  зависит от формы и размеров сечения, вида основной крепи, профиля расстрелов, их расположения относительно друг друга, расстояния между ними, геометрических параметров элементов лестничного отделения\*.

Значение коэффициента аэродинамического сопротивления для труб приведено в табл. 76 (деревянные и матерчатые, текстуровинитовые, железные). В табл. 77 дано сопротивление в фасонных частях матерчатых труб.

\* Подробные данные о величине  $\alpha$  для разных конструкций стволов приводятся в табл. 17, 18, 19 «Справочника по рудничной вентиляции» [31].

Значение сопротивления в  $\mu\text{м}$  фасонных частей матерчатых труб типа М ( $R$ ,  $\text{кгс} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^8$ )

Наименование фасонных частей	Диаметр, мм		
	400	500	600
Колено (поворот $45^\circ$ ) . . . . .	1,25	0,5	0,25
Угол (поворот $90^\circ$ ) . . . . .	2,5	1,0	0,5
Тройник (при движении на проход и под углом $90^\circ$ ) . . . . .	5	2	1
Тройник (при разветвлении с поворотом на $90^\circ$ в обе стороны) . . . . .	7,5	3,2	1,6
Отвод (при движении на проход и под углом $45^\circ$ ) . . . . .	2,0	0,75	0,35
Тройник вилкообразный (за расчетный принят больший диаметр) . . . . .	1	0,4	0,2

## Местные сопротивления для выработок и труб

Потеря давления при местном расширении (рис. 21, а) определяется по формуле

$$h_p = \xi_p \frac{v_1^2 \gamma}{2g}, \text{ кгс/м}^2 \text{ (мм вод. ст.)},$$

где  $\xi_p$  — коэффициент местного расширения;  
 $v_1$  — скорость потока в сечении до расширения, м/сек;  
 $\gamma$  — удельный вес воздуха,  $\text{кг/м}^3$ ;  
 $g$  — ускорение силы тяжести,  $\text{м/сек}^2$ .

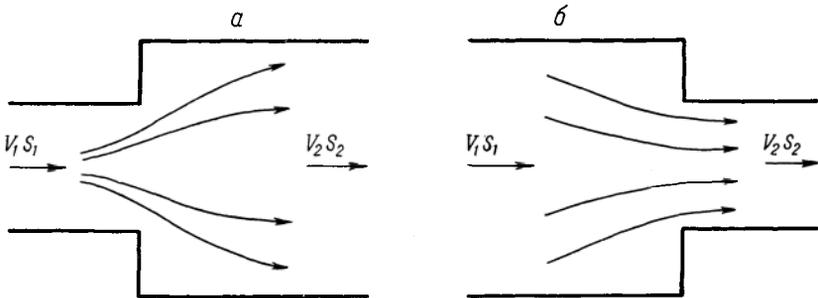


Рис. 21. Схемы потоков воздуха:

а — при расширении трубопровода, б — при его сужении

Значение  $\xi_p$  для воздухопроводов с гладкими стенками ( $\alpha = 0,0002$ ) в зависимости от отношения  $S_1/S_2$  приведено в табл. 78.

Таблица 78

Значения коэффициента местного сопротивления при расширении  $\xi_p$  для трубопроводов с гладкими стенками

$S_1/S_2$	1,0	0,9	0,8	0,4	0,6	0,5	0,4	0,3	0,2	0,1	0
$\xi_p$	0	0,01	0,04	0,09	0,16	0,25	0,36	0,49	0,64	0,81	1

Потеря давления при внезапном сужении (рис. 21, б) рассчитывается по формуле

$$h_c = \xi_c \frac{v^2 \gamma}{2g}, \text{ кгс/м}^2 \text{ (мм вод. ст.)}$$

Значения коэффициента сужения  $\xi_c$  для воздухопроводов с гладкими стенками в зависимости от соотношения  $S_2/S_1$  приведены в табл. 79.

Таблица 79

Значения коэффициента местного сопротивления при сжатии  $\xi_c$   
для воздухопроводов с гладкими стенками

$S_2/S_1$	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3	0,2	0,1	0,001
$\xi_c$	0	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50

### 3. СИСТЕМЫ ВЕНТИЛЯЦИИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

Вентиляция осуществляется потоком воздуха, поступающим из атмосферы и проходящим по выработкам под действием естественного или искусственно создаваемого напора.

При проходке выработок, когда имеется только один выход при ее устье (тупиковые выработки), вентиляция осуществляется за счет турбулентной диффузии или подведением свежего воздуха к забою выработки с поверхности либо из примыкающей выработки с помощью труб или продольных перегородок либо параллельной выработки. В некоторых случаях тупиковые выработки вентилируются с помощью вентиляционных скважин, проводимых с поверхности до пересечения с проветриваемой выработкой.

#### Способы вентиляции тупиковых выработок

1. Способ турбулентной диффузии основан на действии эжектирующего эффекта проходящей в сквонной выработке струи свежего воздуха.

В негазовых шахтах правилами безопасности допускается проветривание тупиковых выработок длиной до 10 м, в газовых шахтах — длиной 6 м при ширине входа не менее 1,5 м.

На основании примечания Единых правил безопасности при геологоразведочных работах (стр. 282 взамен § 778) подземные выработки должны иметь искусственную вентиляцию. Естественное проветривание допускается в вертикальных выработках длиной до 5 м, в вертикальных выработках на россыпях — до 3 м и горизонтальных выработках до 10 м.

2. Проветривание вентилятором с помощью труб. Применяется три способа: нагнетательный, всасывающий и комбинированный. При нагнетании призабойное пространство быстро очищается от вредных газов, однако сама выработка в течение некоторого времени заполняется ими (рис. 22, а). Если выработки имеют большую протяженность, то устанавливается несколько последовательно включенных вентиляторов. Чтобы работающий вентилятор не засасывал воздух, выходящий из забоя вентилируемой выработки, его следует устанавливать на расстоянии не менее 10 м от устья этой выработки, считая навстречу потока свежего воздуха.

Нагнетательный способ является обязательным при проведении выработок с ожидаемым и тем более наблюдаемым выделением метана.

Подаваемый к забою воздух не изменяет своего состава и не подвергается загрязнению механическими примесями, поскольку его поток защищен трубами.

При всасывании свежий воздух поступает к забою по выработке (рис. 22, б), вследствие чего во время проветривания в самой выработке можно производить работу.

К преимуществам всасывающего способа относится более быстрое удаление обогащенного ядовитыми газами воздуха, так как скорость движения воздуха

по трубам в 20—40 раз больше скорости его движения по выработкам; однако надо иметь в виду, что интенсивное засасывание воздуха происходит вблизи устья вентиляционной трубы, а зона на длине 1—2 м от забоя с повышенным содержанием газов и пыли является застойной. В связи с этим при таком способе устье вентиляционных труб приходится располагать по возможности ближе к забюю.

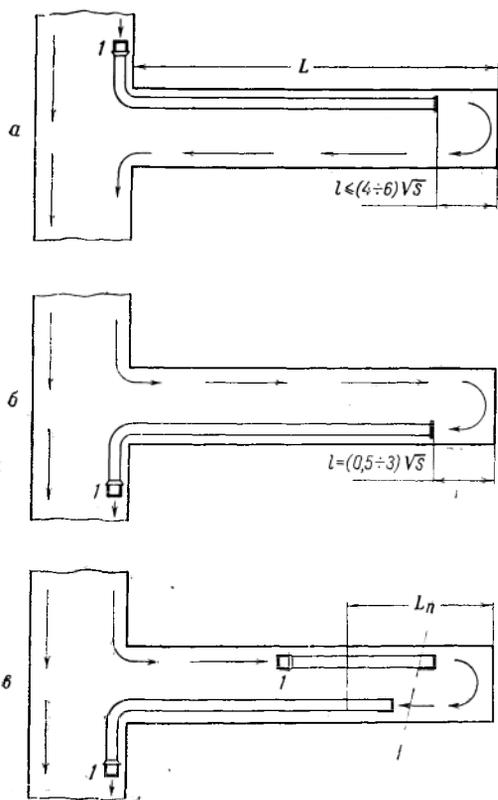


Рис. 22. Схемы проветривания тупиковых горизонтальных выработок:

а — при нагнетании; б — при всасывании; в — при комбинированном способе с перемычкой. 1 — вентилятор

ле чего в выработку свежий воздух следует подавать в таком же количестве в течение не менее 2 ч.

При проходке стволов вентиляцию следует производить непрерывно действующей вентиляционной установкой, расположенной на поверхности и нагнетающей воздух в забой по трубопроводу (рис. 23).

Вентиляционный трубопровод должен состоять из стальных труб, к нижнему концу которых следует присоединять 30—40 м гибких труб, поднимаемых при производстве взрыва на безопасное расстояние от забоя.

Для стволов до 250—300 м вместо стальных трубопроводов допускается применение вентиляционных трубопроводов из гибких труб.

В случае значительного метановыделения следует предусматривать две вентиляторные установки и два вентиляционных трубопровода.

При комбинированной схеме проветривание производится двумя вентиляторами. Основной вентилятор отсасывает воздух с взрывными газами, а вспомогательный нагнетает свежий воздух в призабойное пространство. Назначение нагнетающего вентилятора — интенсивное перемешивание свежего воздуха с взрывными газами. Нагнетающий вентилятор обычно устанавливают перед парусной или дощатой перемычкой.

По мере продвижения забоя перемычку и вспомогательный вентилятор перемещают. Расстояние от перемычки до забоя принимается в пределах от 30 до 60 м (рис. 22, в). При комбинированной схеме проветривания можно обходиться и без перемычки. При этом конец всасывающего става труб может отстоять от забоя дальше, чем конец нагнетательного.

В соответствии с правилами безопасности при всех способах проветривания после взрывных работ в выработки необходимо подавать такое количество воздуха, которое обеспечит разжижение ядовитых газов (условная окись углерода) до концентрации 0,008% за время не более 30 мин, после

При проходке вентиляционных стволов с одновременным армированием вентиляционный трубопровод следует крепить к расстрелам, а при проходке с последовательным армированием — на подвесках, заделанных в крепи.

Оптимальные расстояния концов трубопроводов от забоя вентилируемых выработок см. в табл. 84.

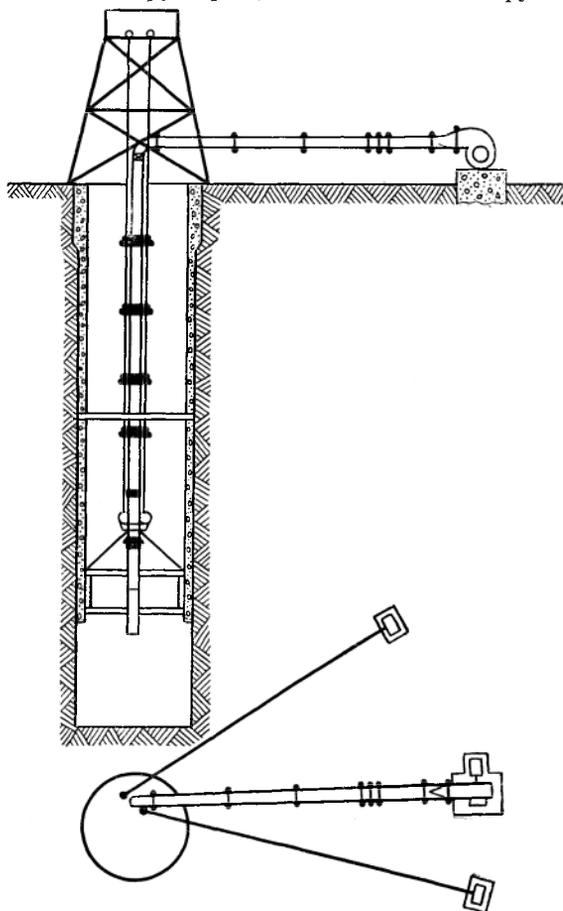


Рис. № 23. Схема проветривания вертикального ствола

#### 4. УТЕЧКИ ВОЗДУХА ИЗ ВОЗДУХОПРОВОДОВ

На пути движения воздуха по трубам происходит утечка воздуха через неплотности соединения их друг с другом. Потери воздуха зависят от конструкции труб, типа их соединений, длины звена труб и всего трубопровода.

Коэффициент потерь воздуха рассчитывается по формуле

$$p = \left( \frac{1}{3} K \cdot d \cdot \frac{L}{l} \sqrt{R} + 1 \right)^2.$$

Здесь  $p$  — коэффициент потерь;

$d$  — диаметр трубопровода, м;

$L$  — общая длина трубопровода, м;

$l$  — длина звена трубы, м;

$R$  — аэродинамическое сопротивление всего трубопровода в киломюргах;

$K$  — удельный стыковой коэффициент воздухопроницаемости, значения которого приведены в табл. 80.

## Коэффициенты стыковой воздухопроницаемости

Характеристика воздухопровода	Значение $K$
Металлические трубы с соединением по типу водосточных труб с промазкой глиной . . . . .	0,0075
То же, с промазкой цементом . . . . .	0,0035
Металлические трубы с обычным фланцевым соединением с резиновыми прокладками и качественной сборкой . . . . .	0,0005—0,001
То же, с картонной и сальниковой прокладками и качественной сборкой . . . . .	0,003—0,001
Матерчатые и прорезиненные трубы . . . . .	0,0016
Значение $K$ при плохом качестве соединения звеньев, плохих прокладках, недостаточно подтянутых болтах и непрямолинейном трубопроводе снижается до . . . . .	0,001—0,01

Таблица 81

## Величина утечек для матерчатого трубопровода типа М, состоящего из 20 м звеньев

Длина трубопровода, м	Утечка $U$ , %	Доставочный коэффициент $m = \frac{1}{p}$	Коэффициент потерь воздуха $p$	Длина трубопровода, м	Утечка $U$ , %	Доставочный коэффициент $m = \frac{1}{p}$	Коэффициент потерь воздуха $p$
50	4	0,96	1,05	400	20	0,80	1,25
100	7	0,93	1,08	500	23	0,77	1,30
150	10	0,90	1,12	600	26	0,74	1,35
200	12	0,88	1,14	700	28	0,72	1,39
250	14	0,86	1,17	800	30	0,70	1,43
300	16	0,84	1,19				

Примечание: При обычном качестве сборки труб коэффициент утечек больше на 25—20% при  $p$  до 1,30—1,35.

Таблица 82

## Величина утечек для металлического трубопровода, собранного из новых труб

Диаметр трубопровода, мм	Утечка $U$ (%) при длине трубопровода (м)							
	100	150	200	250	300	400	500	600
300	13	20	26	31	39	49	58	—
400	5	13	20	23	31	39	47	58
500	—	5	9	13	23	29	37	45
600	—	—	5	5	10	17	28	37
700	—	—	—	—	5	13	26	28

Обратная величина коэффициента потерь — достаточный коэффициент:  $m = \frac{1}{p}$ . Величина  $U = \left(1 - \frac{1}{p}\right) 100\%$  называется показателем утечки воздуха. В табл. 81 и 82 приведены значения утечек воздуха из различных трубопроводов при различных условиях.

### 5. РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВА ВОЗДУХА ДЛЯ ВЕНТИЛЯЦИИ

Количество воздуха, необходимое для проветривания подземных выработок, должно рассчитываться по наибольшему числу людей, занятых одновременно на подземных работах, по углекислоте, по ядовитым и взрывоопасным газам и пыли, по газам от взрывных работ, а также по запыленности горных выработок.

Для расчета принимается количество воздуха, наибольшее из полученных при расчете по указанным факторам:

а) по числу занятых людей на подземных работах

$$Q = q \cdot N, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $q = 6 \text{ м}^3/\text{мин}$  на 1 чел.;

$N$  — максимальное число людей в смене на подземных работах;

б) по газообильности расчет количества воздуха производится в соответствии с величиной годовой добычи, категоричности угольной шахты или рудника и норм потребного воздуха согласно данным табл. 73;

в) по пылевому фактору количество воздуха определяется в соответствии с требованиями Единых правил безопасности, а именно: общее количество воздуха, подаваемого в шахту, должно обеспечивать минимальные средние скорости вентилируемой струи от 0,50 до 0,25 м/сек (при больших сечениях выработок) в местах образования пыли (забой откаточных выработок, грузоподъемные стволы, места перегрузки и т. п.); в особо неблагоприятных местах 0,7 м/сек;

г) по условиям соблюдения скорости вентиляционной струи:

$$Q_{\text{мин}} = 60v \cdot S = 60 \cdot 0,15S, \text{ м}^2 = 9 \cdot S, \text{ м}^3/\text{сек},$$

считая, что минимальная скорость воздуха  $v$  должна быть не менее 0,15 м/сек. С учетом пылевого фактора —  $v$  не менее 0,3 м/сек;

Таблица 83

#### Значения коэффициента обводненности

Характеристика обводнения стволов	Значение коэффициента обводненности $W$
Стволы сухие и обводненные глубиной до 200 м (приток воды до 1 м <sup>3</sup> /ч) . . . . .	0,8
Стволы обводненные глубиной более 200 м с капежом и притоком воды до 6 м <sup>3</sup> /ч . . . . .	0,6
Стволы обводненные глубиной более 200 м с падающей водой в виде дождя, приток воды от 6 до 15 м <sup>3</sup> /ч . . . . .	0,3
Стволы обводненные глубиной более 200 м с падающей водой в виде ливня, приток воды более 15 м <sup>3</sup> /ч . . . . .	0,15

д) по условиям разжижения и удаления газов после взрывных работ. Количество воздуха, которое надо подавать в забой после взрыва комплекта шпуров, рассчитывается по приведенным в табл. 84 формулам с учетом способов проветривания, а для вертикальных стволов по формуле

$$Q = 0,038 \frac{S^3}{t} \sqrt{\frac{A_{\text{вф}} W L^2}{S p^2}}, \text{ м}^3/\text{сек}$$



или

$$Q = \frac{7,8 \cdot S}{t} \sqrt[3]{\frac{AL^2W}{Sp^2}}, \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Обозначения по формулам:

$A$  — количество взрываемого на заходку ВВ, кг;

$S$  — сечение выработки, м<sup>2</sup>;

$L$  — длина выработки, м;

$t$  — время проветривания, мин;

$L_{з.о}$  — длина зоны отброса, м;

$L_{п}$  — длина от забоя до перемычки, м;

$W$  — коэффициент обводненности (см. табл. 83);

$p$  — коэффициент потерь воздуха;

$v_{ф}$  — фактическое количество взрывных газов, л/кг.

Расчет количества воздуха, потребного при проходке шахтных стволов, производится с учетом следующих факторов:

а) в шахтных стволах имеет место естественный восходящий поток воздуха (в центре ствола) со скоростью 0,2—1,0 м/сек и нисходящий (у стенок) со скоростью 0,1—0,3 м/сек;

б) в забое ствола скапливаются тяжелые вредные газы;

в) стекающая по стенкам ствола вода при разбрызгивании перемешивает воздух, растворяя и нейтрализуя при этом некоторое количество ядовитых газов (NO<sub>2</sub> и N<sub>2</sub>O<sub>5</sub>).

## 6. ВЕНТИЛЯТОРЫ И ЭЖЕКТОРЫ

### Центробежные вентиляторы

Данные о вентиляторах для проветривания шурфов приведены в табл. 85, 87; о вентиляторах (для проветривания горизонтальных и вертикальных выработок) среднего давления типов ЦАГИ и ЦА-70 с непосредственным приводом от электродвигателя и типа Ц13-50 и Ц9-57 — в табл. 86; о вентиляторах высокого давления типа ВЦО — в табл. 88.

Таблица 85

Вентилятор для проветривания шурфов СВЦ-4А

Показатели	Тип двигателя		
	Электро-двигатель	Бензо-двигатель	Ручной привод
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	1060	1060	660
Полный напор, кгс/м <sup>2</sup> . . . . .	40	40	15
Число оборотов колеса в мин . . . . .	1400	1400	870
Потребляемая мощность, квт . . . . .	0,3	0,3	—
Мощность на выходном валу двигателя, квт . . . . .	0,4	Не менее 0,5	—
Число оборотов приводного двигателя в мин . . . . .	1400	2800	36—62
Передаточное число редуктора . . . . .	1	2	27
Усилие на рукоятке ручного привода, кгс . . . . .	—	—	10
Максимальный вес блока, кг . . . . .	16,5	16,5	16,5
Вес вентилятора с приводом, кг . . . . .	—	25—30	—

## Вентиляторы среднего дав

Показатели	Ц13-50	
	4	5
Производительность, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	68—117	100—234
Давление, кгс/м <sup>2</sup> . . . . .	45—120	90—95
Число оборотов в мин . . . . .	930—1440	960—980
Потребляемая мощность, кВт . . . . .	1,7—4,5	4,5—7,0
Основные размеры, мм:		
длина . . . . .	791	1009
ширина . . . . .	636	784
высота . . . . .	732	904
Вес вентилятора без электродвигателя, кг . . . . .	67	109

Т а б л и ц а 87

### Вентиляторы центробежные для проветривания шурфов глубиной до 20 м

Показатели	ЦА-70-2,5	Ц13-50 № 2
Диаметр патрубка, мм . . . . .	250	200
Напор, кгс/м <sup>2</sup> . . . . .	40—100	100—200
Мощность двигателя, кВт при:		
<i>n</i> = 1400 . . . . .	0,42	0,8
<i>n</i> = 2800 . . . . .	0,8	1,5
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	1000	1000
Вес, кг . . . . .	42	35

Т а б л и ц а 88

### Вентиляторы высокого давления

Показатели	ВЦО-0,6	ВЦО-1
Производительность, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	280	660
Давление, кгс/м <sup>2</sup> . . . . .	600	450
Число оборотов в мин . . . . .	2970	1460
Потребляемая мощность, кВт . . . . .	50	80
Максимальный к. п. д. . . . .	0,72	0,72
Основные размеры, мм:		
диаметр рабочего колеса . . . . .	600	1000
длина . . . . .	1650	3015
ширина . . . . .	1450	2865
высота . . . . .	1500	2285
Вес вентилятора*, кг . . . . .	608/1664	2702

\* В числителе—без двигателя; в знаменателе—с двигателем.

## ления с барабанным ротором

6	Ц9-57		
	5	6	7
167—300	34—242	68—310	142—532
80—140	33—168	50—100	90—190
735—980	720—1460	730—970	725—980
7—14	2.2—13.0	5.5—10.0	7.5—30.0
1252	824	895	1230
940	898	1079	1430
1084	893	900	1316
174	—	—	—

## Осевые вентиляторы

Осевые вентиляторы изготавливаются с непосредственным приводом от электро- и пневмомоторов. К первому классу относятся вентиляторы ВМ-200, «Проходка», СВМ, ВМ и ВДМ.

Вентиляторы применяются для проветривания тупиковых выработок в шахтах, опасных по рудничному газу и пыли. Исполнение взрывобезопасное. Вентилятор может работать на всасывание и нагнетание.

Вентилятор «Проходка» применяется преимущественно при нагнетательном проветривании. Он имеет спрямляющий и направляющие аппараты. Данные об этих вентиляторах приведены в табл. 89.

Выпуск вентиляторов этого типа прекращен с 1962 г. и заменен вентиляторами ВМ-5.

## Осевые вентиляторы СВМ

Секционные вентиляторы предназначены для проветривания горных выработок в шахтах, опасных по газу и пыли; вентиляторы выпускаются во взрывобезопасном исполнении. Эти вентиляторы применяются также на поверхности для нагнетания или отсасывания воздуха по вертикальным или наклонным выработкам при их проходке.

При увеличении длины выработок свыше 150—200 м вентиляторы соединяются последовательно (два-три). Они выпускаются Томским электромеханическим заводом им. Вахрушева; заменяются вентиляторами ВМ.

Осевые вентиляторы ВМ-600М и ВДМ-450М применяются для вентиляции тупиковых выработок, не опасных по газу и пыли; заменяются вентиляторами ВМ-6 и ВМ-5.

## Вентиляторы с приводом от пневмо- и гидромоторов

Вентиляторы с пневматическим приводом (воздушная турбина, работающая при давлении 4 ати) предназначены для проветривания глухих выработок в шахтах, опасных по газу и пыли.

Данные о вентиляторах с пневмоприводами ВП-3, ВП-4 и ВП-5 приведены в табл. 90.

## Характеристика осе

Показатели	ВМ-200	Проходка 500-2М	СВМ-4М	СВМ-5М
Диаметр рабочего колеса, мм	550	510	400	510
Число ступеней . . . . .	1	2	1	1
Число оборотов в мин . . . . .	2850	2960	2880	2950
Производительность, м <sup>3</sup> /мин . .	130—200	150—240	55—135	80—245
Давление, кгс/м <sup>2</sup> . . . . .	140—60	240—100	100—40	185—50
Двигатель трехфазный с короткозамкнутым ротором:				
мощность, квт . . . . .	6,5	11,0	2,2	5,5
напряжение, в . . . . .	380	380	380	380
Питающий кабель, мм <sup>2</sup> . . . . .	ГРШС	ГРШС	—	—
	3×4+1×2,5	3×6+1×4		
Основные размеры, мм:				
длина . . . . .	805	875	510	610
ширина . . . . .	635	710	555	620
высота . . . . .	705	695	565	640
Вес, кг . . . . .	200	265	88	175

Таблица 90

### Характеристика вентиляторов с пневматическим приводом

Показатели	ВП-3 ВПУ-3	ВП-4	ВП-5
Диаметр рабочего колеса, мм . . . . .	300	418	500
Число ступеней . . . . .	1	1	1
Число оборотов в мин . . . . .	5500	3500	3500
Производительность, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	90—70	140—30	260—90
Давление, кгс/м <sup>2</sup> . . . . .	50—60	25—180	50—160
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	1,5	4,65	5,0
Давление сжатого воздуха, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	4	4	4
Основные размеры, мм:			
длина . . . . .	430	450	484
ширина . . . . .	377	522	634
высота . . . . .	427	615	662
Вес, кг . . . . .	20	53	70

Турбоосевой вентилятор ВМ-4 может заменять вентиляторы «Проходка-400», «Проходка 500-2М», ВМ-200 и СВМ-5М.

Техническая характеристика вентилятора ВМ-4 приведена в табл. 91. Вентилятор имеет направляющий аппарат с гибкими резиновыми лопатками, диффузор и салазки; рабочее колесо — из алюминиевого сплава, регулировка производится поворотом лопаток направляющего аппарата.

Гидравлический осевой вентилятор ВМ-5 применяется для вентиляции глухих выработок в шахтах, где происходит добыча угля гидравлическим способом.

Вентилятор по конструкции и характеристике аналогичен вентилятору СВМ-5; в качестве двигателя применяется гидротурбина «Пельтона». Техническая характеристика вентилятора ВМ-5 приведена в табл. 92.

## ВЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

СВМ-6М	ВМ-5М	ВМ-600М	ВДМ-450	Примечание
600	500	600	450	Границы значений производительности, напора, мощности и к. п. д. надо уточнять по заводским графикам индивидуальных характеристик
1?	1	1	2	
2950	2940	2920	2890	
115—450	100—260	270—450	132—234	
255—85	190—60	210—50	210—50	
14,7	13,0	20,0	9,5	
380	380	—	—	
—	—	—	—	
630	930	787	830	
700	650	725	540	
780	710	803	630	
265	250	265	215	

Таблица 91

## Характеристика турбоосевого вентилятора ВТМ-4

Показатели	Значения
Диаметр рабочего колеса, мм . . . . .	412
Число ступеней . . . . .	1
Число оборотов в мин . . . . .	2950
Производительность, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	72—185
Давление, кгс/м <sup>2</sup> . . . . .	42—225
Мощность двигателя, квт . . . . .	8
Основные размеры, мм:	
длина . . . . .	1022
ширина . . . . .	530
высота . . . . .	640
Вес, кг . . . . .	220

На рис. 24 приведены индивидуальные характеристики некоторых центробежных и осевых вентиляторов.

Данные о новом типаже осевых вентиляторов приведены в табл. 93.

## Эжекторы

Проветривание горноразведочных выработок сжатым воздухом, поступающим непосредственно от компрессора, запрещается; проветривание сжатым воздухом допускается производить только с помощью эжекторов (из «Единых правил безопасности при геологоразведочных работах», стр. 282).

Размеры сопел и раструбов приведены в табл. 94 и 95. Длина трубопровода при подаче воздуха одним эжектором составляет 40—50 м.

## Характеристика гидравлического вентилятора ВГМ-5

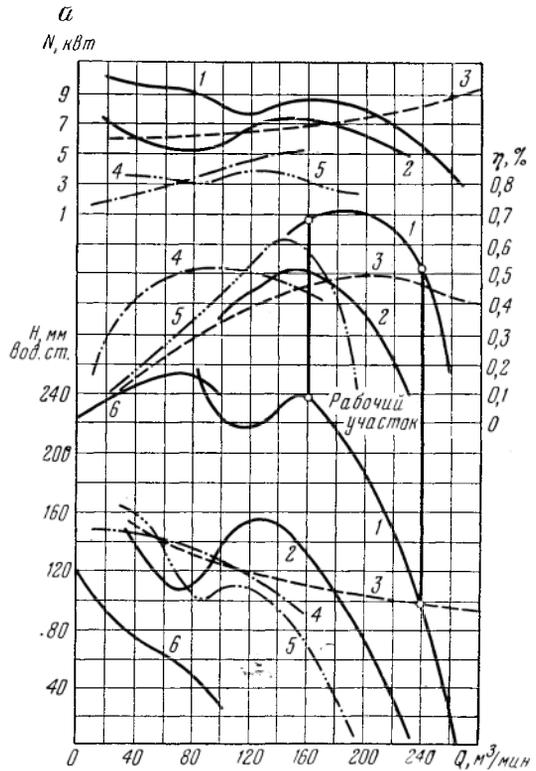
Показатели	Значения
Диаметр рабочего колеса, мм . . . . .	508
Число ступеней . . . . .	1
Число оборотов в мин . . . . .	3000
Производительность, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	80—220
Давление, кгс/м <sup>2</sup> . . . . .	150—80
Давление воды, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	30
Расход воды, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	10,5
Мощность гидротурбины, квт . . . . .	7
Основные размеры, мм:	
длина . . . . .	380
ширина . . . . .	700
высота . . . . .	620
Вес, кг . . . . .	100

Рис. 24. Индивидуальные характеристики вентиляторов:

*a* — 1 — осевого «Проходка-500м», 2 — ВМ-200, 3 — центробежного № 6, 4 — центробежного ВЧПУ-100, 5 — ВМ-1, 6 — ВП-3; б — ВМ-5М

Аэродинамические характеристики вентиляторов ВМ-5М:

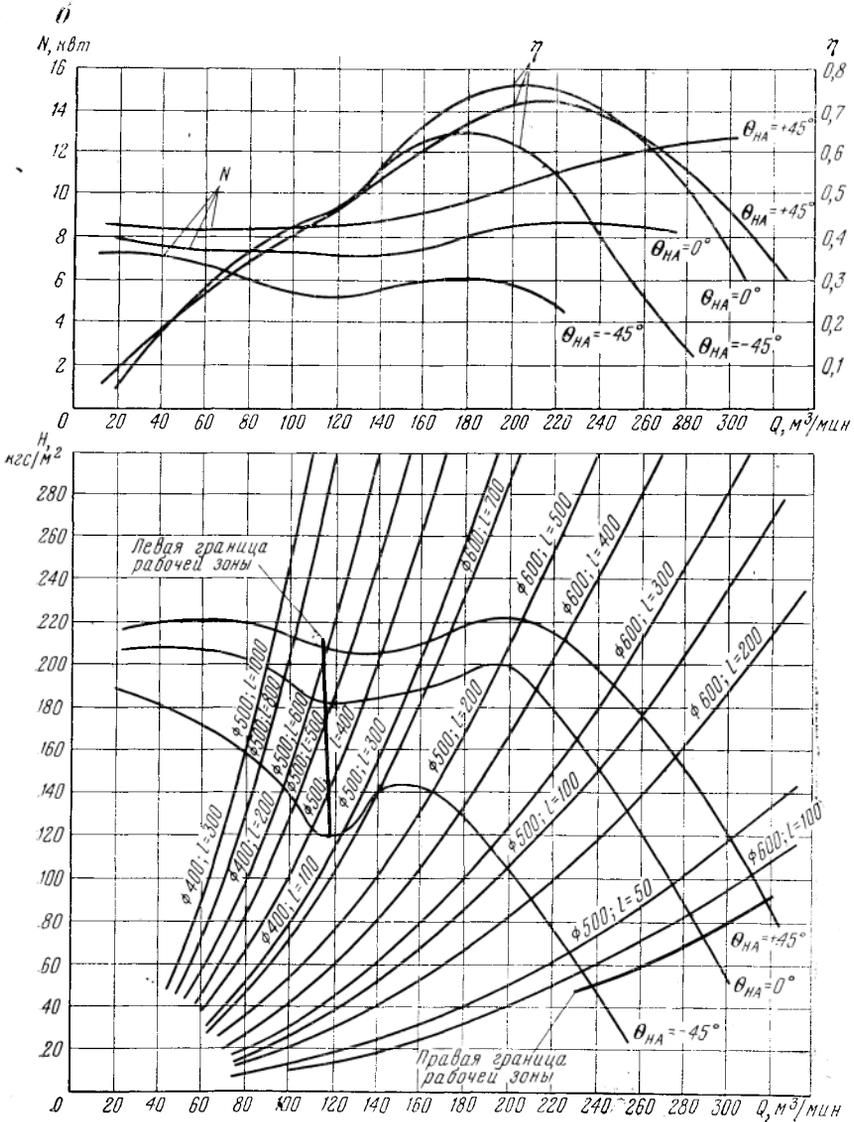
*H* — полное давление; *Q* — производительность; *N* — мощность;  $\eta$  — к. п. д.;  $\theta$  — угол поворота лопаток; *l* — длина лопаток;  $\varnothing$  — внутренний диаметр выходного патрубка



Расчет основных параметров эжектора производится по формуле.

$$P = 1000h \cdot S = pS_{\text{соп}},$$

- где  $P$  — сила тяги, необходимая для проталкивания потока воздуха по трубе сечения  $S$ , м<sup>2</sup>;  
 $h$  — депрессия, мм вод. ст.;  
 $S_{\text{соп}}$  — сечение сопла, мм<sup>2</sup>;  
 $p$  — сила тяги (гс/мм<sup>2</sup>) струи воздуха, вытекающего из сопла, зависящая от давления сжатого воздуха; значения приведены в табл. 96.



Типаж вентиляторов местного проветривания

Вентиляторы	Основные параметры								Начало серийного выпуска
	№ модели	Главный параметр — диаметр входного и выходного патрубков, дм	Производительность вентилятора, м <sup>3</sup> /мин	Полное давление вентилятора, кгс/м <sup>2</sup>	Максимальный к. п. д. вентилятора (числитель) и агрегата (знаменатель)	Вес вентиляторного агрегата на единицу полезной мощности (в числителе — без глушителя шума, в знаменателе — с глушителем), кг/квт	Высота вентиляторного агрегата, мм	Ширина вентиляторного агрегата, мм	
Осевые одноступенчатые с электрическим приводом, имеющие рабочую зону согласно графику	ВМ-3	3	56	80	$\frac{0,65}{0,54}$	$\frac{55}{75}$	450	450	1964 г.
	ВМ-4	4	100	118	$\frac{0,70}{0,60}$	$\frac{50}{65}$	560	550	1964 г.
То же	ВМ-5	5	180	180	$\frac{0,71}{0,62}$	$\frac{45}{60}$	670	650	1963 г.
»	ВМ-6	6	300	250	$\frac{0,72}{0,63}$	$\frac{30}{40}$	750	730	1964 г.
»	ВМ-8	8	412	315	$\frac{0,73}{0,64}$	$\frac{25}{35}$	950	920	1965 г.
С пневматическим приводом, имеющие рабочую зону согласно графику	ВМП-3	3	45	125	$\frac{0,65}{0,21}$	$\frac{30}{30}$	450	450	1964 г.
	ВМП-4	4	80	140	$\frac{0,70}{0,22}$	$\frac{25}{40}$	560	550	1963 г.
	ВМП-5	5	120	150	$\frac{0,71}{0,23}$	$\frac{20}{35}$	670	650	1964 г.

Примечание. Вентиляторы с электрическим приводом изготавливаются в рудничном взрывобезопасном исполнении РВ и рудничном нормальном исполнении РН. Вентиляторы должны иметь устройство для регулирования производительности и давления: при электроприводе регулируется не менее чем  $\pm 20\%$ , при пневмоприводе  $\pm 30\%$ ; вентиляторы с пневмоприводом должны иметь сопловое регулирование. Напряжение электродвигателя 380/660 в. Рабочее давление сжатого воздуха 5 атм. Удельный вес свободного воздуха 1,2 кг/м<sup>3</sup>.

Вентилятор СВМ-4м заменяется вентилятором ВМ-4  
 СВМ-5 » » ВМ-5  
 СВМ-6 » » ВМ-6  
 Проходка 5002м » » ВМ-5  
 ВМ-200 » » ВМ-5  
 ВДМ-450м » » ВМ-5  
 ВМ-600м » » ВМ-6  
 ВП-4 » » ВМП-4  
 ВШП-2 » » ВМП-3

## Основные размеры сопел

Элементы эжекторов	Номера типовых эжекторов					
	I	II	III	IV	V	VI
Диаметр отверстия насадки на выходе, мм . . . . .	5	6	8	10	12	14
Диаметр отверстия насадки в узкой части, мм . . . . .	4	5	6,5	8	10	11,3
Длина корпуса насадки, мм . . . . .	170	160	150	140	130	120
Длина конусного канала, мм . . . . .	160	150	135	122	110	95

Таблица 95

## Основные размеры раструбов

Диаметр, мм			Длина, мм		
трубопровода	на входе	на выходе	входного раструба	прямого участка	выходного раструба
300	450	300	870	450	700
400	550	400	1040	550	1000
500	600	500	1125	600	1500

Диаметр сопла определяется по сечению  $S_{\text{соп}}$ . Расход воздуха из сети определяется из выражения

$$Q = q \cdot S_{\text{соп}},$$

где  $q$  — удельный расход воздуха (л/сек), приведенного к 1 ати; значения  $q$  приведены в табл. 96.

Таблица 96

Значения  $p$  и  $q$  для расчета эжекторов

Давление сжатого воздуха, кгс/см <sup>2</sup>	Расход сжатого воздуха на 1 мм <sup>2</sup> поперечного сечения сопла $q$ , л/сек	Сила тяги струи на 1 мм <sup>2</sup> поперечного сечения сопла $p$ , гс/мм <sup>2</sup>
2	0,57	29
3	0,76	42
4	0,95	55
5	1,14	68
6	1,33	81
7	1,52	94
8	1,71	107

## 7. ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ ТРУБЫ И СКВАЖИНЫ

При вентиляции тупиковых выработок для подвода воздуха к забоям применяются трубы из разных материалов: деревянные, матерчатые, текстуринитовые, пластинчатые, железные.

## Характеристика вентиляции

Размеры труб				
Наружный диаметр, мм	Внутренний диаметр, мм	Длина звена, м	Стоимость 1 пог. м, руб.	Значение коэффициента $\alpha$
108,0	100,0	5—7	2,20	0,00026—0,00036
134,5	125,0	5—7	2,60	0,00026—0,00036
161,0	150,0	5—7	3,00	0,00026—0,00036
211,0	200,0	5—7	3,40	0,00026—0,00036
263,0	250,0	5—7	4,90	0,00026—0,00036
313,0	300,0	5—7	6,24	0,00026—0,00036

Трубы деревянные изготавливаются из фанеры и досок.

Данные о трубах, изготовляемых из фанеры, приведены в табл. 97.

Матерчатые трубы изготавливают из парусины, брезента или прорезиненной ткани толщиной 0,8—1,2 мм звеньями длиной по 5; 10 и 20 м и диаметром 200; 300; 500 и 600 мм. В горизонтальных выработках их подвешивают к туго натянутому тросу при помощи крючков, закрепленных в отверстиях продольного гребня труб.

Соединяют звенья труб с помощью пружинящихся колец, заделанных в торцы труб. При хорошем выполнении соединений потери воздуха в трубопроводах на длине 100 м не превосходят 5%. Техническая характеристика труб приведена в табл. 98.

Т а б л и ц а 98

### Техническая характеристика матерчатых труб типа М (ГОСТ 6397—56)

Условные обозначения	Диаметр труб, мм	Вес звена труб, кг			Диаметры стыковых колец, мм		Номинальное сечение натянутой трубы, м <sup>2</sup>
		при длине звеньев			кольца	проволоки	
		5 м	10 м	20 м			
М3	300	6,8	12,6	24,3	304	4	0,07
М4	400	8,5	16,0	31,0	406	5	0,125
М5	500	10,2	19,3	37,5	508	6	0,196
М6	600	12,2	22,8	44,8	610	7	0,282

### Трубы текстуритовые

Текстуритовые трубы изготавливают из ткани, покрытой с одной или с обеих сторон полихлорвиниловой пластмассой, обеспечивающей воздухонепроницаемость. Звенья этих труб имеют длину 5 и 10 м, диаметр 0,5; 0,6; 0,7 и 0,8 м. Звенья соединяют с помощью муфт. Концы соединяемых труб натягивают на муфту и затем закрепляют на муфте металлическими хомутками. Характеристика труб приведена в табл. 99. Срок службы текстуритовых труб 12—18 месяцев.

## ных фанерных труб

Размеры муфт конусных				Способ соединения вентиляционных труб	Способ подвески
Наружный диаметр, мм	Внутренний диаметр, мм	Длина звена (муфты), мм	Цена муфты, руб.		
138,0	100,0	200,0	0,60	При помощи муфт конусных или цилиндрических	На крючьях и проволоке
168,0	125,0	230,0	0,60		
198,0	160,0	280,0	0,85		
250,0	200,0	280,0	1,10		
305,0	250,0	350,0	2,35		
355,0	300,0	350,0	2,90		

Таблица 99

## Характеристика текстовинитовых труб

Внутренний диаметр труб, мм	Вес 1 пог. м, кг	Вес деталей соединения, кг	Общий вес 1 пог. м трубы, кг	$\alpha$	R, км на 1 м трубы
500	2,40	0,60	3,40	0,00016	0,0333
600	2,89	0,73	3,85	0,00015	0,0125
700	3,40	0,85	4,28	0,00013	0,005

## Трубы пластиковые

Пластиковые трубы изготовляют из листов гибкой пластмассы (полихлорвиниловая смола) без тканевой основы сваркой нагревательным прибором. Ширина шва около 20 мм.

Пластикат — легкий материал с прочностью на разрыв не менее 100 кгс/см<sup>2</sup>, эластичный при температуре от —20 до +50° С, кислотостойкий.

Трубы изготовляются разной длины и диаметра. Концы труб для соединения загибают наружу и приваривают к корпусу трубы в виде складки.

Соединительные внутренние муфты металлические длиной 100 мм.

## Трубы металлические

Металлические трубы изготовляются из листовой стали 3 ГОСТ 501—58; фланцы — из уголкового стали 3 ГОСТ 380—57.

Техническая характеристика этих труб приведена в табл. 100 и 101. Металлические трубы соединяют с помощью хомутов, накладных лент или фланцев. При соединении труб фланцами между ними устанавливают прокладки из картона, холста или резины. Прокладки повышают плотность трубопровода и сокращают величину удельного стыкового коэффициента. Внутри и снаружи рекомендуется окрашивать каменноугольным лаком сорта А.

При фланцевом соединении труб требуется следующее число болтов:

Диаметр труб, мм	400	500	600	700	800
Число болтов, шт.	6—12	8—12	14	14	14

Техническая характеристика металлических труб

Диаметр трубы, мм	Длина трубы, мм	Вес трубы (кг) при толщине стенок	
		1,5 мм	2,0 мм
300	2; 3	35,2; 48,6	38,8; 60,2
400	2; 2,5; 3	47,9—56,8—65,8	52,9—63,1; 79,4
500	2,5; 3,0	70,2—80,2	76,6—93,0
600	2,6—3,0	—	77,7; 107,0

Таблица 101

Характеристика металлических труб, применяемых для проветривания забоев вертикальных стволов

Глубина ствола, м	Диаметр ствола, м	Диаметр трубопровода, мм	Длина трубы, м	Толщина стенки, мм	Число отверстий во фланце	Вес 1 м трубы, кг	Вес деталей соединений и подвески, кг	Общий вес 1 м трубы, кг
До 150	4,5—5	500	2,5	2	12	25,5	8,9	34,1
» 300	5—6,5	600	2,5	2	12	30,2	10,5	40,7
» 500	5—6,5	700	3,5	2,5	14	45,0	12,0	57,0
		800	3,5	2,5	14	50,0	13,7	63,7
		900	3,5	2,5	16	56,0	16,0	72,0
Более 500	Более 6,5	1000	3,5	2,5	—	63,0	17,0	80,0

В стволах шахт вентиляционные трубы подвешивают с помощью хомутов на подвесных канатах, закрепленных на лебедках грузоподъемностью 3—5 т, типа ЛНР-3; ЛНР-5; ЛН-5/500. Стальные канаты (ГОСТ 3070—55) рассчитываются на половинный вес ствола труб с пятикратным запасом прочности. В некоторых случаях трубные хомуты опираются на расстрелы ствола.

С целью повышения скорости выхода воздуха из труб их концы в забое иногда заканчиваются коническими насадками, диаметры которых на выходе должны быть на 150—300 мм меньше диаметров вентиляционных труб.

Для регулирования количества воздуха, подаваемого в выработку, применяют шиберы и направляющие аппараты, последние устанавливают на всасывающих отверстиях вентиляторов.

### Вентиляционные скважины

При большой длине тупиковых выработок с целью сокращения пути воздушного потока по оси проходимой выработки с поверхности проходят скважины, с помощью которых создается вход или выход потока воздуха на поверхность. Устье скважины оборудуется вентиляторной установкой; длина тупиковой выработки в этом случае считается от последней вентиляционной скважины.

Диаметр вентиляционных скважин с целью сокращения потерь напора принимается не менее 300 мм (уточняется расчетом).

При устойчивых породах стенки скважины не закрепляются; при неустойчивых — закрепляются обсадными трубами, минимальный диаметр которых и принимается из расчета пропускной способности скважины.

Скважина своим забойным концом может выходить прямо в вентиляционную выработку или соединяться с ней короткой сбойкой.

Для бурения вентиляционных скважин в зависимости от буримости горных пород и глубины скважины используются разные буровые механизмы. В крепких породах скважины диаметром 300—400 мм и глубиной до 300 м проходятся ступенчатым забоем с расширением станками ЗИФ-1200; ЗИФ-650; в средних по крепости породах диаметром до 1000 мм и глубиной до 100 м станками ударно-канатного бурения УКС-30; глубокие скважины — глубиной до 1000 м диаметром 1—3 м проходятся тяжелыми буровыми установками с применением реактивно-турбинных снарядов.

В породах средней крепости для бурения сплошным и ступенчатым забоем могут быть использованы буровые установки УРБ-ЗАМ. Скорость бурения скважин зависит от глубины и диаметра (в породах средней крепости вращательным способом диаметром 300—400 мм — 200 м/мес, ударно-канатным способом диаметром до 1000 мм при глубине до 100 м — 40—50 м/мес).

## **В. ОСВЕЩЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК**

Освещение подземных выработок осуществляется светильниками двух видов: стационарными и переносными.

### **1. СТАЦИОНАРНЫЕ СВЕТИЛЬНИКИ**

Стационарные светильники разделяются на светильники с лампами накаливания и люминесцентные.

По признаку питания током светильники разделяются на сетевые и с автономным питанием (генератор в светильнике с приводом от воздушной или водяной турбины) и изотопные (при взаимодействии продуктов распада радиоактивного изотопа криптона с фосфорным покрытием стенок лампы).

К сетевым с лампами накаливания относятся светильники

а) рудничные РН в нормальном исполнении для шахт, неопасных по газу и пыли,

б) рудничные повышенной надежности РП для шахт, опасных по газу и пыли,

в) во взрывоопасном исполнении ВВ для шахт, особо опасных по газу, нефтевыделению и пыли.

К сетевым люминесцентным относятся светильники:

а) люминесцентные нормальные РНЛ,

б) взрывобезопасные РВЛА.

К сетевым также относятся индукционные светильники с лампами накаливания и люминесцентные, которые могут присоединяться в любой точке осветительного кабеля без вскрытия его изоляции и непосредственного соединения с проводами; питание током осуществляется благодаря индукции с помощью встроенного в светильник трансформатора.

Характеристики светильников приведены в табл. 102, 103, 104.

Питание стационарных рудничных светильников допускается ПБ при линейном напряжении не выше 127 в. В околоствольных дворах и в камерах при высокой подвеске светильников (не ниже 2,5 м) допускается применение напряжения 220 в.

При проведении выработок для временного переносного освещения забоев применяют светильники с напряжением тока 36 в. При ремонтных работах используют переносные ручные электрические лампы при напряжении тока 12 в.

Для понижения рабочего напряжения и для питания светильников местного освещения применяются специальные трансформаторы, данные о которых приведены в табл. 105.

Для освещения может быть использован пусковой агрегат ПА, состоящий из трансформатора с двумя магнитными пускателями, предназначенный для дистанционного управления ручными электросверлами ЭБГ-19Д. Для освещения

## Характеристики стационарных электрических светильников

Тип светильника	Назначение	Номинальное напряжение, в	Мощность ламп, вт	Вес, кг
РН-60-1	Для освещения откаточных выработок и камер	127	60	1,7
РН-60-2	То же	250	75	1,85
РН-100	Для освещения машинных камер, подземных мастерских, околовольных выработок и др.	127	100	2,45
РН-200	То же	127	200	3,10
РП-25	Для освещения откаточных выработок, людских ходков, очисных и подготовительных забоев	127	25	2,0
РП-60	То же	127	60	2,0
ФВУ-2РВ	Для освещения движущихся машин	45	22	—

Таблица 103

## Характеристика люминесцентных светильников

Светильники	РНЛ-15	РВЛА-15	РВЛ-15
Напряжение, в	127	127	127
Мощность, вт	15	15	15
К. п. д.	0,55	0,4	0,85
Вес, кг	5,5	7,6	4,8
Исполнение	Нормальное	Взрывобезопасное	

Таблица 104

## Техническая характеристика индукционной осветительной установки ИВС-15

Показатели	Значения
Источник света . . . . .	Люминесцентная лампа
Мощность лампы, вт . . . . .	15
Световой поток светильника, лм . . . . .	430
Размеры светильника, мм:	
длина . . . . .	590
наибольший диаметр . . . . .	110
Вес светильника, кг . . . . .	3,7
Трансформатор:	ТСО-2,5
мощность, ква . . . . .	2,5
напряжение, в . . . . .	380/24
Габариты трансформатора, мм:	
длина . . . . .	655
ширина . . . . .	390
высота . . . . .	620

Показатели	Значения
Вес, кг . . . . .	160
Указатель тока типа (микроамперметр):	УТ-1
длина, мм . . . . .	110
диаметр, мм . . . . .	105
Вес, кг . . . . .	1,8
Кабель марки . . . . .	КРПТ1×35

Таблица 105

## Техническая характеристика осветительных трансформаторов

Тип трансформатора	Мощность, ква	Номинальное напряжение, в		Вес трансформатора, кг	Примечание
		высшее	низшее		
ТСШ-2,5/0,5	2,5	220—380 (500)	133	130—132	Шахтный осветительный
ТСШ-4/0,5	4	220—380 (500)	133	180—220	
ОСО-0,25/0,5	0,25	127—220	12—36	2,9	Однофазный осветительный
ОСВУ-0,25/0,55	0,25	127—220 380—500	12—36	12,0	

забоев шахт, опасных по газу и пыли, применяются индукционные варыво-безопасные светильники ИВС-15 (см. табл. 104). Нормы освещенности объектов-пунктов приведены в табл. 106.

Расстояния между светильниками мощностью 100 в принимаются следующие:

в камерах, на подстанциях, площадках рудничных дворов 3—4 м;

на главных откаточных путях, погрузочных площадках и разминовках 7—8 м;

Таблица 106

## Нормы освещенности объектов

Наименование объектов (пунктов)	Количество лк или мощность, вт
Машинные камеры, мастерские, электровозные депо, склады ВМ . . . . .	50—70 лк
Очистные забои, забои подготовительных выработок у скреперных лебедок . . . . .	25—40 »
Пункты погрузок, разминовки, откаточные выработки, лестничные отделения . . . . .	15 »
Забои стволов шахт на 1 м <sup>2</sup> площади . . . . .	15 вт
Подвесные полки . . . . .	10 »
Устье стволов . . . . .	5 »
Склады . . . . .	5 лк

в забоях очистных и подготовительных выработок 5—6 м;  
в выработках с механической откаткой и доставкой, людских ходках и обходных выработках 15—20 м.

Для освещения забоев вертикальных выработок обычно применяют люстры с рефлекторами и герметичными колпаками. Люстры подвешивают на высоте 4—7 м от забоя; в них помещают одну или несколько ламп по 150—500 вт.

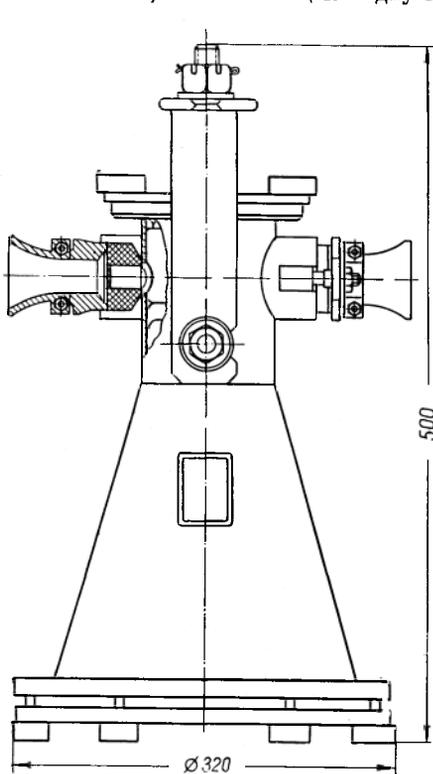


Рис. 25. Светильник «Свет-3»

На рис. 25 показан светильник «Свет-3», предназначенный для освещения вертикальных стволов шахт при их проходке; этот светильник снабжен взрывобезопасным патроном. Лампа накаливания НЗК-127-300 с параболическим баллоном мощностью 300 вт обеспечивает силу света в 3500 св. Корпус стальной сварной с защитным стеклом имеет два ввода под кабель ГРШС ( $3 \times 2,5 + 1 \times 1,5 \text{ мм}^2$ ); вес светильника 21 кг. Изготовитель: Скуратовский экспериментальный завод ЦНИИподзем-шахтостроя.

По всему стволу через каждые 30 м подвешивают электрические лампы мощностью 100 вт. Для освещения стволов применяются прожекторы типа ПЗС-45, установленные один от другого через 20—30 м по высоте. Особое внимание уделяется освещению насосов, подвесного полка, натяжной рамы, грейферного погрузчика.

Ток подводят к лампам с поверхности по двужильному бронированному кабелю, навитому на барабан лебедки; кабель закрепляют на стальном тросе диаметром не менее 8 мм.

Стационарные осветительные сети должны выполняться бронированными кабелями с алюминиевыми жилами, алюминиевой или полихлорвиниловой оболочкой с резиновой изоляцией; при наличии среды.

агрессивно действующей на алюминий, следует применять кабели с медными жилами и свинцовой оболочкой.

Для переносных сетевых светильников применяются гибкие кабели с медными жилами с резиновой изоляцией.

Ответвления к светильникам в подземных выработках производятся при помощи специальных тройниковых муфт кабелем марки АНГ или ГРШСН с сечением жилы не более  $2,5 \text{ мм}^2$ .

Для переносной осветительной сети забоев применяется гибкий кабель марки ГРШСН с жилами сечением не более  $4 \text{ мм}^2$ .

## 2. ПЕРЕНОСНЫЕ СВЕТИЛЬНИКИ

Применяются два типа переносных светильников: беспламенные (аккумуляторные, пневмоаккумуляторные) и пламенные (бензиновые и ацетиленовые).

Беспламенные аккумуляторные светильники применяются с аккумуляторами: железо-никелевыми, кадмий-никелевыми, никель-цинковыми, свин-

цовыми и цинк-свинцовыми. По составу электролита различаются аккумуляторы кислотные и щелочные.

Аккумуляторные светильники выпускаются в двух разновидностях: головные и ручные. К числу головных относятся ЛСК-10у, ШГС-1, ШГС-2, ШГС-3, ШГСГ, СГ-10, «Кузбасс», ОЛДХЭМ, головной аккумуляторный светильник «Украина» СГ-10 (табл. 107—109)

Трехэлементная кадмий-никелевая аккумуляторная батарея является одновременно и корпусом светильника. Оболочка ее изготавливается из пластмассы.

Т а б л и ц а 107

**Характеристика аккумуляторных светильников**

Показатели	Головной СГ-10	Головной СГУ-2	Ручной технадзорский СТ-8
Батарея . . . . .	Кадмий-никелевая	Никель-цинковая	
Тип . . . . .	ЗШКНП-10	2НЦЖ-10А	2ШКНП-8
Емкость, а-ч . . . . .	10	10	10
Напряжение, в . . . . .	3,75	3,4	2,5
Электролит . . . . .	Раствор едкого калия плотностью 21—23° Боме с добавкой моногидрата лития в количестве 10 г/л		
Лампа накаливания, тип . . . . .	Двухнитевая с ксеноновым наполнением, РКС	Двухнитевая с ксеноновым наполнением, РКС	Двухнитевая с ксеноновым наполнением, РКС
	3,75—1,0/0,5	3,4—1,0/0,5	2,5—0,8/0,5
Световой поток, лм . . . . .	47	40	20
Продолжительность непрерывного горения, ч . . . . .	10	10	10
Габаритные размеры, мм:			
корпуса . . . . .	170×148×59,5	166×136×63	81×69×205
фары . . . . .	70×76	70×70	—
Вес светильника с электролитом, кг . . . . .	1,85	1,42	1,3
В том числе вес фары с кабелем, кг . . . . .	0,32	0,32	—

Т а б л и ц а 108

**Характеристика ручных аккумуляторных светильников**

Показатели	Марки светильников							
	РВС-2	ЛАУ-1	ЛАУ-4	ЛАУ-2	ЛАУ-4	ЛАС-6а	ЛАС-6с	ЛАС-8М
Световой поток, лм . . . . .	14	10	16	7,5	7,5	80	80	90
Сила света, св . . . . .	3,0	3,0	3,5	25	25	10	10	10
Время горения, ч . . . . .	10	10	10	10	10	10	10	10
Вес, кг . . . . .	4,5	3,0	4,3	2,7	2,3	3,5	3,6	3,4

## Характеристика головных аккумуляторных светильников

Показатели	Марки светильников						
	ЛСК10У	ШГС-1	СТ-10	«Украина»	«Кубасс»	ОЛУ-ХЭМ	ШГСТ
Световой поток, лм . . . . .	15/10	30/15	30/15	40/20	30/15	—	30/15
Сила света, св . . . . .	26	60	60	60	60	60	60
Время горения, ч . . . . .	10	10	10	10	10	10	10
Вес, кг . . . . .	3,4	2,4	1,8	1,41	1,8	2,4	2,36

Примечание. В числителе — световой поток рабочей нити накала, в знаменателе — резервной.

Стальная крышка светильника запирается на корпусе батареи с одновременным закреплением поясной скобы при помощи магнитного затвора, который можно открыть только в шахтной ламповой специальным электромагнитом.

Головной аккумуляторный светильник «Украина» СГУ2 (см. табл. 107). Двухэлементная никель-цинковая аккумуляторная батарея является одновременно и корпусом светильника. Оболочка ее изготовляется из пластмассы. Зарядка батареи светильника производится в собранном виде через фару и кабель на специальном зарядном станке. Заливка ее электролитом производится один раз в семь дней в собранном виде через специальные отверстия, находящиеся в боковой части корпуса батареи.

К числу ручных электрических светильников относятся с лампами накаливания РВС-2, ЛАУ-4, ЛАУ-1, ЛАТ-2, ЛАТ-4 и СТ8 (табл. 108). Технадзорский аккумуляторный светильник СТ8 (см. табл. 107) предназначен для пользования лицами технического надзора в шахтах, опасных по газу и пыли.

Светильник состоит из аккумуляторной батареи 2ШКНП-8, головки в сборе и скоб для крепления головки к корпусу батареи.

Поворотом рукоятки переключателя можно включить основную нить накаливания для тока 0,8 а или запасную нить — 0,5 а, а также полностью отключить лампу.

Светильники с люминесцентными лампами ЛАС-6, ЛАС-6а, ЛАС-6с, ЛАС-8, ЛАС-8а и ЛАС-10. Характеристика некоторых из них приведена в табл. 108.

Ручной переносный сетевой электрический взрывозащитный светильник типа ПР-60-В предназначен для местного освещения в обычных и специальных взрывоопасных помещениях класса В1, где могут образовываться взрывоопасные смеси третьей категории группы Г. Он применяется при напряжении сети 12 в с лампой СМ-13 (13 и 15 в); осевая сила света 6 св; светильник имеет защитное стекло и светофильтр; длина провода указывается в заказе. Габаритные размеры: длина 300 мм, диаметр 68 мм и вес 2,1 кг.

Переносные пламенные светильники Характеристика переносных пламенных светильников приведена в табл. 110.

В целях обеспечения бесперебойной работы переносных ламп за ними требуется тщательный уход. Особое внимание должно быть уделено осмотру сеток пламенных светильников (проверка на исправность швов, отсутствие рваных проволок, вмятин, сдвигов проволок) и затворов.

Каждый месяц все лампы проверяются, при этом составляется акт осмотра с указанием номеров неисправных ламп, исключенных из употребления. В про-

## Характеристика пламенных светильников

Наименование светильников	Показатели			
	Сила света, св	Продолжительность горения, ч	Количество заряда горючего, г	Вес, кг
Ацетиленовая . . . . .	7—12	10—12	100—40	1,0—1,5
Бензиновая обыкновенная . . . . .	0,52	12	40—50	1,4
Бензиновая предохранительная . . . . .	0,52	12	40—50	1,4

в процессе работы надо следить за исправностью ламп и не допускать перегрева сетки.

Если число одновременно работающих под землей рабочих превышает 30 человек, то для хранения заправки, контроля и проверки ламп устраивают специальные ламповые помещения; при меньшем числе рабочих для этих целей выделяют отделение в производственном помещении. Ламповые помещения оборудуют специальными приборами и приспособлениями для заправки, чистки, ремонта и проверки ламп. При применении электрических и аккумуляторных ламп в состав лампового хозяйства включается зарядное помещение с соответствующим оборудованием.

## Глава IV. УБОРКА ПОРОДЫ

Уборка породы является трудоемким и тяжелым производственным процессом, она занимает до 50%, а при проведении вертикальных горных выработок — до 70% продолжительности проходческого цикла.

В состав работ по уборке породы, отбитой от массива, входят следующие операции: осмотр рабочего пространства выработки и приведение его в безопасное состояние, разборка породы, размельчение крупных кусков, погрузка породы в сосуды, откатка их к отвалу или к стволу шахты и подъем на поверхность, откатка на отвал к пункту разгрузки вагонов.

Уборка породы состоит из двух тесно увязанных между собой процессов: погрузки и транспортировки (откатки, подъема).

### **1. ПОГРУЗКА ПОРОДЫ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТКАХ**

Погрузка породы при проведении горизонтальных выработок производится специальными породопогрузочными машинами и вручную. В горнорудной промышленности СССР погрузка породы механизирована более чем на 90%, ручная погрузка применяется только на вспомогательных работах. В геологоразведочных организациях погрузка породы машинами составляет около 72%. Такое положение объясняется тем, что из общего объема горизонтальных выработок, проводимых при разведочных работах, до 40% имеют малое поперечное сечение (до 4 м<sup>2</sup>), в котором применение серийных породопогрузочных машин не представляется возможным.

ЦНИГРИ разработаны технологические схемы и рекомендованы комплексы горнопроходческого оборудования для проведения горизонтальных выработок малых поперечных сечений (до 4 м<sup>2</sup>), которыми предусмотрена механизированная уборка породы скреперными установками. Внедрение в практику работы скреперных установок и малогабаритных погрузочных машин позволит повысить уровень механизированной уборки породы на геологоразведочных работах до 80—85%.

### **ПОРОДОПОГРУЗОЧНЫЕ МАШИНЫ**

В СССР разработан типаж породопогрузочных машин и организован их серийный выпуск. Для новых породопогрузочных машин приняты следующие условные обозначения:

ППН-1 (ППН-2) — погрузочная периодического действия нижнего захвата;

ПНБ (2ПНБ-3) — погрузочная непрерывного действия бокового захвата;

ПНВ-1 — погрузочная непрерывного действия верхнего захвата;

ППВ-1 — погрузочная периодического действия верхнего захвата.

Цифры слева от индекса обозначают номер модели, справа — номер типоразмера.

Для работы в специальных условиях предусмотрено изготовление машин с двухсторонним управлением или с возможностью перестановки пульта управления с одной стороны машины на другую.

Типажом предусмотрена следующая классификация породопогрузочных машин по их назначению:

- а) для геологоразведочных и нарезных выработок малых поперечных сечений — ППН-1, ПНБ-1;
- б) для подготовительных и геологоразведочных горных выработок сечением более 5 м<sup>2</sup> — ППН-2, 1ППН-3 и 2ППН-3;
- в) для горнокапитальных выработок и туннелей — 1ППН-3, 2ППН-3, ППН-4;
- г) для очистных и камерных выработок — ППН-4, 1ПНБ-2, ПНБ-4;
- д) для работы в наклонных (более 15°) выработках — ППН-7, ПНБ-5, ППВ-2.

В геологоразведочных партиях наибольшее применение получили ковшовые машины нижнего захвата ППН-1, ППН-2; в выработках небольших поперечных сечений все больше применяются скреперные установки, а также малогабаритные машины.

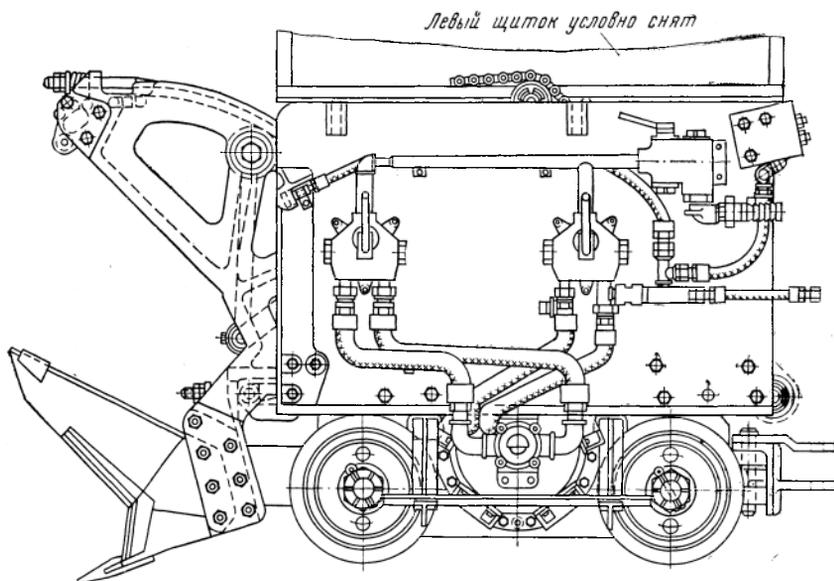


Рис. 26. Малогабаритная электрическая машина типа ППН-1с

В последние годы имеет место использование погрузочных машин, работающих совместно с ленточными перегружателями типа УПЛ-1с или «Кривбасс».

В табл. 111 приведен типаж погрузочных машин, рекомендованный для геологоразведочных организаций и горнорудных предприятий СССР.

Погрузочная машина ППН-2 является прототипом машин моделей типа ПМЛ-5 и ЭПМ-1. Конструктивно машина ППН-2 отличается от своих предшественниц увеличением емкости ковша до 0,25 м<sup>3</sup>, фронта погрузки до 2,5 м и собственного веса до 6 т. Все это способствует значительному повышению производительности при погрузке породы. Машина состоит из механизма передвижения, погрузочного органа с ковшом, механизма подъема ковша, механизма поворота ковша и пульта управления. Машины ППН-2 выпускаются для двух видов энергии: пневматической или электрической.

Малогабаритная погрузочная машина ППН-1с (рис. 26) предназначена для погрузки породы в выработках малого поперечного сечения. Конструктивно и по принципу работы эта машина сходна с машиной ППН-2.

Машина ПНБ-3м относится к классу машин непрерывного действия с рабочим органом типа парных нагребующих лап. Основными узлами машины

### Техническая характеристика

Модель	Рабочий орган	Производительность, м <sup>3</sup> /мин	Габаритные раз	
			длина	ширина
ППН-1	Ковш емкостью 0,125 м <sup>3</sup>	0,5	1800	900
ППН-2	То же            0,25 м <sup>3</sup>	0,8	2500	1320
1-ППН-3	»            0,5 м <sup>3</sup>	1,25	3150	1400
2-ППН-3	»            0,5 м <sup>3</sup>	1,25	3150	1400
1-ППН-5	»            0,25 м <sup>3</sup>	1,10	8000	1400
ПНВ-1	Парные нагребавющие лапы	1,25	4500	1000
1-ПНВ-2	То же	2,0	7100	1600
ПНВ-3	»	3,0	8500	2000
ПНН-1	Лопастной барабан	0,6	6000	1400
ПНВ-1	Ротор с гребками	2,5	8000	1600
ППН-7	Ковш емкостью 0,25 м <sup>3</sup>	0,8	8500	2000
ППВ-2	Грейфер	0,5	8500	200

**Примечание.** Конструкции породопогрузочных машин, предусмотрен

- а) обеспечивают возможность автоматизации работы машин непрерывного
- б) позволяют установку легких съемных передаточных конвейеров;
- в) позволяют разборку машины на транспортабельные узлы, что очень важно
- г) предусмотрено двухстороннее управление машиной или возможность пере

являются питатель, ходовая тележка и хвостовой конвейер. Для погрузки породы в наклонных выработках типажем рекомендованы модели машин ППН-7, ПНВ-5.

Машина ППН-7 состоит из следующих основных узлов: рычажно-ковшового, рукоятки с поворотным корпусом, ходовой части, конвейера и электрооборудования с пультом управления.

Привод всех рабочих органов машины осуществляется от одного электродвигателя типа КОФ-32-4 через редуктор с выходными валами.

Погрузка породы машиной ППН-7 в наклонных выработках в отличие от работы в горизонтальных выработках выдвигает следующие дополнительные требования к организации работ:

- 1) необходима надежная подвеска машины на канате ее лебедки;
- 2) машина должна работать только на приданных ей переносных звеньях временного рельсового пути, наращиваемых по мере подвигания фронта погрузки;

3) машина, отведенная от забоя на время взрывных работ, должна дополнительно укрепляться для предотвращения ухода вниз (к забоя) при возможном обрыве каната.

При небольшом объеме проходки наклонной выработки с углом наклона до 18° погрузку породы можно осуществлять машиной ППН-1 или ППН-2. Для этой цели машина оборудуется вспомогательным подъемно-подвесным устрой-

## породопогрузочных машин

меры, мм		Фронт погруз-ки, м	Вид энергии	Вес ма-шины, т	Примечание
высота					
макси-мальная	тран-спортная				
1500	1250	2.0	Электрическая или пневматическая	2.5	
2120	1600	2.5	Пневматическая или электрическая	6.0	
2500	1800	3.2	Пневматическая	8.0	
2500	1800	3.2	»	8.0	
2120	1700	4.0	Электрическая	10.0	
2000	1120	—	»	5.0	По желанию заказчика длина может быть увеличена до 6500 м
2500	1500	—	»	6.0	Гусеничный ход
2800	1800	—	»	20.0	То же
1400	1400	—	»	6.0	»
1600	1500	4.0	»	4	Рельсовый ход
				8	Гусеничный ход
1800	1800	4.0	»	10.0	Рельсовый ход
1800	1800	4.0	»		

ные типажом, удовлетворяют следующим техническим требованиям: и периодического действия;

для условий доставки машин в геологоразведочные партии; становки пульта управления машиной с одной стороны на другую.

ством (рис. 27). В этом случае к колесам задней пары машины привариваются дополнительно барабаны, на которых закрепляются концы подъемных канатов, переброшенных через блоки роликотой рамы подвесного устройства. Роликотой рама подвесного устройства закрепляется в 25—30 м выше машины.

Производительность машинной погрузки породы. Производительность погрузки машинами отбитой горной массы зависит от целого ряда факторов, главные из которых: кусковатость, абразивность, объемный вес и влажность горной породы, вес машины, емкость ковша, число циклов черпания (в мин), емкость вагонов, продолжительность маневров при замене груженых вагонов порожними, время откатки составов и др. При прочих равных условиях большое влияние на производительность погрузки оказывает квалификация машиниста.

Производительность погрузочной машины можно определить по формуле

$$P = \frac{3600Q_B}{t_{ц} \cdot \frac{Q_B}{q \cdot K_H} \left(1 + \frac{e}{100}\right) + \frac{2l}{v_{ср}} + t_P + \frac{t_c}{z}}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где  $P$  — производительность погрузочной машины,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$Q_B$  — емкость вагона,  $\text{м}^3$ ;

$t_{ц}$  — продолжительность цикла черпания, сек ( $t_{ц} = 15-20$  сек);

- $q$  — емкость ковша машины,  $\text{м}^3$ ;  
 $K_{н.с}$  — коэффициент наполнения ковша ( $K_{н.с} = 0,5-0,7$ );  
 $e$  — время простоя машины по технологическим причинам (смазка, мелкий ремонт, передвижка временного пути) ( $e = 5\%$  от общего времени уборки породы в цикле);  
 $l$  — расстояние между пунктами погрузки и обмена вагонов ( $l = 20-75 \text{ м}$ );  
 $t_p$  — время на сцепку и расцепку вагонов при их замене ( $t_p = 30-40 \text{ сек}$ );  
 $v_{ср}$  — средняя скорость откатки вагонов при их обмене,  $\text{м/сек}$  ( $v_{ср} = 0,6-1 \text{ м/сек}$ );

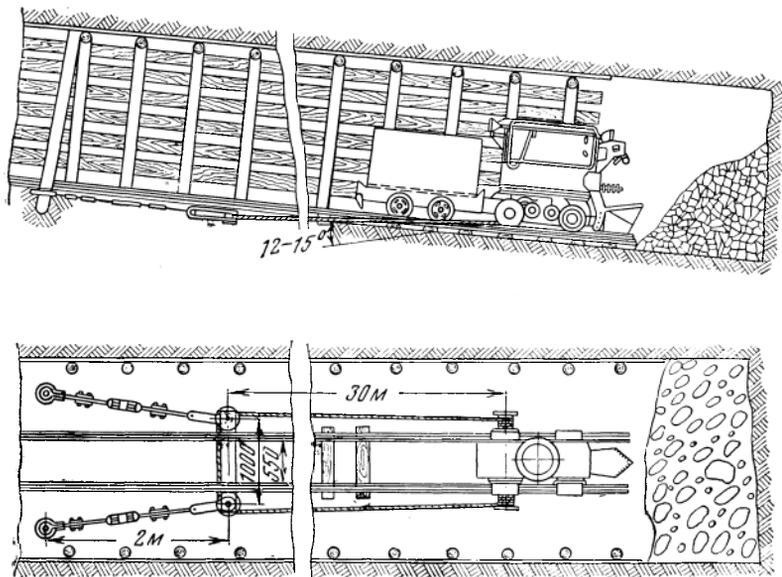


Рис. 27. Схема установки машины ПИН-2 при работе в уклоне

$t_c$  — продолжительность откатки груженого состава, сек

$$t_c = \frac{2L}{v_{эл}} + t_m, \text{ сек},$$

где  $L$  — расстояние от пункта обмена вагонов до ствола шахты или устья штольни,  $\text{м}$ ;

$v_{эл}$  — средняя скорость движения электровоза с груженым и порожним составом,  $\text{м/сек}$ :  $v_{эл} = 0,6-0,8 v_{\text{макс}}$ ,

где  $v_{\text{макс}}$  — максимальная скорость движения электровоза, допускаемая правилами безопасности;

$t_m$  — продолжительность маневров при замене груженого состава на порожний, сек ( $t_m = 80-120 \text{ сек}$ ).

Средняя производительность погрузки породы при проведении горизонтальных горных выработок составляет от 4 до 8  $\text{м}^3/\text{ч}$  породы в массиве.

Продолжительность уборки породы определяется по формуле

$$T_{уб} = \frac{Q_{уб}}{P}, \text{ ч},$$

где  $T_{уб}$  — продолжительность уборки породы, ч;

$Q_{уб}$  — объем породы, подлежащей уборке,  $\text{м}^3$ ;

$P$  — производительность погрузочной машины,  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

Производительность погрузочной машины, работающей в наклонной выработке, зависит от суммы тех же факторов, что и при работе в горизонтальной выработке, и может определяться по той же формуле. Однако время маневровых операций по замене груженых вагонов порожними следует уточнять, исходя из данных условий, по формуле

$$t_1 = \frac{2L}{v_{cp}} + t_n,$$

где  $L$  — длина откатки (подъема), м;

$v_{cp}$  — средняя скорость подъема и спуска вагонов, м/сек;

$t_n$  — продолжительность паузы на верхней приемной площадке (отцепка и прицепка вагонов), сек ( $t_n = 120-150$  сек).

Мероприятия, способствующие повышению производительности погрузки породы. Наибольшая производительность породопогрузочных машин достигается при погрузке горной массы, в составе которой количество кусков крупной фракции (с размером отдельных кусков более 160 мм) не превышает 20—25%. Поэтому в целях повышения производительности машинной уборки породы следует применять такую организацию буровзрывных работ, при которой обеспечивается равномерное и мелкое дробление породы с выходом наименьшего количества крупных кусков.

В целях обеспечения высокой производительности машинной погрузки при проведении выработки по абразивным породам и породам с большим объемным весом рекомендуется армировать переднюю кромку ковша машины острыми зубьями, изготовленными из качественной стали.

Повышению производительности погрузки способствует проведение регулярного (вслед за подвижением фронта погрузки породы) наращивания рельсового пути или укладки переносного звена рельсов длиной 2—2,5 м, прикрепленных к деревянным или металлическим шпалам, а также применение выдвижных рельсов либо выдвижных звеньев временного пути, изготовленных из швеллеров. Использование выдвижных рельсов (швеллеров) дает машине возможность подходить непосредственно к породе, что существенно повышает производительность. Сокращение продолжительности маневровых операций также значительно повышает производительность машинной уборки породы.

В целях сокращения простоя машин и увеличения производительности погрузки применяют перегружатели, накладные разминочки, накладные плиты, тупиковые заезды, замкнутые разминочки и др.

Перегружатели используют в сочетании с породопогрузочными машинами. Для этого их снабжают удлиненной консолью, допускающей размещение 5—15 вагонов. На рис. 28 изображен перегружатель УПЛ-1 на 6 вагонеток. При таком

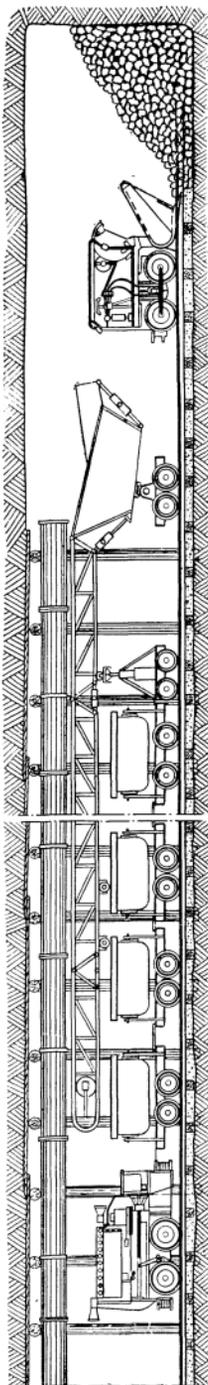


Рис. 28. Перегружатель типа УПЛ-1с на 6 вагонов

сочетании погрузочного и транспортирующего механизмов время простоя погрузочной машины сокращается в 1,5—2 раза.

В геологоразведочных партиях применялись перегружатели типа УПЛ-1с. Этот перегружатель состоит из отдельных секций, число которых может изменяться, в зависимости от чего длина его может быть большей или меньшей (наибольшая длина 33 м рассчитана на размещение под ним состава из 15 вагонов, наименьшая длина — 11 м позволяет размещение состава из 5 вагонов).

При погрузке породы машиной в бункер перегружателя необходимо периодически подтягивать перегружатель к забою, чтобы расстояние между бункером и погрузочной машиной не превышало 5—6 м, в противном случае эффективность использования перегружателя снижается.

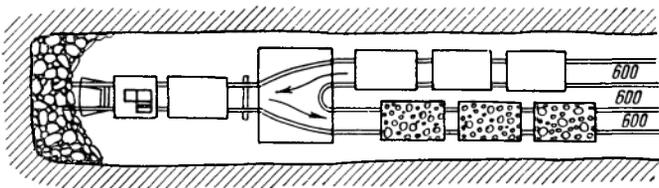


Рис. 29. Накладная плита

Накладные разминовки изготовляют из рельсов узкой колеи. Разминовка состоит из двух концевых и одной средней секций, закрепленных на металлических шпалах. Длина основного звена разминовки рассчитывается по числу вагонов в составе поезда (до 5 вагонов).

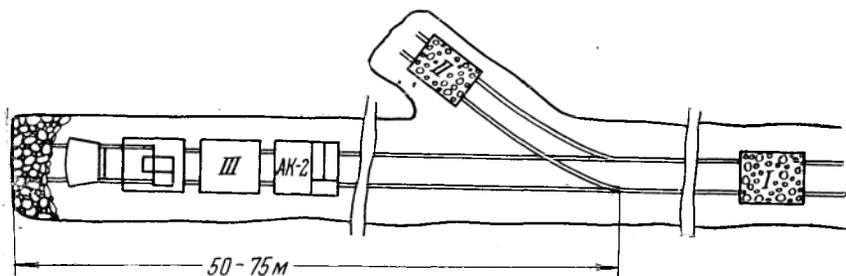


Рис. 30. Тупиковый заезд

Накладную разминовку укладывают сверху на основной путь и по мере уходки забоя через каждые 15—20 м передвигают ее электровозом или погрузочной машиной к забою. Применение накладной разминовки позволяет сократить время маневрирования примерно на 1 мин для каждого вагона.

Накладная плита (рис. 29) — это обычный лист котельного железа толщиной 8—12 мм, который укладывают на рельсовый путь. Длина плиты должна быть на 0,5—0,6 м больше ширины двухколейного пути, а ширина должна превышать 2,5—3-кратную величину жесткой базы вагона.

Для обеспечения плавного перехода вагона с рельсового пути на плиту и фиксирования плиты на рельсах в одном положении участки ее, лежащие непосредственно на рельсах, скашивают «на нет». Для обеспечения плавного выхода реборд колес на плиту последнюю просекают и прогибают во внутрь рельсового пути. У передней кромки плиты просверливают отверстия для крепления тягового троса, при помощи которого плиту по мере продвижения выработки (через каждые 5—6 м) перетаскивают с помощью машины ближе к забою.

Тупиковый заезд (рис. 30) устраивают через каждые 50—75 м. Если тупиковый заезд рассчитан только на один вагон, то замену груженых вагонов порожних производят следующим образом: первый груженный вагон загоняют в тупи-

ковый заезд и затормаживают. После загрузки второго вагона, при подходе электровоза к тупиковому заезду, вагон, стоящий в тупике, растормаживается и самоходом выкатывается из тупика на основную путь. Электровоз проталкивает груженный вагон дальше в направлении к стволу шахты или к устью штольни, после чего загоняет второй груженный вагон в тупик и т. д. до загрузки всего состава. При такой организации маневровых операций электровоз при движении груженого состава находится сзади состава.

Заезд в боковую выработку (рис. 31). При наличии пройденных ранее рассечек или других выработок обмен груженных вагонов производится следующим образом. В боковую выработку загоняется состав порожних вагонов. Первый вагон подается к машине на погрузку. После загрузки первого вагона его откатывают за боковую выработку, а из боковой выработки выгоняется второй вагон и подается к машине на погрузку. В дальнейшем операции по замене вагонов повторяются.

Если в распоряжении бригады имеется два состава вагонов, то при подходе к пункту обмена электровоз проталкивает груженный состав вперед за боковую выработку и загоняет в нее состав порожних вагонов, после чего отвозит груженный состав. В таком случае во время откатки груженого состава продолжается погрузка породы. При отсутствии второго состава вагонов погрузка породы в период откатки груженого состава не производится, погрузочная машина простаивает.

Замкнутые разминовки так же, как и тупиковые заезды, устраивают через каждые 50—70 м. Выработку в этих местах несколько расширяют. В зависимости от способа откатки разминки устраивают на один или на большее число вагонов.

При электровозной откатке для замены груженных вагонов порожними весь состав порожних вагонов загоняют на разминку. Электровоз подгоняет к машине один вагон и после его загрузки вывозит на разминку; каждый последующий порожний вагон берется от головы состава, а груженный подается на разминку. После загрузки всех вагонов электровоз откатывает поезд к стволу шахты.

Забойные разминки «заезды» (рис. 32) успешно применяли в Степной экспедиции в сочетании с замкнутой разминкой. Маневровые операции по замене груженных вагонов порожними производились следующим образом: во время погрузки первого

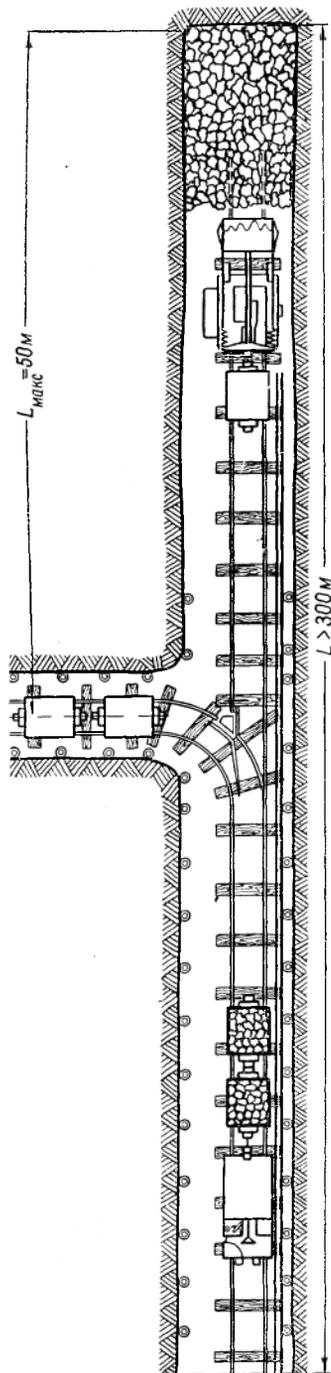


Рис. 31. Заезд в боковую выработку

вагона второй вагон из замкнутой разминовки, устраиваемой в выработке через каждые 50—75 м, перегоняли на забойную разминовку «звезд», устраиваемый в 6—10 м от забоя. После загрузки первого вагона его откатывали на основную разминовку, а в это время порожний вагон перегоняли из забойной разминовки к машине на погрузку. В дальнейшем цикл маневра повторялся — на забойную разминовку ставился последующий порожний вагон и т. д. Устройство дополнительной забойной разминовки способствовало значительному сокращению продолжительности маневровых операций и повышению скорости проведения горной выработки.

**Погрузка породы скреперами.** При проведении горизонтальных геологоразведочных выработок небольшой длины (до 120 м) и малого сечения (2,7—4 м<sup>2</sup>), в которых применение породопогрузочных машин невозможно, погрузку породы можно производить при помощи скреперных установок. На рис. 33 представлено расположение основного оборудования при уборке породы в штольне скреперной установкой.

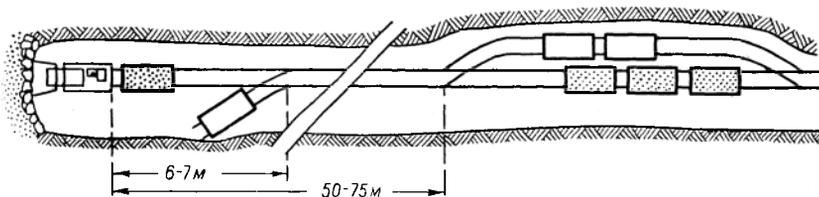


Рис. 32. Забойная разминовка в сочетании с замкнутой разминовкой

У устья штольни на устроенной эстакаде установлена скреперная лебедка, в забое штольни укреплен скреперный блок, через который переброшен канат холостого хода, к концу которого прикреплен скрепер.

Рациональная длина скреперования зависит от емкости скрепера и скорости скреперования. При емкости скрепера 0,15—0,2 м<sup>3</sup> и скорости скреперования 1—1,2 м/сек длина скреперования равна 50—60 м.

При уборке породы в горизонтальных горных выработках применяются скреперы двух типов: ящичные и гребковые.

Ящичный скрепер представляет собой металлический ящик без дна со скошенной задней стенкой. Емкость скрепера 0,1—0,3 м<sup>3</sup>.

Гребковый скрепер состоит из задней стенки, изготовленной из твердой листовой стали, боковых стенок, сменных стальных зубьев и рукоятки с серьгой крепления головного каната. Емкость скрепера 0,15 м<sup>3</sup>. Высота  $h$ , ширина  $b$ , длина  $l$  современных конструкций скреперов находятся в следующих соотношениях:

$$\text{для гребковых } h : b : l = 1 : 2 : 2,5;$$

$$\text{» ящичных } h : b : l = 1 : 2 : 2.$$

Размеры скреперов определяются в зависимости от их емкости (в м<sup>3</sup>):

для гребкового

$$h = 0,8 \sqrt[3]{qc}; \quad b = 1,6 \sqrt[3]{qc}; \quad l = 2 \sqrt[3]{qc};$$

для ящичного

$$h = 0,63 \sqrt[3]{qc}; \quad b = 1,26 \sqrt[3]{qc}; \quad l = 1,26 \sqrt[3]{qc}.$$

Угол наклона задней стенки скрепера принимается в пределах 40—60°. В табл. 112 приведена краткая характеристика скреперов, рекомендованных типажем.

Скреперные лебедки по числу рабочих барабанов подразделяются на двухбарабанные и трехбарабанные. При проведении горных выработок применяются двухбарабанные лебедки. Наиболее широкое распространение получили

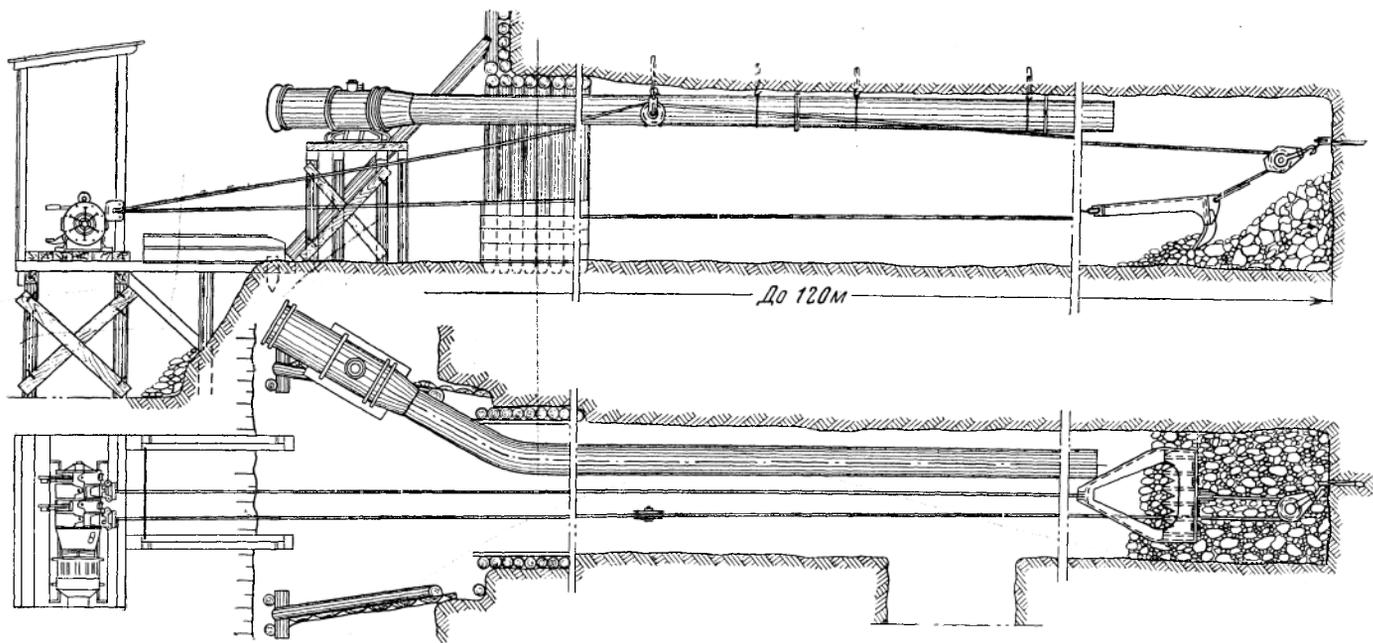


Рис. 33. Скреперная установка на уборке породы в штольне

## Техническая характеристика скреперов

Модель	Емкость скрепера, м <sup>3</sup>	Габаритные размеры, мм			Вес, кг	Угол внедрения, град	Примечание
		Длина	Ширина	Высота			
<b>Гребковые скреперы</b>							
СГ-0,16Т	0,16	1250	900	450	300	45 и 60	Для легких гребковых скреперов удельное давление принято равным от 3 до 11,9 кгс/см, а для тяжелых от 3,3 до 13,6 кгс/см
СГ-0,25Л	0,25	1400	1000	530	300	45 и 60	
СГ-0,25Т	0,25	1400	1000	530	475	45 и 60	
СГ-0,40Л	0,40	1600	1120	630	475	45 и 60	
СГ-0,40Т	0,40	1600	1120	630	750	45 и 60	
СГ-0,6Л	0,60	1800	1250	750	750	45 и 60	
<b>Ящичные скреперы</b>							
СЯ-0,25Т	0,25	900	900	400	400	45	Для легких ящичных скреперов удельное давление принято в пределах 4,0—7,5 кгс/см, а для тяжелых — 4,5—8,2 кгс/см (т. е. на 1 см длины рабочей кромки)
СЯ-0,40Л	0,40	1120	1000	450	400	45	
СЯ-0,40Т	0,40	1120	1000	450	600	45	
СЯ-0,6Л	0,60	1400	1120	500	600	45	

скреперные лебедки с планетарным приводным механизмом и тормозным переключением, обеспечивающими плавное, без рывков, включение лебедки в ход.

В табл. 113 приведены данные о скреперных лебедках, рекомендованных для работы при проведении геологоразведочных горизонтальных выработок. Канаты для скреперных установок рекомендуются типа «Компаунд», пряди которых свиты из проволок разного диаметра: внутренние — меньшего, а наружные — большего. Канаты для скреперных установок должны иметь прочность на растяжение в пределах 120—130 кгс/мм<sup>2</sup>, должны обладать достаточной гибкостью, прочностью и износостойчивостью.

Канаты скреперных установок работают в крайне неблагоприятных условиях, поэтому их необходимо смазывать не реже двух раз в месяц. Соединять канат с кольцом скрепера следует при помощи коуша, конец каната необходимо заплетать.

Скреперный блок состоит из собственного блока, обоймы, осп блока, вертлюга и крюка. Щеки обоймы изнутри имеют форму, которая исключает возможность попадания канатов в зазор между блоком и обоймой.

Диаметр скреперных блоков должен быть в 25—30 раз больше диаметра каната. В табл. 114 приведена техническая характеристика скреперных блоков (типаж).

Для погрузки породы скрепером непосредственно в вагон применяются скреперные платформы; они бывают металлические — передвижные и деревянные — переносные.

Металлическая передвижная скреперная платформа состоит из горизонтальной и наклонной площадок, смонтированных при помощи специальной рамы на двухосной тележке. Скреперные лебедки размещаются либо под платформой (рис. 34, а), либо над платформой (рис. 34, б).

Деревянная переносная скреперная платформа (рис. 34, в) имеет горизонтальную площадку, которая укрепляется двумя-тремя крепежными стойками

## Техническая характеристика скреперных лебедок

Модель	Мощность двигателя, кВт	Среднее тяговое усилие на рабочем барабане, кгс	Средняя скорость каната, м/сек		Диаметр рабочего каната, мм	Канатом-кость рабочего барабана, м	Габаритные размеры, мм			Вес лебедки без двигателя, кг
			рабочего	холодного			Длина	Ширина	Высота	
10ЛС-2С	10	1000	1,12	1,50	9,9 (12,5)	60 (45)	1320	600	600	355
17ЛС-2С	17	1600	1,12	1,50	12,5 (14,0)	75 (60)	1500	750	750	630
17ЛС-2П	17	1600	1,12	1,50	12,5 (14,0)	75 (60)	1000	1200	750	670
30ЛС-2С	30	2800	1,18	1,60	12,5 (14,0)	75 (60)	1000	1250	750	670
30ЛС-2П	30	2800	1,18	1,60	14,0 (16,5)	100 (85)	1120	1500	900	1180
55ЛС-2С	55	4500	1,32	1,80	17,5 (20,0)	125 (100)	1400	1800	1120	2000
55ЛС-2П	55	4500	1,32	1,80	17,5 (20,0)	125 (100)	1400	1800	1120	2000

Примечание. В качестве привода для скреперных лебедок приняты новые электродвигатели общего применения во взрывонепроницаемом (взрывобезопасном) исполнении (АО2 и ВАО) и пневматические двигатели.

## Техническая характеристика скреперных блоков

Модель	Главные параметры		Тяговое усилие на крюке, т	Габаритные размеры, мм			Вес блока, кг
	диаметр ролика, мм	максимальный диаметр каната, мм		Длина	Ширина	Высота	
3БС-200	200	12,5	3	450	280	140	18
5БС-250	250	15,0	5	560	360	160	28
8БС-300	320	20,0	8	710	450	180	45
15БС-400	400	25,0	15	900	560	200	80

в лунках стенок выработки. В средней ее части имеется отверстие, через которое порода высыпается в вагоны. По мере подвигания забоя через каждые 35—40 м скреперные платформы переносят ближе к забюю. В практике проведения разведочных выработок нашли широкое применение деревянные стационарные платформы.

Производительность скреперных установок. При проведении горноразведочных выработок породу убирают скрепером: 1) с предварительным отгаскиванием от забоя всей породы на 5—6 м и последующей погрузкой ее в вагоны, 2) с одновременным отгаскиванием породы от забоя и погрузкой ее в вагоны.

Производительность при предварительном оттачивании породы от забоя можно определить из выражения

$$P_{ск} = \frac{3600q_c\psi_1 \cdot \psi_2}{t_c}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где  $P_{ск}$  — производительность скреперной установки,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$q_c$  — емкость скрепера,  $\text{м}^3$ ;

$\psi_1$  — коэффициент наполнения скрепера (0,5—0,8);

$\psi_2$  — коэффициент использования скреперной установки во времени (0,5—0,8);

$t_c$  — продолжительность одного цикла скреперования, сек.

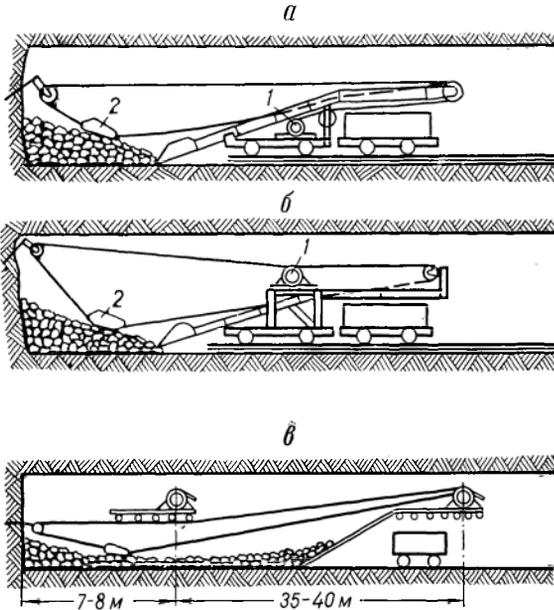


Рис. 34. Скреперные платформы (палки)

1 — лебедка; 2 — скрепер

$$t_c = \frac{l}{v_{гр}} + \frac{l}{v_{пр}} + t_{п}, \text{ сек},$$

где  $l$  — длина скреперования, м;

$v_{гр}$ ,  $v_{пр}$  — скорость движения груженого и порожнего скрепера, м/сек;

$t_{п}$  — суммарная пауза при двукратном переключении хода скрепера ( $t_{п} = 20-30$  сек).

При одновременном оттачивании породы от забоя и погрузке ее в вагонетки производительность скреперной установки определяется из выражения

$$P_{ск} = \frac{360 \cdot Q_{в}}{\left(\frac{Q_{в}}{q_c} + \frac{2L}{v_{ср}}\right) + t_c}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где  $Q_{в}$  — емкость вагонетки,  $\text{м}^3$ ;

$t_c$  — продолжительность одного цикла скреперования, сек;

$L$  — длина откатки, м;

$v_{ср}$  — средняя скорость откатки, м/сек; при ручной откатке  $v_{ср} = 0,6-1,0$  м/сек, при электровозной откатке  $v_{ср} = 1,5-2$  м/сек.

Мощность привода скреперной установки определяют по формуле

$$N = \frac{Z \cdot v_k}{102\eta},$$

где  $Z$  — тяговое усилие на барабанах лебедки, кг;

$v_k$  — средняя скорость навивки каната на тяговую барабан, м/сек;

$\eta$  — к. п. д. лебедки ( $\eta = 0,81$ ).

При ориентировочном расчете тягового усилия на барабанах можно пользоваться формулой

$$Z = K (Q_{II} + W_{ск}) (f' \cos \beta \pm \sin \beta), \text{ кг,}$$

где  $Q_{II}$  — вес породы, перемещаемой скрепером, кг;

$W_{ск}$  — вес скрепера, кг;

$f'$  — суммарный коэффициент трения породы, скрепера и канатов о породу ( $f' = 0,65-0,8$ );

$\beta$  — угол наклона пути скреперования;

$K$  — коэффициент добавочных сопротивлений ( $K = 1,35-1,45$ ).

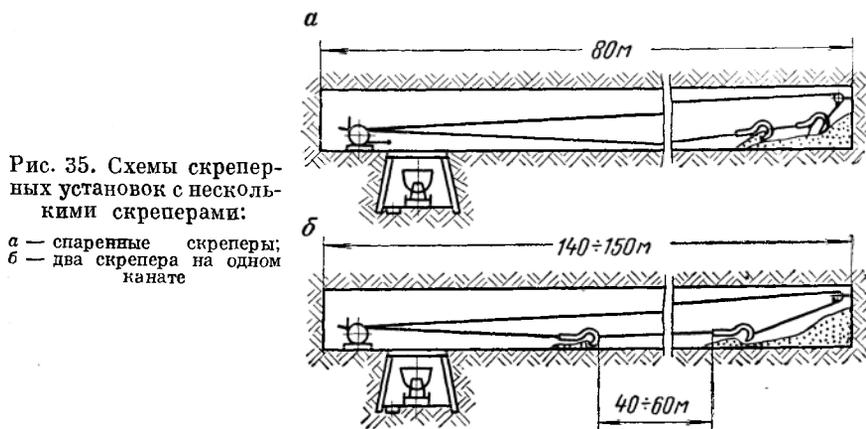


Рис. 35. Схемы скреперных установок с несколькими скреперами:

а — спаренные скреперы;  
б — два скрепера на одном канате

Время, необходимое на уборку отбитой породы, можно определить из выражения

$$T_{уб} = \frac{V \cdot K_p}{P_{ск}}, \text{ ч,}$$

где  $V$  — объем отбитой породы в массиве, м<sup>3</sup>;

$K_p$  — коэффициент разрыхления ( $K_p = 1,3-1,8$ );

$P_{ск}$  — производительность скреперной установки, м<sup>3</sup>/ч.

Для повышения производительности при уборке породы скреперными установками и увеличения рациональной длины скреперования ЦНИГРИ рекомендован метод скреперования спаренными скреперами.

Спаренный скрепер состоит из двух соединенных между собой скреперов емкостью по 0,15 м<sup>3</sup>.

Холостой канат крепится в таких установках к валу, расположенному между проушинами на расстоянии  $\frac{1}{3}$  длины тяги от внешней стенки скрепера. Такой способ крепления каната позволяет подтягивание скрепера вплотную к забою, и, таким образом, увеличивается объем породы, убираемой скрепером, и уменьшается работа по подброске породы на скреперную дорожку вручную. Использование установок со спаренными скреперами повышает

производительность уборки породы в 1,5—2 раза, позволяет увеличить длину скреперования до 80—100 м. На рис. 35, а представлена схема скреперной установки со спаренными скреперами при уборке породы в рассечке.

Для еще большей длины скреперования (более 80—100 м) ЦНИГРИ рекомендует второй вариант установки со спаренными скреперами (рис. 35, б). Здесь скреперы соединяются между собой посредством троса длиной 40—60 м. Первоначально расстояние между скреперами принимается равным 40 м, а при дальнейшем увеличении длины скреперования оно увеличивается до 60 м. Рациональная длина скреперования при этом достигает 150 м.

## 2. ОТКАТКА ПОРОДЫ

В геологоразведочных партиях откатка груженых вагонов от забоя до ствола шахты или до отвала штольни производится аккумуляторными электровозами и вручную.

Ручная откатка применяется как подсобный вид на маневровых операциях по замене груженых вагонов порожними и при проведении небольших по длине (короткометражных) выработок, длина которых не превышает 200 м. Проведение горных выработок длиной более 200 м осуществляется, как правило, с откаткой породы аккумуляторными электровозами; опыт работы проходческих бригад Степной и Березовской экспедиций и геологоразведочных партий Северо-Кавказского геологического управления показывает, что при организации проведения горных выработок успешно используются малогабаритные аккумуляторные электровозы типа АК-2у (АЗ-1) и на маневровых операциях между пунктами погрузки и обмена вагонов при замене груженых вагонов порожними.

## РУДНИЧНЫЕ РЕЛЬСОВЫЕ ПУТИ

Откатку породы в горных выработках производят по рельсовым путям, которые состоят из нижнего и верхнего строений (рис. 36).

Продольный профиль горизонтальных выработок должен иметь уклон в сторону устья штольни или ствола шахты в следующих пределах:

1) при применении вагонов с подшипниками трения качения — от 0,003 до 0,005;

2) при применении вагонов с простыми подшипниками — 0,005—0,007.

Уклон продольного профиля почвы горной выработки создается для того, чтобы при передвижении порожнего вагона к забою и груженого от забоя требовалось одинаковое усилие. Угол такого уклона называется углом равного сопротивления. Для обеспечения стока воды почва горной выработки в сторону канавки должна иметь уклон 0,02. В табл. 115 приведена характеристика рельсов, применяемых в подземных условиях.

Т а б л и ц а 115

Техническая характеристика рудничных рельсов

Тип рельсов	Вес 1 пог. м рельса, кг	Размеры, мм			
		Высота	Ширина подошвы	Ширина головки	Толщина шейки
P-8	8,42	65	52	27,5	6,0
P-10	9,35	75	60	28	6,0
P-11	11,2	80,5	66	32	7,0
P-15	14,78	91	76	37	7,0
P-18	18,06	90	80	40	10,0
P-24	24,04	107	92	51	10,5

Шпалы воспринимают давление от рельсов и передают его балластному слою. Они изготавливаются из дерева, металла и железобетона. В практике геологоразведочных работ применяются главным образом деревянные шпалы (сосна, пихта, лиственница). Шпалы должны быть ровными, без загнивающих сучков и трещин, не заражены грибком, хорошо очищены от коры. Шпалы делятся на пластинные и брусковые. В табл. 116 приведены размеры деревянных шпал.

Длина шпал должна в 1,8—2 раза превышать ширину колеи. Расстояние между шпалами определяется в зависимости от типа и веса подвижного состава, длины и типа рельсов, от характера балласта и других факторов; оно колеблется от 500 до 900 мм; при электровозной откатке расстояние между осями шпал должно быть не более 0,7 м.

Металлические шпалы применяются в подземных условиях для изготовления временных переносных звеньев пути, а на поверхности — на отвалах.

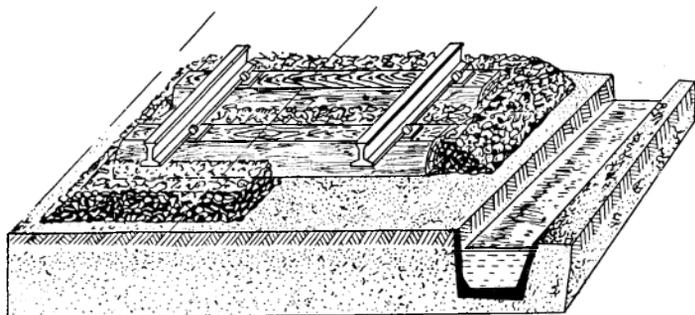


Рис. 36. Строение рельсового пути

Балластный слой воспринимает давление подвижного состава, передаваемого рельсами и шпалами, равномерно распределяет его по почве выработки, смягчает удары подвижного состава о рельсы, способствует отводу воды от рельсового пути и обеспечивает устойчивость против возможных перемещений пути.

Балластный слой под шпалами должен иметь толщину (высоту) не менее 100 мм, иногда его делают высотой 270—300 мм. Для балластировки рельсового пути используют щебень и гальку с размером частиц от 20 до 40 мм, а также гравий с размерами зерен от 3 до 20 мм. Для балластного слоя разрешается применять местную крепкую горную породу. При устройстве балластного слоя из местной породы рекомендуется оставлять на почве выработки часть породы, отбитой от массива. При этом надо следить, чтобы в массе балластного слоя не оказались куски размером более 50 мм в поперечнике.

Т а б л и ц а 116

Размеры деревянных шпал для ручных рельсовых путей

Тип шпал	Толщина, мм	Ширина, мм	
		верхней постели	нижней постели
Брусковые	0	135	225
	I	100	210
	III	100	190
Пластинные	II	100	260
	IV	95	240

Элементами скрепления рельсовых путей являются костыли, подкладки, стыковые накладки и стыковые болты.

Рельсовые подкладки укладываются в обязательном порядке на стыковых шпалах, на закруглениях и на всех шпалах стрелочных переводов.

Стыковые болты служат для скрепления стыковых накладок на стыках рельсового пути. Болты изготавливаются двух типов: с овальной и круглой головкой. При скреплении стыков под гайки подкладывают пружинные шайбы для предупреждения ослабления гаек от сотрясения при движении подвижного состава.

В целях предотвращения срезания болтов при сходе вагонов с рельсового пути два ближних к стыку болта вставляют гайками во внутрь пути, а два крайних — гайками наружу. В табл. 117 приведены размеры и вес стыковых болтов рудничного рельсового пути.

Таблица 117

Основные размеры костылей и болтов для рудничного рельсового пути

Тип рельсов	Размеры костылей, мм		Вес 1000 шт., кг	Размеры болтов, мм		Вес 1 шт., кг
	Толщина	Длина		Диаметр	Длина	
P-10	—	—	—	12	32	0.05
P-11	11	100	73	12	65	0.088
P-15 и P-18	12	110	130	16	78	0.172
P-24	14	130	212	18	100	0.296

Стыковые накладки повышают прочность соединения рельсов на стыках. Они выпускаются плоскими и уголковыми; плоские применяются для соединения стыков прямолинейного пути, уголковые — на закруглениях. В табл. 118 приведены данные о стыковых накладках для рудничного рельсового пути.

Таблица 118

Характеристика стыковых накладок для рудничного рельсового пути

Тип рельсов	Накладка	Размеры, мм			Вес 1 шт., кг
		Длина	Ширина	Толщина	
P-11	Плоская	358	55.4	13.0	1.91
P-15	»	372	63.2	16.5	2.78
P-18	»	372	57.8	14.5	2.33
P-18	Уголковая	372	63.9	14.15	3.03
P-24	Плоская	364	69.2	18.0	3.50
P-24	Уголковая	372	74.1	18.0	4.22

Ширина колеи — это расстояние между внутренними гранями головок рельсов. При настилке рельсовых путей ширина колеи принимается несколько больше расстояния между наружными кантами реборд колесной пары. Зазор должен быть не менее 6 мм и не более 28 мм. Наличие зазора между рельсами и ребордами гарантирует от зажима колес между рельсами при возможной неточности настилки рельсов или их деформации. При проведении горноразведочных выработок ширина колеи обычно принимается равной 600 мм.

Настилка рельсового пути при проведении горизонтальных выработок производится бригадой проходчиков по мере уходки забоя на величину стандартной длины рельса, т. е. на 6—8 м. В табл. 119 приведены основные данные по расходу материалов на настилку 100 м одиночного пути.

Таблица 119

Расход материалов на настилку 100 м одиночного пути  
(без учета закруглений)

Расход на 100 м пути	Тип и длина рельсов								
	Р-11			Р-18			Р-24		
	8 м	7 м	6 м	8 м	7 м	6 м	8 м	7 м	6 м
Рельсы, кг	2200	2200	2200	3600	3600	3600	4800	4800	4800
Шпалы, шт.									
на 1 звено	12	10	9	12	10	9	12	10	9
на 100 м пути	150	143	136	150	143	136	150	143	136
Накладки (плоские) на 100 м пути:									
шт.	50	57	66	50	57	66	50	57	66
кг	96	109	127	116	138	155	175	199	233
Болты и гайки:									
шт.	100	114	133	100	114	133	100	114	133
кг	8	10	12	17	19	23	50	33	40
Подкладки:									
шт.	50	57	66	50	57	66	50	57	66
кг	36	41	48	57	65	76	99	113	132
Костыли:									
шт.	540	570	600	540	570	600	540	570	600
кг	50	57	60	70	74	78	106	109	112

Радиус закругления определяется в зависимости от скорости движения и жесткой базы подвижного состава. При скорости движения до 1,5 м/сек радиус закругления принимается равным семикратной, а при скорости более 1,5 м/сек — десятикратной величине жесткой базы. В табл. 120 приведены величины уширения колеи и превышения наружного рельса в зависимости от радиуса закругления и скорости движения подвижного состава.

Таблица 120

Величина уширения колеи на закруглениях и превышение наружного рельса над внутренним при жесткой базе 650 мм

Радиус закругления, м	Уширение колеи, м	Превышение рельса в мм, при скорости движения		
		1,5 м/сек	2,0 м/сек	2,5 м/сек
6	15	25	45	—
10	10	15	25	—
15	5	10	15	25

Стрелочные переводы (рис. 37) в зависимости от их положения по отношению к рельсовым путям могут быть симметричными или односторонними — правыми и левыми. По устройству различают переводы с механическим и ручным приводом.

Тип стрелочного перевода	Условные обозначения стрелочных переводов и съездов *	Ширина колеи, мм	Тип рельса	Радиус переводной кривой, мм
Односторонний	Перевод 624-1/4-12П (или Л)	600	Р-24	12
То же	То же, 624-1/2-4П (или Л)	600	Р-24	4
Симметричный	То же, 624-1/3-12С	600	Р-24	12
Односторонний съезд	Съезд 624-1/4-12П (или Л)	600	Р-24	12
Односторонний перевод	Перевод 618-1/4-12П (или Л)	600	Р-18	12
То же	То же, 618-1/2-4П (или Л)	600	Р-18	4
Симметричный	То же, 618-1/3-12С	600	Р-18	12
Односторонний съезд	Съезд 618-1/4-12П (или Л)	600	Р-18	12

\* Приняты следующие условные обозначения стрелочных переводов и односторонних тип рельса—24 и 18 кг/м; дробь (1/2; 1/3; 1/4 или 1/5)—марка крестовины; последние начают: П—правый, Л—левый перевод или съезд, С—симметричный перевод.

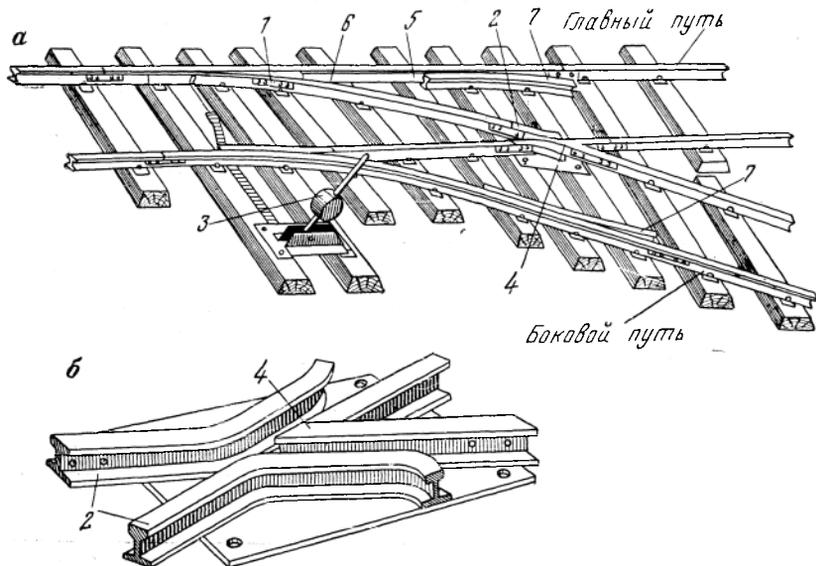


Рис. 37. Конструкция стрелочного перевода

а — стрелочный перевод; б — крестовина.  
 1 — перо; 2 — усовик; 3 — переводный механизм; 4 — сердечник; 5 — рамный рельс;  
 6 — переводная кривая; 7 — контррельс

Крестовины бывают клепаные, сварные и литые. Крестовина состоит из сердечника и двух, расположенных по бокам от нее «усовиков», которые образуют вместе с краями сердечника канавки для реборды колес.

## Ристика крестовин

Основные размеры, мм			Расстояние между осями путей, соединенных стрелочными переводами, мм	Угол крестовины
Расстояние от стыка рамного рельса до центра перевода	Расстояние от центра до конца перевода	Общая длина перевода		
3352	3298	6 650	—	14° 15'
1197	1863	3 060	—	28° 4' 20"
1944	2580	4 489	—	18° 55' 30"
3352	5119	11 823	1300	14° 15'
3199	3201	6 400	—	14° 15'
1144	1816	2 960	—	28° 4' 20"
1883	2510	4 359	—	18° 55' 30"
3199	5119	11 517	1300	14° 15'

сездов: первая цифра (6)—ширина колеи 600 мм; следующие две цифры (24 или 18) — цифра (4, 6, 9, 12 или 20)—радиус переводной кривой в м; стоящие в конце буквы обоз-

В горнорудной промышленности приняты следующие марки крестовин:  $\frac{1}{2}$ ;  $\frac{1}{3}$ ;  $\frac{1}{4}$  и  $\frac{1}{5}$ . Чем большая марка крестовины, тем меньше радиус стрелочной кривой и короче перевод и тем хуже условия движения по стрелочным переводам для подвижного состава.

Контррельсы пришиваются к шпалам внутри колеи, против крестовины для направления реборд колес в соответствующую канаву (желоб) крестовины; они препятствуют сходу подвижного состава с рельсового пути. В табл. 121 приведены данные о крестовинах.

## Путевые инструменты

На геологоразведочных работах используется стандартный комплект путевых инструментов. В комплект входят следующие путевые инструменты:

- ручная пила-ножовка;
- костыльный молоток, имеющий 38—40 мм в поперечнике и 310 мм в длину, с рукояткой длиной 0,8—0,7 м;
- трещотка для сверления отверстий в рельсах;
- пресс для изгибания и выправки изогнутых рельсов;
- топор (поперечный) для подтески шпал под рельсами;
- маховая подбойка для подбойки и уплотнения балласта под шпалами;
- лом лапчатый для выдергивания костылей при ремонтах пути;
- ватерпас для проверки уклона (подъема) пути;
- путевой шаблон для проверки ширины колеи рельсового пути.

В комплект путевых инструментов входят также гаечные ключи, остроконечная кирка, штыковая лопата и другой мелкий горный инструмент.

## Содержание и ремонт рельсового пути

Содержание рельсового пути в рабочем состоянии и обеспечение нормальных условий подвижному составу предполагает не только высокое качество настилки пути, но и поддержание его в хорошем состоянии.

В геологоразведочных партиях при относительно небольшом путевом хозяйстве, когда содержание в штате горного цеха путевых рабочих целесообразно, в обязанность горного мастера входит внимательное наблюдение за состоянием рельсового пути и поддержание его в рабочем состоянии. Все мелкие повреждения

пути, обнаруживающиеся в результате повседневного надзора, необходимо устранять немедленно, не допуская расстройств пути.

План и профиль пути должны соответствовать утвержденным проектным чертежам; на прямых участках и на закруглениях путь должен быть без углов и извилил; на всем протяжении должен иметь полное количество скреплений. Отклонения от нормальной ширины колеи как на прямых участках, так и на закруглениях не должны превышать +4 и -2 мм. Стыковой зазор должен быть не более 5 мм; водосточные канавки должны быть прочищены и надежно перекрыты специальным настилом.

## ПОДВИЖНОЙ СОСТАВ

При проведении горных разведочных выработок применяются аккумуляторные электровозы и рудничные вагоны.

Рудничные вагоны двух типов: с опрокидным и глухим кузовами. Конструкция рудничного вагона состоит из рамы, скатов, буферов, сцепок и кузова.

К вагонам предъявляются следующие требования:

- 1) высокая прочность конструкции, простота ремонта и долговечность;
- 2) возможно меньшие габариты для данной емкости кузова;
- 3) наименьшее сопротивление движению;
- 4) достаточная устойчивость при движении на закруглениях и по наклонным путям.

В табл. 122 приведена техническая характеристика рудничных вагонов, применяющихся в геологоразведочных организациях.

Таблица 122

Техническая характеристика рудничных вагонов

Модель	Основные параметры и размеры							Тип сцепки	Коэффициент тары
	Емкость кузова, м <sup>3</sup>	Ширина, ку-зона, мм	Высота от головки рельсов, мм	Длина по буферам, мм	Ширина колеи, мм	Жесткая база, мм	Диаметр колес, мм		
<b>Вагоны с опрокидным кузовом</b>									
УВО-0,35	0,35	750	1080	1180	600	400	—	—	0,4
УВО-0,5	0,5	870	1200	1300	600	400	300	Крюковая То же	0,39
УВО-0,8	0,8	1000	1250	1350	600	600	300		0,36
УВО-1,0	1,0	1190	1250	2200	600	800	350	»	0,4
<b>Вагоны с глухим кузовом</b>									
УВГ-0,7	0,7	860	1200	1300	600	500	300	Крюковая вращающаяся	0,21
УВГ-0,8	0,8	800	1300	1400	600	450	300		Крюковая не съёмная
УВГ-1,0	1,0	850	1300	1500	600	550	300	То же	0,54
УВГ-1,2	1,2	850	1300	1800	600	555	300	»	0,49
УВГ-1,4	1,4	850	1230	2400	600	650	300	»	0,5
УВГ-1,6	1,6	850	1300	2700	600	800	300	»	0,53

Средний срок службы вагонов принимается равным 5 годам; практически он колеблется в пределах 3—7 лет и зависит от качества ухода.

Наибольшему износу подвержены скаты и главным образом их подшипники. Хороший уход за вагонами увеличивает срок их службы.

Вагоны необходимо регулярно осматривать, очищать от грязи и смазывать. При осмотре проверять устойчивость на пути, состояние ходовой части, сцепок, буферов и правильность формы кузова. При обнаружении каких-либо поврежденных необходимо устранять их и только после этого разрешать использование.

## Рудничные электровозы

В зависимости от способа питания электроэнергией рудничные электровозы разделяются на аккумуляторные, контактные и контактно-аккумуляторные. На горнопроходческих работах в геологоразведочных партиях используются главным образом малогабаритные аккумуляторные электровозы. Источником питания такого электровоза служит установленная на нем аккумуляторная батарея. Каждый электровоз снабжен двумя батареями: одна из них находится в работе, вторая — на зарядке.

Батарея работает в течение одной смены, после чего она должна сниматься с электровоза и ставиться на зарядку, а на электровоз устанавливается заряженная батарея.

Аккумуляторные электровозы выпускаются во взрывобезопасном исполнении. Тяговыми характеристиками электровозов являются собственный вес в тоннах, часовая мощность в квт, т. е. мощность, которую может развивать двигатель электровоза в течение одного часа, не перегреваясь выше допустимого предела, и скорость движения в км/ч. В соответствии с новым типажом электровоз АР-2у заменяется новой моделью АЗ-1 весом до 3 т. Малые габаритные размеры этих электровозов и небольшая жесткая база позволяют использовать их в выработках небольших поперечных сечений с малыми радиусами закруглений. В табл. 123 приводится краткая техническая характеристика малогабаритных электровозов нового типажа.

Таблица 123

Техническая характеристика рудничных электровозов

Модель	Основные параметры и размеры												
	Сцепной — главный параметр, т	Колеса, мм	Скорость, км/ч	Сила тяги, ктс	Коэффициент тяги	Мощность, квт (часовая)	Напряжение, в	Емкость батареи, а·ч	Размеры, мм			Жесткая база, мм	Диаметр колес, мм
									Высота	Ширина	Длина		
<b>Рудничные аккумуляторные электровозы</b>													
АЗ-1 *	3	600	6	420	0,14	7,5	55	300	1350	920	2100	700	450
А5-1	5	600	6	700	0,14	12,5	75	450	1450	1000	3300	900	600
<b>Рудничные контактные электровозы</b>													
КЗ-1	3	600	8	510	0,17	12,5	250	—	1500	920	2100	850	450
К5-1	5	600	8	850	0,17	20	250	—	1500	1000	3100	90	600

\* Индекс марки электровоза: А — аккумуляторный, К — контактный; первая цифра после буквы — собственный вес электровоза, вторая (1) обозначает ширину колес 600 мм.

Величиной, характеризующей электровоз, является его вес, приходящийся на ведущие оси. Современные рудничные электровозы имеют две оси и обе они являются ведущими, поэтому сцепной вес электровоза равен его полному весу. Максимальная сила сцепления электровоза, которую он может развить, равна величине сцепного веса  $P$ , умноженной на коэффициент сцепления колес электровоза с рельсами:

$$Z = 1000P_c \cdot \rho, \text{ кг,}$$

где  $Z$  — сила сцепления электровоза, кг;

$P_c$  — сцепной вес электровоза, т;

$\rho$  — коэффициент сцепления колес с рельсами ( $\rho = 0,20-0,25$ ).

Величина коэффициента сцепления показывает, какая часть веса электровоза может быть использована в качестве силы тяги: чем больше  $\rho$ , тем больше сила тяги электровоза. Если рельсы чистые и сухие, сцепление будет наибольшим, при грязных и мокрых рельсах сцепление хуже. Поэтому необходимо следить за состоянием рельсового пути, не допуская его загрязнения.

Управлять электровозом разрешается только лицам, имеющим свидетельство на право управления.

Тяговое усилие электровоза  $F$  равно:

$$F = (P + nQ_{гр}) (\omega'_{общ} \pm i + 110j),$$

где  $P$  — вес электровоза ( $A3-1 = 3$  т);

$Q_{гр}$  — суммарный вес вагона ( $Q_{гр} = Q_{п} + Q_{в}$ );

$Q_{п}$  — вес породы в вагоне, т;

$Q_{в}$  — вес порожнего вагона, т;

$n$  — число вагонов в составе;

$\omega'_{общ}$  — коэффициент сопротивления движению ( $12-8$  кг/т);

$i$  — уклон пути ( $i = 3\%$ ); знак плюс показывает, что расчет производится для поезда, идущего на подъем, а знак минус — идущего под уклон;

$j$  — ускорение движения поезда, м/сек<sup>2</sup> ( $0,05$  м/сек<sup>2</sup>).

Сила сцепления электровоза  $Z = 1000P_c \cdot \rho = 1000 \cdot 3 \cdot 0,2 = 600$  кгс, где  $\rho$  — коэффициент сцепления колес, равный  $0,2-0,25$ .

Вес груженого состава

$$Q_c = \frac{1000P_c \cdot \rho - P (\omega_{гр} + i + 110j)}{\omega_{гр} + i + 110j} = \frac{1000 \cdot 3 \cdot 0,2 - 3 (12 + 3 + 110 \cdot 0,05)}{12 + 3 + 110 \cdot 0,05} = 26,2 \text{ т.}$$

Количество вагонов в составе:

$$n = \frac{Q_c}{Q_{п} + Q_{в}} = \frac{26,2}{1,5 + 0,5} = 13.$$

Сила тяги электровоза при движении груженого поезда:

$$F_{гр} = (P + Q_c) (\omega_{гр} - i) = (3 + 26,2) (12 - 3) = 262,8 = 263 \text{ кг.}$$

По тяговой характеристике двигателя определяем скорость (допустимую) движения поезда  $v_{пр} = 2$  км/ч.

Сила тяги электровоза при движении порожнего поезда:

$$F_{пр} = (P + nQ_{в}) (\omega_{пр} + i) = (3 + 13 \cdot 0,5) (8 + 3) = 104,5 \text{ кг.}$$

По тяговой характеристике определяем скорость движения поезда  $v_{пр} = 2,5$  км/ч.

Продолжительность движения груженого поезда:

$$T_{гр} = \frac{L}{60 \cdot v_{гр}} = \frac{400}{60 \cdot 2} = 3,3 \text{ мин,}$$

где  $L$  — длина откатки, м.

Продолжительность движения порожнего поезда:

$$T_{пр} = \frac{L}{60 \cdot v_{пр}} = \frac{400}{60 \cdot 2,5} = 2,7 \text{ мин.}$$

Продолжительность одного рейса:

$$T_{рейса} = T_{гр} + T_{пр} + R = 3,3 + 2,7 + 10 = 16 \text{ мин,}$$

где  $R$  — время маневрирования или разгрузки вагонов (равно  $5-10$  мин).

Необходимое количество рейсов:

$$m_p = \frac{K \cdot V_{см}}{n \cdot Q_n} = \frac{1,3 \cdot 100}{13 \cdot 1,5} = \frac{130}{19,5} = 6,7 \text{—} 7 \text{ рейсов,}$$

где  $K$  — коэффициент неравномерности откатки, равный 1,3;  
 $V_{см}$  — объем породы, подлежащей откатке,

$$V_{см} = \frac{30\,000}{\gamma \cdot K_p} = \frac{30\,000}{2000 \cdot 1,5} \text{ м}^3 = 100 \text{ м}^3,$$

где  $\gamma$  — объемный вес 2000 кг/м<sup>3</sup>;  
 $K_p$  — коэффициент разрыхления 1,5.

Наибольшее сопротивление движению электровоз преодолевает при трогании груженого состава вверх. Пусковое усилие (сила тяги) при этом будет равна:

$$F_{тр} = (P + Q_c) (\omega'_{общ} + i + 110j) = (3 + 26) (12 + 3 + 110 \cdot 0,05) = 594,5 \text{ кг.}$$

Трогание груженого состава должно быть без буксования колес электровоза, т. е. когда

$$F_{тр} < Z = 1000P \cdot \rho = 1000 \cdot 3 \cdot 0,2 = 600 \text{ кг.}$$

В данном случае  $Z = 600$  кг, а  $F_{тр} = 594$  кг и буксования не будет.

Емкость аккумуляторной батареи, необходимая для работы электровоза в течение рабочей смены, определяется по формуле

$$A_6 = K \frac{2(I_{гр} \cdot T_{гр} + I_{пр} \cdot T_{пр}) m_p}{60},$$

где  $K$  — коэффициент неравномерности, равный 1,3;

$m_p$  — количество рейсов в смену;

$I_{гр}; I_{пр}$  — сила тока в амперах при движении груженого и порожнего поезда (определяется по тяговой характеристике двигателя —  $I_{гр} = 65$  а;

$I_{пр} = 52$  а);

$T_{гр}; T_{пр}$  — продолжительность рейсов груженого и порожнего составов,

$$A_6 = 1,3 \frac{2(65 \cdot 3,3 + 52 \cdot 2,7) 7}{60} = 99,3 \approx 100 \text{ а-ч.}$$

Одной батареи типа ЭП-250 вполне достаточно на смену.

### ОПРОКИДЫВАТЕЛИ

При откатке породы в вагонах с глухим кузовом разгрузка их производится при помощи опрокидывателей. Опрокидыватели разделяются на лобовые и круговые.

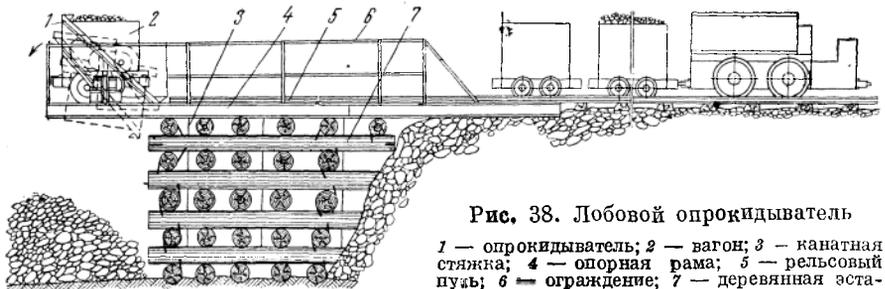


Рис. 38. Лобовой опрокидыватель

1 — опрокидыватель; 2 — вагон; 3 — канатная стяжка; 4 — опорная рама; 5 — рельсовый пучок; 6 — ограждение; 7 — деревянная эстакада

Лобовой опрокидыватель предназначен для разгрузки вагонов через лобовую стенку кузова путем вращения вокруг поперечной оси. На рис. 38 представлен опрокидыватель одной из партий треста «Ташкентгеология».

Круговой опрокидыватель разгружает вагоны через боковую стенку при вращении вокруг продольной оси. Состоит он из сварной рамы и барабана. Барабан состоит из двух связанных между собой стальных колец, опирающихся на две пары роликов, укрепленных на раме и рельсовой платформе.

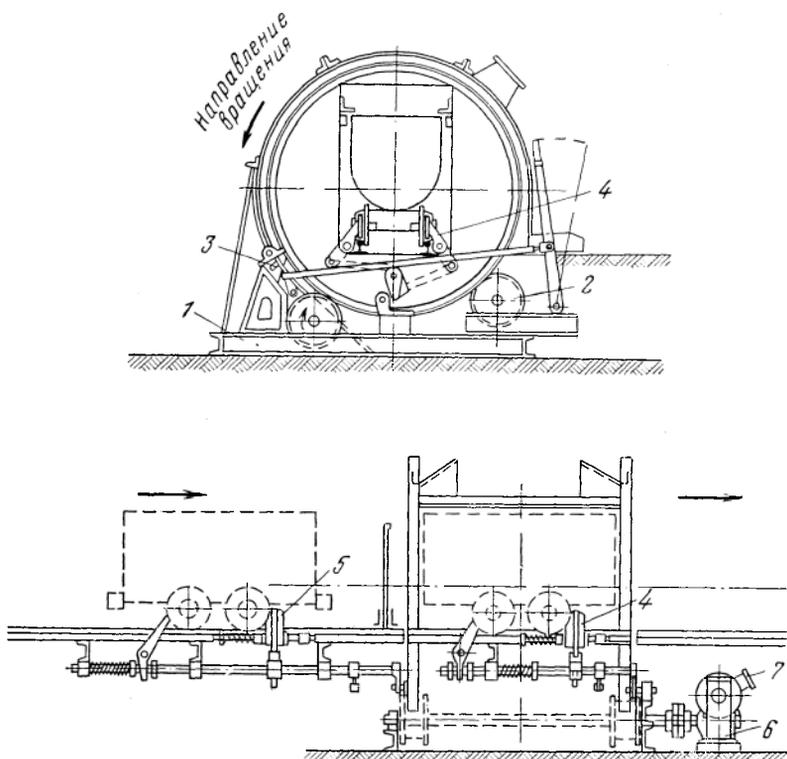


Рис. 39. Круговой опрокидыватель

1 — приводные ролики; 2 — свободно сидящие ролики; 3 — тормозные колодки; 4 — стопоры в опрокидывателе; 5 — стопоры перед опрокидывателем; 6 — электродвигатель; 7 — редуктор

При повороте барабана порода, находящаяся в разгружаемом вагоне, высыпается в бункер, после чего барабан, продолжая вращение, возвращается в исходное положение; порожний вагон выталкивается из барабана грузным и цикл разгрузки повторяется.

Вращение барабана при опрокидывании вагона может производиться вручную и при помощи электромотора. На рис. 39 показан круговой опрокидыватель с механическим приводом.

Крепь горной выработки должна обеспечить безопасность работы в ней до окончания разведочных работ. Кроме этого основного требования, крепь должна быть легковозводимой, т. е. простой; желательны также, чтобы она легко и безопасно демонтировалась.

Способ крепления и материал крепи должны выбираться горным мастером с учетом многих факторов. Основными из них являются: форма и размеры поперечного сечения горной выработки, срок службы крепи, положение горной выработки в пространстве и по отношению к дневной поверхности, величина и направление горного давления.

По применяемым материалам крепь бывает бетонная, железобетонная, металлическая и деревянная. При больших сроках службы выработок применяется крепь бетонная, железобетонная и металлическая, причем при бетонной и железобетонной крепи сечениями выработок придаются криволинейные очертания. При относительно коротких сроках службы выработок используют деревянное крепление; форма поперечного сечения выработок при этом бывает трапецевидная, прямоугольная, реже многоугольная.

По способу восприятия горного давления крепь делится на жесткую и податливую. Жесткая крепь при развитии горного давления не изменяет своей формы и размеров. Возводится она в относительно устойчивых горных породах, когда горное давление сравнительно невелико. Податливую крепь применяют в малоустойчивых породах. При возрастании горного давления податливая крепь способна изменять свою форму и размеры, не теряя устойчивости. Податливость достигается специальным устройством опор, шарнирным соединением элементов крепи, введением в крепь эластичных прокладок и другими способами.

По сроку службы крепь бывает временная и постоянная. Временная крепь устанавливается в тех случаях, когда предполагается в дальнейшем закрепить выработку постоянной крепью, бетоном или железобетоном.

### **1. МАТЕРИАЛЫ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ ДЛЯ КРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК**

#### **ДЕРЕВО**

Дерево — наиболее часто применяемый крепежный материал, особенно при креплении разведочных выработок. Наиболее употребительны хвойные и лиственные породы леса: сосна, ель, лиственница, кедр, дуб, бук, граб, ясень и др. В табл. 124 приведены веса 1 м<sup>3</sup> древесины разных пород, в табл. 125 и 126 — сведения о временном сопротивлении и нормах допускаемых напряжений некоторых пород леса.

Стойкость дерева против гниения можно повысить пропитыванием древесины антисептиками — искусственным созданием в древесине ядовитой среды для микроорганизмов. При этом срок службы крепи увеличивается от двух до пяти раз.

Наиболее распространенными антисептиками являются:

- 1) хлористый цинк (2 и 5%-ные водные растворы);
- 2) фтористый натрий (2 и 2,5%-ные растворы);
- 3) кремнефтористый натрий;

Т а б л и ц а 124

Вес 1 м<sup>3</sup> древесины разных пород, кг

Дерево	В воздушно-сухом состоянии	В свежесрубленном состоянии
Сосна	520	863
Ель	450	794
Пихта	470	827
Кедр	440	880
Лиственница	590	833
Дуб зимний	740	1030
Дуб летний	760	1020

Т а б л и ц а 125

Временное сопротивление некоторых пород дерева различным видам деформаций, кгс/см<sup>2</sup>

Дерево	Растяжение	Сжатие	Изгиб	Скальвание
Бук	1340	320	670	85
Дуб	965	345	600	75
Сосна	790	280	470	45
Пихта	750	245	420	40

Т а б л и ц а 126

Нормы допускаемых напряжений крепежного леса в зависимости от условий проветривания выработок, кгс/см<sup>2</sup>  
По П. М. Цимбаревичу

Род напряжений	Капитальные выработки, подающие свежий воздух		Подготовительные выработки в средних условиях		Вентиляционные выработки		Очистные выработки	
	Дуб	Сосна	Дуб	Сосна	Дуб	Сосна	Дуб	Сосна
Осевое сжатие	100	90	100	80	80	60	100	80
Поперечный изгиб	115	100	105	90	85	70	105	90

4) медный и железный купорос.

Пропитывание леса антисептиками производится в горяче-холодной ванне или под давлением. При обработке в горяче-холодной ванне лес попеременно помещают в горячий и холодный растворы антисептика.

Круглый лес по сортам разделяют на бревна, подтоварник, жерди, стойки. Бревнами согласно ГОСТ 9463—60 называется лес толщиной от 14 см и более, длиной от 2 до 9 м, очищенный от коры и сучьев.

Подтоварником называется круглый лес толщиной от 8 до 13 см и длиной от 3 до 9 м.

Жерди имеют толщину от 3 до 7 см.

Стойками по ГОСТ 616—59 называют кругляки длиной от 1 до 4,5 м и толщиной от 11 до 39 см. При длине стоек до 2 м их называют короткими, свыше 2,1 м — длинными.

Пиленый лес разделяется на следующие сорта.

Пластины — бревна или стойки, распиленные по оси пополам. Брусья — бревна, отесанные или опиленные по длине с четырех (четырёхкантные) или с двух (двухкантные) сторон.

Шпалы являются разновидностями двухкантных брусьев с неравными размерами ширины основания. По ГОСТ 8993—59 изготавливаются длиной 1,2; 1,5 и 1,7 м.

Доски вышпиливают из бревен или брусьев. Ширина досок более чем вдвое превышает их толщину; при большей толщине они называются брусками. Согласно ГОСТ 8486—66 доски в зависимости от толщины подразделяются на тонкие — до 32 мм и толстые — более 32 мм.

Доски, у которых обе кромки пропилены по всей длине, называют чистыми или чистообрезными; если они пропилены не по всей длине, — то необрезными или полуобрезными.

Обаполы ГОСТ 5780—51 — это крайние обрезки, остающиеся при получении из бревен досок и брусьев. В том случае, если у обапол пропил имеется только с одной стороны, их называют горбыльными обаполами, или горбылями, если же у обапол имеется пропил с двух сторон, хотя и не на полную длину, — дощатыми обаполами.

*Требования к качеству древесины.* Древесина, предназначенная для крепления горных выработок, должна быть здоровой, без червоточин и механических повреждений.

Внутренняя краснина допускается только в стойках длиной до 2,2 м, если пораженная красной древесиной древесина по твердости не отличается от окружающей ее здоровой древесины.

Кривизна односторонняя допускается. Для стоек толщиной до 26 см она не должна превышать 1% длины стойки; для стоек большей толщины — 2%.

Трещины усушки допускаются поверхностные и торцевые глубиной до 1/3 диаметра торца. Не допускается наличие двух радиальных трещин, направленных по одному диаметру с противоположных сторон боковой поверхности стойки, если их суммарная глубина превышает половину диаметра стойки.

Отлуп допускается кольцевой диаметром не более 1/4 диаметра торца. Частичный отлуп допускается при общем протяжении луночек не более половины диаметра торца. Не допускается одновременное наличие отлупа и радиальной трещины, если отлуп составляет ее продолжение (по годовому слою).

Вязжущие вещества представляют собой тонко измельченные порошкообразные материалы, образующие с водой тестообразные массы, затвердевающие с течением времени и переходящие в камневидное состояние. Вязжущие вещества делятся на воздушные и гидравлические. К воздушным вязжущим веществам относится воздушная известь, к гидравлическим — цемент. Для крепления горных выработок применяются только гидравлические вязжущие вещества.

## ЦЕМЕНТ

Характеристика цементов, применяемых для крепления горных выработок, приведена в табл. 127.

Цементы применяются в виде цементно-песчаных и смешанных растворов. Состав растворов выражается соотношением 1 : А, означаящим, что на одну объемную часть вяжущего вещества берется А объемных частей песка. Объем пор в песке составляет 30—33%. Чтобы раствор был прочным, необходимо эти поры заполнить цементом. Если количество цемента превышает объем пор, раствор называют жирным, если оно меньше объема пор, — тощим.

## БЕТОН

Бетоном называется искусственный строительный материал, состоящий из цемента, воды, песка и гравия или щебня. Состав бетона выражается формулой 1 : А : Б, означающей, что на одну часть цемента берется А частей песка и Б частей гравия или щебня. Для приготовления бетона применяются гидравлические

Характеристика цемента

Таблица 127

Наименование цемента	Время схватывания		ГОСТ	№ марок цемента	Особые свойства
	не ранее	не позднее			
Портландцемент обыкновенный	45 мин	12 ч	10178—62	200; 250; 300; 400; 500; 600	Начало схватывания обычно наступает через 1—2 ч
Сульфатостойкий портландцемент	45 мин	12 ч	10178—62	300; 400; 500; 600	Обладает повышенной стойкостью против действия вод, содержащих соли сульфатов (гипса, сернокислого магния и др.)
Гидрофобный портландцемент	—	—	—	—	Допускает хранение во влажной среде
Пластифицированный	—	—	—	—	Имеет малую водопотребность. Повышает подвижность смеси растворов и бетонов
Глиноземистый, или алюминатный	30 мин	12 ч	—	300; 400; 500; 600	Высокая прочность наступает через 24 ч. Можно применять при пониженных температурах ( $-15^{\circ}\text{C}$ )
Расширяющийся цемент:					
а) быстросхватывающийся	5 мин	10 ч		300; 400; 500; 600	При твердении объем увеличивается на 1—2,5%
б) с замедленным схватыванием	20 мин	4 ч		300; 400; 500; 600	Применяется для получения водонепроницаемости конструкций

цементы: портландцемент, пуццолановый портландцемент, шлакопортландцемент и глиноземистый.

Вода, идущая на приготовление бетона, не должна содержать вредных примесей, таких, как растворы кислот и солей, масло и т. п. Болотная и торфяная вода также непригодна для приготовления бетона, но использование морской воды допускается. При низких температурах в воду добавляют поваренную соль в количестве до 10% по весу.

Песок для бетона должен состоять из зерен изверженных пород; лучшим является кварцевый. Содержание глинистых и земляных примесей в песке не должно превышать 2% по весу, количество слюды не должно быть более 0,5%. Не разрешается использовать песок, содержащий такие примеси, как органические остатки, гипс и серный колчедан, так как они вступают с цементом в химическую реакцию. Размеры зерен песка рекомендуется выдерживать от 0,14 до 5 мм.

Щебень или гравий должны обладать достаточной механической прочностью и не содержать земляных и глинистых примесей более 3—5%, размеры частиц от 5 мм до 5—6 см. Объем пустот в гравии составляет от 30 до 40%, в щебне — от 40 до 55%.

Объем изготовленного бетона меньше суммарного объема цемента, воды и инертных добавок. Коэффициент выхода бетона  $\beta$  (отношение объема бетона к суммарному объему составных компонентов) обычно находится в пределах 0,6—0,7 (0,6 — при бетоне на ебне, 0,7 — при бетоне на гравии).

Приготовленная бетонная масса в зависимости от количества воды может иметь жесткую, пластичную и литую консистенцию.

Жесткий бетон содержит минимальное количество воды — примерно 6—6,5% по весу сухой смеси. Он имеет вид сырой земляной массы, не прилипающей к руке, при употреблении требует усиленного трамбования.

Пластичный бетон содержит до 8,5% воды по весу сухой смеси. Свежеприготовленная масса пластичного бетона прилипает к руке. Такой бетон обладает небольшой подвижностью, требует легкого трамбования при укладке.

Литой бетон содержит воды до 10% по весу, обладает подвижностью, может течь по желобам и хорошо заполняет формы.

Характеристикой прочности бетона служит марка бетона, обозначаемая  $R_6$ . Марка определяется испытанием на сжатие бетонного кубика размером  $20 \times 20 \times 20$  см через 28 суток. Прочность бетона на растяжение в 8—10 раз меньше его прочности на сжатие. В рудничном креплении применяется бетон марок 110; 140 и 170. Для крепления разведочных выработок используют бетон жесткий и пластичный.

Прочность бетона зависит от свойств цемента, определяющихся его маркой  $R_{ц}$ , водоцементного фактора В:Ц (отношения веса воды к весу цемента в бетонной смеси), качества заполнителей и состава воды, срока твердения и температуры окружающей среды.

Марку цемента выбирают из соотношения:  $R_{ц} = (2 \div 2,5) R_6$ .

Для получения  $1 \text{ м}^3$  бетона состава 1 : А : Б требуются следующие объемы компонентов (в  $\text{м}^3$ ):

$$\text{цемента } V_{ц} = \frac{1}{\beta(1+A+B)};$$

$$\text{песка } V_{п} = \frac{A}{\beta(1+A+B)};$$

$$\text{гравия или щебня } V_{щ} = \frac{B}{\beta(1+A+B)}.$$

Учитывая потери, неизбежные при приготовлении бетона, полученные расчетные количества компонентов бетона следует увеличить: цемента на 2%, инертных добавок на 5%.

При добавлении воды к сухой массе учитывается естественная влажность инертных добавок, которая для песка составляет до 3%, для гравия или щебня — до 1% по весу.

При расчетах объемный вес цемента принимается  $\gamma_{ц} = 1,3 \text{ т/м}^3$ , песка  $\gamma_{п} = 1,4 \div 1,8 \text{ т/м}^3$ , щебня  $\gamma_{щ} = 1,6 \div 1,8 \text{ т/м}^3$ , гравия  $\gamma_{г} = 1,6 \div 1,8 \text{ т/м}^3$ .

Для крепления горных выработок П. М. Цимбаревич рекомендует применение бетонов, составы которых приведены в табл. 128.

Т а б л и ц а 128

**Примерный состав бетонов**  
(в объемных частях)

Требуемая марка бетона	Жесткие бетоны			Пластичные бетоны		
	марки цемента			марки цемента		
	200	300	400	200	300	400
110	1:2,1:4,3	1:2,5:6	1:3:5,5	1:1,9:3,6	1:2,5:4,3	1:2,8:4,9
140	1:1,3:3	1:1,3:4,5	1:2,8:5,2	—	1:2,2:4	1:2,6:4,5
170	—	1:1,9:4	1:2,3:4,5	—	1:1,7:3,3	1:2,2:4,2

Бетон готовят вручную на дощатой площадке или машинным способом в бетономешалке. Бетономешалки выпускаются емкостью от 100 до 4500 л; бетономешалки емкостью до 250 л делают передвижные, а свыше 250 л — стационарные. Перемешивание в бетономешалках в зависимости от подвижности смеси и емкости барабана продолжается от 1—1,5 до 2—3 мин.

Приготовленная бетонная смесь должна быть использована для возведения крепи до начала схватывания цемента, в противном случае бетон будет менее прочен. Бетонную смесь укладывают слоями по 15—20 см и по мере укладки уплотняют ручными или механическими трамбовками. Каждый последующий слой укладывают до начала схватывания бетона в предыдущем. Если по техническим или организационным причинам возникает перерыв в укладке бетона, то верхнюю поверхность уложенного слоя разрыхляют железными граблями. При возобновлении работ эту поверхность промывают водой, поливают цементным молоком и на нее укладывают следующий слой. Твердеющую смесь периодически увлажняют.

Бетон как крепежный материал можно использовать также и в виде бетонов — искусственных камней из бетона весом 30—35 кг, имеющих разнообразную форму и размеры. Бетонитам придают вид прямоугольных плит, клиновидных и других камней в зависимости от условий их применения — форм и размеров выработок.

Бетониты готовят в специальных формах вручную или механизированным путем. Реже применяют бетонные блоки — отдельные конструкции крепи вертикальных или горизонтальных выработок, изготовленные из бетона.

Железобетон, одинаково хорошо сопротивляющийся сжатию и растяжению, является очень прочным крепежным материалом. Железобетонная крепь может быть монолитной или сборной, т. е. состоять из заранее заготовленных на поверхности элементов. В последнее время все более широкое применение находят железобетонные элементы конструкций крепи — стойки, верхники, тубинги или блоки. Ниже приводится пример расчета состава бетона.

**Пример расчета состава бетона**

Определить количество составных частей бетона на один замес для приготовления пластичного бетона марки  $R_{28} = 110$  из силикатного цемента, песка и гравия.

Емкость бетономешалки 250 л. Объемный вес песка  $\gamma_n = 1500 \text{ кг/м}^3$ ; объемный вес гравия  $1700 \text{ кг/м}^3$ .

Решение. Марка силикатного цемента рассчитывается из соотношения

$$R_{ц} = 2,5 \cdot R_{28} = 275.$$

Принимаем цемент марки 300. Из табл. 128 определяем соотношение составных частей пластичного бетона марки 110, приготовленного из цемента марки 300, 1 : 2,5 : 4,3.

На один замес бетономешалки количество составных частей должно быть:

$$V_{\text{ц}} = \frac{0,25}{0,7(1+2,5+4,3)} = 0,046 \text{ м}^3; \quad 0,046 \times 1300 = 59,8 \text{ кг},$$

$$V_{\text{п}} = \frac{0,25 \times 2,5}{0,7(1+2,5+4,3)} = 0,115 \text{ м}^3; \quad 0,115 \times 1500 = 172,5 \text{ кг},$$

$$V_{\text{г}} = \frac{0,25 \times 4,3}{0,7(1+2,5+4,3)} = 0,197 \text{ м}^3; \quad 0,197 \times 1700 = 345 \text{ кг}.$$

С учетом потерь при приготовлении бетона:

цемента  $59,8 \times 1,02 = 61 \text{ кг}$ ;

песка  $172,5 \times 1,05 = 181 \text{ кг}$ ;

гравия  $345 \times 1,05 = 362 \text{ кг}$ .

Общее количество воды для приготовления пластичного бетона должно быть 8,5% веса сухой смеси, т. е.

$$604 \times 0,085 = 51,5 \text{ л}.$$

Влаги в песке содержится  $181 \times 0,03 = 5,4 \text{ л}$ , в гравии —  $362 \times 0,01 = 3,6 \text{ л}$ .

Количество воды, которое необходимо добавить к смеси на один замес, составит:  $51,5 - 9 = 42,5 \text{ л}$ .

Таблица 129

**Характеристика некоторых материалов, применяемых для металлической крепи разведочных выработок**

Материал	Вес 1 пог. м, кг	Площадь поперечного сечения, см <sup>2</sup>	Момент сопротивления, см <sup>4</sup>		Момент инерции, см <sup>4</sup>	
			по поперечному сечению $W_x$	по продольному сечению $W_y$	по поперечному сечению $I_x$	по продольному сечению $I_y$
<b>Двутавровые балки</b>						
№ 10	11,2	14,3	49,0	9,72	245	33,0
№ 12	14,0	17,8	72,7	12,7	436	46,9
№ 14	16,9	21,5	102,0	16,1	712,0	61,4
№ 16	20,5	26,1	141,0	21,2	1130,0	93,1
№ 18	24,1	30,6	185,0	26,0	1660,0	122,0
№ 20а	27,9	35,5	237,0	31,5	2370,0	158,0
№ 22а	33,0	42,0	309,0	40,9	3400,0	225,0
<b>Рельсы рудничные</b>						
Р-18	18,06	23,07	56,1	10,3	240	47,1
Р-24	24,14	30,75	87,2	17,5	468,0	80,6
<b>Спецпрофиль желобчатый:</b>						
тип 18А	17,83	22,71	42,95	62,3	168,11	398,85
» 18Б	17,86	22,75	50,60	52,4	216,55	335,33
» 28А	28,11	35,82	94,80	104,5	535,30	788,80
» 28Б	28,17	35,89	102,20	89,5	584,80	675,60
<b>Спецпрофиль взаимозаменяемый:</b>						
V-образный	20,5	26,2	47,1	49,3	286,2	305,4
корытообразный	24,1	30,7	74,5	69,1	413,5	452,6
<b>Двутавровый широкополочный</b>						
100×100 мм	20,9	25,6	83,9	23,7	419,3	118,5
100×80 »	18,1	23,1	72,5	16,6	362,5	66,3

## ПРОЧИЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ КРЕПЛЕНИЯ

В качестве крепежных материалов применяются также естественные камни, кирпич и металл — профильное железо и чугун. Каменная крепь при проходке разведочных выработок не применяется.

Металл для крепления горных выработок используется в виде прокатной фасонной стали: двутавровой и швеллерной стали, рудничных рельсов, круглого и квадратного железа и балок специального желобчатого, V-образного и корытообразного профилей. Для штанговой крепи помимо круглого и квадратного железа применяются также пустотелые штанги. Характеристика некоторых материалов, применяющихся для металлической крепи, приведена в табл. 129.

Металлические конструкции крепи горных выработок предохраняют от вредного воздействия атмосферы и вод, окрашивая их минеральной краской или покрывая жидким цементным раствором. Чугун при креплении выработок используют в виде тубингов преимущественно для крепления вертикальных стволов шахт.

### 2. КОНСТРУКЦИИ КРЕПЛЕНИЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

#### КРЕПЛЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

##### Крепление деревом

Основным видом крепления горизонтальных выработок является деревянное крепление. Основной конструкцией деревянной крепи горизонтальных горных выработок служит крепежная рама. Расстояние между рамами определяется

в зависимости от устойчивости горных пород. При неустойчивых породах крепление производится сплошное, в этом случае крепежные рамы устанавливают вплотную одну к другой. При породах более устойчивых крепежные рамы устанавливают на некотором расстоянии одну от другой — вразбежку, обычно на расстоянии от 0,5 до 1,5 м.

Места соединений отдельных элементов крепи называются замками. На практике применяют замки: в лапу, в паз, в шип, встык, в зуб.

При креплении горноразведочных выработок чаще всего применяют замок в лапу, как наиболее простой. Схема замка в лапу представлена на рис. 40. Площадки  $ab$  и  $cd$  нарезают перпендикулярно оси стойки, установленной по направлению горного давления. Наклонная площадка  $bc$  делит прямой угол  $mbn$  пополам.

Установка крепежной рамы. Процесс крепления включает следующие операции: заготовку крепи, подготовку места для крепи, доставку крепи на место и установку ее.

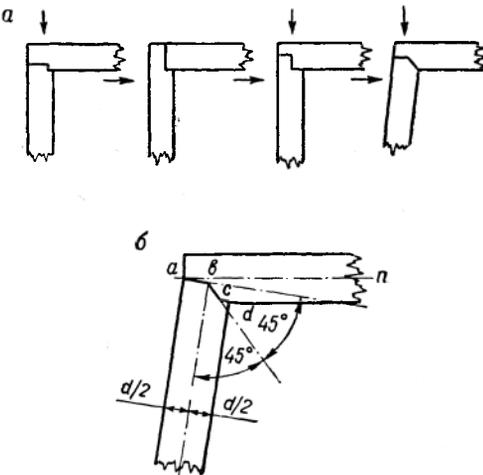


Рис. 40. Соединение элементов рамы замком в лапу:

$a$  — видоизменение замка в зависимости от направления горного давления;  $b$  — принцип построения замка

Заготовка крепи заключается в опиливании леса по размерам и зарезке замков. Обычно лес заготавливают на поверхности. Замок в стойках делают на толстом конце стойки, так как установка стоек толстым концом вверх увеличивает прочность крепи. Нижние концы стоек либо округляют, либо заостряют. В первом случае крепь получается жесткая, во втором — податливая.

Подготовка места заключается в приведении определенного участка выработки в безопасное состояние путем удаления с ее стенок и кровли неустойчивых кусков породы, выравнивании стенок, приготовлении лунок и водосточной канавки. Работы эти производят лопатой, кайлом и отбойным молотком.

Лунки под стойки в зависимости от крепости пород заглубляют на 10—30 см. Со стороны водосточной канавки лунки углубляются на 5—10 см глубже

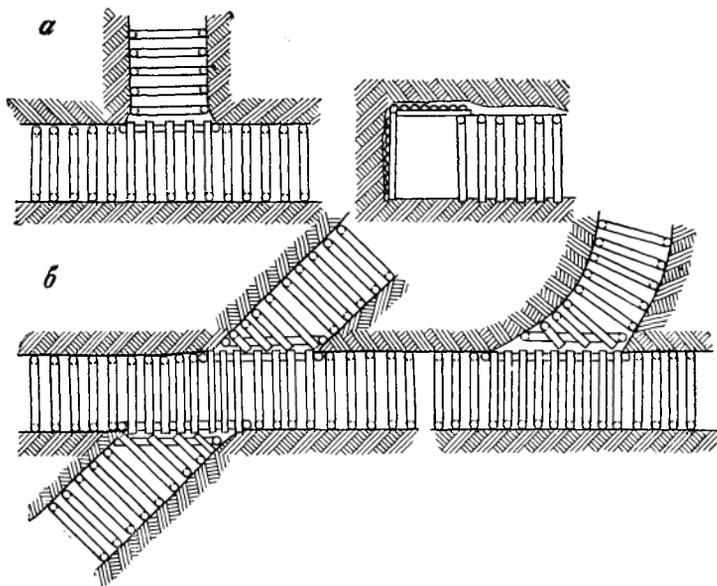


Рис. 41. Крепление сопряжений (а) и пересечений (б)

Установку крепи начинают с установки стоек в лунки и придания им устойчивости. Для этой цели стойки «распиывают» обалапами с соседними рамами, установленными ранее, либо поддерживаются «лапкой» или подхватом. После установки и закрепления стоек на них укладывают верхняк. Вертикальность установки рамы и правильность наклона стоек проверяют отвесом, который опускают от замков.

В горизонтальных и наклонных выработках рама должна быть установлена в плоскости, перпендикулярной оси выработки, а в местах закругления — в плоскости радиуса закругления.

Произведя необходимые исправления, приступают к расклинке рамы, чтобы придать ей устойчивость. Для этой цели в верхних углах рамы сверху и с боков, против замков, забивают деревянные клинья. После расклинки приступают к затяжке и забутовке кровли и боков выработки. В качестве затяжек применяются обапола, доски, пластины, жерди и пр.

Крепь, состоящая только из верхняков, носит название потолочной крепи. Она применяется при устойчивых стенках выработки и неустойчивой кровле. На практике иногда при установке потолочной крепи верхняки к кровле выработки подвешивают при помощи металлических подвесок. Подвески изготовляют из круглой стали диаметром 25—30 мм и укрепляют в коротких шпурах,

пробуренных в стенках выработки под кровлей. В подвески заводятся концы верхняков, поверх которых настилают затяжку из горбылей и досок.

Крепежную раму можно усилить стойкой, установив ее посередине выработки или несколько в стороне, чтобы не создавать затруднений для движения вагонеток. Крепежная рама, усиленная двумя подкосами, не мешает движению вагонеток, но при этом верхняк ослабляется врубками. Крепь, усиленная двумя подкосами и потолочным подводом, не ослабляет верхняк, такое усиление крепь более надежно, но значительно увеличивает расход лесоматериалов.

При креплении выработок со слабой и особенно со вспучивающейся почвой почву выработки следует закреплять затяжками из горбылей, досок или круглого леса, которые укладывают под лежни крепежных рам в виде сплошного настила.

Места сопряжений или пересечений выработок крепят при помощи усиленных крепежных рам — камерных и половинных. На рис. 41 показано крепление сопряжения двух выработок. Камерная рама выдерживает большую нагрузку, чем рядовые крепежные рамы, и должна быть значительно прочнее. На верхняк камерной рамы укладываются концы верхняков половинных рам. В отдельных случаях в качестве верхняков камерных рам применяют металлические балки двутаврового профиля или пакеты из железнодорожных рельсов.

Диаметр стоек должен быть не меньше диаметра верхняка. Диаметр верхняка крепежной рамы рассчитывают по формуле

$$d = 1,61a \sqrt[3]{\frac{\gamma \cdot L}{K_{из} \cdot \text{tg } \beta}},$$

где  $d$  — диаметр верхняка, см;

$K_{из}$  — допускаемое напряжение материала крепи на изгиб, кгс/см<sup>2</sup>;

$\gamma$  — объемный вес породы, кг/см<sup>3</sup>;

$L$  — расстояние между рамами, см;

$\beta$  — угол внутреннего сопротивления пород;

$a$  — полупролет выработки, см.

## Крепление бетоном и железобетоном

Бетонная крепь обычно бывает сводчатая, толщина крепи в среднем достигает 25—35 см. Работы при бетонном креплении начинаются с рытья котлована под фундамент и укладки фундамента. Глубину фундамента принимают равной одно-двукратной толщине стенок, ширину фундамента в зависимости от крепости пород равной одно-трехкратной толщине стенок. При слабых породах фундамент должен быть более широкий.

Фундамент, так же как и всю крепь, делают из жесткого бетона, приготовленного на месте работ или на поверхности. Крепление производят одновременно с двух сторон выработки участками (звеньями) длиной 10—30 м. Обычно бетонную массу готовят на поверхности и доставляют к месту работ в специальных вагонетках.

Для возведения бетонных стенок изготовляют деревянные опалубки из стоек и досок, а для кровли делают кружала. Стойки устанавливают на продольные лежни на расстоянии 0,8—1 м одну от другой и соединяют с лежнями в шип. Поверх стоек укладывают продольные насадки, на которые устанавливают кружала. Кружала состоят из кружальных ребер и опалубки. Кружальные ребра располагают на стойках на расстоянии 0,7—1,0 м одно от другого (рис. 42). Между ребром и брусками помещают клинья, обеспечивающие прочность установки ребер и позволяющие снимать их после окончания кладки свода. После установки кружальные ребра распирают со стойками горбылями.

Опалубку изготовляют из достаточно прочных досок, чтобы они не прогибались под давлением бетонной массы. В зависимости от расстояния между стойками доски должны иметь толщину 2,5—3,5 см. Доски опалубки прикрепляют к стойкам и кружальным ребрам гвоздями без шляпок, что облегчает последующую разборку. Для предотвращения сцепления бетона с досками последние

обструивают, покрывают олифой или раствором мыла. Укрепление досок опалубки производится одновременно с двух сторон, постепенно по мере возведения стенок, а затем свода. Бетон трамбуют до появления на его поверхности тонкого слоя раствора.

Кладку свода начинают после затвердевания стенок и установки кружал и ведут одновременно с двух сторон от стенок к замку свода, непрерывно до окончания кладки свода закрепляемого участка. Между участками крепи оставляют швы (разрезки). Твердение бетона должно происходить во влажном режиме. В сухих выработках бетонную крепь в период твердения следует периодически поливать водой. Толщина свода бетонной крепи определяется по формуле М. М. Протогдыконова

$$d = \frac{4,4a}{K_{сж} \sqrt{f}} \sqrt[3]{\frac{2a}{h_0}},$$

где  $d$  — ориентировочная толщина свода, см;

$a$  — полупролет свода в свету крепи, см;

$K_{сж}$  — допускаемое напряжение сжатия материала свода, кгс/см<sup>2</sup>;

$f$  — коэффициент крепости пород;

$h_0$  — подъем свода в свету крепи, см.

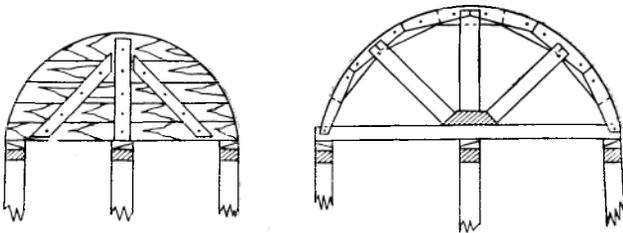


Рис. 42. Кружальные ребра

Как правило, толщина стенок принимается на 20—30% более толщины свода в замке.

Разновидностью бетонной крепи, получившей применение при креплении выработок, пройденных в устойчивых породах, с коэффициентом крепости  $f$  более 4, является пневмобетон или набрызг-бетон.

Набрызг-бетон представляет собой смесь цемента, гравия (или щебня), песка, воды и ускорителя схватывания и твердения. С помощью специальных машин набрызг-бетон наносится на стенки и кровли выработок слоями толщиной 4—5 см и более. Смесь наносится на поверхность горных пород с помощью сжатого воздуха, в связи с чем прочно схватывается с породой и служит надежной крепью.

По сравнению с обычной бетонной крепью набрызг-бетон не требует устройства опалубки и, кроме того, имеет значительно меньшую толщину. Очень часто набрызг-бетон применяется в сочетании со штанговой крепью (см. далее) и затяжкой кровли и стенок металлической сеткой.

Для набрызг-бетона рекомендуется портландцемент, быстротвердеющий портландцемент, шлакопортландцемент, быстротвердеющий шлакопортландцемент, пуццолановый портландцемент марки не ниже 400, удовлетворяющие требованиям ГОСТ 970—61. Гравий и щебень применяются из прочных пород размером не более 20—25 мм.

Песок используется крупнозернистый или среднезернистый.

Добавка-ускоритель схватывания и твердения должна обеспечивать начало схватывания до 2 мин, конец схватывания — до 10 мин.

Рекомендуются следующие ускорители:

1. Твердая добавка, предложенная НИС Мосфилиала Оргэнергострой, представляющая собой тонкий порошок, получаемый вибропомолом производственного спека — промежуточного продукта глиноземного производства.

Количество добавки 2—4% от веса цемента. Вводится во время приготовления сухой бетонной смеси.

2. Водная добавка, предложенная НИИ по строительству в г. Ростове-на-Дону.

Приготовление добавки: в раствор алюмината натрия с плотностью 1,45—1,5 г/см<sup>3</sup> засыпают отвешенное количество технического фтористого натрия и поташа. Смесь перемешивается до получения однородной пасты. Соотношение компонентов по весу: фтористого натрия — 1 часть; поташа — 8 частей; раствора алюмината натрия — 6 частей.

Удельный вес приготовленной пасты 1,7—1,75 г/см<sup>3</sup>. Для набрызг-бетона на 100 л воды вводится 6—7 кг пасты (или 4—4,5 г по объему), что соответствует 6—7% водного раствора добавки.

3. Алюминат натрия в виде концентрированного раствора удельного веса 1,44. Используется в соотношении от 1 : 10 до 1 : 6 с водой.

Могут быть использованы следующие добавки:

4. Хлорное железо в виде водного раствора из расчета 2—6% от веса цемента в расчете на сухую соль.

5. Фтористый натрий в количестве 1% от веса цемента.

6. Хлористый кальций в количестве 3—6% от веса цемента.

7. Азотнокислый кальций в количестве 3—4% от веса цемента.

Для бетонирования горных выработок набрызг-бетоном используется машина БМ-60, изготавливаемая Московским заводом строительных машин. Изготавливается машина в двух вариантах: БМ-60П — с одной камерой и пневматическим приводом; БМ-60 — с двумя камерами и с электрическим приводом.

Для стесненных условий работ в горных выработках рекомендуется однокамерная машина (рис. 43).

Сухая смесь загружается в камеру 1. В нижней части рабочей камеры находится распределительная тарелка дозатора, которая приводится в движение мотором. Дозатор равномерно проносит порции сухой смеси над отверстием отводящего патрубка. Смесь, попадая в карманы вращающегося дозатора, разделяется на равные порции, которые воздушным потоком увлекаются в отводящий патрубок, далее в материальный шланг 2 и сопло 3, к которому подводится вода 4, увлажняющая сухую смесь. Готовый раствор со скоростью 60—70 м/сек вылетает из сопла на закрепляемую поверхность выработки. Давление сжатого воздуха в машине 1,5—6 ати. Камера закрывается колоколообразным клапаном 5 с рукояткой 6.

Подводимая к смесительной камере сопла вода имеет несколько большее давление, чем транспортируемая сухая смесь. Сухая смесь транспортируется по резиновым шлангам и металлическим трубам диаметром 50 мм, вода — по шлангам или трубам диаметром 19 мм. Машину обслуживают 2—3 человека. Примерная схема организации работ приведена на рис. 44.

Железобетонная крепь отличается от бетонной наличием арматуры, которая может быть гибкой или жесткой. Гибкую арматуру изготавливают из круглого арматурного железа, жесткую делают из двутаврового проката, рельсов и т. п.

Арматуру в железобетонной крепи располагают в местах, где проявляются растягивающие усилия — в сводовых частях выработки и по всему внешнему и внутреннему контурам свода, а иногда и стенок крепи. Сплошная арматура придает большую жесткость и увеличивает общую сопротивляемость крепи горному давлению.

Удобна для геологоразведочных работ сборная железобетонная крепь, получающая все более широкое применение на горнодобывающих предприятиях. Сборной железобетонной крепи для крепления горизонтальных выработок придается трапециевидная, арочная или цилиндрическая форма. Трапециевидные крепежные рамы состоят либо из двух трубчатых железобетонных стоек и такого же верхняка, либо из железобетонных стоек и верхняка, имеющего тавровый, прямоугольный коробчатый или ребристый профиль, и железобетонных плит, используемых в качестве затяжек.

Сборная железобетонная крепь арочного профиля состоит из железобетонных стоек и сегментов. В некоторых случаях крепи придается податливость. В частности, арочная железобетонная крепь АПЖ имеет конструктивную подат-

ливость, что придает ей высокую несущую способность. Она состоит из двух стоек и двух сегментов таврового сечения (рис. 45). Соединение элементов крепя в замке шарнирное — при помощи двух накладок с овальными отверстиями и болтов с деревянной прокладкой толщиной 2,5 см. Стойки с сегментом соединяются с помощью отрезков из спецпрофиля СП-18 и хомутов. Этим и при-

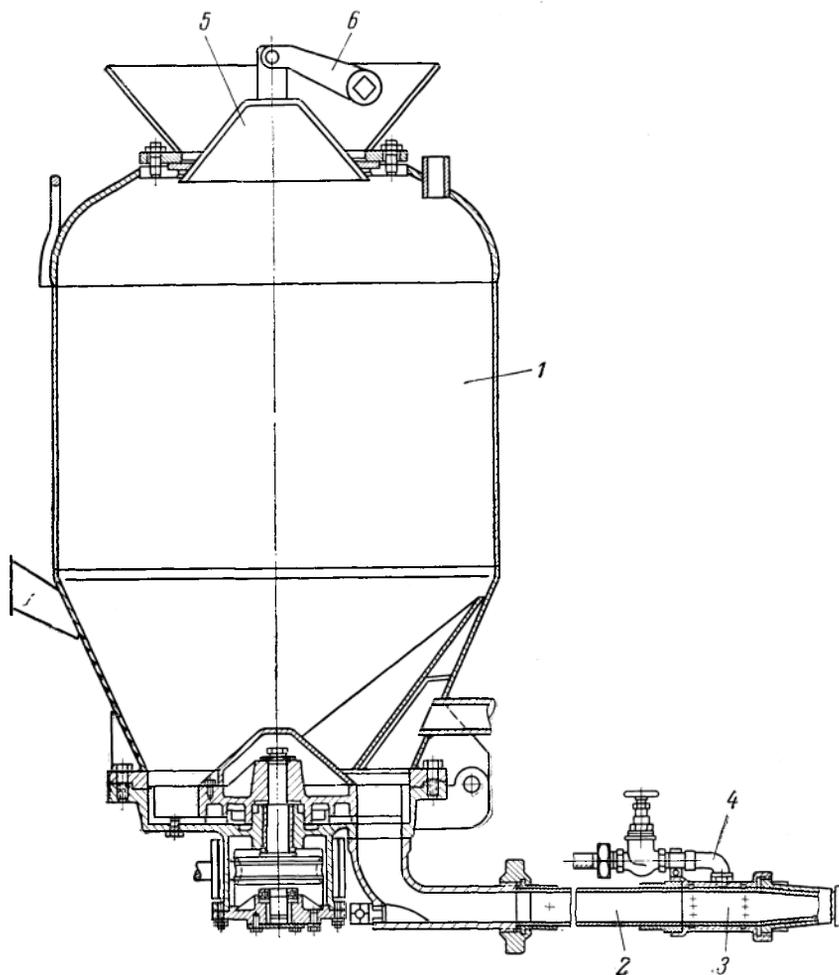


Рис. 43. Машина БМ-60П для безопасного бетонирования горных выработок

дается податливость, а величина податливости определяется длиной отрезка спецпрофиля. Имеется четыре типоразмера крепи АПЖ (табл. 130).

В табл. 131 приведена техническая характеристика сборной железобетонной крепи из облегченных тубингов.

Для механизации подъема элементов крепи применяются разные конструкции крепеукладчиков. Данные о крепеукладчиках марки МШ приведены в табл. 132.

## Типоразмеры арочной железобетонной крепи АПЖ

Тип выработки	Условное обозначение крепи	Сечение выработки, м <sup>2</sup>		Расход материалов на комплект			Расход металла на комплект крепи из спецпрофиля, кг	
		в свету	в проходке	бетона, л	арматуры, кг	СП-18, хомутов, накладок, кг	СП-18	СП-28
Однопутевая на 1-тонную вагонетку с двумя проходками . . . .	АПЖ-3	6,33	8,20	144,2	51,3	35,2	184,7	271,7
Однопутевая на 2-тонную вагонетку с двумя проходками . . . .	АПЖ-4	6,6	8,73	150,2	53,3	35,2	183,3	275,7
Двухпутевая на 1-тонную вагонетку с одним проходом . . . .	АПЖ-2	9,2	11,45	165,8	59,0	35,2	193,7	285,7
Двухпутевая на 2-тонную вагонетку с одним проходом . . . .	АПЖ-1	10,87	13,06	178,0	63,2	35,2	209,2	310,7

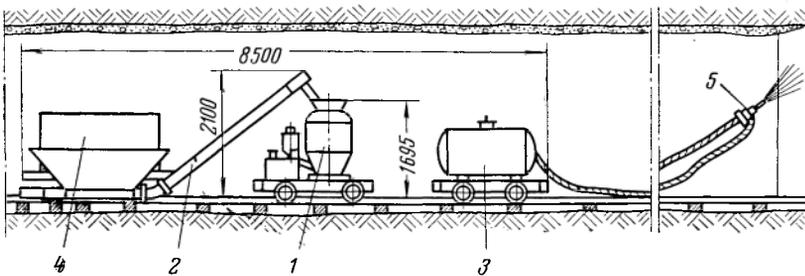


Рис. 44. Схема организации работ при креплении набрызг-бетоном:

1 — машина БМ-60П; 2 — скребковый транспортер; 3 — цистерна с водой; 4 — вагонетка с сухой смесью; 5 — сопло

## Техническая характеристика сборной железобетонной крепи из облегченных тубингов

Радиус выработки в свету, м	Ширина тубингов, м	Вес тубинга, кг	Расход арматуры на один тубинг, кг	Расход бетона на один тубинг, м <sup>3</sup>
2,4	0,75	212,5	12,2	0,085
2,5	0,75	247,5	15,0	0,099
2,6	0,75	255,0	15,4	0,102
2,7	0,75	332,0	18,9	0,133
2,8	0,75	342,0	19,3	0,137

## Техническая характеристика крепиукладчиков МШ

Показатели	МШ-1	МШ-2
Сечение выработки, м <sup>2</sup> . . . . .	6,8	11,30
Тип лебедки для подъема груза . . . . .	МЭЛД-4,5 или Ч-2	МЭЛД-4,5 или Ч-2
Грузоподъемность, кг . . . . .	До 1000	До 1000
Вес, кг . . . . .	600	1200
Производительность по укладке блоков (тюбингов) с расклинкой и заполнением закрепленного про- странства, шт. в 1 чел.-смену . . . . .	10	10

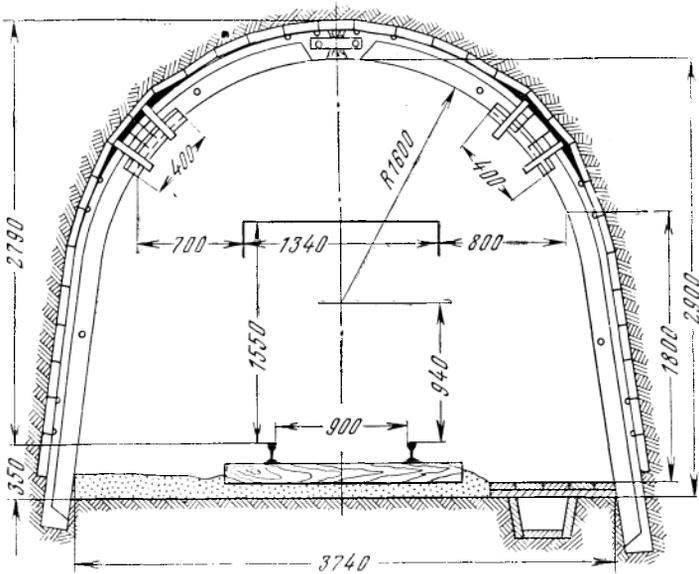


Рис. 45. Арочная железобетонная податливая крепь АПЖ

Крепеукладчик типа МШ-1 предназначен для однопутевой выработки, а МШ-2 для двухпутевой.

Крепеукладчики представляют собой арку, изготовленную из швеллера, по периметру которой установлены ролики. Арка опирается на две тележки и перекатывается по швеллерам, уложенным в выработке. Подъем элементов крепи производится с помощью лебедки, которая может находиться на расстоянии 10—30 м от крепеукладчика и роликового устройства. Сначала устанавливаются элементы обратного свода, затем верхнего свода.

### Крепление металлом

Металлическая крепь применяется в виде крепежных рам, арок и колец. Крепежные рамы бывают прямоугольные и трапециевидные. Материалом для стоек и верхников обычно служат двутавровая сталь, рельсы, металл спецпрофиль.

Элементы рамы соединяют встык или в лапу, замок усиливают накладками или муфтами. Нижние концы стоек снабжают бабшаками, иногда под них подкладывают деревянные подкладки.

Металлические крепежные рамы, так же как и деревянные, после установки расклинивают; кроме того, между рамами устанавливают расколоты, увеличивающие сопротивление стоек продольному изгибу. Расстояние между рамами принимается 0,5—1,5 м.

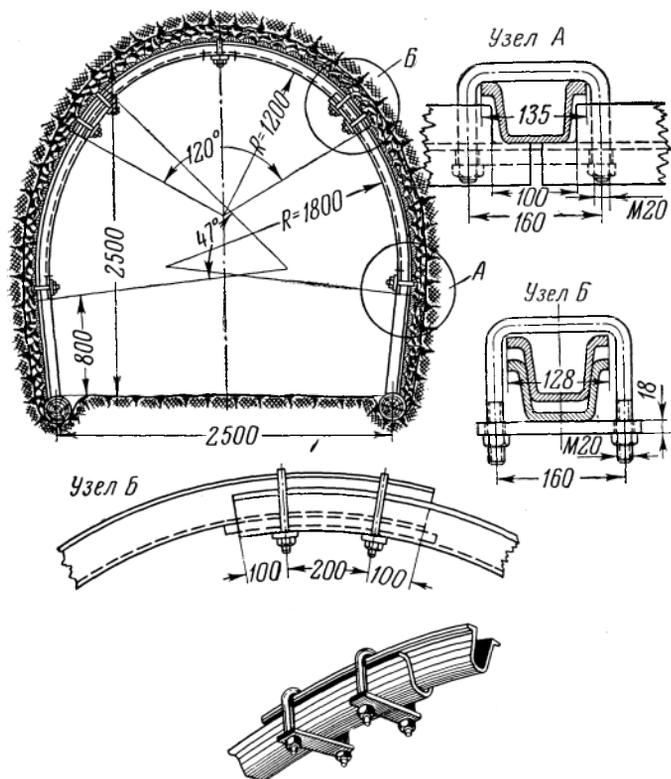


Рис. 46. Податливая арочная крепь из спецпрофиля

Арочную крепь делают из рельсов швеллерного, таврового и специального профиля. По конструкции она может быть жесткой или податливой. Элементы жесткой арочной крепи соединяют болтами с накладками. На рис. 46 представлена податливая арочная крепь из металла специального профиля, детали которой соединены хомутами. Податливость крепи обеспечивается возможностью скольжения сводчатой части арки по ножкам.

Отдельные элементы шарнирной арочной крепи могут вращаться в плоскости арки, сообщая податливость всей системе. Металлические арки устанавливают на расстоянии 0,5—1 м одну от другой, между ними пробивают горизонтальные расколоты. Кровлю и бока выработок затягивают, как и при креплении крепежными рамами.

Рутченковским машиностроительным заводом горного оборудования комбината «Донецуголь» изготавливаются арочные податливые крепи АП1, АК1, АКП1 для крепления выработок с неустановившимся горным давлением. Крепи изготавливаются из спецпрофиля.

Крепь АП1 состоит из трех звеньев — верхняка и двух ножек. Соединение звеньев производится внахлестку с помощью двух сваренных хомутов, имеющих общие верхние и нижние планки и по два фигурных болта каждый. Податливость крепи обеспечивается до 300 мм по высоте за счет скольжения звеньев в соединениях.

Крепь АК1 трехзвеньевая податливостью до 300 мм, крепь АКП1 — пятизвеньевая податливостью до 1000 мм (основная податливость в них — в ножках до 700 мм).

Звенья крепи АК1 и АКП1 соединяются внахлестку с помощью клинового замка, состоящего из двух клиньев с цилиндрической поверхностью, стягивающей планки и скобы из полосовой стали, огибающей внешний профиль. Клиновое соединение позволяет быстро собирать и разбирать крепь.

Металлическая крепь кругового очертания применяется при проходке выработок в слабых породах; по конструкции она сходна с незамкнутой металлической крепью.

Металлическая цилиндрическая крепь является сплошной крепью. Она состоит из отдельных стальных или чугунных сегментов, собранных в кольца. Сегменты и кольца скрепляют болтами с гайками, стыки между сегментами зачеканивают свинцом или специальным расширяющимся цементом. Цилиндрическая сплошная крепь применяется при проходке тоннелей.

**Штанговая крепь.** При креплении штангами в выработке бурят скважины и в них устанавливают металлические (иногда деревянные) стержни-штанги. Верхние концы штанг с помощью особого приспособления (замка) скрепляют в скважине, и на их нижние концы, оканчивающиеся резьбой, надевают шайбы и навивчивают гайки, придавая штанге известное натяжение. Иногда над шайбами располагают подхваты (рис. 47, а). При этом породы кровли трещиноватые или слоистые, но крепкие, склонные к вывалам или отслаиванию, скрепляются («сшиваются») между собой или «пришиваются» к более прочным вышележащим слоям кровли. Нередко горные выработки затягиваются металлическими сетками с помощью штанг.

В некоторых случаях в скважины вместо штанг помещают отрезки металлических каватов или пучки тонкой арматуры, натягивают их и затем в скважину нагнетают цементно-песчаный раствор.

При скреплении горной породы штангами увеличивается устойчивость кровли горной выработки. В целях сохранения естественных сил сцепления горных пород штанги при проведении выработок следует ставить по возможности немедленно по мере проходки, не допуская отставания крепи от подвигания забоя.

Штанговая крепь в ряде случаев экономичнее других видов крепи, ее применение позволяет значительно сократить расход крепежного лесного материала, а также уменьшить размеры сечения выработки. Однако применение этой крепи целесообразно и надежно только в определенных условиях, а именно — при достаточной прочности и мощности как слоя породы, в котором должны быть закреплены замки штанг, так и породы, непосредственно образующей кровлю выработки. При изменении свойств пород кровли возникает необходимость изменений в системе штанговой крепи, частоте установки штанг и их размерах.

В настоящее время разработано и испытано большое количество разнообразных типов штанг: с прорезью и клином (см. рис. 47, б) (при мягких породах кровли эти штанги недостаточно прочно закрепляются в шпурках), с распорной головкой (см. рис. 47, в), с расширяющейся муфтой (см. 47, г), эту штангу можно извлекать из скважины. Перечисленные штанги отличаются по способу закрепления верхних концов в шпуре.

Скважины под штангами бурят электросверлами или пневматическими телескопными перфораторами.

При затягивании гаек под них подкладывают металлические шайбы (200 × 200 × 8 или на 10 мм); в трещиноватых породах используют деревянные или металлические верхники, соединяющие ряд штанг, на которых в некоторых случаях размещают затяжки. Надлежащая затяжка гаек обеспечивается применением гаечного ключа длиной 80 см. Через некоторый промежуток времени рекомендуется производить добавочное подтягивание гаек.

Длина штанг колеблется от 0,7 до 3,0 м, преобладает длина 1—1,8 м; диаметр металлических штанг обычно 19—25 мм. Площадь кровли, приходящаяся на одну штангу, колеблется от 0,5 до 3,0 м<sup>2</sup>; шаг сетки штанг составляет 0,7—1,5 м. Деревянные штанги делают из леса прочных пород диаметром 40—70 мм и длиной 1—1,8 м.

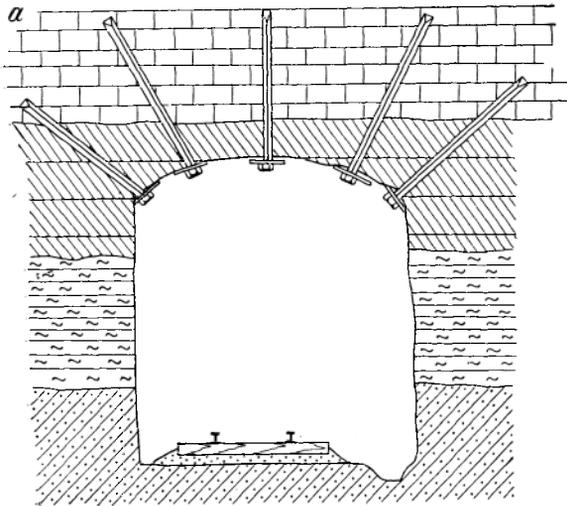
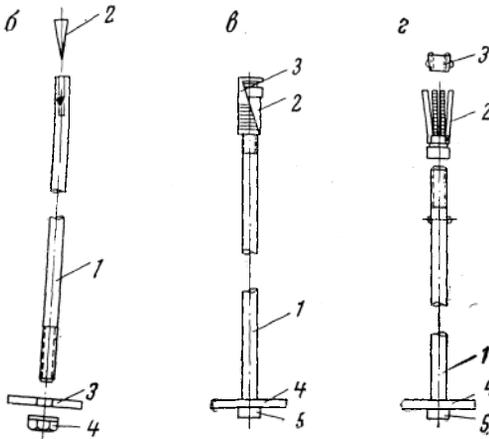


Рис. 47. Штанговая крепь

а — общий вид штанговой крепи; б — штанга с прорезью и клином; 1 — стержень, 2 — металлический клин, 3 — шайба, 4 — гайка; в — штанга с распорной головкой; 1 — стержень, 2—3 — две половины цилиндрической разрезной головки, 4 — шайба, 5 — головка под гаечный ключ; г — штанга с расширяющейся муфтой; 1 — стержень, 2 — разрезная муфта, 3 — коническая гайка, 4 — шайба, 5 — головка



Для определения параметров штанговой крепи — длины штанг и расстояния между ними — необходимо предварительно провести наблюдение за свойствами и поведением горных пород кровли и боков выработки. Штанговую крепь целесообразно применять для предотвращения или уменьшения вздутия почвы в выработках, пройденных в так называемых «дующих» породах.

За последние годы институтом ЦНИГРИ Министерства геологии СССР разработана штанговая крепь из прессованной древесины, которая по сравнению

с металлическими штангами дешевле на 30% и достаточно надежна по прочностным характеристикам.

Прессование древесины (березовых досок или брусков) под давлением 200 кгс/см<sup>2</sup> при температуре 180° С придает ей качества, обеспечивающие прочность крепления.

Помимо высокой механической прочности прессованная древесина быстро набухает во влажной среде, развивая давление на стенки до 80 кгс/см<sup>2</sup>. Благодаря этому свойству штанги из прессованной древесины прочно раскрепляются в шпуре, закрепляя породы кровли.

Штанга представляет собой гладкий деревянный стержень, имеющий с двух сторон продольные щели, в которые при установке загоняются клинья. Клино-распорная штанга может устанавливаться также с опорной плиткой и набухающей подкладкой. Набухающая плитка создает натяжение штанги в шпуре. При этом нижний конец штанги расклинивается в металлической втулке.

В табл. 133 приведена техническая характеристика штанг из прессованной древесины.

Т а б л и ц а 133

Техническая характеристика штанг из прессованной древесины

Показатели	Значения	
Материал	Прессованная древесина березы	
Длина штанги, м	До 1,8	
Диаметр штанги, мм	32—40	
Глубина прорези, мм	250—300	
Размеры клиньев, мм:	Верхнего	Нижнего
длина	350	250
ширина	32—40	32—40
толщина	17—19	17—19
Размеры подкладки, мм:	Металлической	Деревянной (прессованной)
толщина	8—10	20—25
диаметр	150—200	200×200
Размеры металлической втулки (конусной), мм:		
внутренний диаметр	58—60	
высота	80	
Несущая способность штанг, кгс	7000—12000	

## КРЕПЛЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

### Крепление деревом

Основной конструкцией деревянной крепи, применяемой в вертикальных выработках, является венец (рис. 48).

Сплошная венцовая крепь применяется в разведочных шахтах и шурфах в породах неустойчивых и средней устойчивости.

Длина участка ствола шахты, проходимого без крепления, определяется в зависимости от устойчивости пород; для стволов шахт она составляет 5—12 м, для шурфов 4—8 м.

После проходки определенного участка ствола в основании выработки укладывают основной венец, на который последовательно устанавливают рядовые венцы. Основные венцы имеют пальцы длиной от 300 до 800 мм, они заводятся в лунки.

При проходке шурфов в слабых породах сплошную венцовую крепь возводят вслед за продвижением забоя. В устье шурфа укладывают первый венец, который имеет пальцы на всех четырех сторонах. По мере углубления выработки

следующий венец по частям подводят под вышерасположенный; при этом каждый последующий венец при помощи металлических скоб подвешивается к уже установленному.

Венецная крепь на стойках (или бабках) применяется при креплении выработок в устойчивых породах. Так же, как и сплошную венцовую крепь, ее возводят снизу вверх, по мере углубления выработки на величину звена. Иногда крепь возводят сверху вниз; такую крепь называют подвесной. Длина звеньев крепи обычно от 4 до 10, реже до 20 м.

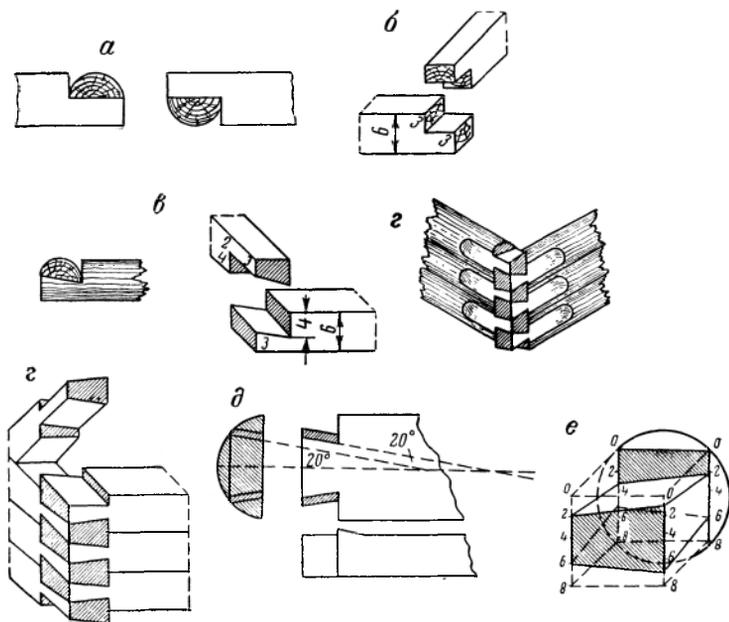


Рис. 48. Соединение элементов венца:

*а* и *б* — односторонний замок в полдерева; *в* — односторонний косой замок; *г* — двухсторонний косой замок; *д* и *е* — схемы изготовления двухстороннего косого замка

На границах между звеньями укладывают основные венцы, между которыми устанавливают рядовые венцы, выдерживая расстояние между ними 0,8—1,0 м. Между венцами ставят вертикальные стойки — бабки, их соединяют с венцами в шип и укрепляют скобами. Толщина стоек должна быть несколько меньше толщины венцов (на 2—3 см).

Для придания венцовой крепи большей жесткости внутри венцов устанавливают вандруты и расстрелы. В подъемных отделениях к расстрелам прикрепляют направляющие брусья (проводники) для подъемных сосудов; в лестничных отделениях на расстрелы укладывают полки для установки лестниц.

Вандруты изготовляют из брусьев или из окантованных кругляков сечением от 15 × 15 до 20 × 20 см; их устанавливают попарно вдоль длинных сторон сечения ствола. Длина звеньев вандрутов 4—6,5. Звенья вандрутов соединяются накладным замком (рис. 49, *а* и *б*) или натяжным замком (рис. 49, *в* и *г*). Вандруты прикрепляют к венцам при помощи глухарей через каждые 1,5—2 м.

Для расстрелов применяют брусья и реже кругляки. Длина расстрелов должна быть несколько больше (на 1 см) расстояния между смежной парой

вандрутов, благодаря чему они распирают вандруты. Расстрелы соединяют с вандрутами при помощи шпиров, имеющих на концах расстрелов, и цазов, устроенных на вандрутах (рис. 50, а). При сплошном венцовом креплении расстрелы расклинивают сверху вниз через 1—2 м, при креплении на стойках их располагают против каждого венца или через венец.

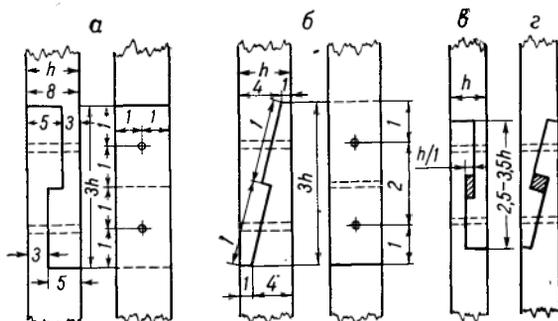


Рис. 49. Соединение звеньев вандрутов

Проводники изготовляют из дубовых или сосновых брусьев сечением 10 × 10 или 15 × 20 см. Отдельные звенья проводников соединяют гребнем (рис. 50, б). Стык их располагают на расстреле или на короткой стороне венца, к которым концы проводников прикрепляют болтами или глухарями с потайными головками.

Подвесную венцовую крепь (рис. 51, а) применяют при проведении выработок в устойчивых породах, ее возводят сверху вниз. Крепь состоит из основных венцов, расположенных на расстоянии 10—20 м один от другого, рядовых венцов, подвешенных на металлических болтах с крючьями, и затяжек.

Подвески (51, б) делают из круглого или квадратного железа толщиной 20—30 мм. Они состоят из двух частей, каждая из которых с одного конца имеет резьбу с шайбой и гайкой, а с другого — крюк.

Диаметр венца рассчитывают по формуле

$$d = 1,08 \sqrt{\frac{P \cdot l^2 L}{K_{из}}}, \text{ см,}$$

где  $d$  — диаметр материала венца, см;

$l$  — максимальный пролет, см;

$L$  — расстояние между венцами, см;

$K_{из}$  — допускаемое напряжение материала на изгиб, кгс/см<sup>2</sup>;

$P$  — горное давление, кгс/см<sup>2</sup>.

Давление  $P$  рассчитывают по формуле

$$P = \gamma \cdot H \cdot A,$$

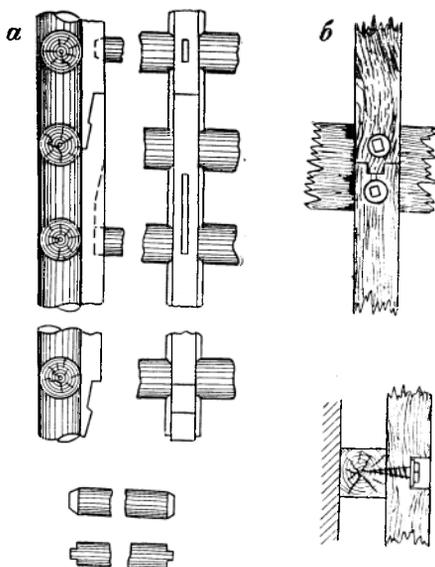


Рис. 50. Элементы армировки ствола

где  $\gamma$  — объемный вес породы;

$H$  — глубина ствола (мощность пересекаемой породы);

$A$  — коэффициент горизонтального распора породы.

Если ствол шахты пересекает разнородные породы, давление рассчитывают по формуле

$$P = (\gamma_1 \cdot h_1 + \gamma_2 \cdot h_2 + \dots + \gamma_n \cdot h_n) A_n,$$

где  $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$  — объемные веса пересекаемых пород;

$h_1, h_2, \dots, h_n$  — мощности пересекаемых пород;

$A_n$  — коэффициент горизонтального распора слоя, в котором определяется давление.

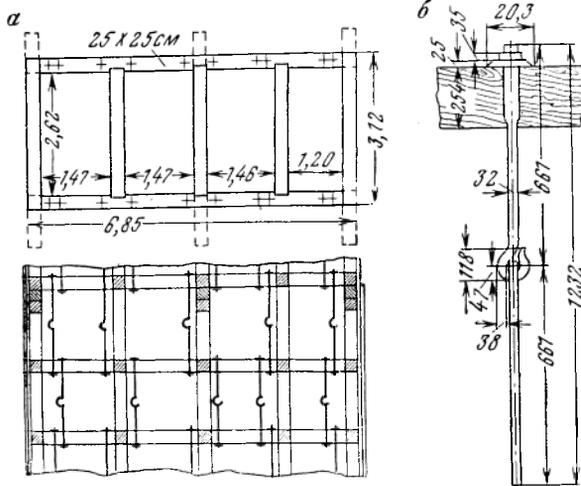


Рис. 51. Подвесная крепь

Значения коэффициента горизонтального распора для различных пород приведены в табл. 134.

Таблица 134

Значения коэффициента горизонтального распора для различных пород

Породы	Значения коэффициента горизонтального распора $A$		
	от	до	среднее
Плывучие пески и плывуны, разжиженные грунты . . . . .	1,000	0,638	0,757
Рыхлые породы: галька, щебень, гравий, песок . . . . .	0,638	0,500	0,526
Наносы, слежавшиеся грунты, пластичные глины . . . . .	0,500	0,297	0,387
Бурые и неплотные каменные угли, сланцы глинистые или конгломераты и брекчии с глинистым цементом, туфы . . . . .	0,297	0,031	0,164
Плотные сланцы, известняки и песчаники средней плотности . . . . .	0,031	0,008	0,017
Кварцевые породы, гранит, сленит, габбро . . . . .	0,008	0,002	0,004
Кварцевые диориты, плотные кварциты, кремнь, базальт . . . . .	0,002	0,0007	0,0012

Заготовку всех элементов деревянной крепи производят на поверхности вблизи ствола шахты. На выровненной площадке по углам прямоугольного контура крепи в землю на глубину 1—1,5 м вкапывают четыре круглых или квадратных деревянных столба диаметром около 20 см. Верхние плоскости столбов выравнивают так, чтобы они лежали в одной горизонтальной плоскости. На столбы укладывают сначала бревна короткой стороны сруба основного звена с заводными пальцами, а затем бревна длинной стороны, и на них кладут рядовые венцы сруба. Таким образом сруб наращивают до высоты 2—3 м.

Вертикальность стенок сруба проверяют рейкой с прикрепленным отвесом, прикладывая ее к внутренним стенкам сруба. Прямоугольность сечения сруба проверяют путем измерения диагоналей.

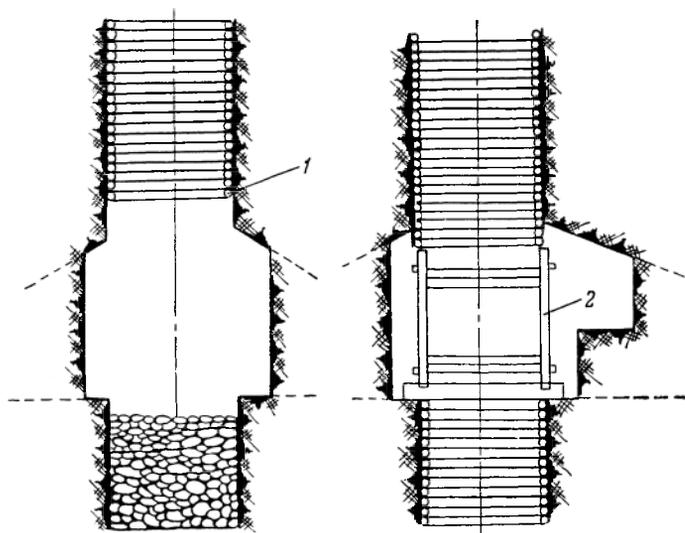


Рис. 52. Крепление околоствольного двора

Собранные части крепи размечают в определенном порядке, который должен быть сохранен и при возведении крепи в стволе.

Спуск ствола короткого леса (стоек, расстрелов, коротких сторон венца, клинзев и др.) производят в предназначенных для подъема породы бадьях. Чтобы лес не выпадал из бадьи, верхние концы более длинных частей крепи привязывают к канату прочной веревкой. Для спуска длинного леса (длинных сторон венца, вандрутов, проводничков и др.) употребляют специальные серги. В бревне или бруске просверливают отверстие недалеко от его конца и через это отверстие пропускают болт серги, имеющий на одном конце резьбу, а затем завинчивают его гайкой.

Сопряжение ствола разведочной шахты (закрепляемой деревом) с околоствольным двором крепят в следующем порядке.

Последний основной венец (рис. 52, 1) над околоствольным двором укладывают над потолком двора на расстоянии от 2 до 4 м в зависимости от устойчивости пород; при этом опорные пальцы этого венца выпускают у длинных сторон. После закрепления пройденного звена продолжают углубку ствола на всю высоту околоствольного двора и на 4—5 м ниже его почвы. При проходе околоствольного двора в породах малоустойчивых, склонных к вывалам, ствол на участке высоты околоствольного двора закрепляют временной крепью. С этой целью размеры ствола несколько увеличивают.

Непосредственно в месте сопряжения ствола с околоствольным двором устанавливают крепежный станок (рис. 52,2), элементы которого усиливают расстрелами и стягивают болтами. Перед тем, как начать проходку околоствольного двора, ствол с короткой стороны закрепляют досками, горбылями или подтоварником. Закрепляют также участок над станком, на котором возводятся рядовые венцы крепи. Околоствольный двор проходит уступами, вначале короткими, соблюдая меры предосторожности во избежание порчи крепежного станка. После проходки 8—12 м устанавливают крепежные рамы. Если рассекается двухсторонний рудничный двор, то сначала проходят в одну сторону 15—20 м, затем в другую.

## Крепление бетоном и железобетоном

Независимо от того, чем крепится ствол шахты, устье его на глубину до 10 м (так называемый воротник) всегда закрепляют огнестойким материалом — бетоном или железобетоном. Стволы неглубоких разведочных шахт, рассчитанных на небольшой срок службы, разрешается закреплять деревом на всю глубину до поверхности, но в целях огнебезопасности верхняя часть крепи должна быть покрыта слоем штукатурки или торкретбетона.

Для большей устойчивости бетонному воротнику придается уступная форма, количество уступов обычно бывает не менее двух. Высота первого уступа делается несколько больше глубины промерзания наносов; толщина его достигает 1—1,5 м, толщина второго уступа 0,5—0,75 м. Опорный венец воротника, как правило, устанавливается в коренных породах.

Бетонную крепь ствола шахты обычно возводят снизу вверх звеньями. Высота звеньев в зависимости от устойчивости пород и размеров поперечного сечения ствола может колебаться от 10 до 60 м и более.

В основании звеньев возводятся опорные венцы, для чего в стенках ствола разделяются врубы. Работы по устройству опорных венцов производятся с неподвижного полка, установленного на вертикальных стойках. Опорные венцы могут иметь форму одноковаческую и двухковаческую. Ширина опорных венцов принимается 0,5—1 м, высота — 1,0—1,5 м.

Для возведения бетонной крепи необходимо делать специальные формы в виде цилиндров: пространство между цилиндрической формой и стенками выработки заполняют бетоном и трамбуют. По мере возведения стенок бетонной крепи формы наращивают, попутно разбирая временную крепь, если она имеется. Иногда при слабых породах временную крепь не снимают, а оставляют в бетоне. Формы (опалубка) могут быть деревянные или металлические, из отдельных сегментов. Сегменты собирают в цилиндрические кольца высотой 1—1,2 м, соединенные болтами.

Крепление стволов бетоном обычно производят с подвесных полков. Бетонную массу подают на полок в бадьях и разгружают на полок; при подаче бетона по трубам он подается непосредственно за опалубку. Укладку и трамбовку производят так же, как при креплении горизонтальных выработок. По мере возведения стенок в них оставляют гнезда для установки расстрелов. Иногда гнезда для расстрелов не оставляются, а выбираются в бетоне при армировании ствола.

Правильность установки опалубки и возведения крепи контролируется центральными и боковыми отвесами и подвижными радиусами. Центральный отвес опускают точно по центру ствола на тросе со специальной лебедки через шкив, расположенный на подшивной площадке копра.

По мере твердения бетона, примерно через 5—6 суток после кладки стенок, производят раскружаливание отдельными кольцами снизу вверх. После этого начинают армирование закрепленного звена — устанавливают расстрелы и проводники, оборудуют лестничное отделение. Работы по армированию производятся также с подвесных полков. Армировать ствол можно деревом или металлом, или использовать их сочетание.

Металлические главные и вспомогательные расстрелы, изготовленные из двутавровой стали, устанавливают в одной горизонтальной плоскости и соеди-

няют при помощи уголков и болтов. Проводники делают из дубовых или сосновых брусьев длиной 6—8 м, сечением  $10 \times 10$ ,  $12 \times 12$ ,  $12 \times 14$  см. Применяют и металлические проводники из железнодорожных рельсов.

Железобетонная крепь отличается от бетонной наличием арматуры. Толщина железобетонной крепи в равных условиях будет меньше бетонной в 1,5—2 раза. Форма поперечного сечения выработок может быть любой. В связи с необходимостью монтажа арматуры железобетонная крепь возводится значительно медленнее, чем любая другая. Быстрее и легче возводить железобетонную крепь из готовых конструкций — сегментов, соединенных в цилиндрические кольца.

## Крепление металлом

Металлическая крепь по назначению может быть временная и постоянная. Временная металлическая крепь обычно предшествует бетонной крепи в выработках круглого сечения. Она состоит из колец, которые подвешиваются одно к другому на подвесках по мере углубления ствола. Кольца изготовляют из рельсов, таврового или двутаврового железа, составлены из сегментов, соединенных накладками с болтами или клиньями. Соединение сегментов при помощи накладок и клиньев более удобно.

Сборка и разборка временной крепи осуществляются сравнительно быстро. Конусные клинья опускаются в отверстия сегментов и накладок сверху вниз.

Подвески изготавливают из круглого или квадратного железа толщиной 20—30 мм, они бывают прямой и Z-образной формы. Длина подвесок, определяющая расстояние между кольцами, от 0,6 до 1,5 м.

Выработку, закрепленную временной крепью, затягивают горбылями, досками, пластинами или листовым железом, кольца и затяжку расклинивают деревянными клиньями. Для предотвращения возможности смещения колец, особенно при взрывании пнуров, кольца расклинивают распорками из круглого леса или отрезков металлических труб. Постоянная металлическая крепь подразделяется на прямоугольную и цилиндрическую.

Прямоугольная металлическая крепь имеет вид венцов, она возводится как снизу вверх, так и сверху вниз и подвешивается на подвесках. Венцы изготавливают из двутавровой стали или из железнодорожных рельсов; их соединяют при помощи уголков и болтов.

Цилиндрическая металлическая крепь состоит из сегментов — тубингов, собранных в цилиндрические кольца, возводится как снизу вверх, так и сверху вниз. Тубинги бывают чугунные и стальные, каждый тубинг имеет фланцы, благодаря которым остальные тубинги и кольца соединяются болтами.

Тубинги соединяют при помощи болтов, пропущенных в отверстия в ребрах тубингов. Зазоры между боковыми породами и тубинговой крепью забучивают породой и заливают цементным раствором. Швы между тубингами зачеканивают.

## КРЕПЛЕНИЕ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

Для крепления наклонных выработок в зависимости от устойчивости пород, формы сечения выработки и срока ее службы можно использовать дерево, камень, бетон, железобетон и металл.

Основные конструкции крепи наклонных выработок определяются углом их наклона к горизонту. При угле наклона менее  $45^\circ$  наклонные выработки крепят так же, как горизонтальные, неполными или полными крепежными рамами; при угле более  $45^\circ$  их крепят венцами, как вертикальные (табл. 135).

Крепежные рамы и венцы устанавливают в плоскостях, перпендикулярных оси выработок, сплошным креплением или вразбежку. При креплении вразбежку между крепежными рамами по кровле забивают расколоты, в случае крепления полными крепежными рамами такие же расколоты пробиваются и по

**Форма и конструкция деревянной крепи наклонных  
разведочных выработок**

Пределы изменения угла наклона, град	Форма и элементы рамной крепи	Элементы крепи вдоль выработки
0—12	Рамная крепь трапециевидной формы, применяемая в горизонтальных выработках	
12—25	Форма трапециевидная, рама из 3 или 4 элементов	Распорка между рамами, опорные рамы на расстоянии 10—12 м
25—50	Форма прямоугольная, рама из 3 или 4 элементов	То же, расстояние между опорными рамами не более 4—6 м
Свыше 45—50	Применяется крепь вертикальных выработок	

почве выработки. По мере увеличения угла наклона выработки полные крепежные рамы приобретают характер венцов; крепь превращается в сплошную венцовую или венцовую на стойках.

### 3. ПАСПОРТ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Крепление горных выработок производится по разработанному паспорту, который состоит из чертежей и таблиц. Графический материал паспорта представляет собой чертежи поперечного и продольного разрезов закрепленной выработки, на которых должны быть показаны отдельные узлы конструкции крепи, устройство рельсовых путей и крепление водоотливной канавки. В таблицах паспорта приводятся данные о расходе крепежных материалов, сведения о проходимой выработке и применяемом горнопроходческом оборудовании, характеристика вмещающих пород (см. прил. 3).

## Глава VI. ВОДОУЛИВ ИЗ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

### А. ВОДОУЛИВНЫЕ ПРОХОДЧЕСКИЕ УСТАНОВКИ

#### 1. ВОДОУЛИВНЫЕ УСТАНОВКИ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

При проведении стволов разведочных шахт и шурфов приток воды обычно не превышает 10 м<sup>3</sup>/ч, иногда он достигает 40—50 м<sup>3</sup>/ч и более. В зависимости от величины притока воды и глубины ствола водоуливы производят следующим образом:

- 1) бадьями, вычерпывая воду вместе с породой или отдельно;
- 2) забойными зумфовыми (пневматическими или электрическими) насосами;
- 3) подвесными проходческими насосами (центробежными или винтовыми);
- 4) горизонтальными центробежными насосами типа К и других типов, подвешенными в специальных люльках.

Производительность насоса для водоулива при проходке вертикальных выработок с применением взрывных работ определяется по формуле

$$Q_n = \frac{q_p (t_n + t_{взр} + t_{вент} + t_{вод}) - \Pi S \eta l}{t_{вод}}, \text{ м}^3/\text{сек},$$

где  $Q_n$  — производительность насоса, м<sup>3</sup>/сек;

$q_p$  — расчетный приток воды, м<sup>3</sup>/сек;

$t_n$  — время подъема насоса перед производством взрывных работ, сек;

$t_{взр}$  — время взрывания шпуров, сек;

$t_{вент}$  — время вентиляции ствола и спуска насоса, сек;

$t_{вод}$  — время водоулива от момента спуска до начала уборки породы, сек;

$\Pi$  — пористость отбитой породы (для крепких пород — 0,6, для мягких — 0,3);

$S$  — площадь сечения ствола в проходке, м<sup>2</sup>;

$\eta$  — коэффициент использования шпура;

$l$  — глубина шпура, м.

При притоке воды в забой до 0,3 м<sup>3</sup>/ч вода выдается вместе с породой в бадьях, при притоке не более 8 м<sup>3</sup>/ч водоуливы следует производить переносными забойными насосами с выдачей воды на поверхность в бадьях; при притоках воды в забой более 8 м<sup>3</sup>/ч следует предусматривать мероприятия по улавливанию притока воды сверху и отводу ее к водосборникам насосов.

Для отвода подземных вод в их водоулавливающие устройства применяют: в устойчивых трещиноватых породах спускные трубки, в неустойчивых трещиноватых породах забивные фильтры, в рыхлых крупнозернистых породах стержневые фильтры.

Водоулавливающие устройства устанавливаются с уклоном не менее 0,01 к выпускному отверстию (рис. 53).

При глубинах стволов, превышающих напоры проектируемых к установке насосов, при водосборниках водоулавливающих устройств предусматриваются перакачные насосные станции с водосборниками емкостью не менее расчетного часового притока воды.

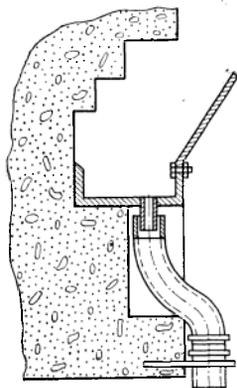


Рис. 53. Водоулавливающее устройство

Перекачные насосные камеры оборудуются одним насосом при поступлении воды не более  $10 \text{ м}^3/\text{ч}$  и двумя насосами при поступлении воды более  $10 \text{ м}^3/\text{ч}$ . Общая производительность установленных насосов должна превышать расчетный приток воды в два раза.

В период проходки ствола на поверхности в полной готовности должны быть: а) по одному резервному горизонтальному насосу на каждую перекачную насосную станцию или насосную станцию водоуправляющего устройства; б) не менее одного подвешного насоса с комплектом труб, кабелей, лебедок и шкивов, независимо от величины притока воды в забой.

Трубопровод проходческого водоотлива наращивается с поверхности. На поверхности отвод воды от трубопровода производится при помощи гибкого шланга. Нагнетательный трубопровод подвешивают с помощью специальных хомутов и поддерживают вместе с насосом лебедкой посредством двух ветвей канатов.

### Водоподъемники забойные

Забойные (зумфовые) насосы применяются для откачки воды при погрузке породы в бады, а при бурении шпуров в промежуточные водосборники.

Эти насосы имеют сравнительно небольшие производительности и напоры; благодаря малому весу и размерам они легко перемещаются (переносные и на салазках) с места на место в забое выработки.

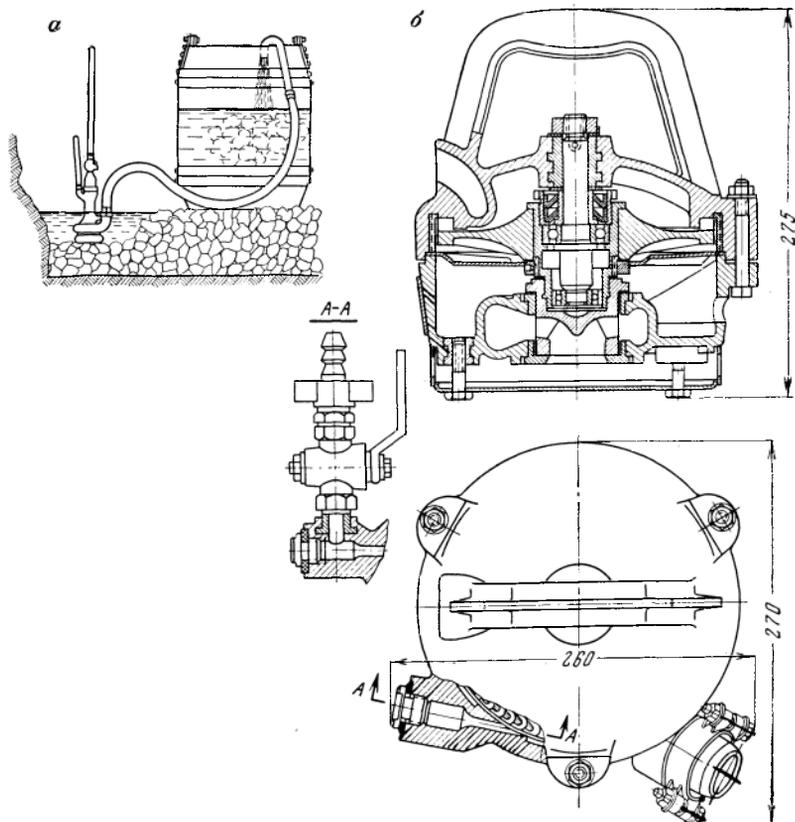


Рис. 54. а — схема водоотлива в бадью насосом НПП-1М; б — забой

насосы различаются: с ротационными, турбинными, пневматическими и электрическими двигателями; по принципу действия они называются центробежными, объемными (поршневыми), винтовыми, диафрагмовыми и замещения. Почти все насосы способны перекачивать воду с механическими примесями.

Помимо водоотлива из зумфов и водосборников эти насосы применяются при водоотливе из шурфов, канав, горизонтальных и наклонных подземных выработок.

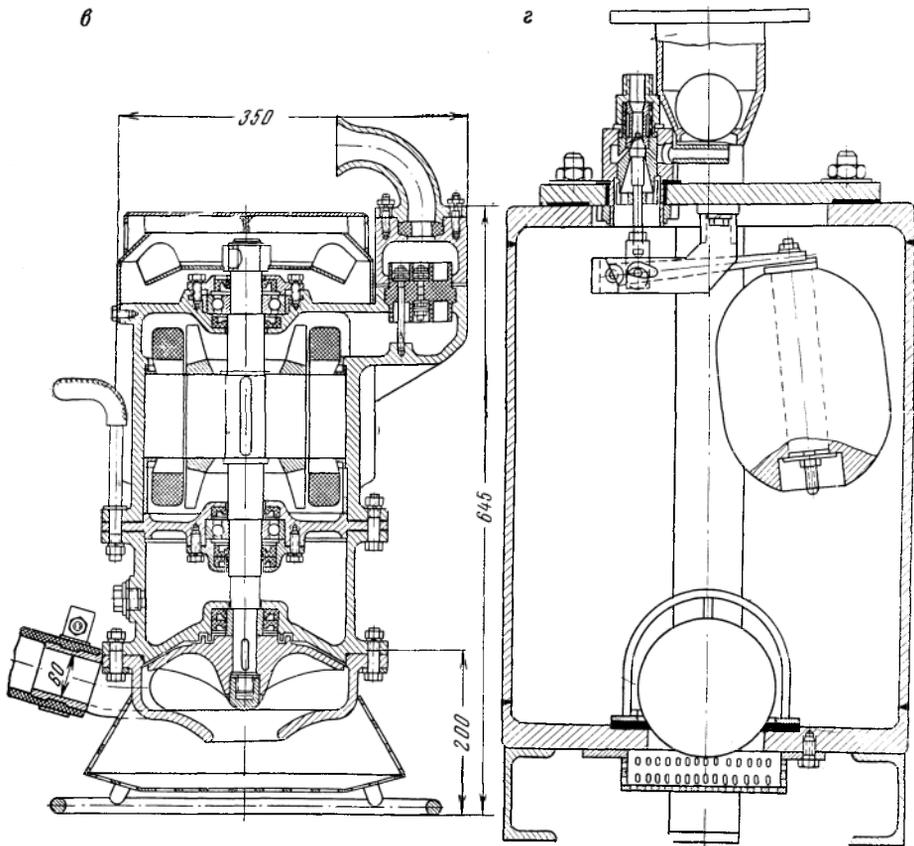
В насосах с пневматическими двигателями последних конструкций применяются автоматические выключатели при прекращении водоотлива.

В табл. 136 приведены данные о проходческих центробежных насосах с ротационными (НПП-1М, ПН-00) и турбинными (Н-1М, БНП — 15 × 4, «Малютка») двигателями.

На рис. 54, а представлена схема водоотлива в бадью. На рис. 54, б показан зумфовый насос «Малютка».

Переносный шламовый насос НШЛ-1 (рис. 54, в) с приводом от электродвигателя показан на рис. 54, г; данные о насосе приведены в табл. 137. Насос может перекачивать воду с содержанием до 25—30% твердых частиц размером до 20 мм.

К числу этих же насосов относятся насосы типа НАП и насосы НДВ производительностью от 6 до 40 м<sup>3</sup>/ч при напоре от 8 до 17 м. Для привода этих



а — насос «Малютка»; б — насос НШЛ-1; в — насос СПУ-1

## Центробежные насосы

Показатели	Ротационный пневматический двигатель		Турбинный пневматический двигатель		
	НП-1М	ПН-00	Н-1М	ВНП-15×4	«Малютка» (ВНП-15×4)
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	34; 30; 10	30	25	15	15
Напор, м . . . . .	6; 10; 20	6—8	40	4,0	4,0
Число оборотов в мин . . . . .	3000	4500	6300	6000	6500
Мощность двигателя при P = = 4,5 кгс/см <sup>2</sup> , л. с. . . . .	1,5	—	7	—	—
Рабочее давление воздуха, кгс/см <sup>2</sup>	4—5	4,5—5,0	4,5—5	4,0	5,5—6,0
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	1,5	1,85	6	0,7—1	1,0
Диаметр рабочего колеса, мм . . . . .	120	120	—	—	—
Диаметр шланга нагнетательного, водяного, мм . . . . .	—	60	50	51	38
Диаметр шланга, подводящего воз- дух, мм . . . . .	65	22	32	19	19
Диаметр шланга, отводящего воз- дух, мм . . . . .	22	32	—	—	—
Длина насоса, мм . . . . .	285	300	490	380	270
Ширина насоса, мм . . . . .	215	230	300	320	260
Высота насоса, мм . . . . .	475	390	450	360	275
Вес насоса без арматуры и шлан- гов, кг . . . . .	29,3	22,5	30	12,7 *	12,8 *
Вес насоса с арматурой и шланга- ми, кг . . . . .	33,8	—	—	—	—

\* С арматурой.

Таблица 137

## Переносные вертикальные шламовые насосы с электродвигателем

Показатели	НШЛ-1	ПНВ-3	НАП-6П	НАП-10П	НАП-20П	НАП-40П
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	17	50	6	10	20	40
Напор, м . . . . .	до 9	25	7—8	—	17	17
Число оборотов вала в мин . . . . .	1450	1460	—	1,7	—	—
Мощность электродвигателя, квт . . . . .	1,7	14,0	—	—	2,8	4,5
Номинальное напряжение, в . . . . .	380	—	—	—	—	—
К. п. д. . . . .	0,40	—	—	360	—	—
Длина насоса, мм . . . . .	—	1200	330	475	375	480
Высота насоса, мм . . . . .	645	1855	445	380	485	645
Ширина насоса, мм . . . . .	—	585	380	—	480	480
Диаметр скола, мм . . . . .	350	—	—	—	—	—
Глубина погружения, мм . . . . .	до 400	—	—	—	—	—
Диаметр нагнетательного патрубка, мм	60	90	—	49,5	—	—
Вес, кг . . . . .	50	490	35	—	59,5	71

насосов применяются специальные электродвигатели, пригодные к работе в условиях длительного погружения в воде (см. табл. 137).

Забойный диафрагмовый насос «Байкал» ЦНИИподземшахтстроя предназначен для участков вод и местного водоотлива и допускает откачку загрязненной абразивными частицами воды.

Насос имеет две диафрагмы, соединенные одним штоком, диафрагмы приводятся в движение сжатым воздухом, оказывающим попеременно на них давление; распределение воздуха осуществляется золотником.

Насос имеет эрлифтное устройство для увеличения высоты нагнетания и поплавковый механизм для автоматического включения и выключения насоса

Таблица 138

Техническая характеристика диафрагмового насоса «Байкал»

Показатели	Значения
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	18
Максимальный напор, м . . . . .	40
Высота подъема эрлифтом, м . . . . .	100
Рабочее давление воздуха, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	5—6
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	3,0
То же, при работе эрлифтом . . . . .	5,2
Диаметр шланга, мм:	
воздухоподводящего . . . . .	25
всасывающего . . . . .	—
водонагнетательного . . . . .	80
Габаритные размеры, мм:	
ширина . . . . .	472
высота . . . . .	672*
длина . . . . .	510
Вес, кг . . . . .	76,0**

\* Без эрлифта.

\*\* Без арматуры и воздушного шланга 65 кг.

Таблица 139

Техническая характеристика насосов замещения конструкции ВНИИОМШСа

Показатели	НЗУ-1	НЗУ-2	СПУ-1	НПУ-2
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	8—13	12—18	8—12	8—14
Максимальный напор, м . . . . .	45	45	40—10	40—10
Рабочее давление воздуха, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	5	5	5	5
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	1,1	1,3	1,3	0,8
Диаметр шланга, мм:				
воздухоподводящего . . . . .	19	19	19	19
всасывающего . . . . .	100	100	—	—
водонагнетательного . . . . .	76	76	76	76
Максимальная высота всасывания, м . . . . .	2	2	—	—
Габаритные размеры:				
ширина, мм . . . . .	350	540	350	350
высота, мм . . . . .	616	630	730	650
длина, мм . . . . .	1118	1040	—	925
Вес, кг . . . . .	68	79	68	90

посредством клапана в зависимости от наличия воды в водосборнике. Отработанный воздух отводится через глушитель. Техническая характеристика насоса приведена в табл. 138.

Техническая характеристика насосов замещения (НЗУ-1, НЗУ-2, СПУ-1 и НПУ-2) приведена в табл. 139. Насос замещения СПУ-1 м (ВНИИОМШС) показан на рис. 54, г. Водоподъемник объемного периодического действия; работа осуществляется путем вытеснения сжатым воздухом предварительно наполненного водой резервуара и последующего выпуска воздуха в атмосферу; заполнение резервуара водой производится за счет давления столба воды в водосборном приемке (зумпфе).

Водоподъемник не имеет вращающихся частей и не требует смазки; может работать в условиях загрязненной воды механическими примесями. Вверху бака имеется штуцер с клапаном и эжектором.

К числу специальных водоподъемников относятся эрлифты и гидроэлеваторы.

## Насосы подвесные

Центробежные агрегаты состоят из многоступенчатых насосов с вертикальным валом, непосредственно соединенных с электродвигателями; монтируются в раме, имеющей лестницу, площадку обслуживания и блок для подвески. Агрегат снабжается контрольным краном для проверки наличия воды, обратным клапаном, манометром, вентилем заливного устройства. Всасывающий трубопровод (шланг) имеет храпок с клапаном.

На рис. 55, а представлена схема двухступенчатого водоотлива с использованием зумпфового и подвешенного насосов. Технические данные о насосах этого типа приведены в табл. 141.

Винтовые агрегаты по принципу действия представляют собой объемные насосы непрерывного действия с подачей постоянного количества воды.

Вертикальные винтовые насосы типа ВАН имеют ротор, приводимый во вращение от вала при помощи карданного соединения. На колонне подвесных труб через каждые 16 м устанавливаются резиновые центраторы для предотвращения вибрации труб.

На рис. 55, б показана установка подвешенного насоса ПВН-15А, предназначенного для водоотлива из неглубоких стволов и шурфов.

Насос-мотор смонтирован на одной раме, имеет однозаходный винт и резиновую обойму с двухзаходной винтовой поверхностью (двойной шаг). Техническая характеристика некоторых вертикальных винтовых насосов приведена в табл. 140.

Таблица 140

Техническая характеристика вертикальных подвесных винтовых насосов

Показатели	Марки насосов		
	ВН-3А	ПН-24×200	ПВН-15А
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	15	24	15
Напор, м вод. ст. . . . .	60	200	30—35
Мощность электродвигателя, квт. . . . .	7	80	2,8
Число оборотов в мин . . . . .	1460	—	1420
Высота всасывания, м . . . . .	до 8	6	6
К. п. д., % . . . . .	—	55—60	—
Габаритные размеры в плане, мм:			
длина . . . . .	480	1056	350
ширина . . . . .	430	745	340
высота . . . . .	2730	6330	1400
Вес с электродвигателем, кг . . . . .	250	1500	150

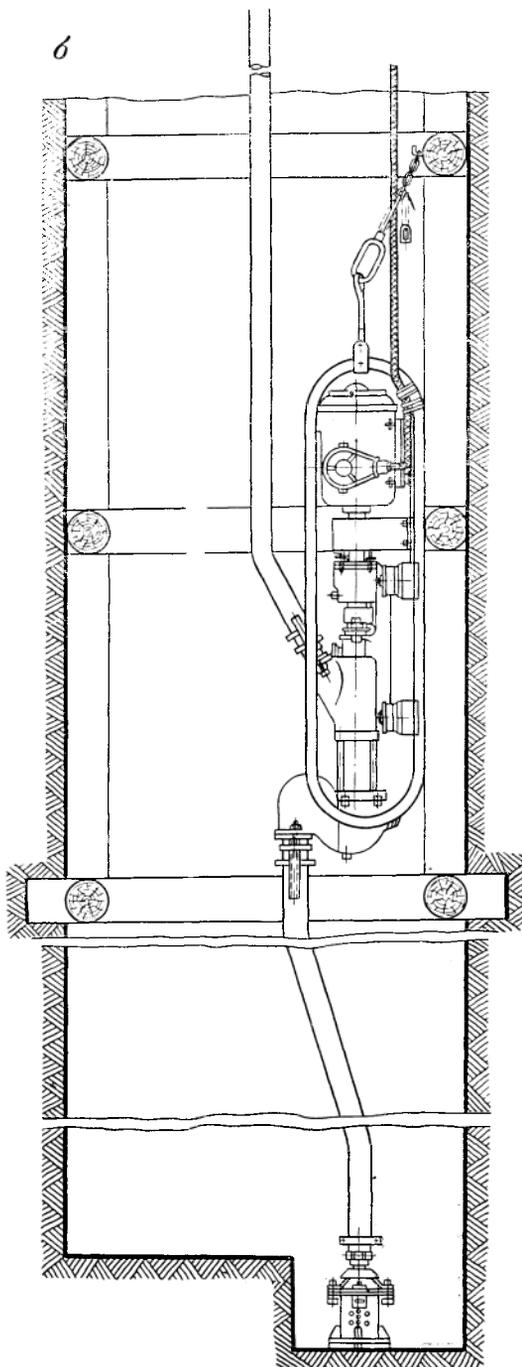
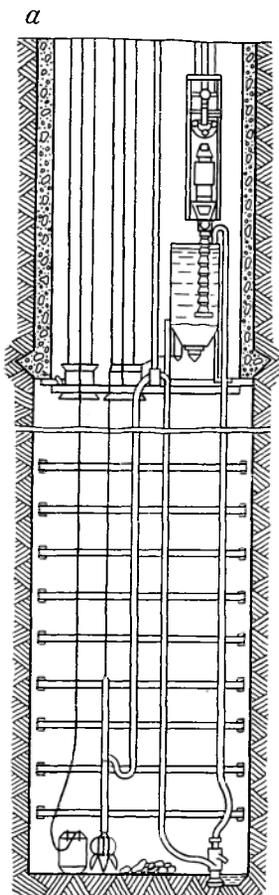


Рис. 55. *a* — схема установки подвешенного насоса в стволе; *б* — подвешенной винтовой насос ПВН-15А

Техническая характеристика вертикальных (подвесных)  
центробежных насосов

Показатели	Марки насосов				
	ППН-30×250	ППН-50-С	ППН-50-12	ЦПН-30А	5ПШ-11×27
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	30	50	50	30	60—100
Напор, м . . . . .	250	250	250	100	95
Максимальная высота всасывания, м	4—6	4—6	4—6	6	—
Электродвигатель . . . . .	ДАМВШ-114—4	ДАМВШ-115—4	ДАМВШ-115—4	АО—72/4	ДАМВШ-115—4
Мощность, квт . . . . .	45	75	75	20	75
Поперечные размеры агрегата, мм . .	990×950	1020×950	990×950	780×784	1185×1196
Длина насоса, мм . . . . .	7250	6940	6940	4930	3660
Вес всей установки, кг . . . . .	3020	3250	3320	1380	—
Вес электродвигателя, кг . . . . .	1225	1300	1300	—	—

## 2. ВОДООТЛИВНЫЕ УСТАНОВКИ ПРИ ПРОХОДКЕ НЕГЛУБОКИХ ВЫРАБОТОК (КАНАВЫ, ШУРФЫ)

Эти установки в большинстве случаев монтируются на поверхности и в этом случае глубина выработок не может превышать их высоты присасывания, т. е. максимально до 8 м.

При притоке воды до 0,3 м<sup>3</sup>/ч водоотлив осуществляется в бадьях вместе с породой.

Некоторые насосы могут устанавливаться на дне выработок (в забое) и, следовательно, применяться при более глубоких выработках; при этом глубина ограничивается присущей водоподъемнику высотой нагнетания.

К числу насосных установок, монтируемых на поверхности, относятся передвижные на тележках и салазках центробежные, винтовые и объемные, а к числу опускаемых в выработки (шурфы) — зумфовые (см. табл. 136, 137 и 141), легкие подвесные и винтовые насосы (ПВН-15А, ПВН-5).

При малых притоках (1—2 м<sup>3</sup>/ч) имеют применение также объемные насосы с ручным приводом.

Центробежные передвижные агрегаты. Агрегат, состоящий из самовсасывающего одноступенчатого центробежного насоса и двигателя внутреннего сгорания, смонтирован на сварной раме двухколесной тележки. Данные о самовсасывающих центробежных насосах типа С приведены в табл. 142 и 143.

Таблица 142

Техническая характеристика передвижных насосных установок

Показатели	Марки установок		
	ВМП-80а	ММ-1200	М-600
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	10; 20; 30	72	36
Напор, м . . . . .	20; 14; 2,4	60	60
Высота всасывания, м . . . . .	5	6	6
Мощность двигателя внутреннего сгорания, л. с. . . . .	3	41	12
Габаритные размеры, мм:			
длина . . . . .		2700	840
ширина . . . . .		1800	650
высота . . . . .		1300	580
Вес, кг . . . . .	195	845	72

Таблица 143

Технические данные о самовсасывающих центробежных передвижных насосах

Марка насоса	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Напор, м	Внутренний диаметр патрубка, мм		Тип двигателя	Мощность двигателя	Число об/мин	Вес с двигателем и тележкой, кг
			всасывания	нагнетания				
С-203	24	9	50	50	Электромотор	1,5 квт	1500	190
С-204	40-75-120	20-18-14	100	100	То же	8,0 »	1500	560
С-245	35-75-120	20-18-14	100	100	Дизель Т-52	11 л. с.	1500	1056
С-247А	35	20	50	50	Бензиновый	3 »	2800	145
С-490	120	20	100	100	Бензиновый Л212/4	12 »	1450	495
С-666	120	20	100	100	АО-2-42-2	7 квт	2890	260

Объемные передвижные агрегаты. Учитывая, что при водоотливе из выработки вода обычно загрязнена механическими примесями, наиболее работоспособными насосами в этих условиях являются диафрагмовые насосы, данные о которых приведены в табл. 144 и 145.

Таблица 144

**Технические данные о приводных диафрагмовых насосах**

Марка насоса	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Развиваемый напор, м	Мощность двигателя, кВт	Число оборотов двигателя в мин	Внутренний диаметр входного патрубка, мм	Габаритные размеры, мм			Вес, кг
						Длина	Ширина	Высота	
НВД	4	5—6	0.7	1500	50	580	760	920	180
НВД	7		1.0	1500	100	880	1100	1600	570
С-205-А	12		—	—	—	—	—	—	84
ЭНД-4	25		3.0	1000	100	1100	650	700	310

Примечание. Насосы НВД и ЭНД работают на слив; насосы ЭНД-4 и НВД могут откачивать воду с содержанием твердых частиц до 60% по весу.

Таблица 145

**Технические данные о ручных диафрагмовых насосах**

Показатели	Номера насосов			
	1	2	3	4
Диаметр всасывающего патрубка, мм	75	75	100	100
Диаметр нагнетательного патрубка, мм	75	Свободный излив	100	Свободный излив
Производительность при 40 двойных ходах в мин, л . . . . .	300	300	400	400
Высота всасывания, м . . . . .	4—5	4—5	4—5	4—5

**3. ВОДООТЛИВНЫЕ УСТАНОВКИ ПРИ ПРОХОДКЕ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК**

Типовой водоотливной установкой при проходке наклонных выработок является насосный агрегат (рис. 56), состоящий из центробежного или винтового насоса с

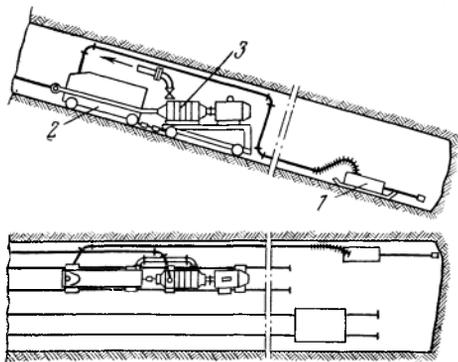


Рис. 56. Схема насосной станции в наклонной выработке:

1 — насос зумифовой; 2 — резервуар; 3 — основной насос

электродвигателем, установленным на специальной каретке, передвигающейся по мере надобности вниз (при продвижении забоя) и вверх (при взрывании шпуров и ремонте) по рельсовой дорожке с помощью подъемного устройства, установленного на поверхности или в подземной выработке. Нагнетательный трубопровод наращивается по мере углубки выработки, для чего насос соединяется с трубопроводом гибким рукавом. Основной нагнетательный трубопровод монтируется на почве, а электрокабель — на стенке выработки.

Расчет параметров насосного агрегата производится так же, как и для водоотливных установок при проходке вертикальных выработок.

В качестве насосов применяются обычно центробежные или винтовые горизонтальные насосы.

Технические данные винтовых горизонтальных насосов см. в табл. 153.

## **Б. ВОДООТЛИВНЫЕ СТАЦИОНАРНЫЕ УСТАНОВКИ**

Стационарная водоотливная установка включает насосную станцию с одним или несколькими насосными агрегатами, установленными в насосных камерах на фундаментах, одного или нескольких водозаборных колодцев, водосборника и трубопроводов (всасывающего и нагнетательного).

Вода из всей системы горных выработок подводится к водосборнику при насосной станции с помощью водосборных канав, а из водосборника на поверхность выдается с помощью насосов и трубопроводов.

При штольневой разведке водоприток выводится из выработок на поверхность непосредственно штольневой водосборной канавой\*.

### **1. ТРУБОПРОВОДЫ ВОДООТЛИВНЫХ УСТАНОВОК**

Трубопровод является важной частью водоотливной установки; он состоит из нагнетательного и всасывающего. Нагнетательный трубопровод работает под давлением, поэтому его монтируют обычно из стальных труб. При кислотных водах внутренняя поверхность труб должна быть покрыта (футерована) кислотоустойкими материалами.

Трубопроводы в подземных выработках обычно прокладываются открыто. Размещение трубопроводов должно обеспечивать удобство их обслуживания, ремонта, монтажа и демонтажа без нарушения нормальной работы других близрасположенных трубопроводов.

По величине рабочего давления различают пять классов трубопроводов (табл. 146).

**Классы трубопроводов по давлению**

Таблица 146

Классы трубопроводов	I	II	III	IV	V
Рабочее давление, кгс/см <sup>2</sup>	Более 100	64—100	25—64	16—25	До 16

Толщина стенок труб определяется расчетом. В зависимости от назначения и условий применения трубы выбираются в соответствии с ГОСТами, приведенными в табл. 147.

\* Устройства камер насосных станций, водосборников, колодцев, канав см. в гл. IX.

## Технические условия по назначению труб

Наименование среды	Диаметр труб, мм	Рабочее давление, кгс/см <sup>2</sup>	Характеристика труб	
			ГОСТ	Тип
Вода, сжатый воздух, рудничный газ	100 и менее	До 10	3262—62	Стальные водогазопроводные (газовые)
Вода, угольно-породная или залилочная пульпа, сжатый воздух, рудничный газ	Более 100	От 10 до 100	8732—58	Стальные бесшовные, горячекатаные
То же	Более 100	Более 100	8734—58	Стальные бесшовные, холоднотянутые и холоднокатаные

Диаметр труб нагнетательного и всасывающего трубопроводов определяют по формуле

$$d = \sqrt{\frac{Q}{900 \cdot \pi \cdot v}} = 0,0188 \sqrt{\frac{Q}{v}}, \text{ м,}$$

где  $Q$  — производительность водоотливной установки, м<sup>3</sup>/ч;

$d$  — внутренний диаметр трубопровода, м;

$v$  — скорость движения по трубопроводу (обычно от 1,5 до 2,0 м/сек для нагнетательного и от 1,0 до 1,5 м/сек для всасывающего трубопровода);

$\pi$  — 3,14.

## Водопроводные трубы

Стальные (водогазопроводные). Сортамент ГОСТ 3262—52.

Стальные бесшовные (горячекатаные). Сортамент ГОСТ 8732—58.

Стальные бесшовные (холоднотянутые и холоднокатаные). Сортамент ГОСТ 8734—58.

Чугунные трубы. Сортамент и технические требования ГОСТ 9583—61. Фасонные соединительные части к чугунным трубам. Сортамент и технические требования ГОСТ 5525—61.

Полиэтиленовые трубы (из полиэтилена высокой плотности) по МРТУ 6—05—917—67. Трубы из полиэтилена низкой плотности по МРТУ 6—05—918—67.

Винилпластовые трубы по ТУ-4251-54-МХП. Асбестоцементные трубы марок ВТ-3, ВТУ, ВТ-9, ВТ-12 по ГОСТ 536—65.

## Соединительные части трубопроводов

Сортамент соединительных частей из ковкого чугуна с цилиндрической резьбой ГОСТ 8943—59; технические требования ГОСТ 8944—59; общие конструктивные размеры ГОСТ 8945—59; основные размеры угольников, тройников, крестов, муфт, ниппелей, гаек соединительных, футеровок, контргаяк, колпаков и пробок ГОСТ от 8946—59 до 8963—59.

Сортамент стальных соединительных частей с цилиндрической резьбой для трубопроводов ГОСТ 8964—59; технические требования ГОСТ 8965—59; основные размеры муфт, ниппелей, контргаяк и сгонов ГОСТ от 8966—59 до 8969—59.

Свариваемые соединительные части для трубопроводов: а) отводы по МН-2912—62 и МСН-120—67; б) тройники, переходы, заглушки и днища по МСН-120—67.

Соединительные части из легированной стали по МН 4751—63—4754—63.

При водоотливной установке применяется следующая арматура: 1) приемный клапан с сеткой, установленный на всасывающем трубопроводе; 2) задвижки; 3) обратный клапан на нагнетательном трубопроводе. Подробные данные об арматуре приводятся в каталоге-справочнике «Промышленная трубопроводная арматура», ЦИНТИХИМНЕФТЕМАШ, часть I, 1967 г. и часть II, 1969 г.

### 2. МОНТАЖ ТРУБОПРОВОДОВ В ВЫРАБОТКАХ

Трубопроводы в горизонтальных, а также и в наклонных (с ходками) выработках, должны располагаться в стороне прохода, с креплением их на крошечных или подвесках на высоте не менее 1800 мм от балласта или почвы выработки, а также на подкладках, уложенных на балласт или почву выработки. На пересечениях выработок допускается располагать трубопроводы в заглублениях под рельсовыми путями.

Трубопроводы прокладываются с уклонами, соответствующими уклонам выработки, в которых они располагаются.

Для воздухопроводов и газопроводов в наиболее пониженных местах, а также вблизи устьев дегазационных скважин должны устанавливаться водоотделители.

Резиновые шланги и пенковые рукава с пожарными стволами следует помещать в специальных шкафах, непосредственно у пожарных кранов. Шкафы надо располагать между крепежными рамами, а при монолитной крепи в нишах, с условием, чтобы расстояние между выступающими частями шкафов и габаритами подвижного состава было не менее 700 мм.

Вертикальные трубопроводы устанавливаются в стволах, оборудованных клетевым подъемом или лестничным отделением.

Для прокладки трубопроводов могут быть использованы специальные скважины, при этом в качестве водопроводов могут служить обсадные трубы.

Для опоры трубопроводов предусматриваются опорные стулья, устанавливаемые на балках (через 100—200 м) по глубине ствола, а под основания — упорные колена с пятой или бетонные упоры.

Для предохранения става от продольного изгиба предусматривается установка направляющих хомутов, располагаемых на расстоянии друг от друга, кратном расстоянию между расстрелами.

В том случае, когда в выработках с углом наклона 30° и более трубопровод располагается на подкладках по почве, — трубопроводы должны иметь дополнительное закрепление односторонними подвесками со стяжными муфтами через 50—75 м, а в месте сопряжения с горизонтальными выработками — упоры или опорные колена.

Для компенсации линейных удлинений трубопроводов под каждым опорным стулом надо устанавливать компенсатор.

При глубине ствола более 200 м нагнетательные ставы должны иметь компенсаторы температурных изменений длины. Верхний компенсатор устанавливается вблизи устья ствола. Расстояние между промежуточными компенсаторами по вертикали должно быть равно расчетному расстоянию между опорными стульями, но не более 100—150 м.

В наклонных стволах и выработках с углом наклона более 30° компенсаторы устанавливаются через 150—200 м с компенсирующей способностью 200 мм.

В стволах и выработках с углом наклона менее 30° расстояние между компенсаторами определяется по формуле

$$l_0 = \frac{\Delta l}{\alpha \Delta t}, \text{ м,}$$

где  $l_0$  — расстояние между компенсаторами, м;

$\Delta l$  — компенсирующая способность (допускаемое удлинение трубопровода), м;

$\alpha$  — коэффициент линейного расширения материала труб (для стали  $\alpha = 0,000012$ );

$\Delta t$  — разность температур, воздействующих на трубопровод.

Для предохранения от коррозии наружные поверхности стальных труб покрываются защитной изоляцией, тип которой устанавливается в зависимости от агрессивности воды или породы.

Шахтные стальные трубопроводы должны иметь защитные заземления, а в выработках с откаткой контактными электровозами — дополнительную защиту от блуждающих токов.

### 3. НАСОСЫ ГЛАВНЫХ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ СТАНЦИЙ

Главная водоотливная установка должна состоять из трех одинаковых по производительности и напору насосов. Каждый насос по производительности должен рассчитываться на откачку суточного нормального притока воды за 20 ч.

Если приток воды превышает производительность одного насоса, то число резервных насосов увеличивается, а именно: при двух рабочих насосах — два запасных и один резервный; при трех рабочих насосах — два запасных и один резервный.

При откачке максимальных (периодических) притоков допускается использование резервных насосов, при этом все насосы к этому времени должны быть отремонтированы.

Для зумффовых водоотливных установок предусматривается два насоса: рабочий и резервный.

При кислотной воде насосы и арматура должны быть из материалов, обладающих кислотоупорными свойствами.

При выборе насосов расчетную величину манометрического напора следует брать на 6—8% больше для учета уменьшения живого сечения трубы из-за отложения осадков на стенках труб.

При выборе привода насосов выбирают асинхронные электродвигатели с короткозамкнутым ротором.

Каждый насос главного водоотлива должен иметь отдельный всасывающий трубопровод.

Главная водоотливная установка должна иметь не менее двух ставов труб по стволу с возможностью включения любого насоса на каждый став.

При аварийном притоке используются все ставы. Скорость воды в нагнетательном трубопроводе не должна превышать 3 м/сек.

Часовая производительность каждого насоса определяется по формуле

$$Q_{\text{час}} = \frac{c \cdot q_{\text{ср}} \cdot t}{t_1}, \text{ м}^3,$$

где  $c$  — неравномерность притока —  $1,3 \div 1,8$ ;

$q_{\text{ср}}$  — средний приток,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$t$  — время суток — 24 ч;

$t_1$  — время работы насоса в сутки — 20 ч.

Таким образом,

$$Q_{\text{час}} = \frac{(1,3 \div 1,8) 24}{20} q_{\text{ср}} = (1,6 \div 2,2) q_{\text{ср}}, \text{ м}^3.$$

Мощность двигателя для привода насоса определяется по формуле

$$N = \frac{Q_{\text{сек}} \cdot H}{75 \cdot \eta}, \text{ л. с.}$$

где  $Q_{\text{сек}}$  — секундный расход воды,  $\text{м}^3$ ;

$H$  — общий напор, м;

$\eta$  — коэффициент полезного действия —  $0,6 \div 0,7$ .

Общий напор  $H$  включает  $H_m$  — манометрический напор и все гидравлические сопротивления  $\sum H_{\text{сопр}}$ .

$H_m$  — высота подъема в метрах водяного столба (вертикальное расстояние между уровнем воды в водосборнике и уровнем при изливе на поверхности земли); эта величина принимается по маркишейдерским данным.  $\sum H_{\text{сопр}}$  — включает напор для преодоления трения при движении воды по трубам  $H_{\text{тр}}$  и напоры для преодоления местных сопротивлений  $H_m$ , с.

Потеря напора  $H_{\text{тр}}$  определяется по формуле

$$H_{\text{тр}} = \lambda \frac{v^2 L}{2g \cdot D} = \frac{8\lambda}{\pi^2 g} \cdot \frac{Q^2 L}{D^5}, \text{ м вод. ст.},$$

где  $v$  — средняя скорость движения воды, м/сек;

$L$  — длина трубопровода, м;

$D$  — внутренний диаметр трубопровода, м;

$g$  — ускорение силы тяжести, м/сек<sup>2</sup>;

$Q$  — расчетный расход воды, м<sup>3</sup>/сек;

$\lambda$  — коэффициент сопротивления, который для ориентировочных расчетов определяется по формуле

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{vD}}.$$

Напоры для преодоления местных сопротивлений рассчитываются по формулам гидравлики или принимаются по таблицам в зависимости от диаметров трубопроводов, числа и формы соединительных частей, включенных в трубопровод задвижек, клапанов, приборов и скорости движения жидкости в трубопроводе. В табл. 148 приведены значения эквивалентных длин фасонных частей трубопроводов.

Таблица 148

Значения эквивалентных длин фасонных частей трубопровода

Арматура и фасонные части трубопровода	Эквивалентная длина прямого участка трубопровода (м) при внутреннем диаметре, мм					
	100	125	150	200	250	300
Задвижка . . . . .	1,2	2,0	2,0	3,0	3,0	4,5
Обратный клапан . . . . .	25,0	45,0	45,0	70,0	70,0	100,0
Колено . . . . .	0,8	1,3	1,3	2,0	2,0	3,0
Тройник . . . . .	8,0	13,0	13,0	20,0	20,0	30,0

### Центробежные горизонтальные насосы

Для водоотлива применяются в основном горизонтальные одноступенчатые и многоступенчатые насосы.

**Одноступенчатые насосы.** Горизонтальные консольные насосы типа К выпускаются 13 типоразмеров. Напорный патрубок вместе с корпусом может быть повернут на 90, 180 или 270°. Для разгрузки осевых усилий в рабочих колесах предусматриваются перепускные отверстия. У насосов марки КМ отсутствует опорная стойка, и корпус насоса крепится к фланцу электродвигателя, на валу которого устанавливается рабочее колесо. Краткая техническая характеристика одноступенчатых насосов (малых и средних производительности и небольших напоров) приведена в табл. 149.

## Техническая характеристика одноступенчатых центробежных насосов

Показатели	Марки насосов		
	1 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> К-6	2К-6	3К-6
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	6—14	10—30	30—60
Напор, м . . . . .	20—14	34—24	60—45
Мощность мотора, квт . . . . .	1,7	4,5	15—17
К. п. д. . . . .	—	0,5—0,63	0,54—0,64
Габаритные размеры, мм:			
длина . . . . .	426	442	703
ширина . . . . .	213	335	345
высота . . . . .	251	300	360
Вес, кг . . . . .	25	30	100

Таблица 150

## Техническая характеристика насосов типа МС

Показатели	Марки насосов				
	МС-30	МС-50	МС-70	МС-100	МС-150
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	30	50	70	100	150
Напор на 1 колесо, м вод. ст. . . . .	25	35	25	55	72
Коэффициент полезного действия, % . . . . .	63	66	66	71	73
Число оборотов вала в мин . . . . .	2950	2950	2950	2950	2950
Габаритные размеры, мм:					
ширина . . . . .	455	520	520	640	720
высота . . . . .	430	500	500	620	705

Таблица 151

## Технические показатели насосов МС в зависимости от числа ступеней

Марки насосов	Показатели	Число ступеней									
		2	3	4	5	6	7	8	9	10	
М-30	Напор, м вод. ст. . . . .	50	75	100	125	150	175	200	225	250	
	Мощность, квт. . . . .	6,4	9,6	12,8	16,0	19,2	22,4	25,6	28,8	32,0	
	Вес, кг . . . . .	194	222	251	280	308	337	356	395	423	
	Длина, мм . . . . .	862	933	1004	1075	1146	1217	1288	1359	1430	
М-50	Напор, м вод. ст. . . . .	70	105	140	175	210	245	280	315	350	
	Мощность, квт. . . . .	14,5	21,8	29	36,3	43,5	50,8	58	65,3	72,0	
	Вес, кг . . . . .	225	259	294	329	347	414	474	511	547	
	Длина, мм . . . . .	896	976	1056	1136	1216	1296	1376	1456	1536	
М-100	Мощность, квт. . . . .	42,4	63,6	84,8	106	127,2	184,4	169,6	190,8	212	
	Вес, кг . . . . .	430	496	563	665	736	806	877	948	1018	
	Длина, мм . . . . .	1142	1237	1332	1427	1522	1617	1712	1807	1902	

**Многоступенчатые насосы.** Корпуса насосов состоят из отдельных секций, стянутых болтами; проточная часть корпуса состоит из лопастного направляющего аппарата и подводящих каналов.

На валу по числу секций насажены рабочие колеса.

Насосы типа МС имеют лопасти колес, загнутые назад по отношению к направлению вращения; подшипники вала — типа скольжения. Техническая характеристика этих насосов приведена в табл. 150.

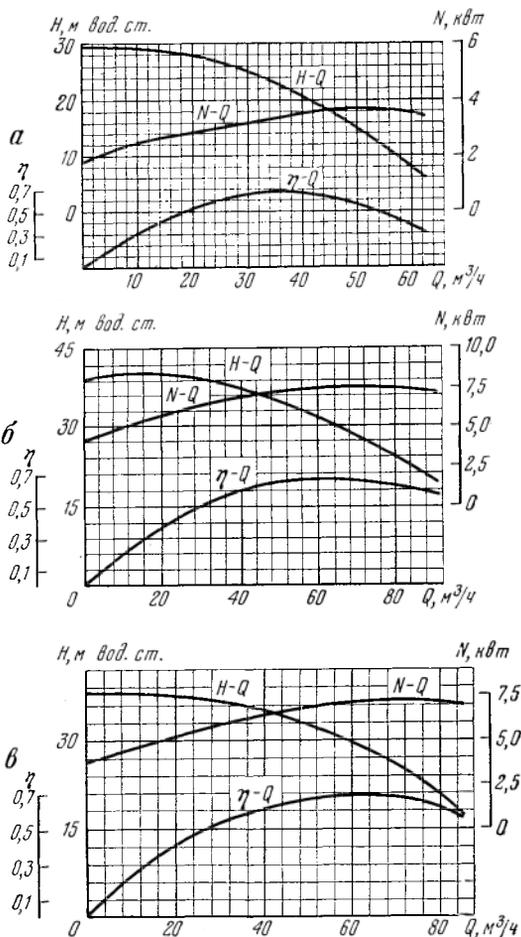


Рис. 57. Индивидуальные характеристики насосов МС:

а — насос МС-30; б — насос МС-50; в — насос МС-70

Общий напор, мощность, длина и вес насосов в зависимости от числа ступеней приведены в табл. 151.

Характеристические кривые ( $Q - H - N - \eta$ ) для насосов МС-30, МС-50, МС-70 приведены на рис. 57.

После модернизации (1965 г.) взамен насосов МС-30, МС-50 и т. д. выпускаются насосы ЗМС-10, 4МС-10, 5МС-7 и т. д. (табл. 152). Эти насосы при одной и той же производительности могут развивать различные напоры за счет изменения числа рабочих колес.

## Техническая характеристика насосов марки МС после модернизации

Марка насоса	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Напор, м	Число, об/мин	Мощность, кВт	Вес, кг
3МС от 10×2 до 10×10	34	46—230	3000	7—40	185—424
4МС от 10×2 до 10×10	60	66—330	3000	22—100	220—520
5МС от 10×2 до 10×10	105	98—490	3000	50—250	480—1086
5МС от 7×2 до 7×10	60	40—200	1500	15—75	—

## Винтовые насосы

Горизонтальные винтовые насосы широко применяются для откачки воды из зумпфов при проходке уклонов и наклонных стволов шахт, а также для перекачки воды из отдельных участков при проходке горизонтальных выработок.

Насос состоит из корпуса, в котором помещаются двухзаходный резиновый статор и стальной однозаходный ротор.

Техническая характеристика горизонтальных винтовых насосов приведена в табл. 153.

Таблица 153

## Техническая характеристика горизонтальных винтовых насосов

Показатели	Марки насосов			
	ВНМ-18-80	ВНМ-18-30	ПВН-5-30	ВН-12-60
Производительность, м <sup>3</sup> /ч	18	18	5	12
Напор, м вод. ст. . . . .	80	30	30	60
Мощность электродвигателя, кВт . . . . .	МА-142-2/4	ТАГ-32/4	ТАГ-21/4	
	8,0	2,7	1,0	4,5
Число оборотов в мин . . . . .	1460	1450	1440	1460
К. п. д., % . . . . .	63	65	50—55	55
Габаритные размеры, мм:				
длина . . . . .	1990	1270	1000	1370
ширина . . . . .	552	400	348	305
высота . . . . .	480	480	380	475
Вес с электродвигателем и рамой, кг . . . . .	295	170	86	13 (без электродвигателя)
Рабочий диаметр винта, мм	56,0	57,5	50	—

Примечание. В шахтах, опасных по газу, электродвигатели заменяются пневматическими двигателями типа ПШ-7 и ПРШ-10.

## 4. ПОНЯТИЕ ОБ АВТОМАТИЗАЦИИ ВОДООТЛИВА

Для автоматизации управления насосной установкой при водоотливе применяется серийно выпускаемая аппаратура электромеханическим заводом «Красный металлист».

К числу комплексов автоматизации сравнительно небольших установок (один насос с асинхронным двигателем) относится АВО-3; для подвесных проходческих установок и перекачных насосов (на один-два насоса) — АВ-7 и АВ-5.

Для более сложных установок (до трех насосов) применяется комплекс АВН-1М. На рис. 58 показана схема автоматической установки АВО-3.

При системе АВО-3 обеспечивается: автоматический пуск и остановка насоса в зависимости от уровня воды в водосборнике; автоматическая заливка насоса вспомогательным погружным насосом; остановка основного насоса при его неисправности; возможность ручного дистанционного управления с кнопочного поста магнитного пускателя; звуковая и световая сигнализация о неисправности насоса, аварийном уровне воды в водосборнике, исправности сигнальной цепи и наличии питания в аппарате управления.

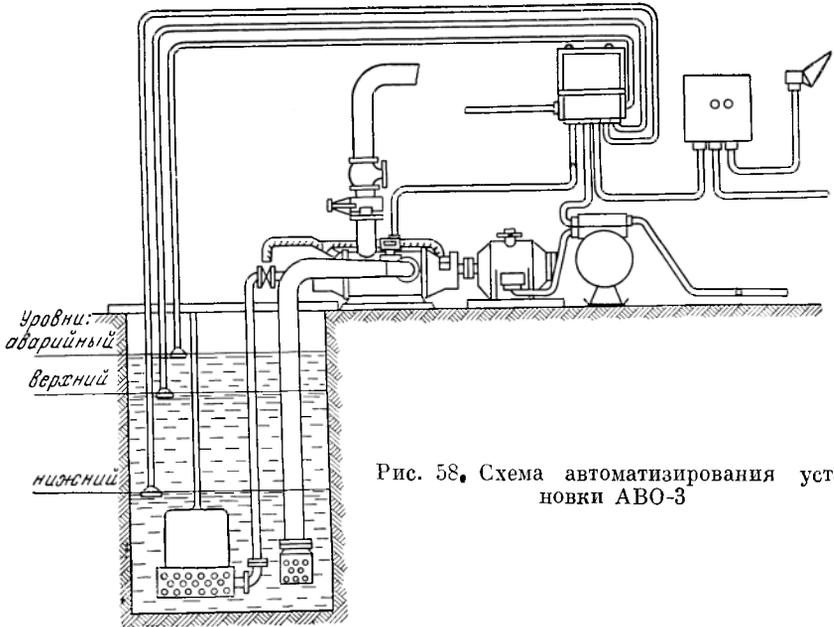


Рис. 58. Схема автоматизации установки АВО-3

Аппаратура АВ-5 обеспечивает автоматизацию пуска и остановки насоса в зависимости от уровня воды в водосборнике. При этой системе управления обязательно должен быть самозалив насоса (расположение насоса ниже уровня воды в водосборнике или аккумуляторный бак на всасывающем трубопроводе); проходческие подвесные насосы должны быть всегда под заливом (обратный клапан на всасывающем трубопроводе и наполненный водой напорный трубопровод). Пуск и остановка насоса производятся при открытой задвижке.

Аппаратура АВ-7 обеспечивает помимо автоматического пуска и остановки насоса в зависимости от уровня воды в водосборнике поочередную работу насосов, остановку насоса, если он не подает воду по истечении 1,5 мин после пуска установки насосов; если он прекращает подачу воды; дистанционное управление насосами с поверхности; сигнализацию о неисправности насоса; перевод с автоматического управления на ручное.

Заливка насосов осуществляется либо с помощью аккумуляторного бака, либо заполнением насоса при расположении последнего ниже уровня воды в водосборнике.

Пуск и остановка насоса производится при открытой задвижке; клапан на всасывающей трубе отсутствует.

## Глава VII. ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

### 1. НАУЧНАЯ ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА (НОТ)

Научная организация труда — это система мероприятий, направленных на совершенствование методов и условий всех видов труда на основе новейших достижений науки и техники, обеспечивающих всестороннюю экономию труда, времени и неуклонный рост общественной производительности труда. НОТ предусматривает не только экономию рабочего времени, но и достижение ее такими методами, которые исключают превышение научно обоснованных норм интенсификации труда.

Проблемы организации труда могут быть сведены к следующим основным группам: организация рабочих мест и проектирование рациональных трудовых процессов, нормирование и формы оплаты труда, подготовка и повышение квалификации кадров, расстановка работников и кооперация их труда, вопросы трудовой дисциплины, организации социалистического соревнования, распространения передовых методов работы, улучшение условий труда.

Организация труда с разделением по профессиям предполагает такую форму организации, при которой проходчик (или вся бригада) задалживается на выполнении работ, соответствующих основной их специальности: например, бурильщики — только на бурении шпуров, крепильщики — только на креплении горных выработок и т. п.

При многозабойном бурении бурильщик или бригада бурильщиков производят бурение шпуров в течение всей смены в нескольких забоях.

При многоперфораторном бурении один бурильщик работает одновременно двумя-тремя телескопными перфораторами.

Организация труда с совмещением профессий — это такая форма организации труда, при которой проходчики выполняют не только работы, соответствующие их специальности, но и работы смежных профессий. Например, бурильщик по окончании бурения шпуров может быть задолжен на креплении горной выработки или на управлении породопогрузочной машиной при погрузке породы и т. п.

Совмещение профессий как одна из форм организации труда находит широкое применение при проходке горных выработок небольших поперечных сечений и с ограниченным количеством близко расположенных одновременно проходимых выработок. В таких условиях обычно организуются комплексные бригады, в которых рабочие по окончании одной операции приступают к выполнению другой в установленной последовательности, независимо от их специальности.

#### ПРОХОДЧЕСКАЯ БРИГАДА

Основной формой организации труда на горнопроходческих работах является проходческая бригада, представляющая собой коллектив рабочих одной или нескольких специальностей (квалификаций), выполняющих работу по проведению горных выработок. Проходческие бригады могут быть двух видов: специализированные и комплексные.

Специализированная проходческая бригада состоит из рабочих одной специальности и выполняет только работы, соответствующие их профессии. Каждой специализированной бригаде наряд выдается только на тот вид работ, который она выполняет, т. е. бурильщикам — на бурение шпуров, уборщикам породы (откатчикам) — на уборку породы, крепильщикам — на крепление и т. д.

При проведении горноразведочных выработок тяжелого типа наиболее эффективной формой организации труда является комплексная проходческая бригада, проводящая работу без дифференциации труда внутри бригады, с общебригадной сдельной оплатой труда.

Комплексная бригада объединяет группу рабочих, способных выполнять весь комплекс производственных процессов, связанных с проведением горноразведочных выработок: бурение шпуров, погрузку и откатку породы, крепление, настилку рельсовых путей и другие работы, предусмотренные технологическим паспортом и нарядом на проведение горной выработки. В зависимости от производственных условий бригада может состоять из одного, двух, трех и четырех звеньев (по числу смен в сутки).

## РАБОЧЕЕ МЕСТО ПРОХОДЧЕСКОЙ БРИГАДЫ

При проведении горных выработок исключительно важное значение имеют организация и подготовка рабочего места. Подготовка рабочего места к работе предполагает такую его организацию, при которой обеспечивается: фронт работ, энергия, механизмы, инструменты и материалы, необходимые для выполнения и перевыполнения норм выработки, а также создаются нормальные санитарно-гигиенические и безопасные условия труда.

Ниже перечисляются основные требования к подготовке рабочего места проходческой бригады:

1. Проводимая выработка должна иметь сечение, обеспечивающее нормальное движение транспорта, людей и подачу воздуха в забой.
2. Откаточные пути и путевое хозяйство в выработке должны быть отремонтированы и приведены в надлежащий порядок.
3. Через каждые 50—75 м от забоя должен устраиваться обменный пункт или разминовка, которые регулярно переносятся вслед за продвижением забоя.
4. Обменный пункт вагонов и разминовки должны обеспечивать ускоренный обмен вагонов.
5. Маневровые работы должны быть механизированы при помощи лебедок или электровозов.
6. Откатка породы от забоя и подача порожняка должны производиться так, чтобы обеспечить бесперебойную работу погрузочной машины и проходческой бригады в целом.
7. Забой выработки и места обмена вагонов должны быть освещены.
8. Механизмы и электрооборудование, применяемое в проходческом забое, должны находиться в исправном состоянии и соответствовать правилам безопасной и безаварийной работы.
9. Осмотр и ремонт проходческого оборудования должны осуществляться регулярно перед началом работы.
10. Для обеспечения работающих в проходческом забое машин и механизмов запасными частями, инструментом, смазочными и другими материалами на участке должна быть создана кладовая с запасом необходимых материалов.
11. На участке должен быть создан запас: крепежного материала на 1—2 суток; рельсов в количестве 4—8 шт. и шпал 20—40 шт. в зависимости от числа путей проводимой выработки; глины для забойки шпуров на двое суток.
12. Для охраны здоровья рабочих и их высокопроизводительной работы должны быть созданы нормальные санитарно-гигиенические условия труда, т. е. в пределах нормы должны быть: освещение рабочего места, проветривание забоя, температура и влажность воздуха и т. д. Температура воздуха в забоях не должна превышать 25° С. В местах интенсивного пылеобразования должны быть установлены оросители.

## ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Главным условием повышения производительности труда и скорости проведения горных выработок является рациональная организация горнопроходческих работ. Полное использование мощности горнопроходческих механизмов и

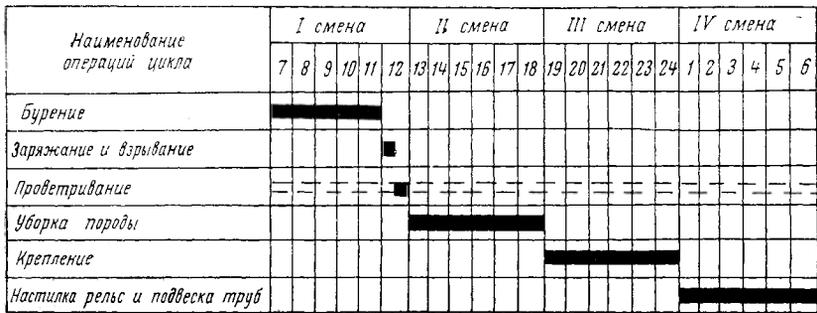


Рис. 59. График циклической организации работ при последовательном выполнении проходческих процессов

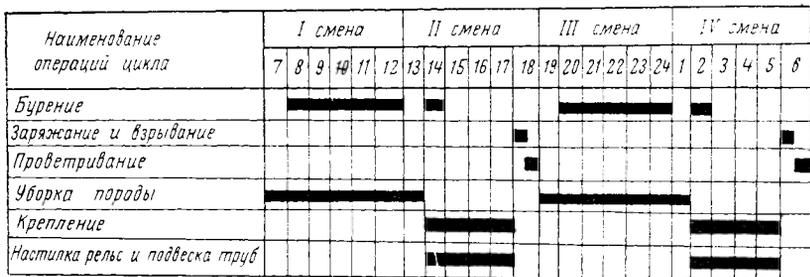


Рис. 60. График циклической организации работ при параллельном выполнении проходческих процессов

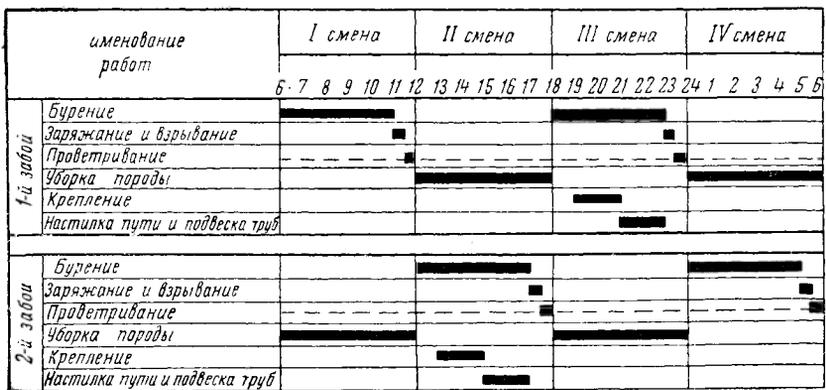


Рис. 61. График циклической организации работ при комбинированном выполнении проходческих процессов

рабочего времени предполагает ритмичную работу всех подсобных звеньев горного цеха и геологоразведочной партии, своевременное обеспечение проходческих работ энергией (электрической и пневматической), крепежными материалами — рельсами, вентиляционными, воздушными и водяными трубами, взрывными материалами и инструментом.

Лучшей формой организации горнопроходческих работ является работа по графику цикличности.

Проходческим циклом называется комплекс периодически повторяющихся производственных процессов, выполняемых в определенной последовательности в установленное время и в заданных объемах.

В зависимости от горно-геологических условий и технической оснащенности проведение горноразведочных выработок может быть организовано по одной из трех следующих схем организации производства работ:

- 1) при последовательном выполнении основных производственных процессов проходческого цикла в одном забое — без совмещения их во времени (рис. 59);
- 2) при параллельном выполнении основных производственных процессов — с совмещением их во времени в одном забое (рис. 60);
- 3) при комбинированном выполнении всех производственных операций проходческого цикла одновременно в нескольких забоях (рис. 61).

## **ОСНОВЫ МЕТОДИКИ РАСЧЕТА И ПОСТРОЕНИЯ ГРАФИКА ЦИКЛИЧНОЙ ОРГАНИЗАЦИИ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ**

Организация и успех проведения горной выработки в значительной степени зависят от предварительной подготовки производства работ.

В подготовительный период необходимо решить следующие вопросы:

- а) определить объем работ: суммарную длину горных выработок, возможное количество одновременно работающих забоев, размеры поперечных сечений выработок;
- б) произвести подбор оборудования и инструментов, соответствующих данным горнотехническим условиям проведения выработки (компрессор, электростанция или трансформатор, погрузочную машину, электровоз, вагоны, перфораторы, буры, вентиляторы, трубы и т. д.);
- в) определить номенклатуру и разработать нормативы расхода материалов на 1 пог. м выработки и на весь планируемый объем и предусмотреть запас на непредвиденные случаи изменения геологической обстановки (зона нарушений, обвал и т. п.);
- г) разработать технологию проходческих работ;
- д) укомплектовать проходческую бригаду, назначить бригадира и старших в сменных проходческих звеньях; подбор личного состава бригады производится совместно с бригадиром;
- е) рассчитать комплексные нормы выработки и установить стоимость проходки 1 пог. м выработки.

В качестве исходных данных для решения этих задач принимаются:

1. Плановое задание на проведение выработок: назначение выработок, формы и размеры их поперечного сечения, проектная длина.
2. Горно-геологические условия в первую очередь твердость и устойчивость горных пород, их буримость и взрываемость, обводненность и другие физико-механические свойства.
3. Техническая вооруженность — тип и количество проходческих машин, которые будут закреплены за бригадой, в первую очередь энергетическое оборудование и технологические машины, инструменты (электростанции или трансформаторы, компрессоры, перфораторы, погрузочные машины) и материалы.

На основании анализа условий и технической вооруженности проведения горной выработки определяют:

1. Наиболее подходящую для данных условий технологию проведения горной выработки, т. е. подбирают наилучший способ горнопроходческих работ, который обеспечил бы наибольшую эффективность оборудования и наименьшие

трудовые затраты, расход энергии и материалов. В качестве основы для разработки технологии проходки можно использовать рекомендованные ЦНИГРИ «Технологические схемы проведения горизонтальных выработок» и «Комплексы горнопроходческого оборудования для проведения горноразведочных выработок», разработанные с учетом размеров и форм типовых сечений горных геологоразведочных выработок.

2. С технологией проходки горной выработки тесно связаны вопросы определения расхода основных материалов (ВМ, крепежные, рельсы и скрепления, шпалы и др.), а также технических норм оборудования, расхода электроэнергии, сжатого воздуха, воды на 1 пог. м выработки и на весь объем работ. Здесь же надо определить тип и количество одновременно работающих машин, расход сжатого воздуха и электроэнергии.

3. Особое внимание необходимо уделить обеспечению проходки вспомогательным оборудованием и приспособлениями, трубами для подвода сжатого воздуха и воды для промывки шпуров, резиновыми планами для сжатого воздуха и воды, разводками («пауками») на 4—5 штуцеров для сжатого воздуха и воды для обеспечения необходимого количества одновременно работающих перфораторов (с учетом одной машины на 1,5 км<sup>2</sup> площади забоя), вентиляционными трубами со средствами их соединения (фланцы, прокладки или резиновые манжеты), замкнутой разминочной или стрелочным переводом для устройства обменного пункта груженых вагонов на порожние, звеном выдвигаемых рельсовых путей или швеллеров для наращивания временного пути для погрузочной машины, кабелями для подвода электроэнергии, светильниками стационарными и переносными, набором путевых и слесарных инструментов и т. п. На участке работ в распоряжение горного надзора необходимо построить (выделить) помещение для хранения материалов, необходимых для текущего расхода, не менее чем на недельный срок.

4. Произвести расчет и построение графика цикличности и разработать технологическую карту (паспорт) проведения выработки.

После завершения подготовки материальной базы и необходимой технической документации следует провести собрание проходческой бригады, на котором обсудить общую организацию работы по проведению горной выработки, обратить особое внимание на продолжительность основных проходческих процессов (бурение и погрузка породы), схему расположения шпуров, способ обмена вагонов при погрузке породы и другие вопросы, а также распределение работ между сменными звеньями и членами бригады.

Контроль за ходом работ, учет и руководство всеми сторонами организации и техники проведения горной выработки являются обязанностью горного мастера бригадира и звеньевое (старшего рабочего сменного звена бригады).

## РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ГРАФИКА ЦИКЛИЧНОСТИ

Для построения графика циклической организации горнопроходческих работ необходимо определить:

1. Основные параметры проходческого цикла.  
2. Объемы работ по рабочим процессам (бурение шпуров, уборка породы и др.).

3. Продолжительность каждого рабочего процесса.  
4. Последовательность выполнения рабочих процессов и возможность или целесообразность совмещения во времени отдельных производственных процессов.

Определение параметров проходческого цикла необходимо производить исходя из условия обеспечения требуемой скорости проведения горной выработки при достижении оптимальных показателей по производительности труда рабочих и использованию горнопроходческих машин, механизмов и транспортных средств.

В организациях Министерства геологии СССР более 80% горноразведочных выработок проводится по крепким породам с помощью буровзрывных работ. В этих условиях одним из наиболее важных параметров проходческого цикла является глубина шпуров. Глубина шпуров, как фактор, от которого зависят величина проходки выработки и трудоемкость всех процессов проходческого

цикла, должна определяться с таким расчетом, чтобы все проходческие процессы цикла выполнялись в установленное для них время. Поэтому после расчета глубины шпуров по известным аналитическим или эмпирическим формулам необходимо произвести проверку опытным взрывом в тех же горно-геологических условиях, в которых проектируется проведение выработки.

Объем проходческих работ при последовательном выполнении рабочих процессов в соответствии с геологическими и горнотехническими условиями горных работ, принятыми средствами механизации и установленным сроком работ, паспортом буровзрывных работ и паспортом крепления определяется по следующим формулам:

бурение шпуров:  $V_6 = N \cdot l$ , м;

уборка породы:  $V_y = S \cdot l \cdot \eta$ , м<sup>3</sup>;

крепление:  $V_k = \frac{l\eta}{n}$ , рам;

настилка пути и подвеска трубопроводов:  $V_n = l \cdot \eta$ , м,

где  $N$  — количество шпуров в забое (принимается по паспорту буровзрывных работ);

$V$  — объемы работы по процессам;

$l$  — глубина шпуров (принимается по паспорту буровзрывных работ), м;

$S$  — площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;

$\eta$  — коэффициент использования шпуров;

$n$  — шаг крепи — расстояние между крепежными рамами (принимается по паспорту крепления), м.

Количество рабочих, необходимое для выполнения рабочих процессов, определяется в зависимости от достигнутой производительности труда по каждому виду работ с учетом норм выработки, установленных нормировщиками, по формуле

$$K_p = \frac{V}{H_{\text{выр}}}, \text{ чел-смен,}$$

где  $H_{\text{выр}}$  — норма выработки одного рабочего в смену по ЕНВ.

Продолжительность процесса проходческого цикла определяется в зависимости от числа рабочих, занятых на выполнении данного процесса цикла, и продолжительности смены. Она рассчитывается по формуле

$$t = \frac{K_p \cdot T_{\text{см}}}{C_p}.$$

где  $C_p$  — число рабочих, занятых на выполнении работ данного проходческого процесса;

$T_{\text{см}}$  — продолжительность смены, ч

или по формуле:

$$t = \frac{V \cdot T_{\text{см}} \cdot R_B}{H_{\text{выр}} \cdot r \cdot m}, \text{ ч,}$$

где  $V$  — объем работы в рабочем процессе;

$T_{\text{см}}$  — продолжительность смены, ч;

$R_B$  — коэффициент, учитывающий время на выполнение вспомогательных работ (зарядание, взрывные, проветривание, подготовительные работы к бурению, уборка породы и т. д.); для горизонтальных выработок  $R_B = 0,8-0,85$ , а для вертикальных  $R_B = 0,75-0,85$ ;

$r$  — коэффициент, учитывающий перевыполнение норм выработки;

$m$  — число рабочих, занятых на выполнении рабочего процесса.

После того как установлено время выполнения того или иного процесса, количество рабочих, необходимое для выполнения данного объема работ, можно определить из выражения

$$C_p = \frac{V}{t \cdot H_{\text{час}} \cdot r}, \text{ чел.},$$

где  $H_{\text{час}}$  — часовая производительность одного проходчика, или часовая норма выработки.

Количественный состав бригады определяется в соответствии с составом работы по нормам. Ниже приводится пример расчета графика циклической организации работ при проведении штольни.

**П р и м е р.** Составить график организации работ по проведению штольни сечением в проходке  $7,5 \text{ м}^2$  и в свету  $5,5 \text{ м}^2$  по породам XV категории. Согласно напорту взрывных работ глубина шпуров равна в среднем  $2,2 \text{ м}$ ; общее количество шпуров  $18$ , из них  $6$  врубовых. В качестве ВВ применяется детонит  $15\%$ -ный. Коэффициент использования шпура  $0,9$ . Крепится только устье штольни на протяжении  $15 \text{ м}$ . Крепь деревянная, трапециевидная вразбежку через  $0,5 \text{ м}$ . Погрузка породы производится погрузочной машиной ППН-2 в вагонетки емкостью  $0,6 \text{ м}^3$ . Обкатка электровозная.

**Р е ш е н и е.** Определим объем работы, время и количество рабочих, необходимое на выполнение проходческого цикла.

1. Объем работ по бурению шпуров:

$$V_6 = N \cdot l = 18 \times 2,2 = 39,6 \text{ м.}$$

Норма выработки на бурение шпуров перфораторами равна:

$$27,61 \cdot 1,12 = 30,92 \text{ м.}$$

Необходимое количество рабочих на бурение шпуров:

$$K_p = \frac{V_6}{H_{\text{см}}} = \frac{36,6}{30,9} = 1,28 \text{ чел.-смен.}$$

Принимаем условно, что на подготовительные операции — зарядание шпуров, взрывание зарядов и проветривание — затрачивается около  $1 \text{ ч}$ . Шпуры заряжает мастер-взрывник, обслуживающий несколько забоев, который не входит в состав проходческой бригады.

Чтобы выполнить один цикл за 6-часовую смену, бурение шпуров надо производить тремя перфораторами. Тогда время бурения шпуров будет равно:

$$t_6 = \frac{K_6 \cdot T_{\text{см}}}{C_p} = \frac{1,28 \times (6-1)}{3} = 2 \text{ ч } 15 \text{ мин.}$$

2. Зарядание шпуров. Продолжительность зарядания одного шпура составляет в среднем  $3 \text{ мин}$ . Тогда время, необходимое на зарядание всех шпуров при условии, что зарядание производят взрывник и бурильщик, будет равно:

$$t_3 = \frac{N \cdot t_2}{G_3} = \frac{18 \times 3}{2} = 27 \text{ мин.}$$

3. Время, необходимое для проветривания забоя после взрыва зарядов, принимается в среднем  $15-30 \text{ мин}$ .

4. Погрузка и откатка породы в отвал у устья штольни. За один цикл забой подвигается на следующую величину:

$$l_{\text{ц}} = l_{\text{ш}} \cdot \eta = 2,2 \times 0,9 = 1,98 \text{ м};$$

При коэффициенте разрыхления  $R_0 = 1,5$  объем работы по уборке породы составит:

$$V_y = l_y \cdot S \cdot R_0 = 1,98 \times 7,5 \times 1,5 = 22,27 \text{ м}^3.$$

Продолжительность уборки породы при норме погрузки машиной ППН-2 8 м<sup>3</sup>/ч равна:

$$t_y = \frac{V_y}{H_{\text{выр}}} = \frac{22,27}{8} = 2 \text{ ч } 47 \text{ мин.}$$

Необходимое количество рабочих на уборку породы:

$$K_{\text{мс}} = \frac{V_y}{H_{\text{выр}}} = \frac{22,27}{35,1} = 0,63 \text{ маш.-смен.}$$

Состав звена на уборке породы тот же, что и на бурении шпуров, т. е. — 3 человека: машинист, проходчик и уборщик породы. Один работает на машине, другой занят на маневровых операциях, а третий — на вспомогательных работах.

5. Объем работы по креплению:

$$V_k = l_{\text{ш}} \cdot \eta = 2,2 \times 0,9 = 1,98 \text{ м.}$$

Количество рабочих, задолженных на креплении, составит:

$$K_k = \frac{V_k}{H_{\text{выр}}} = \frac{1,98}{2,3} = 0,83 \text{ чел.-смены.}$$

Общее количество рабочих звена составит:

$$m = K_y + K_6 + K_k = 1,28 + 1,89 + 0,83 = 4 \text{ чел.}$$

Таким образом, сменное звено бригады должно состоять из четырех человек — трех бурильщиков и одного крепильщика.

Крепление и настилку рельсовых путей целесообразно совмещать во времени с бурением шпуров, а наращивание трубопроводов производить по мере необходимости в перерывы.

При такой организации работ продолжительность цикла составит:

Бурение шпуров . . . . .	2 ч 15 мин
Зарядание и взрывание . . . . .	27 мин
Проветривание . . . . .	30 мин
Уборка породы . . . . .	2 ч 47 мин
<b>Итого . . . . .</b>	<b>5 ч 59 мин,</b>
	<b>т. е. 6 ч.</b>

В тех случаях, когда бурение шпуров и уборка породы при проходке выработки совмещаются с другими работами (креплением, настилкой рельсового пути, разделкой водосточной канавки и др.), надо организовать работу так, чтобы за время бурения выполнялись работы, совмещенные с бурением, а за время уборки породы — работы, совмещенные с уборкой породы, т. е.

$$t_{6\text{ур}} = t_{6\text{б}} \text{ и } t_{y\text{б}} = t_{y\text{с}}.$$

1. Время бурения шпуров определяется по формуле:

$$t_{6\text{ур}} = \frac{V_6 \cdot T_{\text{см}}}{m_6},$$

а время работ, совмещенных с бурением, из выражения:

$$t_{6\text{б}} = \frac{V_{6\text{б}} \cdot T_{\text{см}}}{m_{6\text{б}}}.$$

2. Время уборки составит:

$$t_{y\text{б}} = \frac{V_{y\text{б}} \cdot T_{\text{см}}}{m_{y\text{б}}},$$

а время работ, совмещаемых с уборкой породы:

$$t_{cy} = \frac{V_{cy} \cdot T_{cm}}{m_{cy}},$$

где  $t_{cb}$  и  $t_{cy}$  — продолжительность работ, совмещаемых с уборкой и бурением, ч;  
 $V_b$  и  $V_y$  — объемы работ по бурению и уборке породы, норма-час;  
 $V_{cb}$  и  $V_{cy}$  — объем работ, совмещаемых с бурением и уборкой породы, норма-час;  
 $T_{cm}$  — продолжительность смены, ч;  
 $m_b$  и  $m_{cb}$  — число проходчиков, занятых на бурении шпуров и работах, совмещаемых с бурением, чел.;  
 $m_y$  и  $m_{cy}$  — число погрузочных машин, занятых на уборке породы, и рабочих на работе, совмещаемой с уборкой, чел.

Если работы по бурению шпуров не совмещаются с уборкой породы, то полная загрузка рабочих всего проходческого цикла достигается в том случае, когда число рабочих, занятых на погрузке и на работе, совмещаемой с ней, будет равно числу рабочих, занятых на бурении шпуров и работах, совмещаемых с ним. Это имеет место при многоциклической работе, когда в одну часть смены производится уборка породы и работы, совмещаемые с уборкой, а в другую часть — бурятся шпуровы и выполняются работы, совмещаемые с бурением.

При этом условии:  $m_b + m_{cb} = m_y + m_{cy} = m_{cm}$ , где  $m_{cm}$  — количественный состав сменного звена.

Количество рабочих в звене определяется по формуле:

$$m_{cm} = m_y + m_{cy} = \frac{V_y + V_{cy}}{t_y}.$$

Практически при выполнении цикла за смену звено одним и тем же составом выполняет работы как по бурению и совмещенные с бурением, так и уборке породы и работы, совмещенные с уборкой.

Продолжительность процессов, совмещаемых во времени, определится из выражения

$$t_c = \frac{\sum m \cdot R_b}{r_n},$$

где  $\sum m$  — сумма затрат труда по процессам проходческого цикла, чел.-смен;

$R_b$  — коэффициент, учитывающий затраты времени на вспомогательные работы;

$r_n$  — коэффициент, учитывающий перевыполнение норм выработки.

Определив продолжительность рабочих процессов, производят построение графика циклической организации проходческих работ.

## 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ПАСПОРТ

Организация горнопроходческих работ при проведении горноразведочных выработок должна производиться согласно технологическому паспорту, утвержденному руководством геологоразведочной партии.

Технологический паспорт является основным документом, по которому производится расчет затрат на проведение выработки и в соответствии с которым осуществляется техническое оснащение работ и организационно-техническое руководство горнопроходческими работами.

Технологический паспорт состоит из графика организации циклической работы, паспорта буровзрывных работ, схемы проветривания, паспорта крепления, перечня применяемого оборудования и инструментов, таблицы технико-экономических показателей.

Технологический паспорт (см. прил. 1) вручается бригадиром проходчиков и горному мастеру для руководства работами при проведении горной выработки. При изменении горно-геологических условий проведения выработки в технологический паспорт, как и в его составные части (паспорт буровзрывных работ и др.), могут быть внесены соответствующие новым условиям изменения. Все внесенные в технологический паспорт изменения доводятся до сведения членов проходческой бригады и горного мастера.

# Глава VIII. ПРОВЕДЕНИЕ РАЗВЕДОЧНЫХ КАНАВ И ШУРФОВ

## 1. РАЗВЕДОЧНЫЕ КАНАВЫ

Разведочные каналы проводятся как вкрест простирания горных пород и тел полезного ископаемого, так и по их простиранию. Форма и размеры поперечного сечения разведочных канав определяются в зависимости от их назначения, характера проходимых пород и глубины их залегания.

Поперечное сечение канавы имеет трапецевидную, реже прямоугольную форму (рис. 62). Главными параметрами канавы являются: глубина, угол откоса стенок и ширина дна канавы.

Глубину разведочной канавы  $H$  определяют исходя из мощности аллювиально-делювиальных отложений  $m$  и величины углубки ее в коренные породы  $c$

$$H = m + c.$$

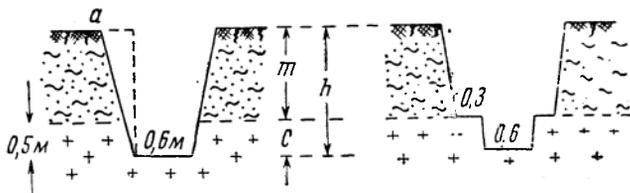


Рис. 62. Форма поперечных сечений разведочных канав

При разведке выходов полезных ископаемых канавы углубляют в коренные породы на глубину, указанную геологом участка или партии (до 0,5—0,6 м, реже более). Ширина канав у основания принимается в пределах 0,5—0,6 м. В устойчивых породах стенки канав могут быть вертикальными, в породах, менее устойчивых, их делают с откосом, угол которого характеризуется отношением.

$$a : H = 1 : 1,5; 1 : 2$$

где  $a$  — горизонтальная проекция стенки канавы, м;

$H$  — глубина канавы, м.

В зависимости от устойчивости пород и глубины канавы ширина ее у поверхности обычно принимается равной 0,9—1,2 м, реже 1,5 м. При необходимости эти размеры могут быть увеличены.

Геологоразведочными организациями Министерства геологии СССР ежегодно проходится более 12 млн. м<sup>3</sup> канав. По глубинам канав объемы их распределяются следующим образом: глубиной до 1 м — около 66%, от 1 до 2 м — примерно 26%, от 2 до 3 м — в пределах 7% и более 3 м — около 2%.

Длина канавы определяется исходя из геологических условий и колеблется в широких пределах — от 2—3 до 10—30 м и более.

Длина канав, заданных вкрест простирания свиты горных пород, может достигать нескольких десятков и даже сотен метров. Такие канавы называются магистральными. Магистральные канавы можно проводить не сплошь, а с перерывами, в последнем случае магистральную канаву называют пунктирной-

магистральной. Длина оставляемых целиков устанавливается в пределах 5, 10, 20 м и более.

Разведочные каналы проходят следующими основными способами:

- а) с использованием землеройных машин;
- б) с применением буровзрывных работ;
- в) вручную.

### ПРОВЕДЕНИЕ КАНАВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЗЕМЛЕРОЙНЫХ МАШИН

При проведении разведочных канав механизированным способом применяются следующие типы землеройных машин: одноковшовые экскаваторы с обратной лопатой, многоковшовые экскаваторы, бульдозеры и скреперные установки.

Проведение канав и траншей одноковшовым экскаватором с обратной лопатой включает: разметку канавы на местности, подготовку дороги для экскаватора (при необходимости производятся вырубка леса и корчевание пней), экскавацию, т. е. разрыхление породы, зачерпывание породы ковшом, подъем ковша из канавы, разгрузку породы на борт и периодическое подвигание экскаватора вдоль канавы по мере разработки забоя. Экскаватор с обратной лопатой разрабатывает породу ниже плоскости, на которой он стоит. При экскавации ковш перемещается сверху вниз или снизу вверх (к себе); напорное усиление создается весом стрелы экскаватора и тяговым канатом или усилием гидравлического устройства. Достоинством однокоршковых экскаваторов с обратной лопатой является возможность использования их при проведении канав в рыхлых отложениях с включением валунов значительных размеров.

В геологоразведочных организациях сравнительно широко применяются экскаваторы (модель Э-221), выпускаемые со сменным навесным оборудованием, смонтированным на тракторе «Беларусь».

Ширина канавы определяется в зависимости от размеров ковша и устойчивости проходимых пород, она колеблется в пределах 0,8—1,5 м и более. В зависимости от размеров стрелы и рукоятки экскаватора глубина канав может достигать 3,5—5,5 м.

Производительность механизированной проходки разведочных канав и траншей зависит от емкости ковша, продолжительности цикла черпания и характера проходимых пород. При емкости ковша 0,25 м<sup>3</sup> производительность проходки по наносам в породах II категории с отвалом на борт достигает 20 м<sup>3</sup>/ч, а в породах — III—IV категорий — не более 11 м<sup>3</sup>/ч (в массиве).

Производительность экскаватора определяется по формуле

$$P_э = 60 \cdot n \cdot q \cdot T_{см} \cdot K_n \cdot K_b,$$

где  $P_э$  — сменная производительность экскаватора в массиве, м<sup>3</sup>;

$n$  — число циклов черпаний в мин (равно 2—3);

$q$  — емкость ковша, м<sup>3</sup>;

$T_{см}$  — продолжительность рабочей смены, ч;

$K_n$  — коэффициент наполнения ковша;

$K_b$  — коэффициент использования экскаватора во времени.

Наполнение ковша и время работы экскаватора при проходке канав, учитываемые коэффициентами, зависят главным образом от характера пород, по которым проходится канава.

1) для мягких пород I—II категорий  $K_n = 0,9$ ;  $K_b = 0,55$ ;

2) для плотных пород III—IV категорий  $K_n = 0,7—0,8$ ;  $K_b = 0,45—0,5$ ;

3) для скальных пород (после взрыва)  $K_n = 0,4—0,5$ ;  $K_b = 0,65—0,75$ .

В табл. 154 приведена краткая техническая характеристика одноковшовых экскаваторов.

Проведение канав многоковшовыми экскаваторами. Многоковшовый экскаватор (канавокопатель) представляет собой самоходную землеройную машину непрерывного действия. Используются два типа многоковшовых канавокопателей с цепным и роторным рабочим органом.

## Техническая характеристика одноковшовых экскаваторов

Показатели	Марки экскаваторов		
	Э-221	Э-257	Э-505А
Емкость ковша, м <sup>3</sup> . . . . .	0,25	0,25	0,5
Вид ходового оборудования . . . . .	Колесный пневматический	Гусеничный	Гусеничный
Наибольшая глубина экскавации обратной лопатой, мм . . . . .	3400	5000	5560
Ширина хода, мм . . . . .	2000	2340	2850
Удельное давление на грунт при работе, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	3,5	0,6	0,66
Марка дизеля . . . . .	Д-40к	Д-35	КДМ-46
Мощность дизеля, л. с. . . . .	40	37	80
Радиус вращения головного блока стрелы, м . . . . .	5,1	5,8	5,5—4,2
Скорость передвижения при работе, км/ч . . . . .	0,5—1,6	1,4—3,2	1,65—3,2
Наибольший преодолеваемый подъем при перемещении по твердому грунту, град. . . . .		22	22
Вес экскаватора, т . . . . .	5,15	9,8	21,0

В породах I—III категорий канавокопателем можно рыть канавы прямоугольного сечения шириной 800 мм; при установке упирителей размеры по ширине могут быть увеличены до 1500—1800 мм. Производительность многоковшового канавокопателя зависит от емкости рабочих ковшей, скорости движения режущей цепи и характера горных пород. Сменная производительность многоковшового экскаватора определяется по формуле

$$P = 60 \cdot q \cdot z \cdot T_{см} \cdot K_n \cdot K_B, \text{ (в массиве),}$$

где  $z$  — число ковшей, проходящих через ведущий вал, т. е. число разгружающихся ковшей (равно 10—35 в мин),

$T_{см}$  — продолжительность смены, ч;

$q$  — емкость ковша (равна 0,045 м<sup>3</sup>);

$K_n$  — коэффициент наполнения ковша (составляет 0,65—0,85);

$K_B$  — коэффициент использования канавокопателя во времени.

Фактическая производительность многоковшового канавокопателя в породах II категории достигает 80—100 м<sup>3</sup>/ч (в массиве). Краткая характеристика многоковшовых канавокопателей приведена в табл. 155.

Проведение канав и траншей бульдозерами. Бульдозеры предназначены для перемещения породы и других сыпучих материалов на небольшие расстояния (до 50—60 м). В геологоразведочных партиях бульдозеры используются для засыпки шурфов и канав, при строительстве дорог к буровым вышкам и горным выработкам, при выравнивании площадок для буровых вышек, а также для проведения разведочных канав.

Работы по проведению разведочных канав бульдозерами включают разметку канав, расчистку территории от кустарника, собственно проведение канавы последовательным срезанием и перемещением породы бульдозерным отвалом. Ширина канавы зависит от ширины бульдозерного отвала и составляет 2,5—3 м, глубина ее может достигать 2—2,5 м.

## Техническая характеристика многоковшовых канавокопателей

Показатели	Марки канавокопателей	
	ЭТН-251	ЭТН-352
Глубина канавы, м . . . . .	2,5	3,5
Ширина прямоугольной канавы, мм:		
без уширителей . . . . .	800	800
с уширителями . . . . .	1800	1800
Емкость ковшей, л . . . . .	45	45
Рабочая скорость, м/сек:		
ковшей цепи . . . . .	1,06	1,06
ленты транспортера . . . . .	2	2
Рабочая скорость движения канавокопателя вперед:		
количество скоростей . . . . .	8	8
пределы, м/ч . . . . .	29—215	20—192
Двигатель . . . . .	ДТ-54	ДТ-54
Мощность двигателя, л. с. . . . .	54	54
Размеры транспортера, мм:		
ширина ленты . . . . .	650	650
максимальный вылет транспортера от оси канавокопателя . . . . .	2460	3050
высота вылета транспортера от уровня земли при максимальном заглублении ковшовой рамы . . . . .	1560	1850
Габаритные размеры, мм:		
высота в рабочем положении . . . . .	3100	3100
высота в транспортном положении . . . . .	3370	3450
общая длина в транспортном положении . . . . .	8250	9500
ширина в рабочем положении . . . . .	3875	4835
ширина в транспортном положении . . . . .	3250	2830
Вес, кг:		
конструктивный . . . . .	10 700	13 200
в рабочем состоянии . . . . .	11 000	13 500

Производительность бульдозера при проведении канав определяется по формуле

$$P = \frac{3600 \cdot q}{t}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где  $q$  — объем грунта в  $\text{м}^3$  (в массиве), перемещаемого бульдозером одновременно. Объем перемещаемого бульдозером грунта определяется по формуле

$$q = \frac{b \cdot h \cdot a \cdot \psi}{2K_p}, \text{ м}^3,$$

где  $b$  — ширина бульдозерного отвала, м;  
 $h$  — высота бульдозерного отвала, м;  
 $a$  — длина расположения грунта впереди бульдозерного отвала, м;

$$a = h \cdot \operatorname{ctg} \varphi,$$

где  $\varphi$  — угол естественного откоса грунта при движении;  
 $\psi$  — коэффициент потери грунта при движении, зависящий от длины перемещения ( $\psi = 1 - 0,005$ );

$K_p$  — коэффициент разрыхления грунта;  
 $t$  — продолжительность цикла, сек:

$$t = \frac{l}{v_p} + \frac{l}{v_x} + R, \text{ сек.}$$

Здесь  $l$  — длина перемещения грунта бульдозером, м;  
 $v_p$  и  $v_x$  — средняя скорость рабочего и холостого хода бульдозера, м/сек;  
 $R$  — суммарная пауза при переключении хода бульдозера, сек ( $R = 20-40$  сек).

Фактическая производительность бульдозера при проведении разведочных канав зависит от характера проходимых пород и расстояния, на которое перемещается грунт, т. е. от длины канавы. Она колеблется в широких пределах: например, при работе в породах II категории при перемещении грунта на расстояние до 20 м производительность достигает 150—200 м<sup>3</sup>, при перемещении на 40 м — до 100 м<sup>3</sup>, а при перемещении на 100 м — до 40—60 м<sup>3</sup> в смену. В табл. 156 приведена краткая техническая характеристика бульдозеров.

Таблица 156

Техническая характеристика бульдозеров

Показатели	Марки бульдозеров					
	Д-153В	Д-157	Д-149	Д-271	Д-275	Д-259
Марки тракторов . . .	ДТ-75	Т-100М	Д-100М	Т-100М	Т-140	Т-100М
Размеры отвала, мм:						
высота . . . . .	800	1100	900	1100	1550	1000
ширина захвата . . . . .	2250	2950	3500	2950	3180	4100
Управление . . . . .	Гидравлическое	Канатное	Гидравлическое	Канатное	—	—
Габаритные размеры бульдозера в сборе с трактором, мм:						
длина . . . . .	4250	5150	5230	5000	6700	6360
ширина . . . . .	2250	2960	3560	3030	3180	3680
высота . . . . .	2250	2915	2800	2660	2600	2660
Вес навесного оборудования, кг . . . . .	1350	2135	3200	1580	2600	2885
Общий вес, кг . . . . .	6450	14 235	14 200	13 300	16 600	14 920

Проведение канав скреперами. За последнее время в практике проведения канав в рыхлых отложениях скрепер одновременно углубляет канаву и отгаскивает породу за ее пределы. В крепких породах отделение породы от массива и ее разрыхление производится при помощи взрывных работ, уборка породы производится скреперами.

Работы по проведению канав в рыхлых отложениях при помощи скреперной установки включают: разметку оси канавы на местности и монтаж скреперной установки, установку и крепление скреперной лебедки, укрепление скреперного блока.

При проведении канавы на склоне скреперную лебедку устанавливают либо выше канавы по склону, либо ниже ее в зависимости от конкретных условий. На противоположном конце канавы укрепляют скреперный блок, после чего навешивают канат и прикрепляют скрепер. Практикой установлено, что наиболее высокая производительность достигается при длине скреперования в пределах 20—25 м.

В случаях, когда длина канавы превышает рациональную длину скреперования, канаву следует проходить отдельными интервалами. Проведение канав

небольшими интервалами (по 10—20 м) может осуществляться с одновременной засыпкой ранее пройденных участков, после их документации и опробования. На рис. 63 представлены схемы расположения скреперных установок при проходке канав в Краснодарской ГРЭ Северо-Кавказского геологического управления.

Скрепления лебедки при проведении канав устанавливаются на деревянных рамах или ряжах и укрепляются против возможного их смещения при скреперовании.

В зависимости от характера пород канавы проводятся скреперованием без предварительного рыхления пород и с предварительным разрыхлением с помощью буровзрывных работ.

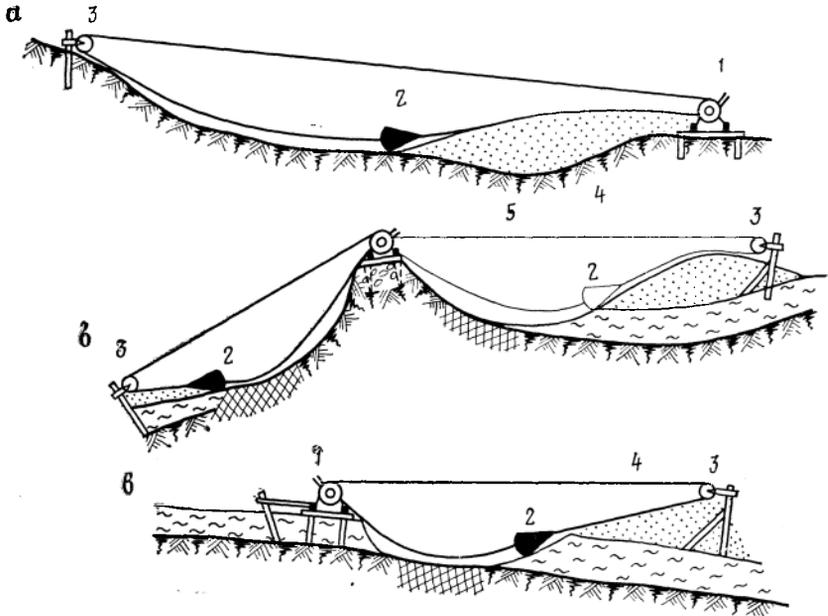


Рис. 63. Схемы скреперных установок при проведении канав

Бурение шпуров производится с помощью ручных электросверл, мотосверл МС-1, изготавливаемых на базе двигателя ручной пилы «Дружба», а в крепких породах — при помощи мотоперфораторов. В настоящее время выпускается более совершенная конструкция мотоперфоратора МП-1 «Смена», обеспечивающая бурение шпуров глубиной до 2,5 м; производительность МП-1 в породах средней крепости до 10 пог. м шпура в час.

Глубина шпуров изменяется в зависимости от характера проходимых пород от 0,8 до 1,2 м; расстояние между шпурами колеблется от 0,6 до 1,2 м. Шпуры располагаются в одну линию по центру канавы (рис. 64).

В качестве взрывчатого вещества кроме аммонитов № 6, 9 и 10 рекомендуются более дешевые сорта ВВ: зерногранулиты 80/20 и 30/70, а также гранулиты АС и С, динамон АМ-10. При использовании аммониты следует применять в непатронированном виде, так как они в 2—2,5 раза дешевле патронированных ВВ.

Взрывание зарядов производится огневым, детонирующим шнуром и электрическими способами. Практика работ при проведении канав с применением буровзрывных работ показывает, что при электровзрывании зарядов повышается

эффективность взрывных работ, улучшаются условия работы и повышается их безопасность.

Организация работ при уборке породы из канавы после предварительного рыхания ее взрывными работами по существу ничем не отличается от организации работ по проведению канав в мягких породах. Прежде чем приступить к взрыву, необходимо принять меры, обеспечивающие сохранность скреперной установки. Для этого следует подтянуть скрепер к скреперному блоку или лебедке, а канаты отвести в сторону за пределы канавы.

Величина выброса породы с увеличением глубины канавы уменьшается: при глубине канавы от 0 до 1 м взрывом из канавы выбрасывается до 40% породы, при глубине 1—2 м — до 30%; при глубине 2—3 м — до 20%. Остальная порода (60—80%) остается в канаве.

Уборку породы из канавы после взрыва производят при помощи скреперов и вручную. Скреперование после взрыва зарядов ВВ можно проводить в направлении как к скреперной лебедке, так и к скреперному блоку.

Применение скреперных установок при проведении геологоразведочных канав способствует значительному повышению производительности и снижению стоимости проходческих работ.

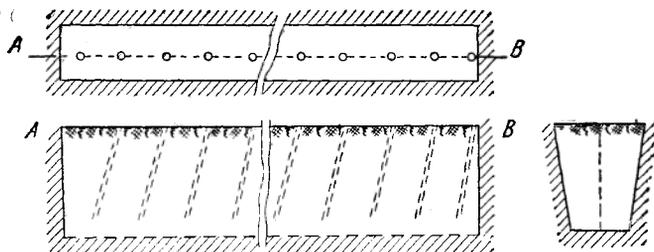


Рис. 64. Схема расположения шпуров в канаве

По данным Северо-Кавказского геологического управления, где проходка канав скреперными установками нашла широкое применение, производительность скреперных установок при проходке канав достигает 60—70 м<sup>3</sup> в смену, а стоимость в сравнении с проходкой вручную уменьшается в 2—2,5 раза. Рекомендуются для использования более мощные скреперные лебедки типа 17ЛС-2С, 17ЛС-2П со скреперами ящичного типа ССЯ-20, СЯ-0,25.

### ПРОВЕДЕНИЕ КАНАВ ПЕРЕДВИЖНЫМИ СКРЕПЕРНЫМИ УСТАНОВКАМИ В КОМПЛЕКТЕ С ТРАКТОРОМ ДТ-75

В Дербентской ГРП Северо-Кавказского геологического управления для проходки канав использовалась самоходная скреперная установка на базе трактора ДТ-75. Лебедка типа 17ЛС-2С (без электродвигателя) установлена на металлических салазках, прикрепленных к трактору (рис. 65), барабаны лебедки приводятся во вращение мотором трактора посредством дополнительного карданного вала, соединенного с валом отбора мощности трактора.

Процесс проведения канавы состоит из следующих производственных операций. После разметки и расчистки трассы канавы трактор с лебедкой устанавливается в 25—30 м от начала канавы. В 4—5 м от начала канавы укрепляется на упорах скреперный блок. Скреперование породы производится скрепером, по схеме «от себя». Порода, вынимаемая из первого интервала канавы, скреперуется в отвал, образующийся около скреперного блока. При

необходимости порода, подлежащая выемке, предварительно разрыхляется буровзрывным способом.

После окончания выемки породы в первой секции канавы трактор вместе с лебедкой перемещается вперед по трассе на следующую заходку. Порода от выемки следующей секции перемещается в ранее пройденную часть канавы.

При данном способе проходки трактор использовался и как механический двигатель для лебедки, и как средство для ее перемещения. Применение передвижной скреперной установки позволило проходку канав на участках, отдаленных от линий электропередач, а перемещение скреперной установки производилось без затруднений, с меньшей затратой времени. Производительность труда

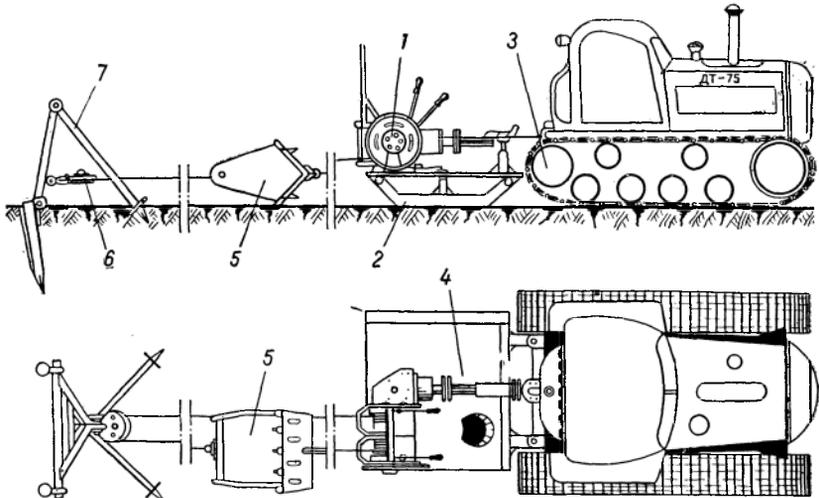


Рис. 65. Передвижная скреперная установка

1 — скреперная лебедка; 2 — салазки металлические; 3 — трактор; 4 — карманный вал;  
5 — скрепер; 6 — скреперный блок; 7 — упоры крепления скреперного блока

достигла 11,06 м<sup>3</sup>/чел.-смен, а стоимость выемки породы по сравнению с использованием для этой цели электрических лебедок снизилась и составила 2,13 руб. за 1 м<sup>3</sup>. Установка обслуживалась двумя рабочими, а может эксплуатироваться и одним человеком.

### КОМБИНИРОВАННЫЙ СПОСОБ ПРОХОДКИ КАНАВ СКРЕПЕРОВАНИЕМ

В геологоразведочных партиях Северо-Кавказского геологического управления применялся комбинированный метод проходки канав, когда глубина их превышала 5—6 м. Сущность этого метода состоит в том, что проходка канавы производится бульдозером до глубины 2,5—3 м, а дальнейшая углубка до проектной глубины — скреперной установкой.

Работа организуется следующим образом. После разметки и расчистки трассы канавы производится углубка канавы бульдозером на глубину 1—1,5 м без применения буровзрывных работ. Ширина первого (по глубине) интервала канавы 4,5 м. Второй интервал канавы от 1,5 до 2,5—3 м углубляется также бульдозером после предварительного рыхления породы с помощью взрывных работ. Ширина второго интервала уменьшается до 3,5 м с образованием откоса бортов канавы. Дальнейшая углубка канавы до проектной глубины произво-

дится скреперной установкой после рыхления породы взрывом шпуровых зарядов. Ширина канавы при этом не превышает 1 м. Углубка канавы скрепером производится с оставлением бERM шириной 1—1,25 м. Схема проходки канавы комбинированным способом представлена на рис. 66.

Бурение шпуров производилось мотосверлом МС-1. Глубина шпуров — в пределах 1 м, расстояние между шпурами 0,8—0,9 м. В качестве ВВ применялись аммонит № 7 и зерногранулит 89/20.

При комбинированном способе проходки канав бригада состоит из 3 человек: бульдозерист, скреперист и помощник скрепериста. Бульдозерист производит расчистку трассы и разрабатывает канаву, скреперист и его помощник бурят шпуры и также участвуют в расчистке трассы канавы. Комбинированный

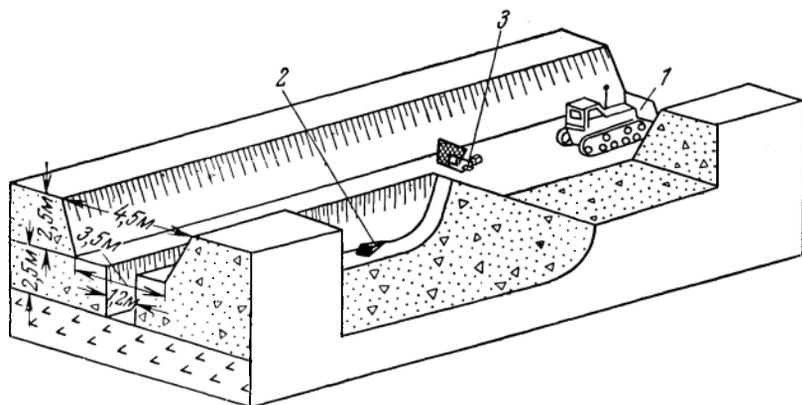


Рис. 66. Схема проходки канав комбинированным способом

1 — бульдозер; 2 — скрепер; 3 — скреперная лебедка

способ проходки канав характеризуется высокой производительностью — до 20 м<sup>3</sup>/чел.-смену и сравнительно небольшой стоимостью — до 1,5 руб. за 1 м<sup>3</sup>. Кроме высоких технико-экономических показателей, этот способ позволяет углубку канав до 5—6 м в безопасных условиях.

Проходка канав при помощи скреперной установки МСУ-0,1. Тульская экспериментальной лабораторией ЦНИГРИ разработана конструкция малогабаритной скреперной установки МСУ-0,1, предназначенной для проходки канав в труднодоступных районах. С ее помощью можно проходить канавы по породам до IV категории при максимальной глубине канавы до 3 м и ширине ее по дну 0,65—0,7 м.

Лебедка двухбарабанная, планетарная, малогабаритная; канатоемкость 60 м; максимальное тяговое усилие 500 кг; диаметр рабочего каната 8,5 мм; скорость движения рабочей ветви каната 1 м/сек; скорость движения холостой ветви 1,2 м/сек.

Двигатель типа УД-2 Уфимского завода — бензиновый внутреннего сгорания, двухцилиндровый, мощностью 8 л. с., 3000 об/мин; вращение от двигателя на лебедку передается через специальный редуктор.

Скрепер зонтичного типа. Емкость скрепера 0,1 м<sup>3</sup>, вес 160 кг. Режущая часть его имеет пластины из твердого сплава. С наружной стороны зонта скрепера насажены зубья на шарнирных соединениях, свободно качающиеся при рабочем ходе и неподвижные при холостом. Такая конструкция скрепера обеспечивает рыхление породы при холостом ходе и перемещение ее

по трассе при рабочем ходе. Производительность установки 5,25 м<sup>3</sup>/ч, общий вес 642 кг.

При транспортировке установка МСУ-0,1 может разбираться на отдельные узлы весом не более 80 кг, что позволяет перевозить установку вычным транспортом.

Испытания установки МСУ-0,1 проводились в Сахалинской и Горнякключевской партиях в сложных условиях: рельеф участка работ гористый, с крутизной склонов до 30°, местность сильно залесенная. Породы представлены глинами и плотными алеволитами. Проходка канав состояла из следующих операций: расчистка трассы от кустов и деревьев вручную, монтаж установки, скреперование и демонтаж установки. Обслуживали установку машинист и помощник машиниста. За период испытаний было вынито 1218 м<sup>3</sup> породы. Производительность составила 10,37 м<sup>3</sup>/смену, максимально достигнутая — 16,7 м<sup>3</sup>/смену. Стоимость выемки 1 м<sup>3</sup> породы 2,12 руб. при сметной стоимости ручной проходки канав в тех же условиях 2,92 руб.

Результаты испытаний показали, что фактическая производительность на проходке МСУ-0,1 в 3—4 раза выше производительности при ручной проходке, а стоимость выемки 1 м<sup>3</sup> породы на 30% ниже. Скреперная установка МСУ-0,1 в принципе пригодна для использования ее в труднодоступных районах. Мощность двигателя для обеспечения надежной работы МСУ-0,1 необходимо увеличить до 12 л. с.

### ПРОВЕДЕНИЕ КАНАВ ВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Проведение канав взрывом на выброс. Метод проведения канав взрывом на выброс заключается в том, что при взрывании серии сближенных шпуровых зарядов усиленного выброса ( $n = 1,5—2$ ) порода, оторванная от массива взрывом, отбрасывается за пределы канавы.

Проведение канав взрывом на выброс широко применяется в геологоразведочных партиях Северо-Восточного, Северо-Западного, Иркутского и Якутского геологических управлений.

Применение способа проходки канав взрывом на выброс рекомендуется как в талых, так и в многолетнемерзлых породах, за исключением сыпучих, несвязных пород (пески, гравий и др.).

В зависимости от мощности наносов проходка канав взрывом на выброс производится либо одним циклом на всю глубину канавы (до 2 м), либо многоциклично, при последовательном взрыве породы заходками (слоями) при мощности наносов более 2 м.

Как при одноцикличном, так и при многоцикличном способах проходки канав взрывом на выброс целесообразно применять сосредоточенные заряды в котловых шпурах или «рукавах» (скважинах диаметром 100—200 мм). Опытом работ установлено, что наилучшей формой зарядных камер являются «котловые шпуры», т. е. зарядные камеры, образующиеся в результате простреливания шпуров до размеров, позволяющих размещение заряда ВВ, занимающего не более 1/3 глубины шпура.

Глубина шпуров колеблется в больших пределах — от 0,6 до 1,8 м и устанавливается в каждом случае опытным путем.

В Северо-Западном геологическом управлении при проходке канав глубина шпуров достигала 1,5—1,7 м, а в геологоразведочных партиях Якутского геологического управления она не превышала 0,8—0,9 м.

Расстояние между шпурами определяется в зависимости от глубины заложения зарядов по формулам ЦНИГРИ:

$$a = 0,5(n + 1), \text{ м (при } W \geq 1,5 \text{ м)},$$

$$a = n \cdot W, \text{ м (при } W < 1,5 \text{ м)},$$

где  $a$  — расстояние между шпурами, м;

$W$  — глубина шпура (ЛНС), м;

$n$  — показатель действия взрыва.

Взрывчатые вещества и средства взрывания для проведения канав взрывом на выброс принимаются с учетом соответствия их горно-геологическим условиям (состав и свойства породы, обводненность и др.).

Для проходки канав и трудно взрываемых породах (талых и мерзлых), в сухих условиях котловыми зарядами рекомендуется применение гранулита АС и зерногранулита 79/21, а в слабых, легко взрываемых породах, — гранулита С; для проходки канав во влажных породах целесообразно применение зерногранулита 30/70В (см. табл. 49, 50).

При проходке канав шпуровыми зарядами в обводненных условиях рекомендуется применение патронированного аммонита 6ЖВ и водоустойчивого аммонита, а в сухих условиях — динамона АМ-10. При взрывании зерногранулитов необходимо применять боевой патрон из обычного ВВ (аммонит и др.).

При взрывании зарядов выброса целесообразно использовать электрический способ (электродетонаторами мгновенного взрывания).

Монтаж взрывной цепи производится с использованием проводников типа ПРБ с резиновой или ПВХ с полихлорвиниловой изоляцией, а в качестве магистральных проводников — провода марки ВМП, ПР или АПР-500 сечением не менее 0,75 мм<sup>2</sup>. В качестве источника тока применяются обычные взрывные машинки типа ВМК-3/50 и др.

Проверка взрывной цепи и подбор электродетонаторов производится в установленном порядке с использованием соответствующих контрольно-измерительных приборов (линейного взрывного мостика типа ЛМ-48 и взрывного испытателя ВЮ-3 или малого омметра). Величина (вес) заряда выброса определяется по формуле М. М. Борескова

$$Q = q \cdot W^3 (0,4 + 0,6n^3), \text{ кг,}$$

- где  $Q$  — вес заряда выброса, кг;  
 $q$  — расчетный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>,  
 $W$  — глубина заложения заряда (ЛНС), м;  
 $n$  — показатель действия взрыва.

Таблица 157

Величины удельного расхода ВВ

Наименование горных пород	Категория пород	Значения $q$
Плотные наносы . . . . .	II	1,2—1,3
Суглинок плотный . . . . .	III	1,2—1,35
Плотные глины . . . . .	IV	1,2—1,5
Мерзлый грунт . . . . .	VIII	1,35—1,65

Таблица 158

Величина значения для выражения  $(0,4 + 0,6 n^3)$

$n$	$(0,4 + 0,6n^3)$	$n$	$(0,4 + 0,6n^3)$
1,3	1,72	1,8	3,89
1,4	2,05	1,9	4,51
1,5	2,43	2,0	5,20
1,6	2,86	2,1	5,98
1,7	3,34	2,2	6,79

В табл. 157 приведены значения  $q$  (удельного расхода ВВ для разного типа пород) для аммонита № 9. В табл. 158 для облегчения расчетов приводятся значения выражения  $(0,4-0,6 n^3)$  при  $n$  от 1,3 до 2,2.

Вес заряда, рассчитанный по формуле, должен уточняться опытными взрывами для данных горнотехнических условий и характера проходимых пород.

### Примеры из практики проведения канав взрывом на выброс

В геологоразведочных партиях Северо-Восточного геологического управления применяется главным образом многоцикличный метод проведения канав взрывом на выброс последовательными заходками по глубине канавы.

По линии канавы проходятся скважины — зарядные камеры на расстоянии, равном их глубине. Для первой заходки (слоя) скважины проходятся глубиной 1—1,4 м, для второй — 0,8—1,0 м, для третьей — 0,6—0,8 м (размером в поперечнике) диаметром от 100 до 200 мм. Проходка зарядных скважин (рукавов) производится вручную стальными ломками — бурами длиной 1,5—2 м. Концы таких буров обычно отгибают от оси для удобства обработки стенок, сохранения постоянного поперечного размера скважины и предотвращения уменьшения их диаметра с глубиной. Очистка скважин от разбуренной породы производится специальными «ложками», снабженными деревянными ручками.

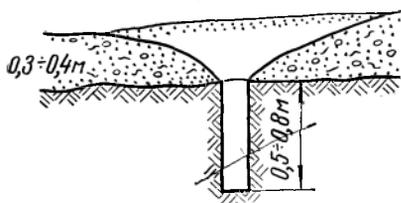


Рис. 67. «Копуши» со шнуром в канаве

Скважины заряжаются рассыпным (не патронированным) аммонитом на  $1/2$  глубины, после чего вводится отрезок детонирующего шнура с простым узлом на конце и засыпается остальная часть ВВ до  $2/3$  глубины скважины. Верхняя часть  $1/3$  засыпается мелкой породой и слегка уплотняется деревянным забойником.

При взрыве зарядов первого цикла часть породы выбрасывается силой взрыва из канавы, а часть остается в канаве. В оставшейся в канаве разрыхленной породе расширяются «копуши» (рис. 67) и бурят в них скважины для второго

цикла (слоя), при этом располагают их обычно в промежутках между скважинами предыдущего цикла. Глубина скважин каждого последующего цикла уменьшается на 15—20%, а заряды увеличиваются, так как последующие взрывы должны обеспечить отбойку и выброс из канавы породы, оставшейся после предыдущего взрыва. После каждого цикла производится уточнение глубины скважин, расстояния между ними и величины заряда с учетом результатов каждого предшествующего взрыва. Операции по углубке канавы взрывом на выброс повторяются до достижения проектной глубины и обнажения пород в их коренном залегании. Средняя производительность труда канавщика при работе взрывом на выброс составляет 5—8 м<sup>3</sup> в смену, а в отдельных случаях она достигает 30—35 м<sup>3</sup> в смену.

В поисково-разведочных партиях Иркутского геологического управления проведение канав взрывом на выброс производится с использованием котловых зарядов. Проходка канав слагается из следующих производственных процессов: подготовки места заложения канавы (расчистка, вырубка кустарника, разметка шнуров), бурения и прострелки шнуров для создания зарядных котловых камер, уборки породы и зачистки дна канавы.

Бурение шнуров производится ручными электросверлами ЭР-5, резцами РП-2 и РП-17 или мотосверлами МС-1. Обеспечение электроэнергией осуществлялось передвижными электросекциями мощностью 10—12 квт.

Глубина шнуров определялась в зависимости от мощности рыхлых отложений и колебалась от 1 до 3,25 м. Расстояние между шнуром принималось обычно равным их глубине. После окончания бурения шнуров приступали к их про-

стрелке. Для этого, очистив шпур, в него вводят до дна боевой патрон (патрон аммонита, снабженный детонатором) и взрывают. После взрыва прострелочного заряда производят повторную прострелку до образования камеры, достаточной по своим размерам для размещения необходимого (расчетного) количества ВВ. После каждой прострелки вес прострелочного заряда увеличивается на 200—300 г, причем для всех последующих прострелочных зарядов используется россыпное ВВ и лишь боевик изготавливается из патронированного ВВ.

В образовавшиеся в результате прострелки камеры засыпается порошкообразное ВВ в количестве 65—70% общего веса заряда, после чего вводится патрон-боевик и досыпается оставшаяся часть заряда (35—30%). При такой подготовке взрывных камер заряд занимает примерно  $\frac{1}{3}$  глубины шпура, а остальная часть заполняется забойкой из измельченной породы.

В случаях, когда одноциклическим взрывом не обеспечивается углубка канавы до проектной глубины, производятся повторные взрывы. При этом, как и в Северо-Западном геологическом управлении, шпуры повторного цикла бурятся через «копуши» в необработанном слое разрыхленной породы. Глубина шпуров уменьшается до 0,8—1,0 м, а расстояние между ними принимается равным глубине шпуров. Прострелка шпуров последующих циклов производится до образования камеры, вмещающей заряд весом 4 кг. Взрывание зарядов всех циклов последовательное (поочередное).

В партиях Якутского геологического управления проведение канав взрывом на выброс производится с использованием скважин диаметром 80—110 мм без прострелки. Скважины располагаются по средней линии канавы в один ряд и бурятся вертикально.

Глубина скважины колеблется в пределах 0,5—1 м в первом цикле и уменьшается до 0,3—0,5 м в последующих.

Расстояние между скважинами обычно равно 1,6 м, а при увеличении глубины канавы более 2 м уменьшается до 1—1,2 м. Бурение производится вручную ломами-бурами. В качестве ВВ применяются аммонит № 6 для сухих условий и аммонит № 3 для влажных пород.

Взрывание огневое последовательное, начиная с верхнего по склону заряда к нижнему. На ровных участках взрывание шпуров зарядов выброса производится при помощи детонирующего шнура.

Лучших результатов при проходке канав достигла в Якутском геологическом управлении бригада П. Т. Дружинина. При среднем расходе 2,16 кг ВВ на 1 м<sup>3</sup> канавы достигнут выброс породы до 90% со средней производительностью 16 м<sup>3</sup>/чел.-смену.

Проходка канав взрывом на выброс позволила организациям Министерства геологии СССР достичь высокой производительности труда, снижения стоимости канавных работ и значительного облегчения труда рабочих, занятых на этих работах.

Применение способа проходки канав взрывом на выброс в Киргизском геологическом управлении повысило производительность в 2,5 раза и снизило стоимость работ на 38%.

В Приморском геологическом управлении использование взрывов на выброс при проходке канав позволило достичь производительности до 9 м<sup>3</sup> на рабочего вместо 4,4 м<sup>3</sup> на смену при ручной проходке.

Проведение канав взрывом на выброс является прогрессивным способом, позволяющим увеличить производительность труда в 2,5—3 раза при значительном снижении стоимости работ и облегчении труда проходчиков. Этот способ заслуживает широкого распространения во всех геологоразведочных предприятиях.

## ПРОВЕДЕНИЕ КАНАВ ВРУЧНУЮ

В состав работы по проведению канав вручную входят: разметка канавы, разрыхление породы при помощи кайла или лома, выбрасывание породы лопатой вручную на поверхность, выравнивание стенок канавы, зачистка для отбора проб и геологической документации.

Разрыхление породы и ее выброс на поверхность можно проводить зонами по вертикали на глубину штыковой лопаты (300—350 мм) или заходками глубиной 1—1,5 м и более.

В первом случае при проходке зонами рыхление породы производится поступательно по всей длине канавы: выбросив из канавы породу первой зоны, разрыхляют и выбрасывают породу второй зоны и т. д., до углубки канавы на всю глубину.

Во втором случае при проходке заходками канаву на небольшом протяжении углубляют на значительную глубину, а при небольшой мощности аллювиально-делювиального покрова даже на всю глубину, после чего разрыхление породы производят одним или двумя уступами. Разрыхленную породу ссыпают на железные листы или на деревянный настил, предварительно уложенный на дно канавы, и выбрасывают из канавы.

### КРЕПЛЕНИЕ И ЗАСЫПКА КАНАВ

**Крепление канав.** При проведении канав в неустойчивых породах стенки их следует закреплять. В зависимости от устойчивости пород и глубины канавы применяется крепь сплошная или вразбежку (рис. 68). Оба вида крепи представляют собой горизонтальную затяжку стенок канавы досками или горбылями с расклинкой их распорками.

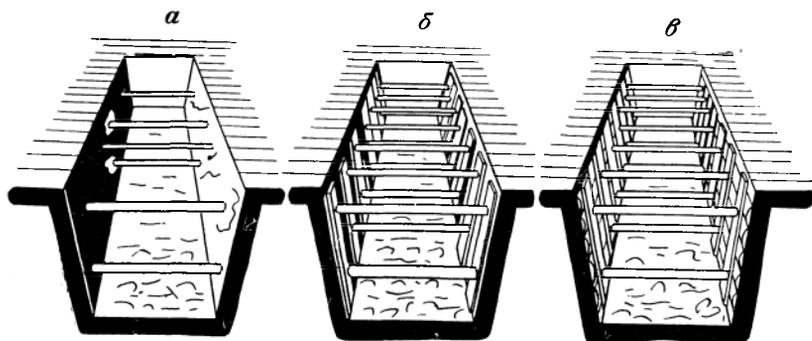


Рис. 68. Способы крепления канав

*а* — крепление распорками; *б* — крепление распорками со стойками; *в* — крепление распорками с затяжкой стенок

В породах относительно устойчивых вдоль стенок канав укладывают горбыли и доски попарно на одинаковой высоте на расстоянии 0,5—1 м и расклинивают их распорками через каждые 1—1,5 м по длине канавы. В породах менее устойчивых делают сплошное крепление. В этом случае стенки канавы сплошь забирают досками или горбылями и расклинивают рамами, состоящими из стоек, установленных по стенке канавы, и распорок.

В зависимости от глубины канавы и устойчивости пород стойки и распорки готовят из досок толщиной 40—50 мм, толстых горбылей, распилов (в полбревна) и кругляков. Для увеличения прочности крепи распорки и стойки скрепляют железными скобами.

**Засыпка канав.** Во избежание несчастных случаев разведочные канавы необходимо засыпать после того, как выполнены геологическая документация и отпробование. Засыпку их производят механизированным способом или вручную.

Механизированная засыпка канав обычно производится при помощи бульдозера. В состав работы по засыпке канав бульдозером входит перемещение породы бульдозерным отвалом на расстоянии до 5 м. Производительность на засыпке

канав бульдозером зависит от состояния породы, подлежащей перемещению, и расстояния, на которое она должна перемещаться.

Засыпка канав вручную разрешается лишь при небольшом объеме работ. В состав работы по засышке канав вручную входят: разрыхление ранее выброшенной из канавы породы и переброска ее в канаву на расстояние до 2 м. Производительность труда при засышке вручную колеблется в широких пределах — от 4 м<sup>3</sup> в мерзлых породах до 14 м<sup>3</sup> в породах I—II категорий,

## 2. РАЗВЕДочНЫЕ ШУРФЫ

Шурфопроходческие работы проводятся на всех стадиях геологических исследований: при съемке, поисках и разведке месторождений полезных ископаемых, однако основной объем проходки шурфов выполняется в стадиях предварительной и детальной разведки.

Разведочные шурфы по глубине делятся на три типа: 1) до 5 м; 2) до 10 м и 3) более 10 м.

Форма поперечного сечения шурфов обычно прямоугольная. При проходке шурфов в устойчивых породах им придается круглая форма. Круглая форма также придается выработке при проходке шурфов в рыхлых, сыпучих, неустойчивых породах при одновременном креплении каркасно-кольцевой крепью.

За последние годы в практике геологоразведочных работ все более широкое применение находит проходка шурфов бурением. В этом случае шурфы также имеют круглую форму.

Типовые размеры поперечного сечения разведочных шурфов 1,25; 1,5; 2 и 4 м<sup>2</sup> (сечением 4 м<sup>2</sup> проходятся шурфы с рассечками).

Диаметры шурфов круглого сечения, проходимых в устойчивых породах без крепления (дудок), — 0,9 м. При проходке шурфов с креплением каркасно-кольцевой крепью звенья каркаса изготавливаются диаметрами 1,8; 1,6; 1,4; 1,2 и 1,0 м. При проходке шурфов бурением диаметр шурфов (шурфо-скважин) составляет от 0,5 до 1,3 м.

В зависимости от горно-геологических условий и технической оснащенности разведочные шурфы проходят:

- 1) в мягких и рыхлых породах:
  - а) проходка шурфов бурением,
  - б) ручная проходка;
- 2) в крепких породах — проходка буровзрывным способом;
- 3) в обводненных породах:
  - а) проходка шурфов с проморожкой и оттайкой,
  - б) проходка с опережающим креплением.

### ПРОВЕДЕНИЕ ШУРФОВ В МЯГКИХ И РЫХЛЫХ ПОРОДАХ

#### Проходка шурфов бурением

Для бурения шурфов глубиной до 5 м на поисково-разведочных работах получили применение самоходные установки, предназначенные для выбуривания ям под столбы телефонной и телеграфной связи — машины БКГМ-63-3, БМ-383П, МРК-1А и т. п.

Бурильно-крановая гидравлическая машина БКГМ-63-3 (рис. 69) представляет собой бурильную установку, смонтированную на шасси автомобиля ГАЗ-63А. Основными узлами являются: бурильная система I, крановое устройство, гидравлическая система и система управления. Вращателем является одноступенчатый конический редуктор 2, который через квадратную штангу вращает бур 3. Бур представляет собой двухлопастной шпек, снабженный сменными ножами, армированными твердым сплавом. Машина укомплектована двумя бурами, позволяющими бурить шурфы диаметром 500 и 800 мм.

Бурильно-крановая машина БКМ-483П может быть использована для проходки шурфов диаметром до 1000 мм на глубину до 4,5 м в породах II—III категорий.

Все узлы буровой машины установлены на автомашине ЗИЛ-130. По условиям применения, устройству и способу бурения она схожа с установкой БКГМ-63-3.

### Техническая характеристика БКМ-483П

Тип машины . . . . .	самходная, на базе автомашины ЗИЛ-130
Диаметр бурения, мм . . . . .	300; 500; 800 и 1000
Глубина бурения, м . . . . .	4,5
Число оборотов бура в мин . . . . .	60; 95 и 140
Габариты, мм:	
длина . . . . .	6730
ширина . . . . .	2265
высота . . . . .	3200
Вес, т . . . . .	6,37

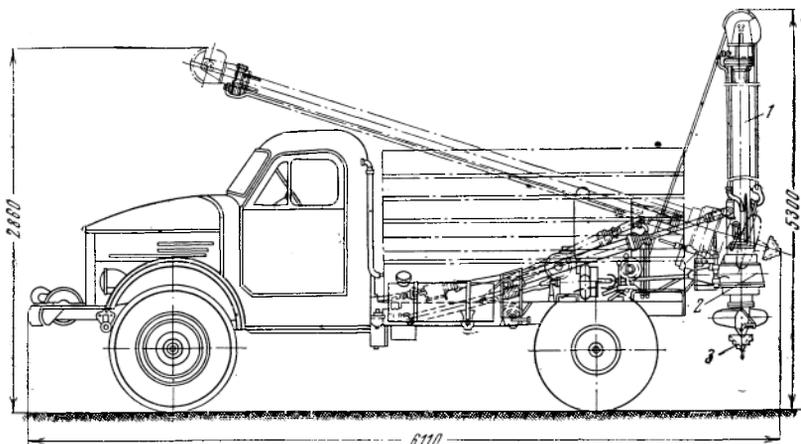


Рис. 69. Бурильно-крановая машина БКГМ-63-3

Бурильные машины БКГМ, БКМ получили применение при геологическом картировании и так называемых «глубинных поисках», требующих проведения большого объема неглубоких шурфов на площадях, перекрытых наносами мощностью 1,5—4 м, при площадных поисках, при поисках вдоль разломов, так называемом профилировании разломов, для вскрышных работ при оценке аномалий. В зависимости от масштаба съемки и поисков шурфы проходятся по сетке 200 × 20 и 500 × 40 м.

Производительность проходки шурфов достигает 60 м в смену, что примерно в 30 раз выше, чем при ручной проходке.

Процесс бурения не требует подготовительных работ. Машины обслуживаются одним рабочим, что при высокой производительности приводит к значительному снижению стоимости работ. Стоимость 1 м шурфа в 7—8 раз ниже, чем при ручной проходке. Качество шурфов вполне удовлетворительное.

Для проведения более глубоких шурфов используются как специально выпускаемые для этой цели установки (КШК-30, ЛБУ-50, УШБ-16), так и самоходные буровые установки, предназначенные для бурения скважин, но исполь-

зующиеся для проходки шурфов с применением различных режущих органов (УРБ-2А, УГБ-50А, УРБ-3АМ и др.).

Машина КШК-30 (копатель шахтных колодцев) используется для проходки шурфов круглого сечения в рыхлых и мягких однородных породах, не содержащих валунов и галек. Машина представляет собой прицеп на колесном ходу, на котором размещены двигатель, подъемная лебедка, мачта и механизм управления.

Буровой инструмент представляет собой сварной цилиндр диаметром 750 мм, в днище которого укреплены два режущих лезвия. Центральная часть забоя шурфа разбуривается пикобуром. Над цилиндрическим корпусом бура имеются два ножа-расширителя, разбуривающие шурф до диаметра 1300 мм. При спусках и подъемах инструмента ножи-расширители автоматически складываются и бур проходит сквозь две откидные створки.

#### Краткая техническая характеристика агрегата КШК-30А

Диаметр шурфа, мм . . . . .	до 1300
Максимальная глубина бурения, м . . . . .	30
Тип привода . . . . .	двигатель внутреннего сгорания ГАЗ-МК, 30 л. с.
Скорость вращения бура, об/мин . . . . .	10 и 20
Скорость подъема бура, м/сек . . . . .	0,3
Грузоподъемность лебедки, кг . . . . .	2000
Габаритные размеры в транспортном положении, мм:	
длина . . . . .	6250
ширина . . . . .	2140
высота . . . . .	3410
Вес, кг . . . . .	3000

Использование агрегата КШК-30А в Центрально-Казахстанском геологическом управлении позволило значительно повысить производительность. Сменная проходка шурфов в среднем составила 9—12 пог. м (при тех же условиях ручная проходка составляла 2—2,5 м в смену). Так же значительно снизилась стоимость 1 м шурфа: при машинной проходке — 4,5 руб., при ручной — 13,5 руб.

В экспедициях указанного управления внесены значительные усовершенствования в агрегаты КШК-30А. В частности, они смонтированы на самоходном шасси, что повысило производительность агрегатов на 15—20%.

Буровая установка ЛБУ-50 предназначена для бурения артезианских скважин и шахтных колодцев в мягких породах. Бурение ведется шнеками в сочетании с ударно-канатным спарядом.

Установка смонтирована на автомобиле ЗИЛ-175К, двигатель которого и является приводом установки.

Установка включает следующие механизмы: коробку отбора мощности, коробку передач с приводом на два шестеренчатых маслонасоса; конический редуктор; лебедку с ударным механизмом; тросоукладчик; угловой редуктор; вертикальный вал с зубчатой муфтой; верхний редуктор; вертикальный ведущий вал с траверсой, которая несет кронблочные ролики; вращатель. Все узлы буровой станка смонтированы на общей раме. К раме шарнирно прикреплена телескопическая мачта, которая в транспортном положении укладывается горизонтально. В нижней плите мачты закреплены штоки гидроцилиндров подачи буровой установки. Вверху гидроцилиндры подачи соединяются с подвижной траверсой мачты. При перемещении гидроцилиндров вместе с ними перемещаются каретка с вращателем и трехгранный вал с траверсой. Траверса мачты и гидроцилиндры в верхнем выдвинутом положении образуют телескопическую часть мачты. Таким образом, высота мачты увеличивается на длину гидроцилиндров подачи вращателя.

Рабочий орган — бур имеет цилиндрическую форму, в днище которого имеются окна, снабженные ножами. При проходке разжиженных пород в окнах

устанавливаются резиновые клапаны. Бур опускается на забой по гладкой буровой колонне и поднимается на канате при помощи лебедки.

Разбуренная порода поднимается на поверхность и выгружается из бура в специальный ковш. Цилиндрический корпус бура состоит из четырех лопастей, при повороте которых порода выталкивается из бура.

Диаметр корпуса бура 740 мм. При необходимости бурения шурфов большого диаметра используются расширители, установленные на верхней части бура. При спуске и подъеме бура расширители убираются в корпус бура.

### Техническая характеристика буровой установки ЛБУ-50

Глубина бурения шурфов, м . . . . .	15
Диаметр буримого шурфа, мм . . . . .	1050
Число оборотов шпинделя в минуту:	
при правом вращении . . . . .	14; 38; 63; 101
» левом                   » . . . . .	38
Тип подачи . . . . .	гидравлическая
Максимальное давление в гидросистеме, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	100
Ход каретки вращателя, мм . . . . .	3250
Давление на забой, кгс . . . . .	5600
Усилие подъема вверх, кгс . . . . .	15 700
Скорость перемещения вращателя, м/мин:	
вверх, медленно . . . . .	0—0,975
вверх, быстро . . . . .	0—5,45
вниз, медленно . . . . .	0—2,8
вниз, быстро . . . . .	0—15,45
Тип лебедки . . . . .	планетарная
Грузоподъемность на прямом канате, кгс . . . . .	2500
Канатоемкость барабана, м . . . . .	50
Диаметр каната, мм . . . . .	13,5
Средняя скорость намотки каната на барабан, м/сек . . . . .	0,47; 1,28; 2,13; 3,43
Тип мачты . . . . .	телескопическая, с гидравлической раздвижкой
Грузоподъемность максимальная (по лебедке), кгс . . . . .	5000
Высота до оси кронблока, мм:	
минимальная . . . . .	5060
максимальная . . . . .	83 100
Габаритные размеры в транспортном положении, мм:	
длина . . . . .	8380
ширина . . . . .	2315
высота . . . . .	2546
Вес (в сборе с автомобилем в заправленном состоянии), кг . . . . .	8442

В поставляемый комплект установки ЛБУ-50 входят: буровая установка, смонтированная на базе шасси автомобиля ЗИЛ-157К, прицеп ПТ 4-00, комплект ремонтно-монтажного эксплуатационного инструмента и комплект ЗИП. Комплект инструментов и принадлежностей для сооружения шурфов поставляется заводом при указании в заявке.

Буровая установка гидрогеологического бурения УГБ-50А используется для бурения шурфоскважин с применением специальных породоразрушающих инструментов. Бурение производится вращательным и ударно-канатным способами.

При бурении шурфов станком УГБ-50А диаметром более 600 мм необходимо увеличить расстояние между опорами мачты.

Рабочий орган изготавливается в виде цилиндрического бура диаметром 900 мм с коническим днищем или в виде шнекового бура.

### Техническая характеристика буровой установки УГБ-50А

Тип . . . . .	самоходная, смонтированная на автомашине ГАЗ-63
Глубина бурения, м:	
скважин . . . . .	60 при шнековом бурении и 100 при колонковом
шурфов . . . . .	10
Диаметр скважин, мм:	
при шнековом бурении	230—135
при колонковом »	198—92
Диаметр шурфов, мм . . . . .	600—900
Скорость вращения, об/мин . . . . .	75; 125; 200
Рабочий ход подачи, мм . . . . .	1500
Скорость подачи, м/мин:	
вниз . . . . .	2,41
вверх . . . . .	14,55
Тип подачи . . . . .	механизованная, самоустанавливающаяся в зависимости от заданного давления на забой
Максимальная нагрузка на прямом канате, кгс . . . . .	2500
Грузоподъемность лебедки на крюке с подвесным блоком, кгс . . . . .	7300
Скорость навивки каната на барабан, м/сек . . . . .	0,64 1,24; 1,98
Число ходов ударного инструмента в минуту . . . . .	45; 80; 125
Величина хода инструмента, мм . . . . .	450—680
Максимальный вес ударного инструмента, кг . . . . .	400
Тип привода . . . . .	дизель Д-38М
Мощность привода, л. с. . . . .	40
Скорость вращения, об/мин . . . . .	1500
Тип мачты . . . . .	металлическая, сварная, с укладкой в горизонтальное положение для транспортировки
Высота мачты до оси блока, м . . . . .	8
Рабочая грузоподъемность мачты, кгс . . . . .	7300
Подъем и укладка мачты . . . . .	специальной лебедкой
Габариты установки в транспортном положении, мм:	
длина . . . . .	7200
высота . . . . .	3000
ширина . . . . .	2000
Вес в транспортном положении, кг . . . . .	5100

Установка роторного бурения УРБ-2А (УРБ-ЗАМ) помимо своего основного назначения — проходки геофизических и структурных скважин — используется для бурения шурфов диаметром 600—900 мм, глубиной до 10 м в песчано-глинистых породах. Для бурения шурфов применяются двухзаходные шнековые буры.

Установка смонтирована на базе трехосной автомашины ЗИЛ-157, снабжена двухбарабанной лебедкой для производства вспомогательных работ, бурения и спуско-подъемных операций, механизмом подачи инструмента на забой и подъема мачты.

### Техническая характеристика установки УРБ-2А

Глубина бурения, м:	
шурфов . . . . .	10
скважин . . . . .	150
Диаметр бурения, мм:	
шурфов . . . . .	600—900
скважин . . . . .	150
Подача инструмента . . . . .	механическая, через ведущую штангу
Скорость вращения ротора, об/мин . . . . .	100; 197; 300
Скорость подъема крюка, м/сек . . . . .	0,68; 1,33; 2,0
Грузоподъемность лебедки, т . . . . .	2,5
Высота подъемной мачты, м . . . . .	9,5
Мощность двигателя, л. с. . . . .	95
Габариты в транспортном положении, мм:	
длина . . . . .	10 900
ширина . . . . .	2250
высота . . . . .	3300
Вес (без автомобиля), кг . . . . .	4100

Поскольку прямое назначение установки — бурение скважин, то при проведении шурфов требуется внести некоторое изменение в конструкцию, чтобы устранить препятствия для бурения большими диаметрами, а именно: удалить поперечную перекладину мачты, находящуюся у винтовых домкратов, и переставить pedal включения муфты сцепления двигателя с внутренней на наружную сторону ноги мачты.

Шурфы круглого сечения, пройденные в устойчивых породах, при небольшой их глубине, как правило, не крепятся. Глубокие шурфы крепятся постоянной или временной крепью в виде цилиндрической крепи, состоящей из отдельных колец или сегментов. Материалом для крепления служат железобетонные кольца, рифленое железо, синтетические материалы (полиэтилен, стеклопласт, винипласт и т. п.), деревянные доски с металлическими кольцами.

Крепление может производиться двумя способами в зависимости от устойчивости пород: после полной проходки шурфа на проектную глубину и следом за проведением шурфа по мере углубки.

Буровая установка УБСР-25. Для проходки и опробования шурфо-скважин при разведке талых и обводненных россыпей золота, залегающих на глубине до 25 м, СКБ Главнефтепромаша разработана конструкция самоходной установки УБСР-25.

Установка, смонтированная на базе трелевочного трактора ДТД-75, позволяет проходить шурфо-скважины диаметром 715 мм в сложных горнотехнических условиях комбинированным способом: медленно вращательным с помощью ковшовых буров и ударно-захватным с помощью грейферов. Процесс бурения совмещается с креплением выработок обсадными трубами путем их вращения и задавливания. Возможность комбинированной проходки выработок с одновременным креплением позволяет извлекать материал проб без предварительного разрушения крупностью до 500 мм (грейферами). При бурении ковшовыми бурами извлекается материал крупностью до 200 мм. Более крупные валуны могут быть разрушены долотом.

### Техническая характеристика установки УБСР-25

Глубина бурения, м . . . . .	25
Диаметр бурения, мм . . . . .	715
Вес долота с ударной штангой, кг . . . . .	500
Грузоподъемность лебедки, кгс . . . . .	2500
Скорость навивки каната на барабан лебедки, м/сек . . . . .	0,5—1,0

Вращатель:		
тип . . . . .		подвижно й ротор
скорость вращения, об/мин . . . . .		5—10
Механизм подачи:		
тип . . . . .		гидрав- лическая
ход подачи, мм . . . . .		1000
Усилие подачи, кгс:		
вниз . . . . .		6000
вверх . . . . .		15 000
Двигатель:		
тип . . . . .		дизель
мощность, л. с. . . . .		75
Мачта:		
тип . . . . .		трубчатая
высота, м . . . . .		6,6
Вес станка, т . . . . .		12
Техническая скорость бурения, м/ч:		
грейфером . . . . .		0,75
ковшовым буром . . . . .		1,20
Средняя сменная производительность . . . . .		3—5 м/смену

В комплект буровой установки входят 25 специальных обсадных труб длиной по 1 м, грейфер для ударно-захватного бурения, ковшовые буры для медленнo-вращательного бурения и эксцентричное долото для дробления валунов.

## РУЧНАЯ ПРОХОДКА ШУРФОВ В МЯГКИХ ПОРОДАХ

Ручная проходка шурфов производится с помощью лопат, кайл и иногда клиньев. Уборка породы из шурфа до глубины 2,5 м производится выкидной лопатами на поверхность; при глубине более 2,5 м порода выдается на поверхность в бадах емкостью 0,03—0,04 м<sup>3</sup> с использованием ручных или механических воротков.

Шурфопроходческое звено состоит из 3 человек: одного проходчика и 2 воротовщиков. Как правило, члены звена попеременно работают в забое.

Работы по проходке шурфов начинаются с подготовки площадки — расчистки ее от валунов, камней, кустарника и растительного слоя.

Над устьем будущего шурфа устанавливается проходческая рама; опорные пальцы рамы делаются не менее 0,5 м. Крепление производится деревом — венцовое расщорное, на стойках или сплошное. Крепь выводится над устьем шурфа на высоту 1 м и оборудуется лядами. Спуск и подъем людей производится по лестнице (чаще всего подвесной). Над забоем укрепляется предохранительный полок.

При разведке россыпей шурфы проходятся по определенной сетке; расстояния между линиями шурфов и между шурфами на линиях зависят от масштабов и характера месторождения. При разбивке шурфовочной линии выставляются вешки в середине верхней стенки будущего шурфа (верхняя стенка по течению речки, ручья). В дальнейшем, когда приступают к проходке шурфа, вешка заменяется навалной штагой, на которой делается затес и надпись: № линии, № шурфа, экспедиция, партия, производящая работы.

К навалной штаге выкидывается вся порода, не подлежащая опробованию, — верхний слой, порода, осыпавшаяся на забой сверху, порода, получающаяся при расширении шурфа до проектного сечения.

Порода, которая должна опробоваться, выкладывается в кучки в виде усеченных пирамид вокруг шурфа на площадке. На каждой кучке (так называемой «проходке») устанавливается бирка с обозначением номера и интервала углубки. Выкладка «проходок» на площадке производится последовательно по

периметру площади по ходу часовой стрелки. Расстояние между «проходками» 20—25 см.

После выкладки первого ряда «проходок» выкладывается второй ряд, расположенный в том же порядке, но ближе к устью шурфа.

После проходки шурфа на полную глубину в нем устанавливается «мертвая штага», на которой указываются наименование управления, экспедиции, партии, номер линии, шурфа, дата проходки. Высота «мертвой штаги» над устьем шурфа должна быть в пределах 1,7 м. При глубоких шурфах «мертвая штага» подвешивается.

В практике проходки шурфов вручную сменная проходка звена составляет от 0,6 до 1,5 пог. м.

При проведении шурфов в рыхлых и сыпучих породах углубка производится одновременно с креплением каркасно-кольцевой крепи. Шурф проходится уступами от 2 до 4 м. Диаметр каждого последующего (по глубине шурфа) уступа делается меньше предыдущего на 0,2—0,3 м. Диаметр самого нижнего уступа принимается 1,1—1,8 м. Каждый последующий уступ проходится после углубки и закрепления предыдущего.

Крепь имеет форму цилиндрического каркаса, состоящего из металлических колец и соединительных стоек. Вокруг каркасов устанавливается опалубка из досок. Каркас каждого последующего уступа свободно проходит через закрепленный предыдущий уступ (в связи с этим крепь иногда называют каркасно-телескопической).

Проходка производится в следующей последовательности: после разметки контура и укладки основной проходческой рамы устанавливается копер и начинается углубка первого уступа. До глубины 1,5—2 м порода выкидывается вручную, а с большей глубины — поднимается в бадье с помощью ворotka или лебедки, укрепленной на ногах копра. После углубки шурфа на некоторую глубину (насколько позволяет устойчивость стенок) в шурф опускается собранный на поверхности каркас. Спуск каркаса производится лебедкой на канате с использованием специального приспособления.

После установки досок опалубки продолжается углубка шурфа на глубину первого уступа с одновременным опусканием каркаса и досок. Осаживание каркаса производится ударами молотка по нижнему кольцу, а досок — специальным забойником. Длина досок опалубки первого уступа берется с таким расчетом, чтобы над устьем шурфа на высоту 1 м образовался защитный барьер. Каркас крепится к основной проходческой раме с помощью стяжек и скоб. Пространство между опалубкой и стенками шурфа забутовывается. Последующие уступы проходятся аналогично первому. При этом опалубка смежных уступов перекрывается на 15—20 см.

Смежные секции каркасов соединяются между собой стяжками. При углубке шурфа над забоем укрепляется предохранительный полук. Каркасная крепь почти полностью извлекается при ликвидации шурфа. Извлечение производится по секциям: сначала каркас, затем доски опалубки. Извлечение крепи производится с предварительной засыпкой уступа.

Кольца для каркасов делаются из уголкового железа 50 × 50 или 30 × 30 и 25 × 25 мм; расстояние между кольцами в цилиндрическом каркасе принимается от 0,7 до 1 м. Число колец в каркасе от 3 до 5. Кольца соединяются в цилиндрический каркас с помощью стоек из круглого железа диаметром 12—20 мм.

Для глубоких уступов применяются усиленные кольца, сваренные из двух уголков.

Для шурфов глубиной до 20 м применяется облегченная крепь, для шурфов глубиной более 20 м — усиленная (рис. 70). Диаметр каркасов составляет 1,8; 1,6; 1,4; 1,2; 1,0 и 0,8 м. Диаметр шурфов соответственно равен: 2,0; 1,8; 1,6; 1,4; 1,2 и 1,0 м.

Доски для опалубки применяются толщиной от 13 до 50 мм, шириной 100—200 мм.

Копер для спуско-подъемных операций изготавливается деревянный, трехногий. Верхние концы ног соединяются шкворнем, на котором подвешивается блок.

Стяжка для соединения смежных каркасов изготавливается из полосового железа с отверстиями и металлического прута, соединенных шарнирно.

а 0 500 1000мм

б 0 500 1000мм

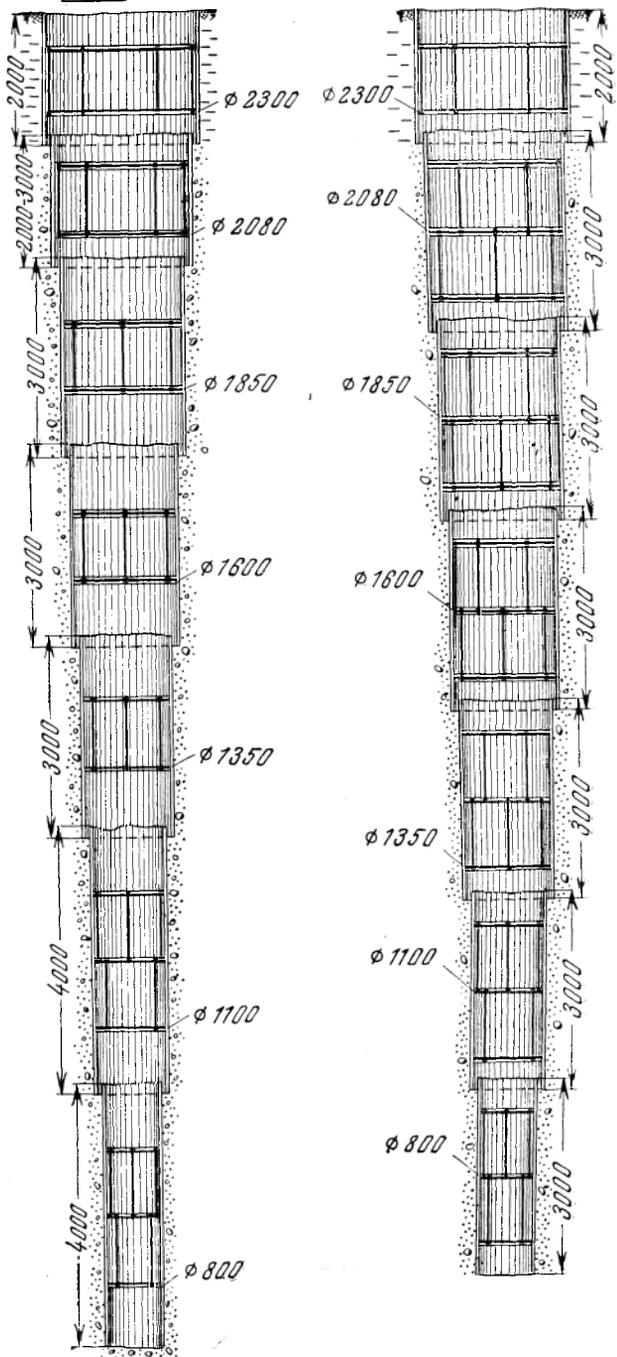


Рис. 70. Конструкции каркасной крепи  
а — облегченная, б —  
усиленная

Стяжка пропускается через отверстия на полках колец и закрепляется чекой. Приспособление для спуска и подъема каркасов состоит из отрезков троса диаметром 8—10 мм длиной по 1,5 м, имеющих на концах крючья (рис. 71).

Предохранительные полки выполняются из досок толщиной 50—80 мм. Доски скрепляются полосовым железом. Крепится полок на кольцах каркасов с помощью штырей.

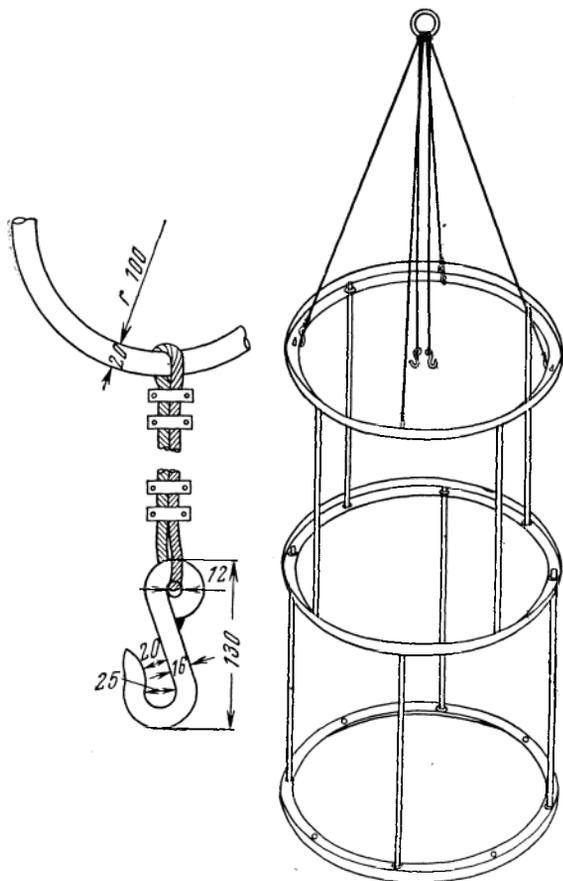


Рис. 71. Приспособление для спуска колец в шурф

При разведке песчано-гравийных и гравийно-валунных месторождений в партиях СЗГУ и ГУЦР скорости проходки шурфов с применением каркасно-кольцевой крепи достигали 35 м в месяц со значительной экономией крепежного материала (в 20—25 раз).

### ПРОВЕДЕНИЕ ШУРФОВ В КРЕПКИХ ПОРОДАХ

В крепких породах шурфы проходятся с применением буровзрывного комплекса работ. Основные трудоемкие процессы цикла — бурение шпуров и уборка породы (подъем) производятся механизированным способом или вручную.

Погрузка породы в бабьи производится вручную. Машины и агрегаты, механизующие погрузку породы в бабьи или захват породы и подъем ее на поверхность (грейферы), серийно не изготавливаются.

В практике проходки шурфов возможна частичная механизация шурфопроходческих работ — механическое бурение шпуров и ручной подъем породы.

Ручной подъем производится воротками деревянными или металлическими. Воротки снабжаются храповым устройством, обслуживаются двумя воротовщиками.

Ручное бурение шпуров применяется при проведении шурфов в районах, где отсутствует энергия для привода бурильных механизмов, и при незначительных объемах работ — в труднодоступных районах, при проведении одиночных шурфов. Как правило, применяется одноручное бурение с использованием буров с армированными головками и легких кувалд весом 3—4 кг. В мерзлых породах I—IV категорий используются ломы длиной 1,2—1,5 м, весом около 8 кг.

Механическое бурение шпуров производится легкими и средними ручными перфораторами (в породах выше средней крепости и крепких) и ручными электросверлами (в породах ниже средней крепости и в мерзлых породах I—IV категорий). Инструмент для бурения — буры со съёмными головками, армированными твердым сплавом, и штанги с породными резами. Источниками энергии являются передвижные компрессорные установки и электростанции.

Комплекты шпуров при обустройстве забоев шурфов могут быть самые разнообразные — от комплектов с пирамидальными или клиновыми врубами до комплектов, состоящих из двух и даже одного шпура, располагаемого в центре забоя (в мерзлых породах I—IV категорий).

Глубина шпуров может колебаться также в широких пределах — от 1—1,5 до 0,3—0,5 м и часто зависит от методики опробования, т. е. от необходимой уходки за цикл.

В качестве взрывчатого вещества используются аммониты № 6, 7 Ж, скальные, детониты, т. е. обычные ВВ, допущенные для ведения взрывных работ в подземных условиях. Конструкция зарядов — колонковая. В редких случаях применяются котловые заряды весом 3—4 кг с предварительным простреливанием для образования котла.

Взрывание в шурфах допускается электрическое, электроогневое и с помощью детонирующего шнура.

Проветривание шурфов производится центробежными или осевыми вентиляторами местного проветривания с электрическим и реже пневматическим приводом. При проходке неглубоких шурфов используются вентиляторы с ручным приводом. Нередко при большом фронте работ, когда проходческое звено одновременно проходит несколько шурфов, или при односменной работе при проходке шурфа в крепких породах применяется естественное проветривание.

Проветривание вентиляторами осуществляется по схеме нагнетания. Вентиляционные трубы применяются из мягких материалов — резиновые, брезентовые, из прорезиненной ткани и др., диаметром 300—400 мм.

При незначительном водопритоке водоотлив производится в бадьях вместе с породой, при значительных водопритоках используются подвесные насосы ПВН-5 или ПВН-15.

Погрузка взорванной породы производится вручную обычными ручными горнопроходческими инструментами в бадью емкостью 0,03—0,04 м<sup>3</sup> (при механическом подъеме) или 0,0012—0,0020 м<sup>3</sup> (при ручном подъеме). При механическом подъеме используются краны КШ-1, КШ-100, «Пионер», лебедки ЛПГЛ-230, ЛПГ-175 в сочетании с легкими деревянными или металлическими копрами.

Ниже приводятся технические характеристики кранов и лебедок для подъема из шурфов.

#### Техническая характеристика КШ-1М

Тип крана . . . . .	полноповоротный 360°
Грузоподъемность, кгс . . . . .	230
Вылет стрелы, мм . . . . .	2400
Привод . . . . .	от электродвигателя АОС-2-41-6 мощностью 2,9 квт, n = 860 об/мин, напряжение 220/380 в

Привод поворота . . . . .	ручной
Высота оси блока от основания, мм . . . . .	5102
Скорость подъема, м/сек . . . . .	0,57
Диаметр каната, мм . . . . .	7,6
Диаметр барабана лебедки, мм . . . . .	310
Канатоемкость барабана, м . . . . .	40
Рабочий тормоз . . . . .	ленточный
Предохранительный тормоз . . . . .	колодочный, электро-
	магнитный
Редуктор . . . . .	РПД-250-224-15М
Размеры, мм:	
длина . . . . .	2726
ширина . . . . .	1800
высота (со снятой стрелой) . . . . .	2614
Вес, кг . . . . .	1160
Стоимость, руб. . . . .	5000
Обслуживающий персонал . . . . .	1 чел.

В конструкции применено разгрузочное приспособление, управляемое машинистом из кабины.

#### Техническая характеристика крана КШ-100

Грузоподъемность, кгс . . . . .	100
Вылет стрелы, мм . . . . .	2000
Угол поворота крана . . . . .	360°
Скорость подъема бадьи, м/сек . . . . .	0,7
Мощность двигателя, квт . . . . .	1,0
Область применения . . . . .	подъем груза

#### Техническая характеристика лебедки ЛПГЛ-230

Грузоподъемность, кгс . . . . .	230
Максимальная глубина подъема, м . . . . .	80
Скорость подъема, м/сек . . . . .	0,62
Тип тормоза:	
рабочего . . . . .	ленточный
аварийного . . . . .	колодочный
Тип привода . . . . .	электрический
Установленная мощность электродвигателя, квт . . . . .	2,8
Размеры, мм:	
длина . . . . .	1540
ширина . . . . .	840
высота . . . . .	810
Вес, кг . . . . .	460

Для проведения поисковых и геологоразведочных шурфов буровзрывным способом в породах средней и ниже средней крепости используются комплексы механизмов, включающие источники энергии, бурильные машины, подъемные механизмы, оборудование для вентиляции и водоотлива.

Комплекс шурфопроходческих механизмов КМШ-ВИТР предназначен для проходки поисковых геологоразведочных шурфов глубиной до 20 м в породах до VI категории крепости. Комплекс включает:

- 1) электрическую переносную станцию СЭП-3,5 с бензиновым двигателем Д-300,
- 2) пульт управления ПУ,
- 3) шурфопроходческий кран КШ-100А,
- 4) электросверло ручное ЭР-14Д,
- 5) пусковой агрегат АП-1,5,
- 6) насос винтовой проходческий НВП-15,

7) вентилятор центробежный проходческий ЦЧ-70 № 2,5.

Комплекс удобен для транспортировки в условиях бездорожья, так как легко разбирается на отдельные части весом до 80 кг.

Конструкторским бюро СВГУ (г. Магадан) созданы комплексы, которые используются при проходке шурфов в зонах тундры и тайги.

Т а б л и ц а 159

**Характеристика механических воротков**

Показатели	Тип воротка	
	МГВ	КМШ-1
Грузоподъемность, кгс . . . . .	200	125
Скорость подъема, м/сек . . . . .	0,45	0,4
Мощность основного электродвигателя, квт . . . . .	2,8	1,0
Диаметр барабана лебедки, мм . . . . .	290	150
Канатоемкость, м . . . . .	40	25
Диаметр каната, мм . . . . .	7,5—7,8	4,4—5,6
Основные размеры, мм:		
длина . . . . .	2440	2300
высота . . . . .	3250	2290
ширина . . . . .	1000	850
Вес, кг . . . . .	380	123

Эти комплексы состоят из следующих механизмов:

1) механических воротков МГВ и КМШ-1 (табл. 159). Вороток МГВ используется при проходке неглубоких шурфов, КМШ-1 — при проходке глубоких шурфов с рассечками;

2) электростанции ЖЭС-30, смонтированной на передвижном тепляке на саях;

3) пускового аппарата АП-3,5;

4) ручных электросверл ЭР-17, СЭР-19 и ЭР-19.

На воротках установлены центробежные вентиляторы.

Крепление шурфов производится деревом. Применяется венцовая крепь на стойках с затяжкой стенок досками или сплошная венцовая. Устьева часть шурфов на глубину 1,5—2,5 м крепится сплошной венцовой крелью. Венцы выводятся над устьем шурфа на высоту 1 м и оборудуются лядами.

При достаточно устойчивых стенках применяются более простые конструкции крепи, в частности распорная крепь с затяжкой стенок досками.

**О р г а н и з а ц и я р а б о т.** Шурфопроходческие работы выполняются проходческими звеньями или бригадами. Наименьший состав проходческого звена 3 человека, которые выполняют весь комплекс работ. Широко применяется принцип взаимозаменяемости членов звена. Работы могут быть организованы в одну, две, а иногда и более смен.

При односменной работе проходческий цикл начинается с уборки породы и заканчивается взрыванием шуровых зарядов. В зависимости от крепости пород и фронта работ проходческое звено или бригада может одновременно углублять один или несколько шурфов.

Работы, как и при любом способе проходки, начинаются с подготовки места — расчистки, подготовки площадки для оборудования, для выкладки «проходок» (при необходимости). При углубке первых 2,5 м шурфа порода выдается на поверхность вручную.

Над устьем шурфа укладывается основная проходческая рама, на которой крепится ручной вороток (при ручном подъеме). На подготовленной площадке монтируется кран для подъема породы (кошер и лебедка).

Поскольку «зарезка» шурфа (проходка первоначальных 2,5 м) производится одним членом звена, то параллельно с этим могут выполняться работы по подготовке площадки, заготовке крепи, монтажу крана, бурению шпуров, заряданию, взрыванию, проветриванию в параллельно проходимых шурфах. Точно так же с любым из перечисленных процессов цикла может совмещаться по времени любая работа, не требующая участия всех трех членов звена. У горного мастера имеются широкие возможности организации работ с максимальным использованием механизмов, людей, фронта работ.

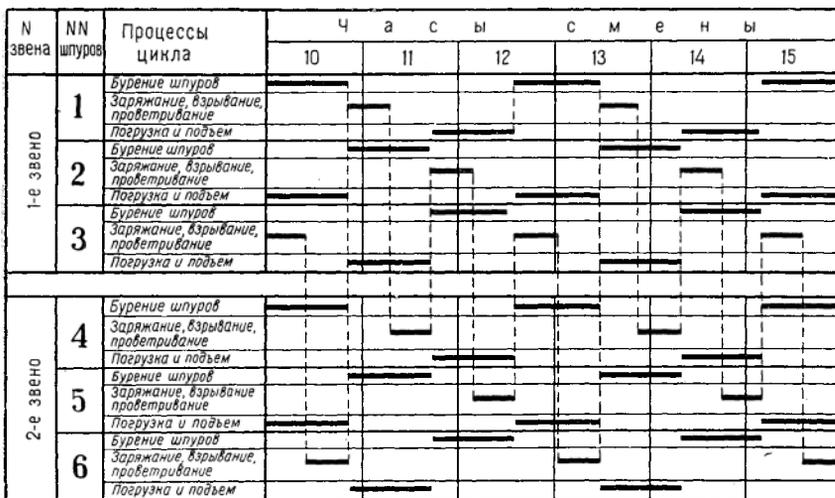


Рис. 72. Циклограмма одновременной проходки шести шурфов

Примером такой организации работ может служить график организации работ на участке горного мастера А. В. Гладышева (Баймская партия Анжуйского РайГРУ, рис. 72).

Как видно из графика, работы на участке были организованы в 3 смены, 2 звена одновременно проходили 6 шурфов.

Для проходческих работ использовался вышеописанный комплекс шурфо-проходческих механизмов, передвижная мастерская с заточным станком и сварочным трансформатором, а также передвижной склад ВМ.

В каждой смене работало 6 проходчиков, взрывник и машинист электростанции. Уходка за цикл составляла 0,4 м, глубина шпуров ограничивалась необходимой уходкой, определявшейся методикой опробования.

## ПРОХОДКА ШУРФОВ В ОБВОДНЕННЫХ ПОРОДАХ

### Проходка с проморозкой и оттайкой

Проведение шурфов в обводненных породах и тем более в пльвунах вызывает значительные трудности в связи с непрерывным притоком воды в шурф и возможным прорывом пльвунов.

В этих случаях при благоприятных климатических условиях (продолжительная низкая температура) прибегают к естественному замораживанию пород. Мерзлые водонасыщенные породы, представляя собой ледово-грунтовую оболочку, предохраняют стенки и забой шурфа от затопления и прорыва пльвунов.

Смерзшиеся водонасыщенные грунты и пески представляют собой вязкую и твердую породу, рыхление которой требует взрывных работ. Однако, учитывая, что глубина промерзания имеет ограниченные размеры, зависящие к тому же от температуры воздуха и длительности промерзания, применение взрывных работ может привести к нарушению мерзлой части грунта и затоплению шурфа.

Чтобы избежать этого, прибегают к местной оттайке забоя и выемке талого грунта. Оттайку производят на глубину, меньшую, чем глубина промерзания.

К способу проморозки и оттайки прибегают также при пересечении шурфом слоистой многолетней мерзлоты, когда мерзлые грунты чередуются со слоями талых обводненных пород. В этом случае мерзлые породы проходятся оттайкой, талые обводненные породы — с проморозкой и оттайкой.

Местную оттайку производят либо разведением в забое небольших костров (оттайка пожогом), либо с помощью разогретых камней изверженных пород размером 8—10 см (бутовая оттайка). При оттайке пожогом на забое шурфа раскладывается костер из приготовленных дров объемом 0,2—0,35 м<sup>3</sup>. После сгорания костра и проветривания шурфа последний углубляется на величину оттайки — от 0,20—0,25 м в пловатых породах до 0,3—0,4 м в песчано-галечниковых отложениях. Расход дров на оттайку 1 м<sup>3</sup> мерзлых пород практически составляет ≈0,5 м<sup>3</sup>.

При оттайке буютом у устья шурфа раскладывается костер, в котором нагревается бут до температуры 200—300° С. Общий объем бута может быть от 0,5 до 1 м<sup>3</sup>.

Раскаленный бут забрасывается в забой шурфа и перекрывается слоем моха для лучшего использования тепла. Через несколько часов после оттайки пород забоя из шурфа на поверхность выдаются мох, бут и оттаявшая порода слоем 0,15—0,30 м. Расход дров для оттайки 1 м<sup>3</sup> мерзлых песков составляет ≈0,2—0,4 м<sup>3</sup>.

Процесс проморозки может длиться несколько суток для получения промерзшего слоя 0,3—0,4 м. При такой глубине проморозки интервал углубки может составлять 0,2—0,25 м.

Глубину промерзшего слоя определяют бурением контрольных шурфов. Процессы оттайки и замораживания довольно продолжительны, а уходка за циклом невелика, в связи с чем темпы проходки шурфов способом проморозки-оттайки крайне низки. В связи с этим проходческие звенья должны иметь широкий фронт работ для одновременной проходки нескольких шурфов (8—10 и более).

Проходческое звено состоит из 2—3 человек. Последовательность выполнения работ: 1) подготовка рабочего места и инструмента; 2) определение контрольными шурвами толщины промороженных пород; 3) приготовление и спуск дров в шурфы, укладка и зажигание костров; 4) наблюдение за горением костров; 5) проветривание шурфов; 6) осмотр шурфов после оттайки, очистка забоя от остатков костра; 7) оборка и выравнивание стенок шурфа; 8) рыхление и уборка из шурфов оттаявшей породы; 9) проморозка забоев шурфов.

# Глава IX. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ, НАКЛОННЫХ И КАМЕРНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Проведение горных выработок представляет собой технологический процесс, объединяющий работы по отбойке породы от массива, уборке и откатке ее в отвал, крепление выработки, наращиванию рельсовых путей, трубопроводов, разделке водоотливной канавки и др.

В соответствии с физико-механическими свойствами горных пород и условиями их залегания различают проведение горизонтальных и наклонных горных выработок по однородным крепким, однородным мягким и неоднородным породам. (В первом и втором случаях весь забой выработки сложен однородной твердой или мягкой породой, а в третьем — часть забоя сложена твердыми, а часть мягкими породами.)

Форма поперечного сечения выработки, способы проведения, технические средства и формы организации горнопроходческих работ выбираются в зависимости от характера однородности пород, их твердости, устойчивости и обводненности, назначения и требуемой скорости проведения.

## ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ

### 1. ТИПОВЫЕ СЕЧЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

По заданию Министерства геологии СССР ЦНИГРИ разработан типовой ряд поперечных сечений горизонтальных и наклонных горноразведочных выработок.

Типовым рядом предусмотрено две формы поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок: трапециевидная — для условий проведения горной выработки с креплением и сводчатая — для проведения выработки без крепления.

Размеры поперечных сечений горных выработок в свету определяются исходя из габаритов, используемого транспортного и технологического оборудования (электровозов, вагонов, погрузочных машин) и величин зазоров, предусмотренных Едиными правилами безопасности при проведении горноразведочных работ. Размеры выработок в проходке определяются с учетом толщины крепи и затяжек.

Согласно требованию правил безопасности на закруглениях горных выработок предусматриваются распирения в зависимости от радиуса кривизны, величины жесткой базы и длины подвижного состава, чтобы при любом его положении были выдержаны зазоры между наиболее выступающей частью подвижного состава и стенкой (крепью) выработки.

Высота выработки от головки рельсового пути (или трапа) до верхняка крепи при ручной откатке или при откатке аккумуляторными электровозами должна быть не менее 1800 мм, при откатке контактными электровозами и при отсутствии специального отпущеного прохода для людей высота выработки от головки рельсового пути до контактного провода должна быть не менее 2000 мм.

Расстояние между наиболее выступающей частью подвижного состава и крепью (стенкой) выработки должно быть с одной стороны не менее 250 мм (рис. 73, 74), а с другой, предназначенной для проходки людей, не менее 700 мм. При двухпутевой откатке расстояние между наиболее выступающими частями движущихся электровозов (вагонов) принимается не менее 200 мм. В местах, предназначенных для составления поездов (околовольные дворы, разминовки и т. п.), необходимо оставлять свободные проходы: в выработках с одним рельсовым

Рис. 73. Схема к расчету поперечных сечений горных выработок трапециевидной формы

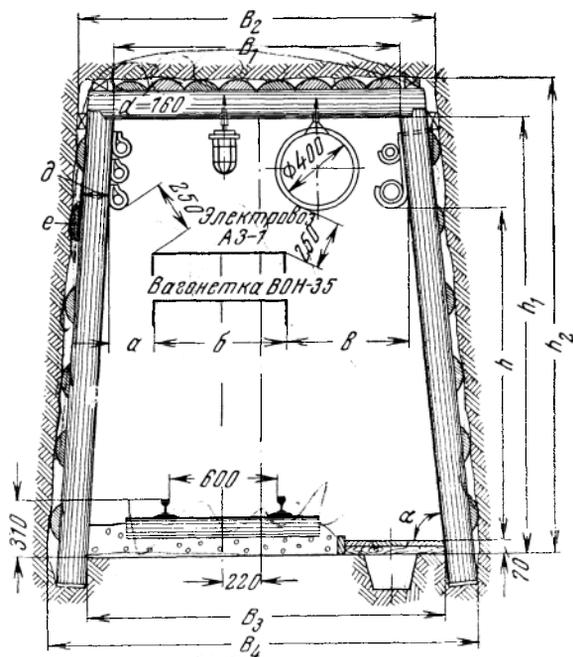
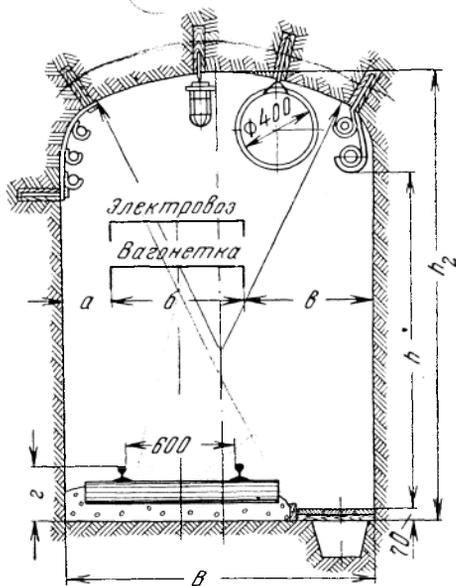


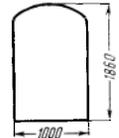
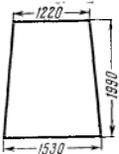
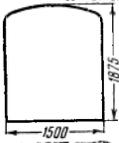
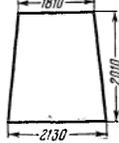
Рис. 74. Схема к расчету поперечных сечений горных выработок с сводчатой формы



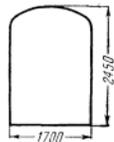
### Типовые сечения горноразведочных выработок

Сечение выработки, м <sup>2</sup>	Размеры сечения в проходке, мм	Род крепи	Способ погрузки породы	Способ доставки породы и откатки	Максимальная длина выработок, м	Примечание
1	2	3	4	5	6	7

#### Горизонтальные выработки

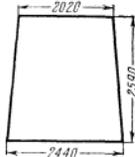
1,8		Без крепи	Скреперование	Скреперование	50	Разведочные короткометражные штольны, рассечки из шурфов и др.
2,7		Деревянная	То же	То же	50	То же
2,7		Без крепи	»	»	100	»
4,0		Деревянная	»	»	100	»

4,0



Без крепи

5,8



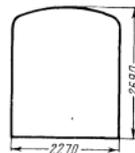
Деревянная

5,1



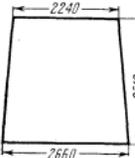
Без крепи

5,8



Без крепи

6,4



Деревянная

Механизированный  
малогобаритными поро-  
допогрузочными маши-  
нами 1-ПНБ-1; МПЗ-2;  
ПШН-1

То же

Механизированный  
погрузочной машиной  
ПМА-5

То же

Механизированный  
электровозами АЗ-1 в  
вагонетках ВОК-35

Механизированный  
электровозами А5-1 в  
вагонетках УВО-0,8

Механизированный  
электровозами А5-1 в  
вагонетках УВО-0,8;  
ВГ-0,7; УВГ-0,7; УВО-  
0,5

Механизированный  
электровозами А5-1;  
АЗ-1 в вагонетках  
УВО-0,8; ВГ-0,7;  
УВГ-0,7; УВО-0,5

500

500

Лю-  
бая

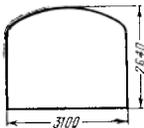
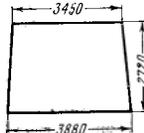
»

Разведочные штольны  
средней протяженности,  
рассечки из выработок  
главных направлений и  
др.

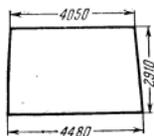
То же

Выработки главных  
направлений

То же

Сечение выработки, м <sup>2</sup>	Размеры сечения в проходке, мм	Род крепи	Способ погрузки породы	Способ доставки породы и откатки	Максимальная длина выработки, м	Примечание
1	2	3	4	5	6	7
7,5		Деревянная	Механизированный погрузочной машиной ПМЛ-5	Механизированный электровозами А5-1 в вагонетках УВО-0,8	Любая	Выработки главных направлений
7,5		Без крепи	Механизированный породопгрузочной машиной ПМЛ-5	Механизированный электровозами А3-1 в вагонетках ВОК-35	25	Разминовка при механизированной откатке электровозами А3-1 в вагонетках ВОК-35
10,0		Деревянная	Механизированный породопгрузочной машиной ПМЛ-5	Механизированный электровозами А3-1 в вагонетках ВОК-35	25	Разминовка при механизированной откатке электровозами А3-1 в вагонетках ВОК-35
10,0		Без крепи	То же	Механизированный электровозами А5-1 в вагонетках УВО-0,8	40	Разминовка при механизированной откатке электровозами А5-1 в вагонетках УВО-0,8; УВГ-0,7, ВГ-0,7; УВО-0,5

12.5



Деревянная

»

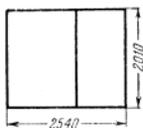
То же

40

То же

## Наклонные выработки

5.1



То же

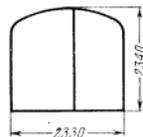
Вручную

Механизированный  
скиповый

100

Наклонная выработка  
с углом наклона до 30°

5.1



Без крепи

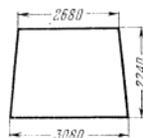
Скреперование вручную

Механизированный

100

Наклонная выработка  
с углом наклона до 15°

6.4



Деревянная

То же

»

100

То же

путем — шириной не менее 1 м с одной стороны, в выработках с двумя путями — не менее 1 м с обеих сторон.

Ширина выработки в свету (у кровли) с учетом габаритных размеров механизмов и зазоров между ними и крепью (стенками выработки в соответствии с правилами безопасности) будет равна:

$$B_1 = a + b + e.$$

Ширина выработки в проходке с учетом толщины крепи:

$$B_2 = a + b + e + 2(e + \delta),$$

где  $a$  — зазор между подвижным составом и крепью, мм;

$b$  — ширина оборудования (вагонетки, электровоза и др.), мм;

$e$  — зазор между оборудованием и крепью, предназначенный для проходки людей, мм;

$\delta$  — толщина крепи, мм;

$e$  — толщина затяжки, мм.

Для выработки трапециевидного сечения размеры ее нижней части определяются по отношению размеров у кровли:

$$B_3 = B_1 + 2h_1 \operatorname{ctg} \alpha;$$

$$B_4 = B_2 + 2h_2 \operatorname{ctg} \alpha,$$

где  $\alpha$  — угол наклона стойки крепи ( $80-83^\circ$ );

$h_1$  — высота выработки в свету;

$h_2$  — высота выработки в проходке.

Площадь поперечного сечения и периметр выработок в свету определяются по следующим формулам:

а) трапециевидной формы

$$S = \frac{B_1 + B_2}{2} \cdot h_1;$$

б) периметр

$$P = B_1 + B_3 + \frac{2h_1}{\cos \alpha}.$$

Размеры поперечного сечения выработок сводчатой формы в свету, проводимых без крепления или с креплением штангами, определяются также по габаритам подвижного состава и величине зазоров, установленных правилами безопасности. Форма свода выработки может быть полуциркульной или коробового типа. Высота коробового свода  $h_{св}$  принимается равной  $\frac{1}{3}$  ширины выработки, а радиус осевой дуги  $r_c = 0,7$  ширины выработки. Ширина выработки в свету:  $B = a + b + e$ . Радиус осевой дуги свода  $r_c = 0,7B$ , мм.

Площадь сечения выработки при коробовом своде равна:

$$S = B(h_2 + 0,26B), \text{ м}^2.$$

При проведении выработок с полуциркульным сводом принимаются:

а) высота свода  $h_c = 0,5B$ ;

б) радиус свода  $r_c = 0,5B$ .

Площадь сечения выработки с полуциркульным сводом равна:

$$S = B(h_2 + 0,39B), \text{ м}^2.$$

Полученные размеры поперечного сечения выработки в свету проверяются на допустимую скорость движения воздуха  $v$ , которая согласно правилам безопасности должна быть не более 6 м/сек и не менее 0,15 м/сек.

Скорость движения воздуха определяется по формуле

$$v = \frac{Q}{S}, \text{ м/сек},$$

где  $v$  — фактическая скорость движения воздуха, м/сек;

$Q$  — количество воздуха, м<sup>3</sup>/сек.

В геологической службе СССР приняты следующие типоразмеры горизонтальных горноразведочных выработок: сечением 1,8; 2,7; 4; 5,1; 5,8; 6,4; 7,5; 9; 10 и 12,5 м<sup>2</sup>, а наклонных 4; 5,1 и 6,4 м<sup>2</sup> (см. таблицу на стр. 224).

## 2. ТЕХНОЛОГИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ

### А. Проведение выработок в крепких однородных породах

В геологоразведочных организациях Министерства геологии СССР около 90% горных разведочных выработок проводится в породах IV—XX категорий с применением буровзрывных работ. В таких условиях большое значение имеет выбор параметров буровзрывных работ, т. е. глубины, количества шпуров, схемы их расположения, типа ВВ, средств взрывания и конструкции зарядов, а также организации работ по бурению шпуров, погрузке и откатке породы.

Бурение шпуров в крепких породах (VI—XX категорий) производится главным образом пневматическими бурильными машинами (перфораторами) типа ПР-30 и ПР-24 с пневматическими подержками, а также ручными и колонковыми электросверлами. Основным инструментом бурения шпуров является стальная бур со съёмными коронками, армированными твёрдым сплавом. Соединение съёмных коронок со штангой конусное.

Использование съёмных коронок, армированных твёрдыми сплавами стандартного заводского изготовления, обеспечивает повышение производительности при бурении шпуров на 25—30% и значительное уменьшение расхода буровой стали.

При разработке технологического паспорта на проведение горной выработки и организации горнопроходческих работ необходимо обеспечить проходку бурильными машинами, бурами и пневматическими подержками в соответствии с горно-геологическими условиями и поперечным сечением выработки.

В настоящее время широкое распространение получила практика бурения шпуров двумя и большим количеством одновременно работающих в забое перфораторов.

Площадь забоя на один перфоратор в среднем колеблется в пределах 1,5—2,5 м<sup>2</sup>; определяется она в зависимости от темпов проведения горной выработки и времени, отводимого на бурение в проходческом цикле. При одновременной работе в забое двух и большего числа перфораторов передовыми проходческими бригадами применяются приспособления (пауки) группового подключения воздушных и водяных шланг перфораторов к магистральным трубопроводам. Использование этого приспособления обеспечивает сокращение времени на подготовительные и заключительные операции при бурении шпуров в 2—3 раза, что позволяет рекомендовать их для более широкого применения.

Глубина шпуров и количество их в комплекте находятся в определенной зависимости между собой и оказывают большое влияние на эффективность буровзрывных работ и на общую организацию работ по проведению горных выработок.

Увеличение глубины их до 2—2,5 м, если это возможно по геологическим и технологическим условиям, сопровождается значительным повышением производительности труда проходчиков и скорости проведения выработок, способствует снижению затрат времени на вспомогательные операции (забуривание, переход от одного шпура к другому и пр.) и увеличению времени чистого бурения, создает благоприятные условия для максимального использования горнопроходческого оборудования, главным образом перфораторов и погрузочных машин.

Расположение шпуров в забое производится в соответствии с паспортом буровзрывных работ. Шпуры размечаются лицом, ответственным за работу смены (бригадиром, звеньевым или сменным горным мастером). Большое разнообразие условий проведения выработок обуславливает и большое разнообразие схем расположения шпуров.

Схема расположения шпуров должна обеспечивать отбойку породы в контурах выработки и дробление ее до размеров кусков в поперечнике не более 200 мм, что способствует более высокой производительности при ее погрузке. Кроме того, схема расположения шпуров должна создавать удобные условия для бурящихиков при бурении шпуров. Последнее условие в ряде случаев является определяющим для выбора типа вруба и схемы расположения шпуров.

При проведении выработок по однородным крепким породам наиболее часто применяется схема расположения шпуров с вертикальным клиновым врубом из четырех, шести или восьми врубовых шпуров, так как при таком их расположении представляется возможность использовать наибольшее число одновременно работающих перфораторов с лучшими удобствами для работы проходчиков. В отдельных случаях при проведении выработок по трудновзрываемым породам вертикально-клиновый вруб дополняется большим или меньшим числом вспомогательных шпуров, располагаемых внутри основного «клина».

Каждый шпуровой комплект может быть принят как оптимальный только по результатам экспериментальных взрывов и должен уточняться в процессе работы.

Заряжание и взрывание шпуров производится взрывником или проходчиком, имеющим «Единую книжку взрывника». Эффективность взрывных работ находится в большей зависимости от плотности заряжания шпуров. Поэтому при взрывных работах, особенно в крепких и трудновзрываемых породах, важно внимательно проследить за тем, чтобы плотность заряжания была наиболее высокой.

Для повышения плотности заряжания рекомендуется производить продольный надрез оболочки патронов ВВ. При нажатии забойником надрезанный патрон по достижении забоя шпура (упора) заполняет шпур по всему его сечению, чем и достигается наибольшая плотность заряжания. Необходимо наблюдать за величиной заполнения шпура после ввода каждого патрона, с тем чтобы исключить возможность оставления незаряженного пространства вследствие застревания патрона в шпуре.

Иногда применяя комбинированные шпуровые заряды, когда в шпуры вводятся одновременно с патронами аммонита патроны более мощного взрывчатого вещества: детонита, скального аммонита или денафталита. Боевые патроны в этом случае изготавливаются из более мощного ВВ. При комбинированном заряде первыми в шпур вводятся один или два патрона мощного ВВ, после них два-три патрона аммонита, боевой патрон из мощного ВВ и один-два патрона аммонита. Такая комбинированная конструкция шпурового заряда обеспечивает большую эффективность взрывных работ при незначительном повышении стоимости ВВ. В бригаде А. Н. Черемисина, проводившей выработку по обводненным тектоническим зонам, первыми в шпур вводились патроны динафталита, которые, имея более яркую окраску, легче обнаруживались при откатах в «стаканах» и в развале отбитой породы, что повышало безопасность условий работы.

Взрывание шпуров должно проводиться в установленной последовательности. В первую очередь должны взрываться врубовые шпуры, за ними вспомогательные и последними оконтуривающие. Нарушение этого порядка взрывания приводит к снижению эффективности взрывных работ и создает небезопасные условия работы, так как при этом возможен подрыв шпуровых зарядов и выброс в отбитую породу невзорвавшихся патронов ВВ с капсулями-детонаторами.

**Пр о в е т р и в а н и е в ы р а б о т о к.** В связи с тем, что горноразведочные выработки являются, как правило, тупиковыми, проветривание их может быть осуществлено только при помощи искусственной вентиляции. При проведении геологоразведочных выработок чаще используется всасывающая схема, которая позволяет отсасывание продуктов взрыва и пыли по трубам, не загрязняя воздуха по всей выработке, а проветривание выработки производится в кратчайшее время. При отсасывающей схеме проветривания необходимо обеспечить своевременное наращивание труб с тем, чтобы расстояние труб от забоя не превышало 10 м. Увеличение расстояния труб от забоя снижает эффективность выноса пыле-газовых примесей из призабойной зоны, так как скорость воздуха в зоне всасывания по мере удаления от труб резко уменьшается.

Практика проведения горных выработок в крепких породах показывает,

что отсасывающая схема вентиляции в большинстве случаев обеспечивает более быстрое проветривание забоев.

При отсасывающей схеме проветривания одновременно с газовыми продуктами эффективнее отсасывается и рудничная пыль, образующаяся при бурении шпуров, взрывных работах и в период уборки породы и находящаяся длительное время во взвешенном состоянии.

Отсасывающая схема вентиляции осуществляется по металлическим трубам диаметром 300, 400 и 500 мм осевыми вентиляторами, включенными в систему вентиляционных труб последовательно через каждые 100—150 м.

В Северо-Кавказском геологическом управлении и в партиях «Главгеолазведки» применяются каскадные схемы включения вентиляторов в вентиляционный трубопровод. Каскад из двух-трех вентиляторов устанавливается обычно у устья штолен или стволов шахт. Расстояние между вентиляторами при этом принимается в пределах 4—6 диаметров трубопровода. Каскадное расположение вентиляторов целесообразно применять только при проветривании выработок большой длины (более 750—1000 м), когда при высоком сопротивлении вентиляционного трубопровода количество потребного воздуха в забое соответствует производительности одного вентилятора. Каскадная установка вентиляторов уменьшает расход электрического кабеля и арматуры, упрощает уход за вентиляторами.

За последние годы при благоприятных топографических и горнотехнических условиях тупиковые горные выработки проветриваются с помощью вентиляционных скважин.

На месторождении Мурунтау вентиляционные скважины диаметром 300 мм бурили через каждые 300 м по длине проводимой выработки. Затраты на бурение скважин оправдывались уменьшением количества вентиляторов, вентиляционных труб, расхода энергии, а главное уменьшением времени на проветривание выработки после взрывных работ.

В Степной и Березовской экспедициях и в других геологоразведочных организациях проветривание подземных выработок при помощи вентиляционных скважин находит все большее применение. Улучшение качества проветривания выработок и достижение высоких технико-экономических показателей при использовании вентиляционных скважин позволяют рекомендовать более широкое применение этого способа проветривания выработок.

Уборка породы занимают до 60% времени проходческого цикла. Поэтому организация работ и техническому оснащению необходимо уделять больше внимания. В практике проведения геологоразведочных выработок применяются главным образом ковшовые погрузочные машины типа ППН-1с и ППН-2, характеризующиеся сравнительно небольшими габаритными размерами и высокой производительностью. Откатка породы к стволу шахты или к отвалу штольни производится в основном электровозами типа А-3 (АК-2У) и А-5 (4,5 АРП-2).

Учитывая, что на производительность погрузочной машины оказывает влияние объем породы, отбиваемой за один цикл, передовые проходческие бригады увеличивают глубину шпуров до 2—2,5 м (при сечении выработок 5,8—6,4 м<sup>2</sup>), так как увеличение глубины шпуров способствует формированию компактного развала породы. Исследованиями, выполненными на штольне 50 Северо-Кавказского геологического управления, установлено, что высота развала отбитой породы возрастала пропорционально глубине шпуров.

Производительность погрузки породы при этом возрастала от 18 до 29 м<sup>3</sup>/ч. Наряду с толщиной развала и объемом отбитой породы на производительность погрузочной машины оказывает большое влияние крупность кусков породы. Наличие в развале отбитой породы крупных кусков затрудняет внедрение ковша в породу, время каждого зачерпывания увеличивается, а коэффициент наполнения ковша уменьшается, что ведет к значительному снижению производительности при погрузке. Передовые проходческие бригады считают целесообразным бурить на один-два шпура больше в комплекте с тем, чтобы обеспечить более мелкое и равномерное дробление породы. Некоторое увеличение расхода ВВ компенсируется значительным повышением производительности погрузки породы и скорости проведения горных выработок.

Таблица технико-экономических показателей горнопроходческих

Технико-экономические показатели проходки выработок	М. А. Олесюка	А. Н. Колтышева	А. Н. Черемисина
	Поперечное сечение выработки в проходке, м <sup>2</sup>	6,4; 5,1	6,4; 8,8
Категория пород по ЕНВ 1968 г.	XVII	XV—XVIII	XIII—XVIII
Компрессоры, электростанции	Стационарные	Стационарные	Стационарные
Перфораторы	ПР-30	ПР-30	ПР-30
Погрузочные машины	ПМЛ-5	ПМЛ-5	ПМЛ-5
Вагоны	УВГ-1	УВГ-1	УВГ-0,8
Электровозы	АК-2К и 4,5АРП	АК-2У; 4,5АРП	АК-2У; 4,5АРП
Вентиляторы	СВМ-6, «Проходка-500»	СВМ-6, «Проходка-500»	СВМ-6М, «Проходка-500»
Продолжительность процессов, мин:			
бурение шпуров	90	140	170
зарядка и взрывание	25—30	30	30
проветривание	30	30	30
уборка породы	120	160	130
Состав проходческого звена	4	6	5—4
Количество одновременно работающих перфораторов	3—4	3—4	2—4
Глубина шпуров, м	2,2—2,4	1,3	1,6—1,8
Количество шпуров	21—24	22	19—24
Тип ВВ и способ взрывания	Аммонит № 6 ЖВ, демонит 10А	Детонит 10А, аммонит № 6 ЖВ	Детонит 10А, аммонит № 6
Коэффициент использования шпуров	0,88	0,85	0,9
Число циклов в смену	2	2—3	1,5—2
Проходка за месяц, пог. м	644	611	304
Производительность за месяц, м	19,4	16,8	16,9

На производительность уборки породы оказывает также большое влияние время, затрачиваемое на замену груженых вагонов порожними.

Для сокращения времени маневровых операций обычно устраиваются разминки на один состав (5—6 вагонов) через каждые 50—75 м или используются расчески. Откатка вагонов до обменного пункта производится либо вручную, либо с помощью электровоза. При ручной откатке расстояние между местом погрузки и обменным пунктом должно быть не более 50 м, а при откатке электровозом оно может быть увеличено до 75 и даже 100 м. Расстояние до разминки должно быть таким, чтобы время маневровых операций было меньше 1 мин. При продолжительности маневра до 1 мин, достигается более высокая производительность на уборке породы, так как время на погрузку вагона оказывается

## бригад геологоразведочных партий Министерства геологии СССР

Проходческие бригады			
Л. А. Черткова	Н. М. Половина	Ф. З. Лукьянова	И. П. Горбунова
6,4—5,1	5,8	5,1—6,4	5,8
XIII—XVIII	XV—XVIII	XVIII	XV—XX
208-10/8; КС-9	ПК-10; ДК-9М	20В-10/8; КС-9	—
ПР-30; ПР-24	ПР-30ЛУ ПМЛ-5	ПР-30; ПР-24 ПМЛ-5	ПР-30Л ПМЛ-5; УАП-1
ВРО-0,35 АК-2У; 4,5АПР «Проходка-500»	УВО-0,8 АК-2У «Проходка-500»	ВРО-0,35 АК-2У «Проходка-500» ВМ-200	УВГ-1 4,5АРП
150	140—160	50—60	70—80
25	30—40	45—50	30—40
25	25—20	10—15	30—40
160	120—140	60	90—120
3	2—3	4	4
1—2	2—3	3—4	3—4
1, 2—1,7 18—24 Детонит 10А	1,3 23 Детонит 10А	1,6—1,8 14—18 Аммонит № 6 ЖВ	1,6—1,8 18—20 Скальный аммонит № 1
0,9	1,5—2	2	1,5—2
1,0—1,5	1,5—2	2	1,5—2
220	166	346,3	200,3
14,7	13,9	18,2	12,5

в этом случае больше времени маневра и, таким образом, погрузочная машина работает с более высоким коэффициентом использования времени. В практике скоростного проведения горных выработок известны примеры, когда на замену груженого вагона порожним (при использовании накладной плиты) затрачивалось 10—15 сек. Производительность погрузки достигала при этом 50 м<sup>3</sup>/ч.

Передовые проходческие бригады геологоразведочных партий находят новые пути повышения производительности при уборке породы. Так, в Степной экспедиции проходческая бригада Л. А. Черткова (табл. 160) применила забойную разминку, переносимую через каждые 6—7 м вслед за подвиганием забоя, что позволило значительно сократить время маневровых операций. Проходческая бригада И. П. Горбунова треста «Ташкентгеология» применила ленточный

перегрузатель УПЛ-1с, что также способствовало повышению производительности при уборке породы и достижению скорости проходки выработки более 200 в месяц.

При уборке породы в горизонтальных выработках сечением 5,1; 5,8 и 6,4 м<sup>2</sup> целесообразно применение вагонов с емкостью кузова 0,75—1,0 м<sup>3</sup> и более.

Погрузка породы в вагоны большой емкости производится при меньшем количестве маневровых операций, а отбитая горная масса погружается в меньшее количество вагонов. Все это способствует сокращению времени проходческого цикла и достижению более высоких скоростей проведения выработок.

На производительность машинной уборки породы большое влияние оказывает своевременное и быстрое наращивание рельсового пути по мере подвигания фронта погрузки породы. В геологоразведочных партиях СКГУ, Степной и других экспедициях успешно и широко применяются в качестве выдвигных звеньев швеллеры № 10—12 длиной 6—7 м. Швеллер, каждый в отдельности, укладывается одним концом на постоянный рельсовый путь, а другим внедряется в развал породы. Передвижка швеллеров производится погрузочной машиной. После проходки забоя на 6—7 м, т. е. на величину стандартной длины рельса, наращивается звено постоянного пути. Применение швеллеров в качестве выдвигных звеньев обеспечивает бесперебойную работу погрузочной машины.

Настилка рельсовых путей и разделка водоотливных канавок, как и подвеска труп при проведении выработок, производится проходческой бригадой или выделенными для этой цели рабочими, не включенными в состав проходческой бригады. Опыт работы проходческих бригад показывает, что настилку рельсового пути и разделку водоотливной канавки целесообразно включать в план работы по проведению выработки и работу эту выполнять силами проходческой бригады. Эти работы выполняются обычно проходчиками в свободное от выполнения основных процессов время, что способствует сокращению простоев и повышению качества работы.

#### ПРИМЕРЫ СКОРОСНЫХ ПРОХОДОК

Проходчики Миргалимская в 1964 г. прошли 1192,2 пог. м за месяц, и впервые установили мировой рекорд в СССР по скоростному проведению горизонтальных выработок в крешких породах. Ранее мировой рекорд по скорости проведения горных выработок принадлежал горнякам Чехословакии, которые прошли в 1956 г. за месяц 1021,3 пог. м.

В 1965 г. горняки Миргалимская прошли за месяц 1237 пог. м и установили новый мировой рекорд по проведению горизонтальных горных выработок сечением 10,5 м<sup>2</sup>.

Комплексная бригада проходчиков состояла из 84 человек, по 21 человеку в сменном звене. В состав бригады включались наиболее квалифицированные рабочие, владеющие основными горнопроходческими профессиями. Сменное звено состояло из проходчиков — 10 человек; вспомогательных рабочих — 5 человек; электрослесарей — 3 человека; транспортников — 2 человека; взрывников — 1 человек.

Каждый рабочий проходческого звена выполнял определенные закрепленные за ним обязанности.

Бурение шпуров производилось перфораторами ПР-24Л с пневматическими поддержками. В забое площадью 105 м<sup>2</sup> бурение шпуров осуществлялось 10 проходчиками одновременно.

Сжатый воздух для перфораторов подводился к забою давлением 6—7 атм по трубопроводу диаметром 150 мм, а вода для промывки шпуров — по трубам диаметром 100 мм. Концы трубопроводов снабжались быстросъемными переходниками, обеспечивающими подосоединение к ним шлангов (труб) диаметром 15 и 50 мм.

Распределение воздуха к перфораторам производилось с помощью главного распределителя, расположенного в первой секции кошвейера, и двумя забойными распределителями с шестью отводами (с вентилями) каждый. К забойным воздухо-распределителям воздух подводился от главного воздухо-распределителя двумя шлангами диаметром 50 мм и длиной по 15 м. От забойных воздухо-распределителей к перфораторам воздух подводился шлангами диаметром 25 мм, а вода по

шлангам диаметром 19 мм. Перфораторы подключались с помощью быстросъемных накидных гаек.

За каждым проходчиком были закреплены определенные зоны бурения шпуров в соответствии с паспортом буровзрывных работ.

Шпуровой комплект состоял из 31 шпура с центральным призматическим врубом. Работа проходческого звена при бурении шпуров была организована следующим образом. Начальник смены и звеньевой осматривали рабочее место звена (проверяли качество оборки кровли и стенок выработки). 1-й рабочий производил промывку «стаканов», 2-й рабочий отгонял от забоя погрузочную машину на 5—6 м, 3, 4 и 5-й — следили за шлангами при движении машины, 6-й управлял лебедками и тележками конвейера при его перемещении от забоя, 7, 8, 9, 10 и 11-й — подносили и укладывали на питатель погрузочной машины забойные воздушные и водяные распределители, после чего 9 и 10-й рабочие расправляли воздушные шланги.

В это время 1—10-й рабочие приносили к забою перфораторы, подключали их к отводам шланг; по команде начальника смены 11-й рабочий включал водяной вентиль, а 16-й — воздушный, 12-й рабочий включал вентилятор и начиналось бурение шпуров. Остальные рабочие бригады в период бурения шпуров выполняли все необходимые вспомогательные работы, закрепленные за каждым из них: один подносил пробки для заглушки нижних шпуров, другой следил за шлангами и конвейером при его перемещении, разрабатывал канавку и т. п. Общее время бурения шпуров в цикле в среднем составляло 20 мин.

**З а р я ж а н и е и в з р ы в а н и е.** Взрывник с проходчиком приносили к забою носилки с кассетами, в которых находились подготовленные заряды, и размещали их с правой стороны выработки так, чтобы они не мешали проходу рабочих от забоя по окончании бурения шпуров. Кассеты для зарядов представляли собой металлические желоба глубиной примерно в половину диаметра патрона ВВ. В период уборки породы проходчик (17-й) под руководством взрывника заполнял кассеты патронами ВВ и укладывал их на специальные носилки.

Собственно зарядание шпуров производилось сверху вниз восьмью проходчиками попарно: один проходчик брал подаваемую ему взрывником кассету с зарядом, подносил к устью шпура, вводил ее в шпур, а другой проталкивал забойником патроны ВВ в шпур. Кассеты, освобожденные от зарядов, извлекали из шпуров и устанавливали у стенки выработки в 2—3 м от забоя, а после окончания зарядания осторожно укладывали на носилки и относили к месту подготовки зарядов для следующего цикла. Нижние шпуры заряжались зарядами с изоляцией последними. Уходя от забоя, проходчики выносили перфораторы и инструмент.

Взрывание огневое с зажигательными патрончиками. Взрывание производилось звеньевым (проходчик, имеющий «Единую книжку взрывника»).

Взрывы зарядов считали начальник смены, взрывник и звеньевой (старший проходчик). Если взрывались все заряды без отказа, бригада направлялась к забою через 4—5 мин после взрыва последнего заряда; при наличии отказа к забою уходил взрывник не ранее чем через 15 мин.

Проветривание выработки после взрыва зарядов производилось по схеме отсасывания по трубам диаметром 400 мм с частичным использованием дополнительного вентилятора, работающего на нагнетание воздуха к забою. Дополнительный вентилятор «Проходка-500-2М» был установлен на специальных кронштейнах на корпусе погрузочной машины. Этот вентилятор работал без вентиляционных труб и перемещался ближе к забою одновременно с машиной по мере продвижения фронта погрузки породы. Вентиляционный трубопровод был представлен металлическими трубами диаметром 400 мм. Соединение труб производилось при помощи резиновых муфт, которые изготовлялись вулканизацией из листовой резины толщиной 2—3 мм, диаметром 350 мм и длиной 300 мм. Соединение труб резиновыми муфтами обеспечивало большую плотность и герметичность соединения стыков труб. Время подвески труб сокращалось при таком соединении в 5—6 раз по сравнению с затратой времени при фланцевом соединении.

Применение вспомогательного вентилятора, работающего на нагнетание производилось 5 м<sup>3</sup>/сек, обеспечивало более активное разжижение

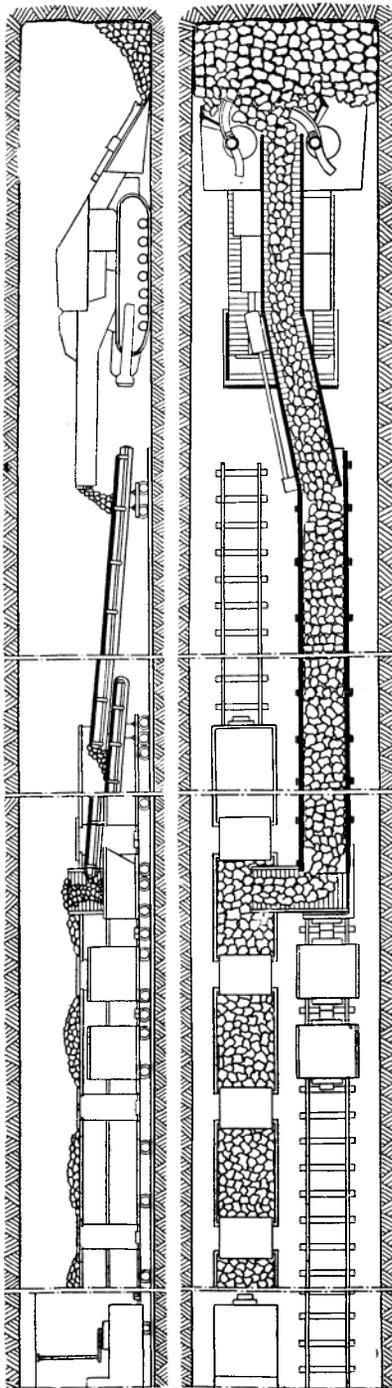


Рис. 75. Размещение оборудования при уборке породы

продуктов взрыва и выталкивание их из призабойного пространства к зоне всасывания вентиляционного стога.

Повышению эффективности проветривания способствовало также и наличие в выработке на небольшом расстоянии от забоя погрузочной машины, занимавшей значительную площадь поперечного сечения. Известно, что при отсутствии препятствия продукты взрыва отбрасываются взрывом от забоя на расстояние до 40—50 м. Нахождение погрузочной машины недалеко от забоя уменьшало зону отброса газов до 10—15 м, т. е. более чем в три раза. Это способствовало более интенсивному проветриванию выработки после взрыва зарядов. Общее время проветривания выработки не превышало 5 мин. Запыленность воздуха через 5 мин после взрыва снижалась от 1200 до 4,3 мг/м<sup>3</sup>.

Уборка породы производилась с использованием комплекса усовершенствованного проходчиками погрузочно-транспортного оборудования. Погрузочная машина ПНБ-3 была модернизирована; питатель машины расширен с 1950 до 3000 мм, изменена также и геометрия загребующих лап; каждая лапа была снабжена дополнительно второй рабочей лопастью. Все это позволило уборку породы в выработке шириной 4,4 м производить в один заход.

Порода грузилась на ленточный транспортер, который в отличие от обычных конвейерных перегружателей собирался из 11 секций длиной по 8 м, что позволяло производить погрузку как на прямолинейных участках, так и на закруглениях. Каждая секция конвейера была снабжена автономным двигателем. Четыре секции конвейера смонтированы на тележках от рудничных вагонов типа ВО-5, а остальные — на нижней ходовой части породопогрузочной машины ПМЛ-5. Одиннадцатая секция представляла собой два пластинчатых конвейера, которые, будучи повернуты по отношению к оси выработки на 90°, перегружали породу в вагоны типа ВРС-2,5 емкостью 2,5 м<sup>3</sup>.

Откатка нагруженных вагонов и подгон порожних производилась контактным электровозом типа КР-14.

Для обеспечения непрерывной погрузки породы в выработку настилялись два рельсовых пути с шириной колеи 750 мм. Междупутье также было равно 750 мм. Один рельсовый путь предназначен для конвейерного перегружателя, другой — для вагонов. К началу погрузки к забою подгонялся состав из 18 вагонов, суммарная емкость которых обеспечивала погрузку всего объема отбитой за цикл породы. Принципиальная схема организации работ и размещения оборудования при уборке породы представлена на рис. 75.

Организация работы по уборке породы и распределение обязанностей среди членов проходческого звена осуществлялись следующим образом. Первыми направлялись к забою (через 4—5 мин после взрыва зарядов и включения вентиляции) начальник смены и звеньевой бригады. Они проверяли призабойное пространство и при необходимости намечали работы для приведения рабочего места

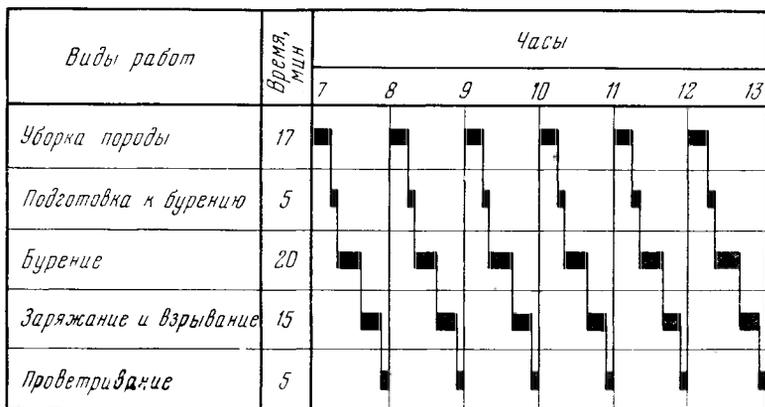


Рис. 76. Исполнительный график цикличности

в безопасное состояние. 3, 4 и 5-й рабочие приступали к оборке кровли и боков выработки, а 11-й разбивал кувалдой крупные куски породы. 6 и 7-й рабочие ввергивали осветительные лампы в фары погрузочной машины и приступали к очистке рельсового пути, наблюдению за конвейерами при их подгоне к месту погрузки породы. 8-й проходчик вынимал стопоры нагребающих лоп и также направлялся на очистку рельсового пути; 9-й проходчик включал лебедку и подтаскивал конвейер к развалу породы; 10-й проходчик следил за подачей порожнего состава для погрузки; 2-й проходчик включал ПИБ-3 и питателем машины (как бульдозером) сдвигал породу к забою, после чего приступал к погрузке породы на конвейер.

В период погрузки рабочие, непосредственно не принимающие участия в работе по уборке породы, были заняты операциями, закрепленными за ними: один следил за шлангами, другой готовил перфораторы и буры к бурению, третий подготавливал заряды к следующему взрыву, четвертый разделявал водоотливную канавку и т. д.

Средняя продолжительность отдельных производственных процессов проходческого цикла составила (в мин):

подготовка к бурению . . . . .	3
бурение . . . . .	20
заряжание и взрывание . . . . .	15
проветривание . . . . .	5
уборка породы . . . . .	17

Итого 60

Таким образом, в шестичасовую смену выполнялось шесть циклов. Усредненный исполнительный график цикличности приведен на рис. 76.

Смена проходческих звеньев производилась на рабочем месте. Проведение горной выработки было организовано так, чтобы каждое звено бригады начинало работу с уборки породы и заканчивало отпалкой зарядов ВВ.

Для объективного учета результатов работы и трудовых затрат каждого проходческого звена была разработана шкала, учитывающая трудовые затраты по каждому процессу, выраженные в единицах величин уходки выработки (в см). Так, работы по подготовке к бурению приравнивались к 6 см уходки забоя, бурение шпуров — к 65 см, зарядание и взрывание — к 35 см, проветривание — к 14 см и уборка породы — к 60 см. Это позволяло оценивать объем не выполненных по тем или иным причинам работ каждого проходческого звена бригады.

Выработка на одного члена бригады в месяц составила 14,7 м, а на одного проходчика — 31 м.

#### ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК БРИГАДОЙ Л. А. ЧЕРТОВА

Горизонтальные горные выработки сечением 5,8 и 6,4 м<sup>2</sup> проходились по породам XIII—XVII категорий (по ЕНВ 1968 г.), представленным аргиллит-алевролитами с диоритовыми и лампрофировыми дайками. В зонах дробления трещины заполнены карбонатами и кварцем.

Электрической энергией разведочная шахта обеспечивалась электростанцией, оборудованной четырьмя дизельгенераторными агрегатами общей мощностью 1600 квт, а сжатый воздух проходческие работы снабжались общешахтной компрессорной станцией, состоящей из двух стационарных компрессоров типа 160В-20/8, 20В-10/8 и четырех передвижных компрессоров КС-9.

За бригадой было закреплено: погрузочных машин ПМЛ-5 — 2 шт.; электровозов АК-2у — 4 шт.

В шахте всегда были в достаточном количестве: перфораторы типа ПР-30К, ПР-24Л, буровые штанги, съемные коронки, шланги, рельсы, шпалы, скрепления и другие материалы, необходимые для обеспечения бесперебойной работы.

Комплексная проходческая бригада состояла из 12—16 человек по 3—4 человека в каждом сменном звене (в зависимости от поперечного сечения выработки). В состав бригады включались квалифицированные рабочие, хорошо владеющие всеми видами работ проходческого цикла, что обеспечивало взаимозаменяемость членов бригады и исключало возможность появления простоев в работе. Все члены бригады имели 5-й разряд. Прием и сдача смены производились у забоя.

Работы по проведению горных выработок начинались обычно разработкой технологического паспорта и составления планового задания, которые выдавались бригаде. В плановом задании указывались тип выработки, поперечное сечение, категория пород, которые ожидается встретить при проходке выработки, нормы выработки для каждого сменного звена и для бригады в целом, метраж проведения выработки за месяц с учетом планового повышения производительности труда. Проведение горных выработок осуществлялось по графику цикличности, предусматривающему выполнение одного цикла за смену.

Объем работ по каждому технологическому процессу распределялись в цикле следующим образом (в %):

бурение шпуров . . . . .	34 (от 90 до 150 мин)
зарядание, взрывание и проветривание . .	16,5 (50 мин)
уборка породы . . . . .	46,9 (160 мин)
настилка рельсового пути . . . . .	2,6

Наращивание труб и другие вспомогательные операции обычно совмещались во времени с выполнением основных процессов, либо выполнялись в перерывы при переходе от одного процесса к другому.

Бурение шпуров производилось перфораторами с пневматических подержек крестообразными (типа КО-34) или долотчатыми коронками диаметром 43 мм, армированными твердыми сплавами.

К воздушной магистрали перфораторы присоединялись посредством специальных распределительных устройств («пауков»), которые соединялись с ма-

гистралью шлангом диаметром 32—38 мм и длиной 40—30 м. Перфораторы присоединялись к штуцерам «паука» шлангом, диаметром 19 мм и длиной 5—7 м. Вода для промывки подавалась к перфораторам по шлангам диаметром 13 мм и длиной по 5—7 м, подключаемым к магистралям также посредством «паука».

Бурение шпуров производилось одновременно тремя перфораторами; продолжительность бурения в проходческом цикле колебалась в пределах 90—150 мин.

Глубина шпуров изменялась в зависимости от крепости породы от 1,2 до 1,7 м, а количество шпуров в комплекте — от 18 до 24 шт.

Шпуров располагались по схеме с вертикальнооклиновым врубом из 6—8 шпуров, вспомогательных 4—6 и оконтуривающих 10—11.

В качестве ВВ применялся детонит или аммонит № 6; при проведении выработки по более крепким породам во врубовые шпуровые вдувалось дополнительно по два-три патрона скального аммонита № 1. Взрывание шпуровых зарядов — огневое. На заряжание шпуров затрачивалось 20—30 мин.

Удельный расход ВВ в среднем составил 4,3 кг/м<sup>3</sup>. Коэффициент использования шпуров 0,85—0,95.

Проветривание выработок производилось по схеме отсасывания с использованием осевых вентиляторов «Проходка-500» и металлических труб диаметром 400 мм. Исходящая струя от вентиляторов на поверхность по стволу шахты направлялась по трубам диаметром 500 мм.

Для улучшения условий проветривания удаленных от ствола шахты забоев пробуривались с поверхности специально вентиляционные скважины. Использование вентиляционных скважин позволяло проветривание удаленных забоев с меньшим количеством вентиляторов и вентиляционных труб.

Уборка породы производилась с помощью породопогрузочной машины ПМЛ-5, вагонов типа ВРО-0,36 и электровоза АК-2у. За проходческой бригадой закреплялись две погрузочные машины, из которых одна находилась в работе, а другая — в резерве. Из четырех имевшихся электровозов два использовались на откатке породы, а другие находились в резерве или ремонте. Во время уборки породы один проходчик работал на погрузочной машине, а два производили ручную замену груженых вагонов порожними. Разминочки на 10—12 вагонов устраивались в среднем через каждые 100 м.

Для сокращения времени маневровых операций через каждые 6—7 м в небольших уширениях выработки устраивались заезды на один вагон.

Маневровые операции по замене груженых вагонов порожними производились следующим образом: в то время, когда один вагон находился под погрузкой у забоя, второй (порожний) перегоняли с основной разминочки в заезд. После загрузки первый вагон отгоняли на основную разминочку, а в это время с заезда порожний вагон перегонялся к машине под погрузку. Устройство забойных разминовок способствовало сокращению времени замены груженых вагонов порожними и, таким образом, обеспечивалось повышение производительности при погрузке породы.

В процессе погрузки породы машина перемещалась по швеллерам, которые укладывались на рельсы основного пути и выдвигались по мере продвижения фронта погрузки ковшом погрузочной машины. Настилка пути производилась один раз в сутки после проходки 6—7 м выработки.

Крепление выработки осуществлялось двумя крепильщиками, не входящими в состав проходческой бригады; крепежные рамы устанавливались вразбежку через 1 м с затяжкой кровли, а при необходимости и боков выработки.

#### ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК БРИГАДАМИ А. Н. ЧЕРМИСИНА, П. С. КРАВЧЕНКО, Б. С. ЛУХАНИНА

Горизонтальные выработки проводились на двух горизонтах разведочной шахты на глубине 152 и 272 м от поверхности. Ствол шахты сечением 13,8 м<sup>2</sup> с двухклетевым подъемом (клетки типа К-0,95). Кроме того, одно отделение ствола было оборудовано скиповым подъемом, который использовался для спуска длинномерных материалов (рельсов, труб, крепежного леса).

Горные выработки сечением 6,4 и 5,1 м<sup>2</sup> проводились по конгломератам, алевролитам, трещиноватым базальтам, дацитам и другим породам, относимым по буримости к XIII—XVIII категориям по ЕНВ 1968 г. На горизонте 152 м часть выработок проводилась по мощным тектоническим зонам, по обводненным и неустойчивым породам, что обуславливало применение сплошного крепления деревянными крепежными рамами. В устойчивых и крепких породах выработки проводили без крепления или со штанговым креплением.

Проходческие бригады состояли из 18 человек каждая с разделением на 5 сменных звеньев (четыре основных и пятое подменное). Работы проводили в четыре шестичасовые смены при непрерывной рабочей неделе (дневные сменные звенья состояли из 5 проходчиков, а остальные — из 4). К каждой горнопроходческой бригаде был прикреплен слесарь, в обязанность которого входили профилактический ремонт оборудования, наращивание труб водопроводной магистрали и сжатого воздуха.

Бурение шпуров производилось перфораторами ПР-30, бурами длиной 1,8—2,2 м; диаметр съемных коронок 36—40 мм. Сжатый воздух и вода для промывки шпуров подводились от магистралей до распределительных «пауков» шлангами диаметром 38 и 25 мм, длиной по 15—20 м, а от «пауков» к перфораторам — шлангами диаметром 25 и 19 мм и длиной 5 м. Бурение шпуров производили все проходчики звена, причем каждому выделялась определенная группа шпуров.

Шпуровые комплекты состояли из 19—24 шпуров с призматическим врубом. Глубина шпуров от 1,6 до 1,8 м. В качестве ВВ использовались: аммонит № 6 ЖВ, динафалит и детонит 10А. Первыми в шпуров заряжались патроны динафалита, затем вводились патроны детонита (боевой патрон вводится обычно третьим от забоя шпура). Заряжание зарядов производилось взрывником, которому помогали проходчики, имеющие «Единую книжку взрывника»; взрывание — огневое. Выработки после взрыва зарядов проветривались по всасывающей схеме.

На поверхности у устья ствола шахты был установлен каскад из двух вентиляторов типа СВМ-6м, работающих на всасывание. По стволу шахт и рудничному двору были подвешены металлические вентиляционные трубы диаметром 600 мм, а по другим выработкам — прорезиненные трубы диаметром 500 мм.

В квершлага устанавливались вентиляторы СВМ-6м, а в штреках и других выработках (орты, рассечки) — «Проходка-500-2м» и СВМ-5м. Отставание труб от забоя не превышало 15—20 м. Время проветривания выработки после взрыва зарядов не более 30 мин.

Перед началом уборки породы забой осматривался и приводился в безопасное состояние, все «стаканы» промывались водой; одновременно проводилось смачивание водой породного развала. По мере отгрузки породы также производилось смачивание породного развала и промывка «стаканов».

Погрузка породы осуществлялась машиной ПМЛ-5 в вагоны УВГ-0,8. Обмен груженых и порожних вагонов производился при помощи накладных плит — разминовок (в квершлагах), для чего в ряде случаев выработки расширились до сечения 7,5 м<sup>2</sup> через каждые 75—100 м, а при уборке породы в штреках в качестве обменных пунктов использовались орты и рассечки, в которые загонялись составы порожних вагонов. Откатка груженых вагонов от разминок (обменных пунктов) до ствола шахты производилась электровозами с составами по 12—15 вагонов. Для обеспечения бесперебойной работы по уборке и откатке породы на шахте имелось 100 вагонов (по 50 на горизонт) и 4 электровоза (по 2 на горизонт). По основным выработкам настилали рельсовый путь из рельсов типа Р-18, а по остальным — из рельсов типа Р-11.

Для облегчения труда при выкатывании груженых вагонов из клетки приемная площадка была оборудована пневматическими толкателями. Разгрузка вагонов на поверхности производилась в бункер с помощью круговых опрокидывателей. В зимнее время очистка вагонов от намерзшей (налившей) породы осуществлялась с помощью вибраторов. Из бункера порода перегружалась в самосвалы и отвозилась в отвал. Все звенья транспорта и подъема работали согласованно, чему в значительной мере способствовало наличие шахтной стволовой сигнализации типа ШСС в комплексе с производственной громкоговорящей связью типа ПГС-1М.

Крепление горизонтальных выработок штанговой крепью производилось бригадой крепильщиков из 3 человек. Для производства армобетонного крепления были изготовлены (используя опыт работы проходчиков Миргалимсайского рудника) аппараты для нагнетания цементного раствора в шпур.

Работа по проведению выработок скоростными методами проводилась по графику цикличности из расчета выполнения 7 циклов в сутки при работе в 2 забоях. Причем в дневную смену выполнялся один проходческий цикл и производились работы по настилке звена рельсового пути, подвеска вентиляционных и водяных трубопроводов, разделка водосточной канавки и другие вспомогательные работы, обеспечивающие выполнение в две другие смены по два проходческих цикла.

За месяц бригада А. П. Черемисина прошла 304 пог. м выработок. Работая в аналогичных условиях, бригада Н. С. Кравченко достигла скорости проведения выработки 232 пог. м, а бригада Б. С. Луханина 193 пог. м в месяц.

#### ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК БРИГАДОЙ М. А. ОЛЕКСЮКА

Горизонтальные выработки проводились на глубине 300—400 м от поверхности. Стволы шахт сечением  $13,8 \text{ м}^2$  имели двухклетевую подьем (клетки типа К-0,95, вагонетки УВГ-1 емкостью  $1 \text{ м}^3$ ). Породы, представленные в основном туфобрекчиями, алевролитами и дацитами, характеризовались XIII—XVIII категориями крепости. Горнопроходческие работы проводились в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях: приток воды достигал  $230 \text{ м}^3/\text{ч}$ , породы неустойчивые, склонные к обрушению. Выработки проводились сечением  $5,1—6,4 \text{ м}^2$  и достигали длины 1400—1500 м.

За шесть лет (с 1961 по 1967 г.) средняя скорость проведения горизонтальных выработок в ГРП повысилась с 90 до 190 пог. м в месяц, а по трем лучшим бригадам за 10 месяцев 1967 г. средняя скорость превысила 200 пог. м в месяц на бригаду.

Бригада М. А. Олексюка состояла из 16—18 человек и разделялась на 4 звена. Работа проводилась при непрерывной рабочей неделе. За бригадой было закреплено два забоя. До начала проходческих работ бригада была полностью обеспечена всем необходимым оборудованием — перфораторами, бурами и съемными головками, погрузочной машиной, вагонетками в количестве, достаточном для загрузки всего объема отбитой породы за цикл, трубами, рельсами, шпалами и другими материалами. Работа по проведению выработок осуществлялась по графику цикличности с выполнением по одному циклу в смену в каждом забое.

Бурение шпуров производилось двумя проходчиками перфораторами ПР-30 с пневматических поддержек; буры длиной 2,2—2,4 м со съемными коронками 38—40 мм, армированными твердыми сплавами ВК-15. Давление воздуха в забое 5,5—6,0 атм.

Шпуровой комплект состоял из 21—24 шпуров с комбинированным врубом, состоящим из 11 шпуров, из которых три шпура бурились в средней части забоя с целью образования «щели», а восемь образовывали клиновидный вруб; глубина шпуров колебалась от 2 до 2,3 м. Общее время бурения составляло в среднем 90 мин; на подготовку к бурению шпуров затрачивалось по 10—15 мин в каждом цикле.

В качестве ВВ применялись аммонит № 6 ЖВ и детонит 10А. Заряжание шпуров производилось взрывником, которому помогали проходчики, имеющие «Единую книжку взрывника»; взрывание — огневое с использованием капсюля-детонатора № 8М. Средний расход ВВ находился в пределах 2,3—2,5 кг/м<sup>3</sup>. Коэффициент использования шпуров составил в среднем 0,88.

Проветривание производилось по всасывающей схеме вентиляторами «Прходка-500» и СВМ-6 по металлическим и прорезиненным трубам диаметром 500—600 мм. Кроме того, на разведочные горизонты с поверхности бурились специальные вентиляционные скважины, по которым воздух нагнетался в шахту вентиляторами, устанавливаемыми на поверхности у устья скважины.

Вентиляционные трубы отставали от забоя не более чем на 15—20 м. Время проветривания забоя после отпалки не превышало 30 мин. В забой поступало

свежего воздуха не менее 2 м<sup>3</sup>/сек. Принципиальная схема проветривания проходческого забоя показана на рис. 77.

Уборка породы осуществлялась машиной ПМЛ-5 в вагонетки емкостью 1 м<sup>3</sup> с глухим кузовом (УВГ-1). Подход машины к развалу породы обеспечивался передвижной швеллер временного (выдвижного) рельсового пути длиной 6 м.

После проходки 7—8 м выработки настился постоянный рельсовый путь. По основным разведочным выработкам рельсовый путь настился из рельсов типа Р-18; по вспомогательным — из рельсов типа Р-11.

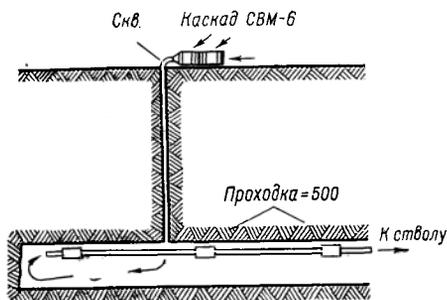


Рис. 77. Схема проветривания тупиковой выработки с использованием вентиляционной скважины

проходческой бригады. Участки выработок, проведенные по устойчивым породам, крепились железобетонной штанговой крепью с металлическими шайбами (подкладками); в отдельных случаях кровля затягивалась металлической сеткой. Участки с менее устойчивыми породами крепились деревянными крепежными рамами с затяжкой кровли и боков выработки. В 1969 г. бригада М. А. Олесьюка достигла скорости проведения выработки 644 пог. м в месяц.

#### ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК БРИГАДОЙ А. Н. КОЛТЫШЕВА

Бригада А. Н. Колтышева состояла из 25 квалифицированных проходчиков. Работы по проходке горных выработок проводились по графику цикличности при четырехсменной работе по 6 человек в смене. Поперечное сечение основных выработок — 6,4 м<sup>2</sup>. Одновременно бригада проводила работы по проведению камер сечением 8,8 м<sup>2</sup> для подземного бурения скважин. Выработки проводились по породам XV—XVII категорий (по ЕНВ 1968 г.) и пересекали ряд тектонических зон мощностью 0,5—15 м. Тектонические зоны были заполнены рыхлым глинистым материалом, кварцем и флюоритом. При вскрытии их выработкой часто имели место вывалы породы.

Бурение шпуров проводилось перфораторами ПР-30у при одновременной работе трех бурильщиков, сжатый воздух и вода для промывки шпуров подводились к перфораторам от магистральных трубопроводов посредством резиновых шлангов и «пауков». Шпуровой комплект с вертикальным клиновым врубом состоял из 22 шпуров средней глубиной 1,3 м. В качестве ВВ применялся детонит 10А.

Заряжание шпуров производилось опытным взрывником, которому помогали проходчики звена, имеющие «Единую книжку взрывника». Взрывание шпуровых зарядов — огневое. Средний коэффициент использования шпуров составил 0,85.

Проветривание выработки осуществлялось осевыми вентиляторами типа СВМ-6 и «Проходка-500», работающими по всасывающей схеме; время проветривания забоя в среднем равнялось 30 мин.

Уборка породы производилась при помощи породопогрузочной машины ПМЛ-5. Порода грузилась в вагоны типа УВГ-1 с емкостью кузова 1 м<sup>3</sup>. Откатка

груженых вагонов до обменного пункта на расстояние до 75 м производилась вручную, а состава к стволу шахты — электровозом АК-2у. Для обеспечения подхода машины к развалу породы использовались швеллеры № 14, которые укладывались на рельсы и выдвигались вперед по мере перемещения фронта погрузки породы. Рельсовый путь в основных выработках настился рельсами типа Р-18, а во вспомогательных — типа Р-11.

Крепление производилось крепежными рамами. В неустойчивых породах, в которых допускалось отставание крепи на 2—3 м от забоя, крепление производили проходчики, а в более устойчивых, допускавших отставание крепи до 10 м, — крепление производилось бригадой крепильщиков.

Для спуска крепежного материала, рельсов и труб была пробурена техническая скважина диаметром 354 мм. Скважина была оборудована подъемной лебедкой, при помощи которой производился спуск в шахту рудничной стойки и других материалов. Использование скважины для спуска материалов способствовало более полному использованию шахтного подъема для транспортировки породы, что практически исключало простой бригады из-за отсутствия на рабочих горизонтах порожних вагонов.

Время на выполнение основных проходческих процессов в цикле распределялось в среднем следующим образом (в %):

бурение шпуров . . . . .	38
заряжание и взрывание . . . . .	10
протравливание после взрыва . . . . .	10
уборка породы . . . . .	42

В 1969 г. эта бригада достигла скорости проходки 611 пог. м в месяц.

#### **ПРОВЕДЕНИЕ ВЫРАБОТОК БРИГАДОЙ Н. М. ПОЛОВИНИНА (СЕВЕРО-КАВКАЗСКОЕ ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ)**

Горизонтальные выработки проводились по плотным окварцованным гранито-гнейсам XV—XVIII категорий (по ЕНВ 1968 г.). Бригада состояла из 8, а позднее из 12 проходчиков, владеющих смежными профессиями. Работа проводилась в четыре смены по два, а впоследствии по три проходчика в смену. Среди членов бригады были строго распределены обязанности и рабочие места. Проведение выработок было организовано по скользящему графику цикличности с выполнением 5—6 циклов в сутки (рис. 78).

Бурение шпуров производилось перфораторами ПР-30ЛУ двумя (тремя) проходчиками одновременно. Перфораторы подключались к воздухопроводу посредством воздухораспределителя «паука». Вода для промывки шпуров, орошения забоя и развала породы после взрыва подавалась под давлением сжатого воздуха через ресивер емкостью 2,73 м<sup>3</sup>. К перфораторам вода подводилась также через распределительное устройство.

Шпуровой комплект с вертикальным клиновым врубом состоял из 23 шпуров средней глубиной 1,3 м. Шпуров бурились на всю глубину одним буром. Буры со съемными коронками диаметром 40—43 мм. Заточка коронок производилась проходчиками во время протравливания выработки на заточном круге, установленном в отдельном помещении у устья штольни.

Бурение шпуров в среднем продолжалось 2 ч. При бурении шпуров одновременно тремя перфораторами время распределялось следующим образом (в %):

подготовительные и заключительные операции . . . . .	22
вспомогательные работы . . . . .	14,6
бурение . . . . .	49,8
простой . . . . .	13,6

В качестве ВВ использовался детонит 10А. Заряжание производил взрывник и проходчик, имеющий «Единую книжку взрывника». Взрывание огневое с использованием патрончиков группового взрывания. Коэффициент использования шпура в среднем составлял 0,8; дробление породы равномерное, без крупных кусков. На взрывные работы затрачивалось в среднем 25 мин.

Проветривание производилось вентиляторами «Проходка-500» по всасывающей схеме. Вентиляторы устанавливались через 200 м в став фанерных труб диаметром 300 мм. Время проветривания выработки после взрыва — 35 мин.

Уборка породы осуществлялась погрузочной машиной ПМЛ-5 в вагоны типа УВО-0,8 емкостью 0,8 м<sup>3</sup>. Откатка производилась электровозом АК-2у с использованием разминок, устраиваемых через каждые 50—80 м. Уборку породы осуществляли следующим образом: после взрыва и проветривания один или два проходчика (в зависимости от состава звена) производили осмотр и оборку



Рис. 78. График цикличности бригады Н. М. Половинина

призабойного участка выработки и приводили его в безопасное состояние; второй (или третий) в это время электровозом подгонял порожний вагон к машине, производил осмотр и смазку машины и подключал ее к воздушной магистрали. Маневровые операции по замене груженых вагонов порожними производились вручную или электровозом со средней продолжительностью 1 мин. Груженые составы из 4—5 вагонов вывозились на отвал электровозом.

Время погрузки состава и откатки его на отвал на расстояние 800 м было примерно одинаковым, составляя в среднем 15 мин. Имея на штольне два состава вагонов, за время погрузки одного состава производилась откатка, разгрузка и возврат на разминку другого. По окончании уборки породы в одном забое машину перегоняли во второй забой, на что затрачивалось около 5 мин. Организация работ при уборке породы была такой же, как и в первом забое.

Общее время уборки породы в среднем составляло 180 мин и распределялось по операциям следующим образом (в %):

подготовительные и заключительные операции . . .	16
вспомогательные работы . . . . .	24
погрузка . . . . .	40
простой . . . . .	10
отдых . . . . .	10

За 6 месяцев 1968 г. бригада Н. М. Половинина достигла скорости проходки выработок от 120 до 166 м в месяц, при средней скорости 142 м/мес.

Производительность труда на одного проходчика составила 13,9 м/мес.

Штольня 50 сечением  $6,4 \text{ м}^2$  проводилась по гранитам XV—XVIII категорий по ЕНВ 1968 г. Бригада состояла из 10 проходчиков (по два в смену). Работа по проведению выработки проводилась в четыре смены при непрерывной рабочей неделе по графику цикличности — один цикл в смену.

Бурение шпуров осуществлялось перфораторами ПР-30ЛУ с пневмоподдержкой ППК-17 бурами со съёмными коронками 42 мм при одновременной работе двух перфораторов. Шпуровой комплект состоял из 17, 20 или 24 шпуров (в зависимости от крепости пород), средняя глубина шпуров 1,8 м. Общее время бурения шпуров колебалось от 100 до 170 мин. Перфораторы присоединялись шлангами диаметром 25 мм, длиной по 5 м к воздухораспределителю, изготовленному в виде тройника, который присоединялся к магистрали сжатого воздуха, состоящей из труб диаметром 61 мм, шлангом диаметром 38 мм и длиной 20 м. Аналогично присоединялись перфораторы и к водяной магистрали. По окончании бурения шланг отсоединялся от воздухораспределителя и присоединялся к погрузочной машине. Распределители воздуха и воды с короткими шлангами упирались в безопасное место.

В качестве ВВ применялся аммонит № 6 ЖВ. На зарядание затрачивалось 25—30 мин. Зарядание и взрывание производил проходчик, имеющий «Единую книжку взрывника».

Проветривание проводилось по комбинированной схеме. Основной вентиляционный став был установлен металлическими трубами диаметром 640 мм. У устья штольни были установлены каскадом два вентилятора СВМ-6, работающие на всасывание. В штольне в 20 м от конца става вентиляционных труб был установлен вентилятор СВМ-5, соединённый с фанерными вентиляционными трубами диаметром 300 мм. Эта вспомогательная вентиляционная установка работала как нагнетательная. Она включалась за 10—20 мин до взрыва шпуровых зарядов и выключалась только после полного удаления газов из забойного пространства. Всасывающая вентиляционная установка работала весь период нахождения людей в штольне. Применение комбинированной схемы позволило сократить время проветривания после взрыва до 15—20 мин.

Уборка породы осуществлялась погрузочной машиной ПМЛ-5 с погрузкой в вагоны ёмкостью  $0,8 \text{ м}^3$  с опрокидным кузовом; откатка породы производилась составами из пяти вагонов. Для маневровых операций по замене гружёных вагонов порожними устраивались разминки на 5 вагонов через каждые 75—100 м. Маневровые операции производились до 75 м вручную, а при большем расстоянии — электровозом.

В первый период работы бригады продолжительность уборки породы достигала 240 мин; время погрузки одного вагона ёмкостью  $0,8 \text{ м}^3$  иногда составляло 45—70 сек, в то время как менее опытные проходчики задерживали на погрузку одного вагона по 4—5 мин.

Исследованиями партии НИСа МГРИ в штольне 50 было установлено, что с увеличением глубины шпуров пропорционально увеличилась и толщина развала породы, а увеличение количества шпуров пропорционально увеличению их глубины и позволяло применение увеличенных зарядов ВВ, что обеспечивало более равномерное и мелкое дробление породы.

Совершенство буровзрывных работ обеспечило формирование компактного развала отбитой породы без значительного разброса. Наполнение ковша в более толстом слое развала породы увеличилось до 0,8—0,9, а на погрузку одного вагона ёмкостью  $0,8 \text{ м}^3$  затрачивалось 4—5 черпаний, время уборки породы было уменьшено до 150 мин.

Крепление выработки производилось лишь при пересечении зон разломов деревянными крепежными рамами всплошную и вразбежку с шагом до 1 м.

Настилка рельсовых путей производилась звеньями по 6—7 м по мере продвижения забоя. Одновременно с настилкой пути разделялась и водоотводящая канавка. В октябре 1967 г. бригада прошла 120 пог. м.

## ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ ПРИ ВУРЕНИИ ШПУРОВ И УБОРКЕ ПОРОДЫ

Северо-Кавказским геологическим управлением за последние годы было проведено более 10 тыс. пог. м горизонтальных подземных выработок по глинистым сланцам, аргиллитам, известнякам, песчаникам и конгломератам, относимым к X—XVIII категориям (по ЕНВ 1968 г.), с электровращательным бурением шпуров. Более 5 тыс. пог. м пройдено по породам XIII—XVIII категорий. В настоящее время продолжают работы по внедрению комплексной механизации проведения выработок (на базе электрической энергии).

**Бурение шпуров.** Количество шпуров и схемы расположения их выбирались в зависимости от поперечного сечения выработки и крепости породы от 12 до 18—22 с пирамидальным врубом из 3 шпуров или клиновым из 4—6 шпуров. Глубина шпуров принималась от 1,2 до 1,8—2 м.

В породах X—XII категорий бурение производилось ручными электросверлами типа ЭР-16 и ЭРП-2, а в более крепких (XIII—XVIII категорий) — колонковыми электросверлами типа ЭБК-2, ЭБГ-1 и СЭК-1. Скорость бурения колонковыми электросверлами оказалась в 1,5—1,6 раза выше скорости бурения перфоратором ПР-30 в одних и тех же породах. При бурении колонковыми электросверлами время на подготовительные и заключительные операции обычно больше, чем при перфораторном бурении, на 30—70%, однако общее время обуривания забоя оказалось примерно одинаковым — 3,2 ч ПР-30 и 3,5 ч ЭБГ-1, а при бурении СЭК-1 с колонкой менее 1,8 ч.

Очень важным является значительное снижение запыленности воздуха выработок при бурении электросверлами. По данным ЦНИГРИ и кабинета техники безопасности треста «Севкавказметразведка», запыленность воздуха в штольне 25 Холстинской ГРП при бурении перфоратором составляла от 6,6 до 6,9 мг/м<sup>3</sup>, а при бурении электросверлами не превышала 1,5—1,6 мг/м<sup>3</sup>.

**Заряжание и взрывание.** В качестве ВВ применялся аммонит № 6 и № 6 ЖВ. Удельный расход ВВ составлял 1,4—1,8 кг/м<sup>3</sup>. Взрывание электрическое с 4—5 замедлениями.

Проветривание производилось по схеме всасывания с использованием вентиляторов «Проходка-500» и труб диаметром 400—500 и 600 мм (металлические) и 300 мм (фанерные).

В выработках большой длины (более 600—750 м) вентиляторы устанавливались каскадом по два у устья штольни. В условиях газового режима вентиляторы работали в течение всего времени пребывания людей в выработке.

Уборка породы производилась электрическими погрузочными машинами (ЭПМ-2) в выработках сечением более 5 м<sup>2</sup> и скреперными установками при сечении менее 5 м<sup>2</sup>, а в единичных случаях вручную.

Производительность погрузки машиной ЭПМ в среднем составила 4,43 м<sup>3</sup>/ч, а ПМЛ-5 — 3,64 м<sup>3</sup>/ч. Стоимость энергии, расходуемой на уборку породы, ниже стоимости сжатого воздуха; удельный расход электроэнергии в четыре раза меньше, чем у пневматических машин. Продолжительность погрузки породы в выработках сечением 6,4 м<sup>3</sup> при среднем подвигании забоя на 1 пог. м составляла: машиной ЭПМ — 1,4 ч, а ПМЛ-5 — 1,75 ч.

Уборка породы скреперными установками производилась в выработках сечением 1,8—4 м<sup>2</sup> при длине до 60 м (в рассечках) с использованием лебедок ЛУ-15, ЛУ-16, 17ЛС-2П и 2ЛСЭ-7к со скреперами емкостью 0,2 м<sup>3</sup>. Порода погружалась в вагоны емкостью 0,5—0,7 м<sup>3</sup> с помощью переносных деревянных полков, устанавливаемых в устья рассечки. Замена груженых вагонов порожними производилась посредством заездов в ранее пройденные рассечки. Откатка груженых составов производилась электровозами типа АК-2у.

Опыт использования электрических погрузочных машин и скреперных установок на уборке породы в геологоразведочных партиях СКГУ, как и в других организациях, показал экономическую целесообразность их применения; экономия только по электроэнергии составила от 1,38 до 3,8 руб. на 1 пог. м выработки.

Крепление выработок сечением более 5,1 м<sup>2</sup> производилось деревянными крепежными парными рамами через 1,5 м. Кровля и бока выработок затягивались

досками всплошную. В местах сопряжения выработок и в зонах нарушений крепкие рамы устанавливались всплошную. Рассечки сечением 4 м<sup>2</sup> крепились также деревянными рамами через 1 м. Кровля и бока выработки затягивались досками, а свободное пространство в боках забучивалось породой.

Горнопроходческие работы при электрифицированной проходке проводились в три смены с 2-часовыми перерывами между сменами. Рабочая неделя с одним общим выходным днем.

Проведение выработки осуществлялось по графику цикличности с выполнением одного цикла в смену звеном в два человека.

В начале каждого месяца бригаде выдавался наряд-задание, разработанный на основе комплексных норм выработки. Оплата труда производилась по сдельно-премиальной системе.

Бригада Л. А. Мордвинова, работая в выработках малого поперечного сечения при скреперной уборке породы, прошла за месяц 106 пог. м выработки; производительность труда достигла 15,3 м на одного проходчика в месяц.

#### ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ СКРЕПЕРНОЙ УБОРКЕ ПОРОДЫ

Месторождение Мурунтау приурочено к антиклинальной структуре широтного простирания. Породы сильно трещиноваты и водообильны. Приток воды в выработках достигал 100 м<sup>3</sup>/ч. Горизонтальные горные выработки проводились в основном в породах XV—XVIII категорий (по ЕНВ 1968 г.).

Из общего объема проведенных выработок пройдено:

по породам	XV	категории	— 21%
»	»	XVII	» — 26%
»	»	XVIII	» — 26%

Штреки и рассечки на разведочном горизонте 540 м проводились сечением 4 и 2,7 м<sup>2</sup>. Бурение шпуров было механическое, а погрузка и откатка отбитой породы производились вручную.

Анализ применявшейся организации и технологии проведения рассечек из шурфов позволил сотрудникам САИГИМСа рекомендовать замену ручной уборки и откатки породы по рельсовым пугам механизированной уборкой с использованием скреперных установок.

В первый период организации механизированной уборки породы погрузка ее при подъеме производилась в бадье емкостью 0,5 м<sup>3</sup> через люк в лядах нулевого горизонта, перекрывающих зумиф шурфа. При этом одна скреперная лебедка устанавливалась около ствола шурфа для скреперования породы из кваршлага, а другие — в специальных камерах у устья рассечки для скреперования породы из рассечки.

Сотрудники Кызылкумской экспедиции предложили заменить бадьею подъем скиповым с автоматической разгрузкой скипов на поверхности. Это предложение было принято, и на шурфе 40 было организовано проведение горизонтальных выработок при комплексной механизации проходческих работ с автоматизацией подъема породы.

Проходческие работы были организованы в три смены с 2-часовыми перерывами между ними.

Бурение шпуров осуществлялось перфораторами ПР-30к и ПР-24 с пневматических поддержек ПН-17. Глубина шпуров колебалась в пределах 1,2—1,8 м; диаметр съемных коронок — 44—46 мм, коронки однодолотчатые, армированные твердым сплавом.

Число шпуров в забоях в зависимости от сечения выработки было от 9—12 до 16—18 шт. На бурение шпуров затрачивалось от 60 до 135 мин.

Для взрывных работ применялись аммонит № 6 ЖВ и скальный аммонит № 1; взрывание — огневое. Заряжание, взрывание и проветривание производились в период 2-часового перерыва между сменами.

Проведение горизонтальных выработок из шурфов осуществлялось в каждом шурфе одной проходческой бригадой в 2—3 забоях с частичным или полным совмещением во времени основных проходческих процессов — бурения шпуров

и уборки породы (в разных забоях) при последовательном выполнении этих процессов в каждом забое.

Пролоходческое звено состояло из 2 рабочих. Рабочая смена в забое начиналась с уборки породы. Придя в забой, бригада осматривала рабочее место, производила оборку кровли и стенок выработки и приводила рабочее место в безопасное состояние. Закончив оборку, оба проходчика приступали к бурению шпуров для укрепления скреперного блока. На бурение шпуров и подвеску скреперного блока затрачивалось до 30 мин.

После завершения работы по подготовке к уборке породы один рабочий приступал к скреперованию в одном забое, а второй — к бурению шпуров в другом. Схема расположения скреперных установок представлена на рис. 79.

Если уборка породы производилась одновременно в двух забоях или при двойном скреперовании, оба рабочих были заняты скреперованием, а бурение шпуров они производили после уборки породы. В зависимости от длины скреперования время уборки породы изменялось в больших пределах — от 20 до 150 мин.

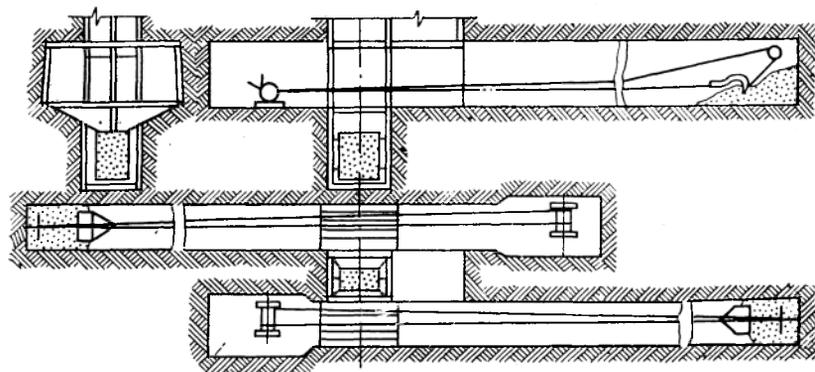


Рис. 79. Схема расположения скреперных установок и устройства для погрузки породы в скип

В случаях, когда из штрека проходились расчески, для повышения производительности скреперной доставки породы к погрузочному бункеру скреперы спаривались, т. е. на рабочем канате укреплялись два скрепера на расстоянии 30—50 м один от другого.

Погрузочный бункер устраивался емкостью 1,5—2 м<sup>3</sup> (в 1,5—2 раза больше емкости скипа). Угол наклона днища бункера до 45°; днища бункеров и люка обшиваются листами стали в виде лотка. В передней части загрузочного бункера устраивается тетка с пневматическим затвором, представляющая собой следующее устройство: с двух сторон выпускного отверстия укреплены вертикальные направляющие, состоящие из 4 уголков, приваренных с двух сторон, по два с каждой стороны. Задвижка свободно перемещается (вертикально) вниз и вверх под действием пневматического затвора. Регулирующий кран пневматического затвора вынесен к рабочему месту скрепериста, который и производит переключения при загрузке скипа.

Чтобы порода не просыпалась мимо скипа, к нижней части металлического лотка прикрепляется резиновый лист (фартук), который при опускании скипа подгибается и возвращается в исходное положение после прохода скипа нижней кромки фартука.

Верхняя часть бункера перекрыта грохотом из рельсов Р-18, расположенных на расстоянии 150—180 мм друг от друга. Грохот не пропускает в бункер крупные куски породы и таким образом исключает возможность зависания породы в бункере.

Скип представляет собой металлическую конструкцию, состоящую из сварной рамы и бункера с открывающимся дном. Бункер соединен шарнирно с рамой при помощи цапф, укрепленных примерно на  $\frac{1}{3}$  от верхней кромки бункера. В нижней части, приблизительно на высоте  $\frac{1}{3}$  от дна, укреплен направляющий ролик, который входит в отклоняющее устройство, установленное на копре.

При отклонении бункера скипа дно, скользя по валику, открывается и порода самотеком выгружается через лоток в отвал.

При опускании скипа вниз отклоняющее устройство приводит бункер в исходное положение; одновременно происходит и закрытие дна. Подъем автоматизирован. Пульты управления подъемом установлены: основной — в камере скрепериста в шурфе, а дублирующий — в машинном здании на поверхности.

При наполнении скипа породой скреперист нажимает кнопку пуска «вперед», чем включает контактор пуска мотора подъемной машины.

На поверхности установлен на салазках сварной конструкции копер высотой 10 м, изготовленный из труб диаметром 108 мм.

Подъемная лебедка ЛП-5/500-1 с электромотором мощностью 11 квт. Продолжительность подъема при высоте 30 м составляла 5 мин. При выходе на поверхность скип включает концевой выключатель и подъемная лебедка останавливается.

Через 2—3 сек после разгрузки скипа автоматически включаются контакторы пуска обратного хода электродвигателя подъемной машины и скип опускается в шурф под погрузку. Дойдя до забоя шурфа, скип выключает нижний концевой выключатель и останавливается ниже точки загрузочного бункера шурфа.

Скреперист включением пневматического затвора открывает течку загрузочного бункера и производит загрузку скипа. При нажатии кнопки «подъем» цикл повторяется. За 1 ч осуществляется до 12 подъемов скипа. Скорость подъема 0,1 м/сек — мала, но при небольшой глубине (до 30 м) она достаточна, чтобы обеспечить одновременную работу в 5—6 забоях.

## Б. Проведение выработок в мягких однородных породах

Проведение горизонтальных горных выработок в однородных мягких породах осуществляется различными способами: отбойными молотками без взрывных работ (породы I—VI категорий), отбойными молотками с предварительным рыхлением породы взрывами (VI—IX категорий) и вручную.

В угольной промышленности успешно используются врубовые машины, проходческие комбайны, гидромониторы и т. п. В процессе геологоразведочных работ ввиду сравнительно небольших объемов проведения выработок в таких условиях проходка их осуществляется главным образом вручную и отбойными молотками.

*Проведение выработок отбойными молотками без предварительного рыхления породы.* Наиболее эффективно используются отбойные молотки при спаренной их работе. Сущность этого способа состоит в следующем.

В забое работают два проходчика при одновременной работе на двух отбойных молотках, направленных один по отношению к другому под углом примерно  $45^\circ$ . Вводение в породу шк с противоположных сторон в одном направлении обеспечивает отбойку более крупных кусков, чем это имеет место при раздельной их работе.

Работа по проведению выработок производится в следующей последовательности. В средней части забоя разрабатывается вруб глубиной 50—60 см (реже 1—1,2 м) по всей ширине забоя. После этого производится отбойка породы нижнего, а затем и верхнего уступов. Вырубка углов в нижней и верхней частях забоя осуществляется также при работе спаренных молотков. С целью повышения скорости проходки выработки число проходчиков увеличивают до четырех. В этом случае два проходчика работают спаренными молотками, два других производят отбойку породы после разработки вруба. В Подмосковном бассейне методом спаренных молотков была достигнута скорость проходки 446 м в месяц.

Проведение горизонтальных выработок отбойными молотками с предварительной отбойкой и рыхлением породы при помощи буровзрывных работ в геологоразведочных партиях производится редко.

В забое бурится небольшое количество шпуров — 3—5 в нижней части забоя. Заряжаются эти шпуры небольшими зарядами, чтобы не сильно разрушить породу и не вызвать обвала кровли. Образованный взрывом шпуровых зарядов вруб расширяют отбойным молотком до проектного контура выработки. Интервал выработки, пройденный за смену, обычно крепится в конце смены. Проходческое звено следующей смены начинает работу также бурением шпуров, а заканчивает смену установкой крепежных рам. В дальнейшем цикл работы повторяется до перехода мягких однородных пород в крепкие.

Недостатком обоих способов проходки горных выработок отбойными молотками состоит в том, что большая часть работы выполняется вручную; использование погрузочной машины при малом количестве породы после взрыва не эффективно.

### Проведение выработок проходческими комбайнами

При проведении горноразведочных выработок геологоразведочными организациями проходческие комбайны не применяются, так как объем работ по проведению выработок в мягких породах небольшой. Кроме того, габаритные размеры существующих типов проходческих комбайнов позволяют их использование в выработках больших поперечных сечений, а геологоразведочные выработки более 43% общего объема имеют малые поперечные сечения (1,8—4,0 м<sup>2</sup>).

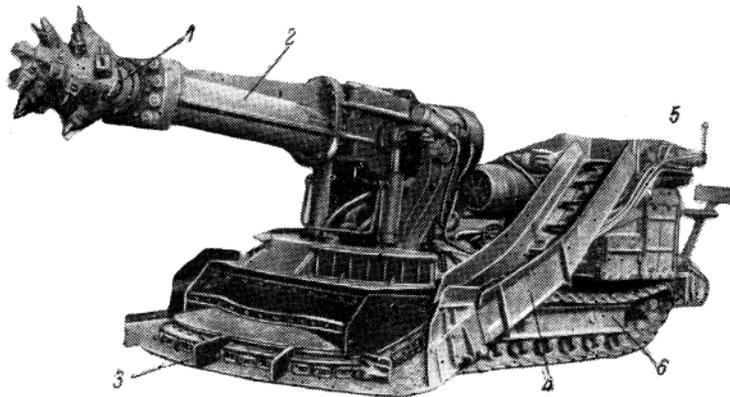


Рис. 80. Проходческий комбайн ПК-3м

Ниже приводится краткое описание конструкции одного из комбайнов и организации проходческих работ.

Проходческий комбайн ПК-3м (рис. 80) предназначен для проведения горизонтальных выработок сечением от 5 до 12 м<sup>2</sup> по породам III—IV категорий по ЕНВ.

Отбойка породы производится вращающейся режущей головкой 1, находящейся на конце поворотной стрелы (рукоятки) 2. Стрела рабочего органа может поворачиваться как в горизонтальном, так и в вертикальном направлении, обеспечивая перемещение режущей головки по сферической поверхности в пределах забоя выработки. Отбойка породы производится следующим образом: режущая головка врезается в породу забоя на глубину 600—800 мм, после чего производится разрушение породы постепенным поворотом стрелы рабочего органа в любом произвольном порядке. Более часто отбойка породы осуществляется поворотом стрелы от вруба по спирали.

Отбитая порода убирается с почвы выработки скребками 3 кольцевого конвейера 4 и перегружается на ленточный транспортер 5, с которого она сгружается в вагоны, подаваемые под консольную часть транспортера. По мере углубки рабочего органа в породу комбайн перемещается при помощи гусеничной ходовой части 6.

Проведение горных выработок в ряде угольных бассейнов страны подтвердило высокие технические данные комбайна ПК-3м. Во многих случаях скорость проведения выработок превышала 300 м; на одной из шахт Южного Сахалина проходчики комбайном ПК-3м прошли за месяц 1273 пог. м, а горняки Карагандинского угольного бассейна комбайном «Караганда 1-15» прошли 1803 пог. м за месяц.

## **В. Проведение выработок по неоднородным породам**

В разведочном процессе выработки по неоднородным породам проводятся при прослеживании контактов тела полезного ископаемого, иногда приуроченного к зонам дробления, выполненным продуктами дробления и истирания, а также при изучении тонких пластовых месторождений.

При организации работ по проведению выработок по неоднородным породам необходимо учитывать расположение площади забоя по отношению к телу полезного ископаемого и вмещающим породам, что в основном определяет последовательность отбойки полезного ископаемого и пустых пород.

Расположение выработки по отношению к телу полезного ископаемого выбирается с учетом: а) геологических особенностей, б) угла наклона тела полезного ископаемого; в) относительной твердости пород; г) ценности полезного ископаемого.

Геологическое изучение строения полезного ископаемого по простиранию (или падению) определяет более целесообразным расположением выработки таким образом, чтобы полезное ископаемое занимало центральную часть забоя. При таком расположении представляются лучшие условия для опробования и геологической документации проходческого забоя, а также изучения полезного ископаемого и вмещающих пород, так как полезное ископаемое обнажается полностью, а вмещающие породы вскрываются на площади, достаточной для изучения процессов околорудного изменения.

Угол наклона до 25—30° не оказывает существенного влияния на расположение выработки и оно определяется с учетом геологической целесообразности и крепости вмещающих пород. При углах наклона более 45° забой располагается таким образом, чтобы породы всяческого бока оставались за пределами выработки; в таких условиях целесообразно проводить отбойку пород лежащего бока.

Исходя из условия относительной крепости пород, следует руководствоваться установившимся в горном деле правилом отбивать (подрывать) в первую очередь и в большем объеме более мягкую породу, так как в этом случае затрачивается меньше труда и взрывчатых материалов. Расположение забоя выработки и определение последовательности отбойки полезного ископаемого и пустой породы производится также и с учетом ценности полезного ископаемого.

При проведении выработки по ценному полезному ископаемому забой располагается таким образом, чтобы представлялась возможность либо отбить (извлечь) полезное ископаемое без значительного разубоживания, либо извлечь его после отбойки вмещающих пород. Добытое полезное ископаемое складывается отдельно от отвала пустых пород.

Раздельная отбойка ценных полезных ископаемых и пустых пород позволяет использовать добытое при проходке выработки полезное ископаемое в качестве материала валовой пробы. Последующее изучение валовых проб может быть проведено без дополнительных затрат на их отбойку.

Отбойка полезного ископаемого и пустых пород может производиться с учетом их твердости либо отбойными молотками, без взрывных работ, либо отбойными молотками с предварительным рыхлением породы взрывным способом.

## Г. Проведение выработок в неустойчивых и сыпучих породах

Условия проведения горных выработок в неустойчивых и сыпучих породах отличаются от условий проходки их в устойчивых мягких и тем более крепких породах. В данном случае отбойка породы является менее трудоемкой операцией, чем уборка породы и поддержание выработки. В отличие от способов проведения горных выработок по крепким и мягким устойчивым породам, когда выработанное пространство может оставаться более или менее продолжительное время без крепления, в неустойчивых породах даже незначительное обнажение кровли и боков ведет к обрушению пород и завалу выработки. Существенной особенностью способов проведения выработок в неустойчивых и сыпучих породах является то, что крепление выработки проводится одновременно с отбойкой породы, а в отдельных случаях крепление даже предшествует выемке породы. Таким образом, проведение горных выработок в неустойчивых и сыпучих породах сводится по существу к креплению и уборке породы. Настилка рельсовых путей, проветривание, откатка и другие вспомогательные операции проводятся аналогично, как и при проведении горных выработок в устойчивых породах.

Проведение выработок по неустойчивым и сыпучим породам может быть осуществлено по двум схемам организации работ: а) при помощи забивной крепи; б) при помощи проходческих щитов.

### Проведение выработок при помощи забивной крепи

В случаях, когда при проведении горной выработки не представляется возможности обнажения кровли хотя бы на величину 20—30 см, необходимую для установки крепежной рамы, выработка проходится обычно с применением забивной

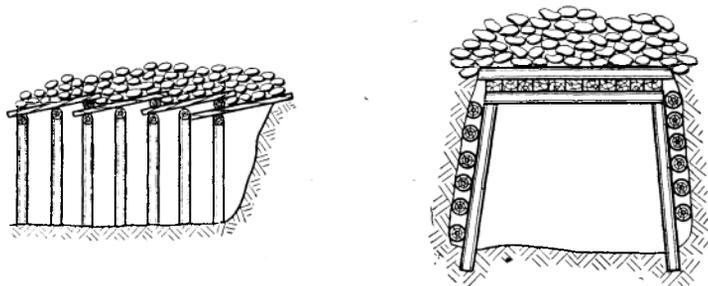


Рис. 81. Забивная крепь

крепи (рис. 81). Работа по проведению выработок производится следующим образом: вплотную к забою устанавливается крепежная рама, укрепляемая распорками, и распивается досками и железными скобами с ранее установленной крепью. В промежутки между кровлей выработки и крепежной рамой забиваются колья, изготовленные из деревянных брусьев или из бракованных буровых штанг или рельсов. Забивка колея (палей) производится, начиная с середины поочередно в обе стороны к углам выработки. Угол наклона палей и величина заходки определяются в зависимости от величины горного давления и условий проходки их в породе. Длина колея в соответствии с этим может быть 1—1,5, реже 2 м. Колья забиваются обычно небольшими заходками — по 30—40 см; одновременно с забивкой колея производят выемку породы, в первую очередь в верхней части забоя и по бокам выработки, подготавливая таким образом место для установки очередной крепежной рамы вплотную с установленной ранее.

Работы по выемке породы и установке крепи повторяются в аналогичном порядке. В случаях, когда представляется возможность, колья забиваются на всю их глубину, а крепежные рамы устанавливаются вразбежку с расстоянием между ними 0,3—0,5 м.

Примером одной из разновидностей применения забивной крепи является проходка горизонтальных выработок при помощи железных палей при разведке и подготовке к подземной разработке золотоносных россыпей.

В качестве палей используются обычно полосы котельного железа шириной 20 см, длиной 1—1,5 м и толщиной 6—8 мм. В паях высверливаются посредине отверстия диаметром 20—25 мм через каждые 20—25 см. В начале проходки выработки пали забиваются обычным способом между перекладом крепежной рамы и кровлей выработки. По мере внедрения их в массив производится выемка песка по сторонам выработки для установки стоек и в кровле для подвода переклада. В дальнейшем пали передвигаются вперед при помощи стального лома. Для продвижения пали один конец лома вставляют в одно из отверстий пали и, действуя как рычагом, производят перемещение пали и внедрение ее в массив. Передвинув таким образом все пали на 25—30 см, производят выемку песка по периметру выработки для установки следующей крепежной рамы и выемку породы по всей площади забоя в закрепленном интервале. В дальнейшем операции перемещения палей, выемки породы и установки крепи повторяются.

В практике проведения горных выработок известны примеры проведения выработок забивной крепью со скоростью 80—100 м в месяц.

### НАКЛОННЫЕ ВЫРАБОТКИ

К наклонным подземным горным выработкам относятся: наклонные стволы шахт, уклоны и бремсберги, наклонные квершлагги, восстающие (гезенки) и рудоспуски.

Наклонные выработки, в частности уклоны, бремсберги и восстающие, проходят, как правило, по полезному ископаемому, уменьшая тем самым себестоимость сооружения их за счет попутной добычи.

Типовые сечения наклонных геологоразведочных выработок (ствол, уклон, бремсберг) даны на рис. 82, а основные сведения — в табл. 161.

В наклонных выработках, по которым производится откатка вагонетками, должен оборудоваться людской ходок в соответствии с правилами безопасности при геологоразведочных работах.

Уклоны и бремсберги проходятся с промежуточных горизонтов на пологих и наклонных пластовых месторождениях. Первые предназначены для подъема полезного ископаемого вверх, вторые — для его спуска.

Таблица 161

Основные сведения о типовых сечениях наклонных горных выработок

Сечение вчерне, м <sup>2</sup>	Угол наклона, град	Расстояние между рамами (см) в породах с коэффициентом крепости $f$ , равным:			Рекомендуется при проходке осуществлять	
		1	2	3—8	погрузку породы в забое	доставку вверх
4,0	До 30	60	120	150	Вручную	Скреперова- нием
5,1	» 30	60	120	150	»	Скиповым подъемом
5,1	» 15	Рекомендуется в породах с $f > 8$ (без крепления)			Скреперной установкой или вручную	Скреперова- нием или ски- повым подъ- емом
6,4	» 15	60	120	150	То же	То же

Восстающие — гезенки (так называют аналогичные выработки на рудниках черной металлургии) проходятся для сообщения между двумя горизонтами на крутопадающих и наклонных месторождениях.

По рудоспускам, имеющим одно отделение, происходит перепуск руды с одного горизонта на другой под действием силы тяжести.

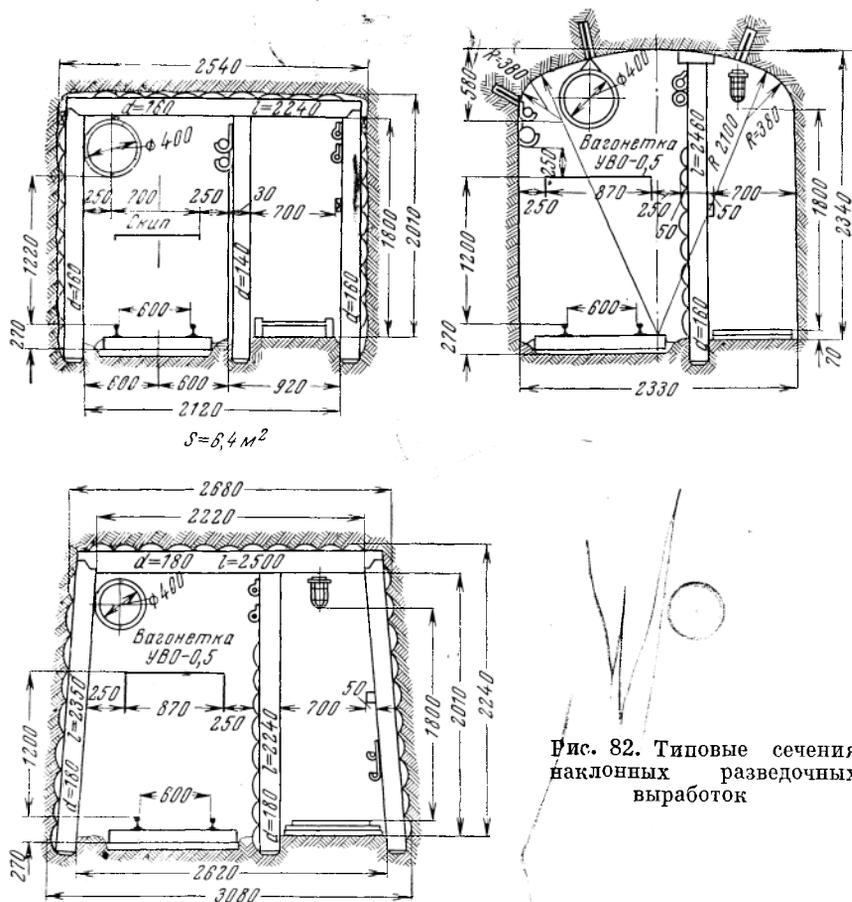


Рис. 82. Типовые сечения наклонных разведочных выработок

Высота перепуска на эксплуатационных рудниках достигает 300—600 м. Угол наклона рудоспуска изменяется от 50—60 до 90°. Наклонные рудоспуски имеют ряд преимуществ перед вертикальными: они более износостойки, рудный материал в них меньше уплотняется, что улучшает условия выпуска\*.

Типовые сечения восстающих при разведке приведены на рис. 83, а основные сведения в табл. 162.

Восстающие имеют два отделения: одно для перепуска рудной массы, второе лестничное с местом для размещения труб и кабелей.

Размеры рудоспусков и рудных отделений восстающих в свету должны в три раза превышать максимальный размер куска руды; по данным специальных исследований вероятность заклинивания пусков (сводообразование) становится очень малой при соотношении 4—5.

\* «Подземные капитальные рудоспуски». Цветметинформация. М., 1969.



К устью горных выработок предъявляются особые требования: оно должно быть ограждено, крепь устьевой части должна быть надежной, а при длительном использовании выработки — огнестойкой.

Форма сечения устья зависит от горно-геологических условий. В породах средней крепости и устойчивых наиболее часто применяется прямоугольная форма, в породах менее устойчивых кровле придается сводчатая форма, а в породах, склонных к лучению, — круглая или криволинейная.

Для приема и разгрузки транспортных сосудов, выдаваемых из ствола наклонной шахты на поверхность, сооружают временные эстакады, конструкция которых зависит от способа доставки горной породы и угла наклона выработки.

Наклонный ствол разведочной шахты сооружается в направлении сверху вниз.

В тех случаях, когда проектом предусмотрено сооружение двух параллельных наклонных стволов, расположенных на небольших расстояниях друг от друга, возможны две схемы проведения их: 1) работы в обоих стволах производятся самостоятельно, через 50—100 м между ними выполняются сбойки; 2) один из стволов проходится с некоторым опережением, затем из сбойки может быть начато проведение второго ствола снизу вверх.

Первая схема рекомендуется при небольших притоках воды, вторая — в случае, когда наличие воды в забое значительно усложняет производство работ.

Уклоны или бремсберги с промежуточного горизонта проходят в том или другом направлении; с учетом выполнения работ по погрузке и доставке в выработках с углом наклона свыше 20—25° предпочтительно направление работ сверху вниз.

Размеры поперечного сечения наклонных выработок определяются согласно общим положениям, изложенным в «Единых правилах безопасности при геолого-разведочных работах»; типовые сечения наклонных стволов и уклонов приведены в табл. 161.

Отбойка горных пород, имеющих коэффициент крепости по шкале М. М. Протоdjяконова выше 3, производится взрывным методом, при этом в забое последовательно выполняется бурение комплекта шпуров, зарядание и взрывание шпуровых зарядов.

Выемку менее крепких горных пород осуществляют с помощью отбойного молотка.

Бурение шпуров обычно производится ручными пневматическими бурильными машинами или электросверлами (породы IV—IX категорий). Реже применяются колонковые перфораторы и сверла. Если в забое находится погрузочная машина, то применяют манипуляторы с закрепленными на них бурильными машинами.

В связи с тем, что в забое уклона или наклонного ствола собирается вода и к моменту взрыва нижняя часть выработки, как правило, затоплена, необходимо при выборе ВМ и зарядке руководствоваться следующими положениями: а) применять водостойкие ВВ (см. гл. II); б) взрывание выполнять электрическим методом, используя в качестве СВ электродетонаторы в металлической гильзе; при огневом способе взрывания надежно изолировать место ввода огнепроводного шнура в металлический капсюль-детонатор; в) не допускать длительного пребывания ВВ в воде.

Проветривание забоя при проходке наклонных шахт и уклонов осуществляется преимущественно нагнетательным способом. Для проветривания выработок большой длины на одном трубопроводе устанавливают два или несколько вентиляторов таким образом, чтобы каждый последующий вентилятор работал с наддувом и тем самым исключался подсос загрязненного воздуха из выработки в трубопровод (см. гл. III).

Уборка и подъем породы. При проведении наклонных горных выработок сверху вниз уборка породы является основным процессом, наиболее трудоемким и продолжительным в проходческом цикле (табл. 163).

Чтобы не задерживать выполнение основного забойного процесса — уборки, производительность подъема должны быть всегда больше производительности уборки. Это правило стремятся выполнять при выборе средств механизации уборки и подъема.

## Показатели по проведению наклонных выработок \*

17. Справочник горного мастера

Показатели	Наименование шахты, геологоразведочной партии				
	№ 1/2, Кузбасс	№ 47, Донбасс	Мужиевская ГРП		Бадаевская Северная № 2, Кузбасс
Выработка	Уклон	Уклон	Наклонный ствол	Наклонный ствол	Уклон
Сечение вчерне, м <sup>2</sup>	9,3	11,1	7,95	7,95	7,6
Угол наклона, град	16	8—10	25	25	15—20
Пересекаемые породы	Уголь	Уголь (0,5 м), глинистый сланец	Аргиллит, туффит	Крепкий туф	Уголь (1,7 м), аргиллит
Способ откачки воды	—	—	Насос ВНМ-18	Насос ВНМ-18	Насос ВНМ-18
Производство работ:					
по бурению	ЭР-4	ЭБР-6	ЭР	ПР-18Л	ЭР-18Д-М
по погрузке	Вручную	ПМУ-1	Вручную	Вручную	Машина
по доставке	СТ <sub>2</sub> -11	ЛКТ-32	СКР-20	Одноконцевой подъем в вагонетках	«Проходчик» Одноконцевой подъем в вагонетках
Продолжительность цикла, ч в том числе:	8	6	12	12	6
бурения	1,0	2,0	1,5	2,5	0,7
погрузки	4,5	2,0	3,0	6,5	2,0
крепления	1,5	1,7 **	6,0	2	2,2
Подвигание забоя за цикл, м	1,2	2,5	1,2	1,1	1,6
Месячная скорость, м/мес	76	170	60	49	121,7
Производительность труда проходчика, м/чел-смену	0,25—0,34	0,4	0,17	0,15	0,31
То же, м <sup>3</sup> /чел-смену	2,8	4,4	1,4	1,1	2,4

\* Все горные выработки проводились в направлении сверху вниз взрывным способом.

\*\* Крепление почти полностью совмещалось с бурением.

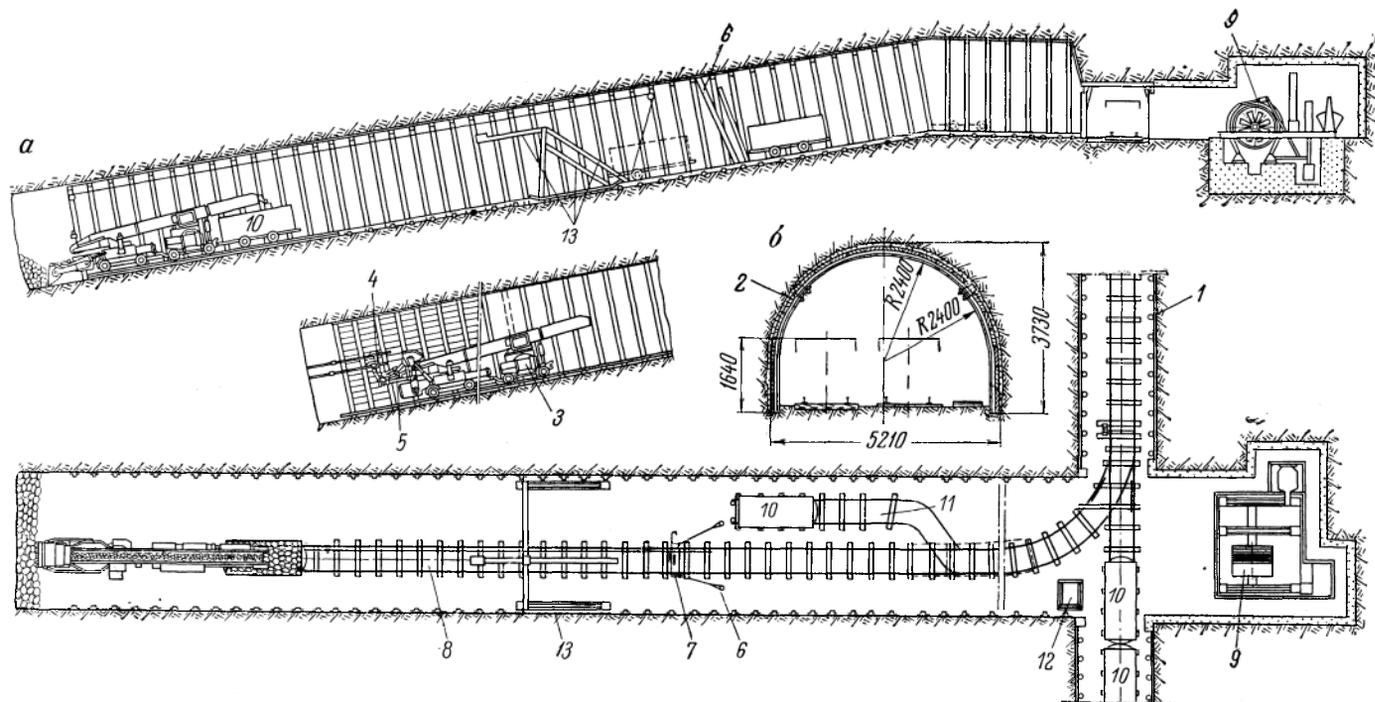


Рис. 84. Общий вид проходки уклона (а) и сечение его в эксплуатации (б):

1 — откаточный штрек; 2 — арочная податливая кресь; 3 — погрузочная машина ППН-7; 4 — электросверла ЭБГ; 5 — манипуляторы типа МВМ; 6 — якорь; 7 — траверса подвески погрузочной машины; 8 — секции временных путей; 9 — однобарабанная подъемная машина; 10 — вагонетка; 11 — разминка тупикового типа; 12 — маневровая лебедка; 13 — предохранительный барьер

Способ уборки породы зависит от угла наклона выработки, направления проходки, а также сечения выработки и подразделяется на ручной и механизированный — погрузочными машинами и скреперными установками (рис. 84).

Погрузка вручную осуществляется в вагонетки (скипы) непосредственно или через ленточные перегружатели, а также на ленту конвейера. Перегружатели применяются только при проведении наклонных выработок сверху вниз.

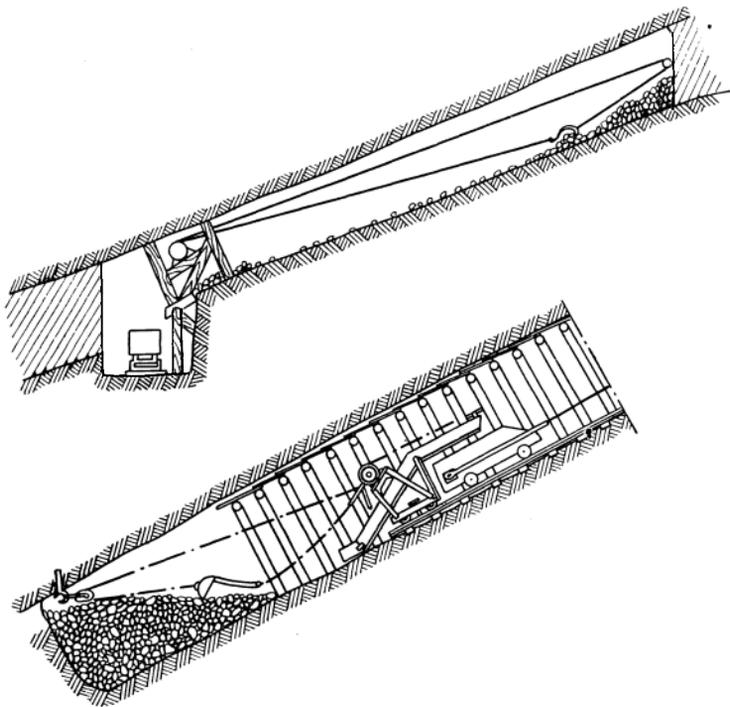


Рис. 85. Проведение наклонных выработок со скреперной уборкой породы

Скреперные установки обычно используют для погрузки породы при перемещении ее на небольшое расстояние — 40—50 м. Простота устройства скреперных установок, надежность их в работе, возможность погрузки непосредственно из обводненного забоя при углах наклона выработок до  $25^\circ$  существенно расширяют области их использования. Схема погрузки породы в наклонной выработке скреперной установкой показана на рис. 85.

Скреперование может применяться как при проведении выработки сверху вниз, так и в направлении снизу вверх (до  $20\text{--}30^\circ$ ). В этом заключается большое преимущество данного способа уборки породы.

Уборка породы скреперной установкой на ленточный конвейер рекомендуется в наклонных выработках сечением не менее  $4\text{ м}^2$  с углом наклона до  $18^\circ$ , при проведении выработок сверху вниз с углом наклона свыше  $20^\circ$  сечение должно быть не менее  $5,2\text{ м}^2$  при высоте 2,3—2,4 м.

Для проведения наклонных выработок сверху вниз отечественной промышленностью выпускаются специальные погрузочные машины. Все они, кроме скреперных установок, применяются при углах наклона до  $25^\circ$ ; для проведения наклонных стволов сечением не менее  $6,4\text{ м}^2$  с углом наклона от  $40$  до  $55^\circ$

разработана погрузочная машина с верхним захватом (рабочий орган — грейфер).

В табл. 111 приведены основные данные о погрузочных машинах с нижним и боковым захватами, применяющихся при проведении наклонных выработок.

**П о д ъ е м п о р о д ы.** В зависимости от угла наклона выработки подъем породы осуществляют следующим образом:

1. При углах наклона до  $25^\circ$  — в вагонетках емкостью 0,6—1,6 м<sup>3</sup>; при этом чаще применяется одноконцевой подъем.

2. При углах наклона более  $25^\circ$  используется скиповый подъем (емкость скипа 1,1—1,3 м<sup>3</sup>), который более производителен.

Рельсовый транспорт в наклонных выработках должен осуществляться с принятием мер безопасности; для предупреждения скатывания вагонеток вниз на верхней приемной площадке и перед забоем устраиваются барьеры, а на вагонах и скипах сзади крепятся упорные вилки, которые задерживают вагон (скип) при обрыве каната.

3. При углах наклона до  $18^\circ$  подъем осуществляется ленточными, а до  $28^\circ$  — скребковыми конвейерами, при этом скребковые конвейеры чаще применяются в качестве забойных для перемещения породы на небольшие расстояния (40—80 м), а ленточные — в качестве основных средств транспорта.

Максимальная скорость движения скипов по наклонным выработкам не должна превышать следующих величин: 1) при длине выработки до 300 м — 5 м/сек; 2) при длине выработки более 300 м — 7 м/сек.

При подъеме и спуске людей по наклонным выработкам наибольшая скорость движения не должна превышать: 1) при длине выработки более 300 м — 3,5 м/сек; 2) при длине выработки более 300 м — 5 м/сек.

Такие же скорости допускаются и при подъеме грузов в вагонетках по наклонным выработкам.

В табл. 163 приведены сведения об условиях проведения наклонных выработок и производстве основных процессов, из которых следует, что на проходках последних лет погрузка породы и подъем полностью механизированы.

Весьма ценный опыт по применению конвейерной доставки получен при проходке наклонных выработок в Вышковской и Мужиевской геологоразведочных партиях, где в качестве забойных механизмов были применены скребковые конвейеры СКР-11 и СКР-20 после внесения некоторых усовершенствований.

По данным экспедиции применение скребковых конвейеров при проведении выработок по аргиллитам (малоабразивные породы) вполне себя оправдало и привело к повышению производительности труда. В скальных и абразивных породах (типа крепких туфов) конвейерная доставка нерациональна по причине быстрого износа цепей и решеток.

**В о д о о т л и в.** В зависимости от притока воды в забой наклонной выработки применяются следующие способы водоотлива: 1) при водопритоках до 5—6 м<sup>3</sup>/ч — в подъемных сосудах; 2) при водопритоках свыше 5—6 м<sup>3</sup>/ч — с помощью насосов или гидроэлеваторов.

**К р е п л е н и е.** В качестве крепи наклонных разведочных выработок весьма часто применяется деревянная рамная крепь. Крепежные рамы в наклонной выработке устанавливаются перпендикулярно продольной оси. Исключение делается только в породах, склонных к сползанию, в этом случае рама наклоняется на  $3$ — $10^\circ$  в сторону восстания (устья выработки).

Отставание крепи от забоя зависит от устойчивости пород в кровле и стенках, эта величина обязательно должна указываться в паспорте крепления.

Анкерная (штанговая) крепь различной конструкции применяется для упрочнения пород кровли и стенок наклонных выработок, пройденных под углом до  $30^\circ$ .

Штанги крепи следует размещать в породе так, чтобы они были перпендикулярны продольной оси выработки; в слоистых породах, кроме того, желательным является пересечение штангой слоев (систем трещин) под углом, близким к  $90^\circ$ .

## Проведение наклонного ствола в Закарпатской геологической экспедиции

В Мужиевской ГРП в 1964—1965 гг.\* сооружен наклонный ствол сечением вчере 7,95 м<sup>2</sup>, длиной 291 м с углом наклона 25°. Ствол имеет два отделения: грузовое, рассчитанное на вагонетку для подъема людей, и ходок, рассчитанный на скишовой подъем в случае расширения фронта работ.

Устье ствола на протяжении 20 м закреплено железобетонной крепью, а основная часть — деревянными крепежными рамами всплошную (140 м) в аргиллитах и туффитах и вразбежку (около 110 м) — в кренках и абразивных туфах. После проходки устьевой части в выработке был смонтирован конвейер СКР-20.

К каждому скребку приваривался уголок размером 50 × 50 мм таким образом, чтобы полка его была направлена по восстанию, что способствовало наибольшему заполнению сечения решетки и увеличению производительности конвейера. Для предупреждения скатывания кусков породы к забою в двух-трех местах по

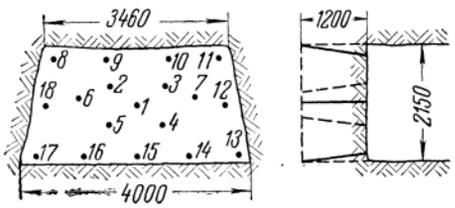
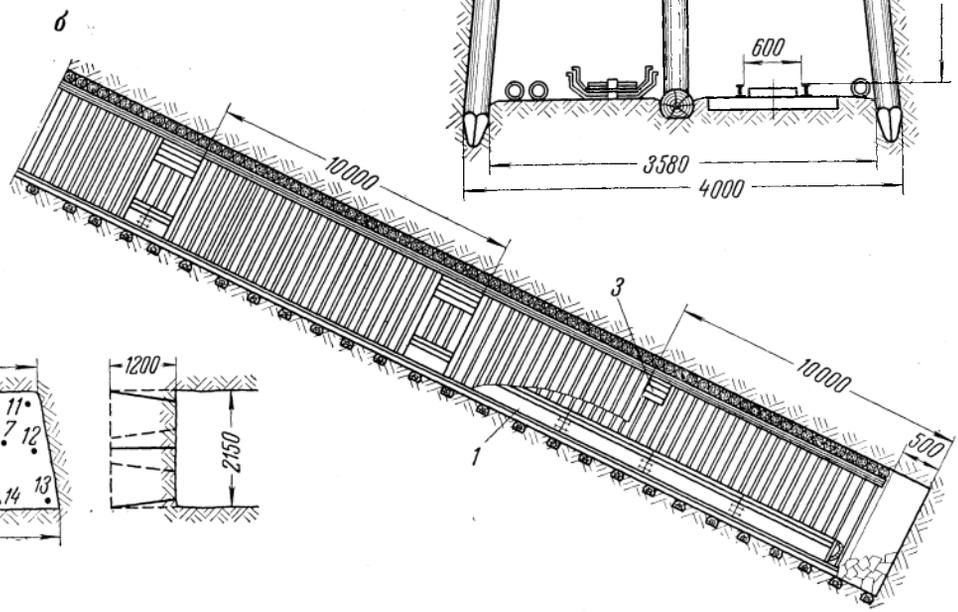
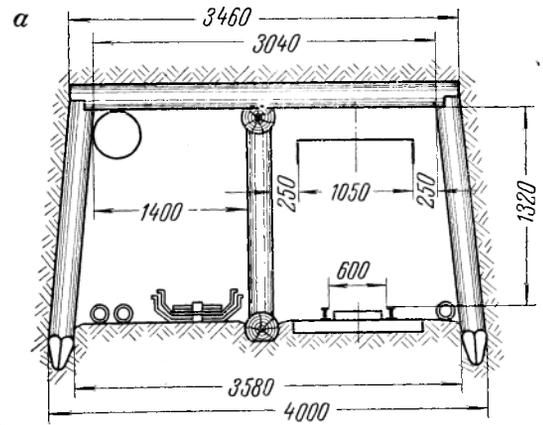
Таблица 164

**Основные показатели по сооружению наклонного ствола  
в Мужиевской ГРП**

Наименование	Способ выдачи породы на поверхность	
	Конвейер СКР-20	Одноконцевой подъем в вагонетках
Категория пород . . . . .	VIII—XV	XV—XVIII
Сечение в проходке, м <sup>2</sup> . . . . .	7,95	7,95
Угол наклона, град . . . . .	25	25
Участок наклонного ствола (пикеты), м . . . . .	20—160*	161—291
Количество рам на 1 пог. м, шт. . . . .	5—6	2
Средняя глубина шпуров, м . . . . .	1,33	1,25
Расчетный удельный расход (аммонит № 6), кг/м <sup>3</sup> . . . . .	1,1	1,1—1,2
Коэффициент использования шпуров . . . . .	0,91	0,88
Подвигание забоя за цикл, м . . . . .	1,2	1,1
Объем породы за цикл (в массиве), м <sup>3</sup> . . . . .	10,0	8,75
Выполнено циклов в месяц:		
а) по проходке . . . . .	50	44
б) по креплению и армированию . . . . .	—	10
Суточный состав бригады, чел. . . . .	16	13
в том числе:		
проходчиков . . . . .	14	13
машинистов конвейера . . . . .	2	—
Месячная скорость сооружения готовой выработки, м . . . . .	60	49
Производительность труда проходчика в месяц, пог. м . . . . .	4,3	3,8

\* Первые 20 м ствола закреплены железобетонной крепью.

\* Материалы совещания-семинара по обмену передовым опытом в области внедрения прогрессивных методов проходки геологоразведочных выработок. М., ЦНИГРИ, 1966.



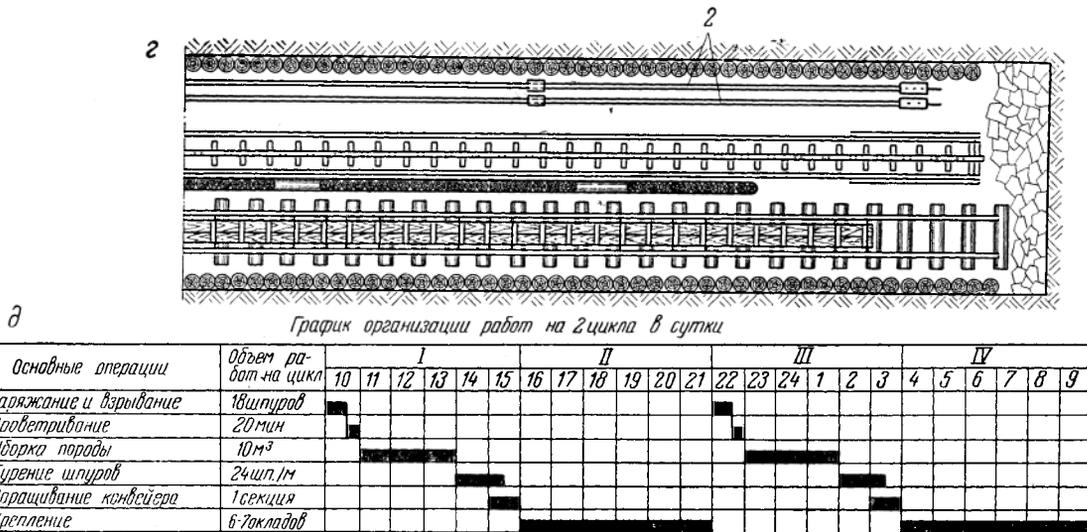


Рис. 86. Технологическая карта проведения наклонного ствола:

а — сечение ствола в проходке; б — 2—схема расположения оборудования при проходке; в — схема расположения шпуров; 1 — СКР-40, 2 — водо- и воздухопровод; 3 — вентиляционная труба; в — график организации работ

длине конвейера и около натяжной головки (вблизи от забоя) размещались так называемые обратные ляды.

Секции конвейера укладывались непосредственно на почву; передняя головка (привод) располагалась на эстакаде с целью обеспечения перегрузки породы на ленту перегружателя УПЛ-1, с помощью которого порода перемещалась в отвал. Для этого загрузочный бункер перегружателя устанавливался под приводной головкой конвейера СКР-20.

Натяжная головка конвейера устанавливалась около забоя таким образом, что при взрыве 15—20% породы, представленной в основном аргиллитами, отбрасывалось на решетки конвейера, остальная часть набрасывалась вручную. Удлинение конвейера производилось по мере подвигания забоя. Работы выполнялись по графику: два цикла в сутки, как это показано на рис. 86.

Забойная группа состояла из 4 рабочих. Взрывные работы выполняли взрывники и один из проходчиков, остальные трое на поверхности готовили инструмент, материалы и оборудование. Проветривание осуществлялось по нагнетательной схеме. Часть породы взрывом набрасывалась на конвейер, основной ее объем трое рабочих накидывали на рештак, четвертый обслуживал конвейер. Бурение шнуров электросверлами выполняли 2 проходчика, остальные были заняты на вспомогательных работах.

Крепление и армирование выработки являлись наиболее трудоемкими работами и занимали около половины продолжительности цикла.

В крепких и абразивных туфах (участок длиной около 110 м) технология и организация проведения этого же ствола были изменены. Основные изменения произошли в подъеме породы: был оборудован одноконцевой подъем в вагонетках.

Показатели проведения наклонного ствола в Мужневской ГРП по двум технологическим схемам приведены в табл. 164.

## 2. ПРОВЕДЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ

Восстающий (рудоспуск) состоит из трех частей: верхней с выходом на верхний горизонт и грохотом для сортировки горной массы по крупности, основной и нижней, где расположены выпускное устройство и вход в лестничное отделение восстающего. Формы и размеры восстающих при горноразведочных работах приведены на рис. 83 и в табл. 162.

На горных предприятиях восстающие и рудоспуски в зависимости от горно-геологических условий проходят несколькими способами, как это показано в табл. 165. Наибольшее применение на горных предприятиях имеет обычный способ и его усовершенствованный вариант с применением самоходного полка КПВ-1. Весьма перспективен способ проходки бурением, позволяющий безопасно и с высокими темпами получить горную выработку с гладкими стенками повышенной устойчивости и удобную для подачи воздуха.

В связи с незначительным объемом восстающих в общем объеме разведочных работ проходка их осуществляется обычным способом, так как использование высокопроизводительного оборудования было неэкономичным.

### Проведение восстающих обычным способом под углом $>45^\circ$

Прежде всего выполняется сопряжение восстающего с откаточной горизонтальной выработкой. Для этого на уровне почвы (кровли) нарезают нишу, в которой устанавливают две крепежные рамы: одну у входа, другую у забоя (задней стенки); обе рамы раскрепляют распорками, а бока затягивают затяжками (рис. 87, табл. 166).

Проведение основной части восстающего включает: осмотр и обorkу забоя, возведение крепи, сооружение рабочего предохранительного и отбойного полков, бурение шнуров, разборку рабочего полка, взрывание шнуров и проветривание забоя.

Взрывной	Шпуровые заряды	Лестницы и полки	Выше средней	> 50—60	Телескопные перфораторы	Если предварительно пробурена скважина, со облегчаются отбойка и проветривание
»	То же	Самоходные полки	Устойчивые	60—90	Полки КПВ-1, телескопные перфораторы ПТ	Скважина диаметром 100—130 мм служит для пропуска каната, является врубом и ускоряет проветривание
»	»	Подвесная клеть	То же	Около 90	Клеть, лебедка, телескопные перфораторы ПТ	
»	»	Передвижной шагающий щит	Малостойчивые	70—90	Полок инж. В. И. Будряновича, перфоратор ПТ	Сечение врубе 5,6—10 м <sup>2</sup> , выработка закреплена срубовой крепью
»	»	По почве	Не ограничивается	До 35	Перфораторы на пневмоподдержках и скреперные установки	Технология и организация проведения пологих восстающих близка к горизонтальным выработкам
»	Скважинные заряды с взрыванием секциями	Безлюдный	Устойчивые	>45	Буровые станки НКР-100м	Бурение скважин на длину выработки осуществляется сверху вниз, при этом отклонение скважин в плане должно быть ≤ 0,5 м
Механический	—	»	»	75—90	СБМ-3у и ПГР-1 (диаметр 1,7—2 м); Robbins—41 (1—2 м); 42 (1,5 м); 61 (1,8 м); 81 (2,4 м)	В СССР успешно применяется на угольных и калийных шахтах (Брезниковский комбинат), расширение передовой скважины происходит снизу

Расход леса на одно сопряжение

Наименование элементов крепления	Размер, см	Количество элементов	Расход леса, м <sup>3</sup>
Стойки . . . . .	300×20	6	0,565
Верхняки . . . . .	250×20	6	0,471
Прогоны . . . . .	200×20	6	0,377
Накат . . . . .	200×20	12	0,754
Обаполы . . . . .	5×20×100	60	0,600
Лестницы . . . . .	365×40×4	1	0,040
Пластины . . . . .	10×20×180	15	0,540
Подключные рамы . . . . .	540×20	2	0,339
Распоры под лебедку . . . . .	100×20	4	0,126
Полок под лебедку . . . . .	70×70×3	1	0,015
<b>Итого . . . . .</b>			<b>3,827</b>

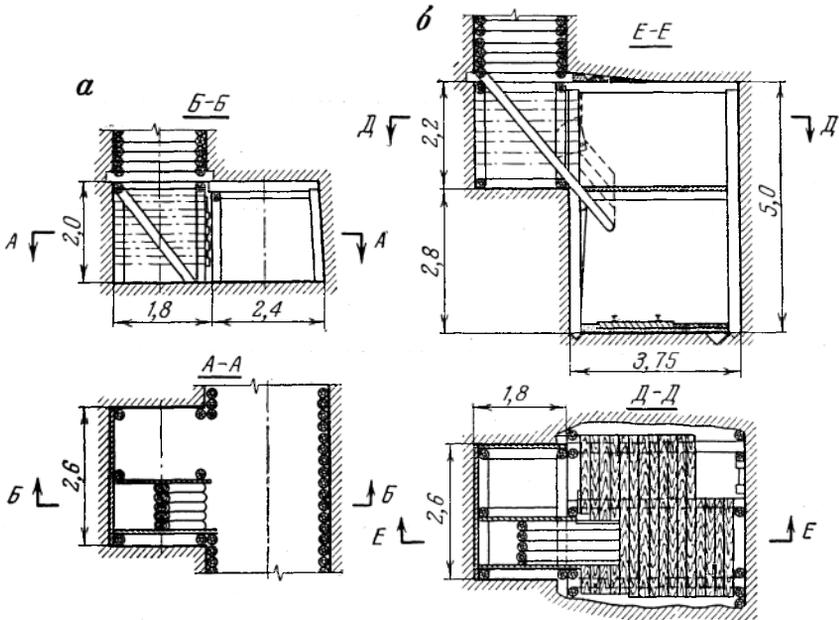


Рис. 87. Сопряжение восстающего с горизонтальной выработкой:

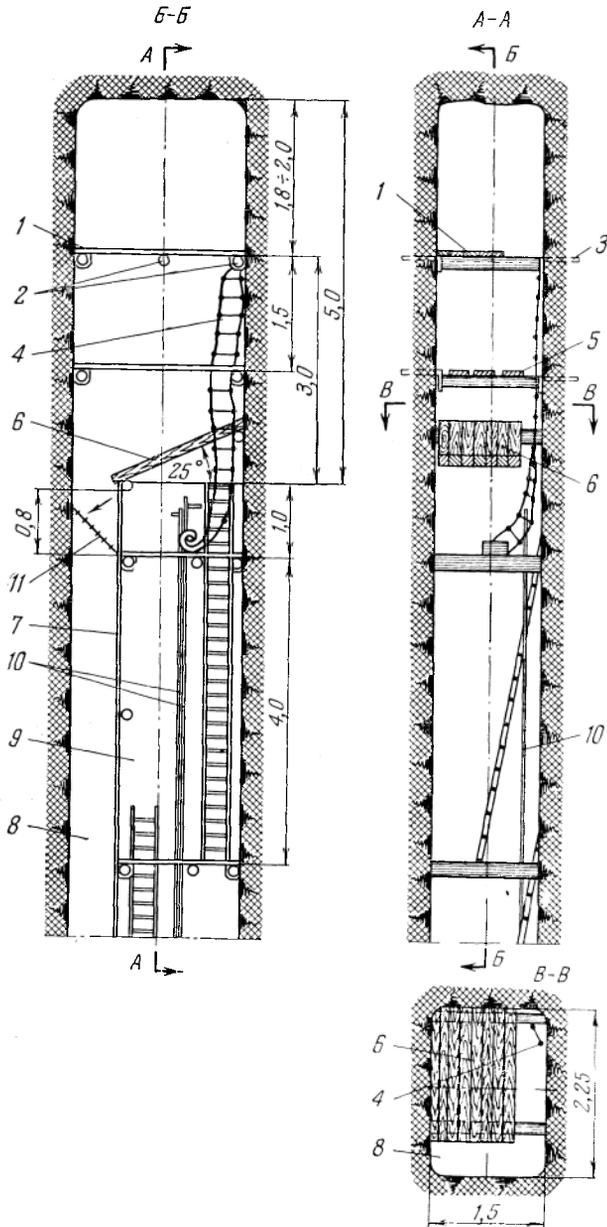
*a* — при выпуске породы на почву; *b* — при загрузке породы в вагонетку через люк

Установку вентиляционного, воздушного и водоподающего трубопроводов осуществляют параллельно с возведением крепи и сооружением полков.

Бурение шпуров при проведении восстающих осуществляют телескопными перфораторами. При бурении шпуров наиболее часто применяют прямой, пирамидальный и клиновидный врубы. При прямом врубе, особенно в выработках

Рис. 88. Проведение восстающего с устройством полков:

1 — рабочий полок; 2 — металлические крючья; 3 — шпурсы для крючьев; 4 — подвесная канатная лестница; 5 — предохранительный полок; 6 — отбойный полок; 7 — отбивка рудоспускного отделения; 8 — рудоспускное отделение; 9 — ходовое отделение; 10 — трубопроводы; 11 — металлическая решетка



небольшого поперечного сечения и в породах высокой крепости, можно применять более глубокие шпурсы и повышать коэффициент их использования до 0,9—1,0.

При разведке обычно восстающие крепят деревом. Конструкция крепи может быть венцовая сплошная — при слабых породах; венцовая на стойках или распорная — при крепких породах. Общий вид восстающего, проводимого в устойчивых породах, показан на рис. 88.

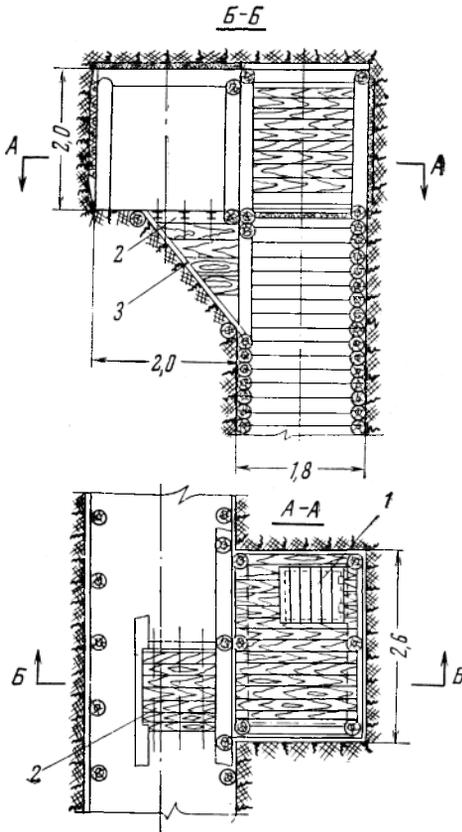


Рис. 89. Сопряжения восстающего с верхней горизонтальной выработкой с выходом в специально отведенную нишу:

1 — деревянная ляда; 2 — грохот; 3 — скат для руды

дошву ниши или горизонтальной откаточной выработкой вручную или с помощью погрузочной машины в вагонетки.

Когда восстающий достигает верхнего горизонта и используется для переноса руды (породы), он обычно выходит в специальную нишу верхней горизонтальной выработки. Для сбрасывания руды разделяют небольшую откос, который перекрывают грохотом (рис. 89).

Целесообразно, чтобы одна комплексная бригада обслуживала проходку двух и даже трех восстающих, расположенных недалеко один от другого. В этом случае за счет более рационального использования рабочего времени производительность труда проходчиков возрастает примерно в 1,5—2 раза по сравнению с проходкой одного восстающего. Основные показатели по прове-

В целях сокращения затрат времени на установку рабочего и предохранительного полков применяют специальные крючья, позволяющие быстро и надежно закреплять полки в забое. Крючья изготавливают из круглой стали диаметром 30—36 мм. Отбойный полк настилают над ходовым отделением для предохранения попадания в него породы во время взрыва. Отбойный полк сооружают из дерева диаметром 10—15 см и укладывают на распорки так, чтобы он находился под углом 25—35° к горизонту и полностью перекрывал ходовое отделение. Под отбойным полком во время проведения взрывов хранят инструмент, шланги и доски рабочего и предохранительного полков.

Для облегчения сообщения с забоем используют канатную лестницу (длиной 10—15 м) из металлического троса диаметром 10—12 мм с перекладинами из круглой стали диаметром 12—14 мм. Лестницу подвешивают на один из крючьев, являющихся основанием рабочего полка. На время взрыва лестницу не убирают. Оборудование восстающих заключается в установке полков и лестниц, оформлении рудного отделения. Отшивку отделений в восстающих производят одновременно с его креплением.

После проходки восстающего на длину 4—5 м его оборудуют погрузочным люком. До этого руду (породу) выпускают на по-

дню восстающих обычным способом с взрывной отбойкой приведены в табл. 167.

Таблица 167

Показатели по проведению восстающих

Показатели	Рудники				
	Каула	Нитис-Кумужье	Таштагольский	Чорух-Дайронский	Полиметаллический
Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова . . . . .	8—11	12—14	12—14	10—12	18
Сечение вчерне, м <sup>2</sup> . . . . .	4,5	2,9	3	4,4	4,3
Тип крепи . . . . .	Срубоя	Распорки	Распорки	Срубоя	Распорки
Глубина шпуров, м . . . . .	1,8	1,8	1,8—2,0	1,3—1,6	1,3—1,5
Подвигание забоя за взрыв, м	1,5	1,7	1,6	1,1	1,1
Количество циклов в сутки**	До 2	2	До 2	До 2	До 3
Суточный состав бригады, чел. . . . .	6	6	6	6	5
Скорость проходки, м/мес	63,8	85	61 *	56,3	41
Производительность труда рабочих:					
м/чел-смену . . . . .	0,41	0,57	0,51	0,38	0,32
м <sup>3</sup> /чел.-смену . . . . .	1,8	1,6	1,5	1,6	1,4

\* Восстающий пройден за 20 суток.

\*\* Количество циклов в сутки менялось, в таблице указано максимальное.

Проветривание восстающих после взрывных работ может осуществляться по нагнетательной или комбинированной схеме, в последнем случае часто используется сжатый воздух.

При наличии разрезной скважины проветривание восстающего занимает не более 15—20 мин. Устье скважины закрепляют трубой-отводом, который присоединяют к вентилятору, отсасывающему воздух из забоя.

Оборудование и материалы подают в забой по грузовому отделению восстающего с помощью пневматической лебедки, установленной на первом полке ходового отделения. Отбитая порода спускается самотеком по грузовому отделению, откуда через люк грузится в вагонетку. При отсутствии люка порода падает на подошву штрека, в этом случае погрузка ее производится вручную или с помощью погрузочной машины.

Проведение восстающих на Таштагольском руднике  
(пример из практики)

Сооружение восстающего сечением 2,6 м<sup>2</sup>, длиной 54,4 м в породах с  $f = 14—16$  было выполнено за 28 рабочих дней, из них около 25 затрачено на проходку и крепление и немного более трех суток на отшивку и оборудование лестничного отделения. Наблюдения показали, что с увеличением высоты до забоя скорость проведения уменьшается (табл. 168).

Бурение шпуров выполняли два проходчика, которые работали на трех телескопных перфораторах. Диаметр шпуров 42 мм, глубина 1,5—1,6 м. Применяли призматический вруб из 5 шпуров.

Затраты времени на сооружение восстающего  $S=2,6\text{ м}^2$   
с распорной крепью в крепких породах в зависимости от его высоты

Процессы	Интервалы по высоте, м	Подвигание забоя, м		Количество циклов в сутки	Количество дней на выполнение работ
		общее в интервале	среднее за цикл		
Проходка и оформление устья . . . . .	0—2,6	2,6	1,3	1,5	1,3
Проходка и крепление . .	2,6—6,35	3,75	1,25	2,25	1,4
То же . . . . .	6,35—32,35	26,0	1,3	2	10,0
	32,35—54,4	22,05	1,23	1,5	12,0
Отшивка и оборудование ходового отделения *	0—54,4	54,4	—	—	3,3
Всего . . . . .	54,4	—	—	—	28,0

\* Эта работа производилась периодически по мере подвигания забоя восстающего на 4 м.

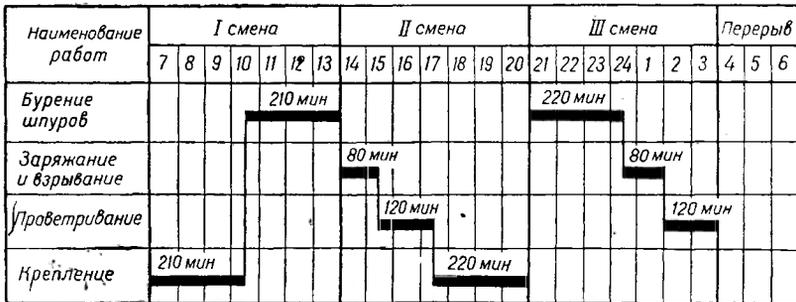


Рис. 90. Циклограмма проведения восстающего с выполнением двух циклов в сутки

В качестве ВВ применялся аммонит № 6, патроны которого перед посылкой в шпур надрезались, а затем раздавливались забойником. Забойка из глины занимала четвертую часть шпура. Проветривание производилось по нагнетательной схеме, вентилятор устанавливался на штреке.

Крепление заключалось в установке распорной крепи и оборудовании полков: рабочий полк для бурения из 40-миллиметровых досок устанавливался на трех распорках, предохранительный полк — на двух распорках. Ходовое отделение перекрывалось лядой, под которую на время взрыва убирались доски полков.

Циклограмма проведения восстающего приведена на рис. 90.

### Совершенствование обычного способа проходки восстающих (примеры)

1. На Высокогорском руднике проходка восстающего осуществлялась с разрезной скважиной, пройденной на всю длину в направлении сверху вниз. Бурение производилось станками типа НКР-100 с пневмоударником. Буровые станки

устанавливали на верхнем горизонте в специально пройденных небольших выработках или нишах.

Для определения места выхода скважины до начала бурения разрезной скважины на нижнем горизонте производят засечку восстающего, а иногда проходят его на высоту 4—6 м. Разрезную скважину используют в качестве вруба, вокруг которого в забое бурят только отбойные шпурь. Это позволяет уменьшить число шпуров на 10—15% и значительно повышает коэффициент их использования по сравнению с проходкой без разрезной скважины. Производительность труда проходчиков при этом увеличивается примерно на 25%. Кроме того, разрезная скважина значительно улучшает проветривание забоя.

К недостаткам этого способа проходки следует отнести возникающее иногда отклонение скважины от заданного направления, что вызывает необходимость перебуривания скважины или же проходки восстающего обычным способом до встречи со скважиной.

2. Проходка восстающих с помощью подвешной клетки заключается в том, что клеть подвешивают на канате, проходящем через разрезную скважину диаметром 100—150 мм, пробуренную заранее по оси восстающего. Подъемный канат закрепляют на лебедке, которую устанавливают на верхнем горизонте. Клеть на время бурения расклинивается, по окончании обурирования забоя и зарядания шпуров клеть опускают на нижний горизонт и перемещают ее из-под восстающего в целях предохранения от повреждения падающими кусками породы при взрыве. Подъемный канат перед взрывом выбирают из разрезной скважины, иногда для предотвращения образования пробки он спускается к забою с металлическим стержнем длиной 1,2—1,5 м.

После взрыва и по окончании проветривания восстающего подъемный канат снова пропускают через шкив и разрезную скважину и присоединяют его к клетке.

На рудниках комбината «Сихали» таким способом был пройден вертикальный восстающий сечением 4,2 м<sup>2</sup>. Проходческая бригада состояла из 8 проходчиков, 4 машинистов лебедки на верхнем горизонте и сигнальщиков на нижнем горизонте. При глубине шпуров 1,9 м коэффициент использования составил 0,955.

Месячная скорость проходки восстающего с подвешной клетью составила 162,3 м по сравнению с 35,7 м — средним результатом при обычной технологии. Производительность труда на 1 рабочего бригады составила 1,67 м<sup>3</sup>/чел-смены

Т а б л и ц а 169

Техническая характеристика комплекса КПВ-1В

Показатели	Значения
Общий вес комплекса, кг . . . . .	8500
Вес полка, кг . . . . .	1190
Грузоподъемность, кг . . . . .	500
Высота подъема, м . . . . .	80 *
Скорость подъема, м/мин . . . . .	12
» спуска, » . . . . .	15
Размер платформы, мм . . . . .	1500×1500
Высота полка (без ограждения), мм . . . . .	2200
Мощность пневматического двигателя, л. с. . . . .	13
Расход сжатого воздуха при движении полка, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	6
Способ передвижения . . . . .	По монорельсу
Длина секции монорельса, м . . . . .	0,75 и 1,5
Вес секции монорельса, кг . . . . .	45 и 77
Крепление монорельса . . . . .	Клиновыми шапками диаметром 22 мм

\* Ограничена шлангоемкостью лебедки.

(1,46 м<sup>3</sup>/чел.-смены при обычном способе) и себестоимость 1 м восстающего 65,39 руб. (108,78 руб. при обычном способе).

Отмечается сравнительно большой удельный вес подготовительно-заключительных операций, составляющих более четверти продолжительности цикла.

3. В настоящее время на рудниках большой длины восстающие и рудослуски в устойчивых породах проходят комплексом КПВ-1, данные о котором помещены в табл. 169.

Полок передвигается вверх и вниз по специальному монорельсу, который по мере надобности наращивается. Автоподъемник выполняет вспомогательные функции, в то время когда платформа находится в забое.

На время взрывных работ и проветривания полок размещается в горизонтальной выработке или нише.

На одном из рудников в породах с  $f = 8-12$  произведено сопоставление трех способов проходки восстающих, выявившее большие преимущества этого способа (табл. 170) по сравнению с обычным и проходкой путем взрывания зарядов ВВ в скважинах секциями снизу вверх.

Т а б л и ц а 170

Сравнительные данные о проведении восстающих различными способами

Показатели	Способы проходки		
	обычный	секцион- ным взры- ванием скважин	с приме- нением КПВ-1
Сечение черне, м <sup>2</sup> . . . . .	3,5	3,5	4,2
Месячная скорость проходки, м/мес . . . . .	16,5	28,5	72,0
Производительность труда:			
м/чел.-смен . . . . .	0,30	0,25	0,37
м <sup>3</sup> /чел.-смен . . . . .	1,05	0,875	1,554
Затраты денежных средств на 1 пог. м восстающего:			
по заработной плате, руб/пог. м . . . . .	45	45	41
по основным материалам и амортизация . . . . .	36	50	22
в с е г о . . . . .	81	95	63

4. Проведение восстающих путем секционного взрывания скважин освоено на многих рудниках. Например, на Таштагольском руднике на забой сечением 4 м<sup>2</sup> задавали 7 скважин диаметром 110 мм, которые бурили агрегатом БА-100 сверху вниз. Предварительно снизу скважина закрывалась пробкой, взрывание выполнялось секциями по 3 м, взорванная порода через люк выгружалась в вагонетки.

Недостатки этого способа заключались в следующем: значительные искривления скважин с глубиной; практическая невозможность удовлетворительного выбуривания комплекта скважин на глубину свыше 50 м; высокая трудоемкость бурения скважин, особенно в крепких и абразивных породах.

### Проведение пологопадающего восстающего

Восстающий имеет два отделения: подъемное (грузовое) и отштитый от основной выработки людской ходок, оборудуемый в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при геологоразведочных работах». Бурение шпуров осуществляется ручными перфораторами на пневмоподдерживающих колонках. Для отброса породы от забоя почвенные шпур, которые взрываются последними, заряжаются усиленными зарядами ВВ. Уборка горной массы из восстающего механизуется путем применения скреперной установки. Скреперную лебедку помещают в специальной камере, расположенной над откаточным штреком. Погрузка

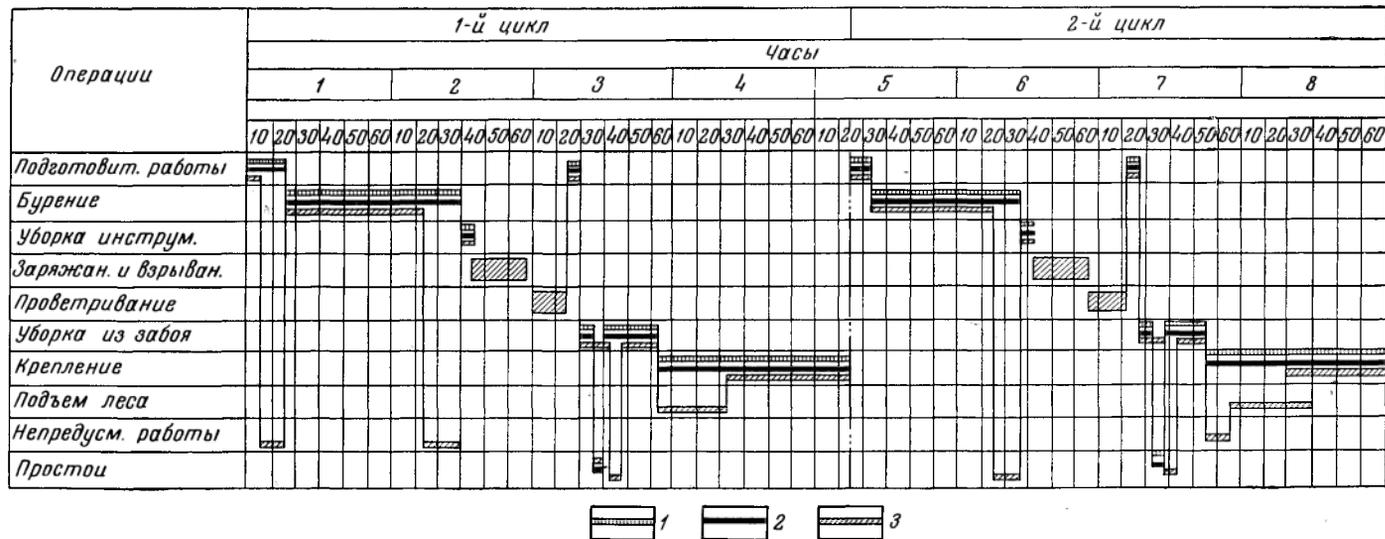


Рис. 91. Циклограмма проведения наклонного восстающего

1—3 — работы, выполняемые отдельными проходчиками

вагонеток производится через разгрузочное отверстие в потолке штрека. Оборудование и материалы поднимают в забой тросом с помощью скреперной лебедки.

**П р и м е р** из п р а к т и к и. Проходку восстающего сечением  $7,1 \text{ м}^2$  по рудному пласту бокситовой залежи (коэффициент крепости  $f = 4-5$ ), падающей под углом  $25-32^\circ$ , выполняла бригада из 10 человек. Бригада состояла из трех комплексных звеньев по три проходчика в каждом, десятый член бригады был подменным. Проходка велась по графику два цикла в смену при трех сменах в сутки (рис. 91).

Бурение шпуров (глубина 1,38 м, количество 21) производилось одновременно тремя ручными перфораторами ПМ-508 с пневмоподдерживающих колонок, двое проходчиков у стенок выработки бурили врубовые и отбойные шпуров, третий в центральной части выработки бурил почвенные и вспомогательные шпуров.

Взрывание шпуров применялось огневое — пучком. Уборка отбитой горной массы производилась скрепером. После проветривания проходчики поднимали в восстающих две распорные колонки; первоначально одну колонку устанавливали у стенок выработки и укрепляли на колонке скреперный блок, чтобы убрать горную массу на расстоянии 10—15 м. После этого то же самое выполняли на другой стороне забоя. В это время по свободной стороне выработки двое проходчиков готовили прямки под стойки крепежных рам.

Уборка горной массы и погрузка ее в вагонетки производились с помощью скреперной установки во время крепления выработки и бурения шпуров. Ее выполняли рабочие, не входящие в состав проходческой бригады. Месячная скорость проходки составила 225,8 пог. м, производительность труда 1 проходчика —  $6,93 \text{ м}^3/\text{чел.}-\text{смены}$ .

### КАМЕРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

К камерным выработкам относятся: околоствольные (рудничные) дворы, насосные камеры, водосборники, камеры для подземного бурения разведочных скважин и др.

### ОКОЛОСТВОЛЬНЫЙ (РУДНИЧНЫЙ) ДВОР

Размеры поперечного сечения части околоствольного двора, непосредственно примыкающей к стволу шахты, определяются в соответствии с поперечными размерами ствола шахты или квершлага, а также с учетом удобства разгрузки материалов и оборудования, спускаемых в шахты.

Высота его определяется по формуле

$$h = L \cdot \cos \alpha - b,$$

или

$$h = 0,7L - b,$$

где  $L$  — длина рельса или трубы, опускаемой в шахту, м;

$b$  — длина короткой стороны ствола шахты, м;

$\alpha$  — угол, при котором можно извлечь из ствола рельс или трубу ( $\alpha = 45^\circ$ ).

Практически высота околоствольного двора в сопряжении со стволом разведочной шахты может быть принята равной 3—3,5 м. По мере удаления от ствола шахты высота околоствольного двора постепенно уменьшается до высоты квершлага.

Ширина рудничного двора в месте сопряжения со стволом равна длинной стороне прямоугольного или диаметру круглого ствола. Длина расширенной части рудничного двора определяется исходя из условия размещения состава из 10—12 вагонов с электровозом. На этом интервале настиляется два рельсовых пути: один для груженого состава, другой для порожних вагонов. При большом потоке грузов в ряде случаев целесообразна настилка третьего, резервного пути для временного размещения поступающего в шахту оборудования и материалов. В дальнейшем ширина выработки постепенно уменьшается до проектной ширины квершлага.

Подготовку к рассечке околоствольного двора начинают еще при углубке ствола, не доходя 2—3 м до верхней проектной отметки околоствольного двора. С этой целью устанавливают усиленный опорный (основной) венец, пальцы его вводят в стенки короткой стороны ствола и крестят пройденный интервал. Дальнейшую углубку ствола до проектной глубины производят с учетом глубины водосборника — зумпфа. Начиная с отметки проектной высоты околоствольного двора, размер ствола по короткой стороне в стороны рассечки околоствольного двора увеличивают на 0,5—0,8 м. При проходке этого интервала ствола шахты взрывные работы следует производить при меньших зарядах с меньшим расходом ВВ и более мелкими заходками во избежание большого разрушения окружающих пород.

Участок ствола шахты, к которому непосредственно примыкает околоствольный двор, закрепляют крепью специальной конструкции из брусьев 200 × 250 мм с открытой стороной к квершлагу (крепейный станок, рис. 92). Элементы станка

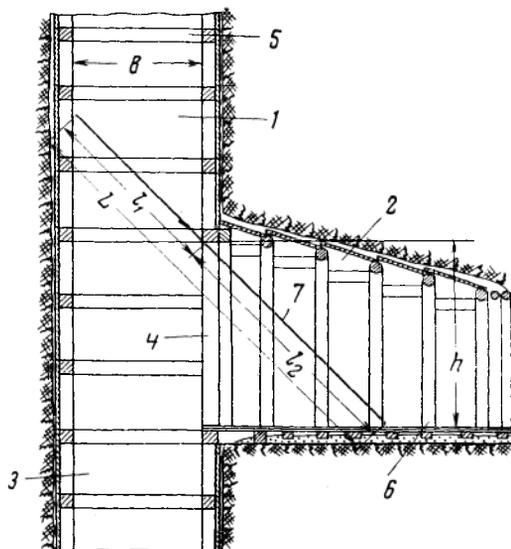


Рис. 92. Сопряжение околоствольного двора со стволом шахты:

1 — ствол шахты; 2 — рудничный двор; 3 — зумпф; 4 — станок крепи сопряжения выработок; 5 — венцовая крепь; 6 — крепежная рама; 7 — длина предмета, опускаемого в шахту

соединяют в шип и стягивают болтами. Пространство между стенками ствола и короткими сторонами станка закрепляют. По окончании работ по установке станка и укреплению стенок ствола шахты приступают к рассечке околоствольного двора, предварительно перекрыв водосборник (зумпф) прочным настилом.

В зависимости от площади поперечного сечения рудничного двора и устойчивости пород широкая часть выработки может проводиться одним забоем на всю площадь поперечного сечения (до 12 м<sup>2</sup>) или двумя-тремя уступами.

В практике горнопроходческих работ при разведке месторождений полезных ископаемых известны примеры сооружения рудничных дворов в два периода. В первый период, после рассечки на величину 2,5—3 м и закрепления непосредственного сопряжения ствола с рудничным двором, в средней части поперечного сечения рудничного двора проводят горизонтальную выработку с проектным сечением квершлага. По достижении установленной длины рудничного двора бригада продолжает проходку квершлага, а для выполнения работ второго периода организуется вторая бригада, задачей которой является расширение пройденной выработки до проектного сечения рудничного двора. Такая организация работ позволяет более быстрое вскрытие полезного ископаемого, так как работы по сооружению рудничного двора не сдерживают проходку квершлага.

Работы по расширению рудничного двора могут проводиться как прямым (от ствола), так и обратным ходом (к стволу).

Буровзрывные работы в первый период расчески необходимо проводить с особой осторожностью, чтобы не повредить крепь ствола шахты на участке сопряжения выработок. В этот период глубина шпуров должна быть не более 0,7 м, а взрывание зарядов — поочередное, по одному, с интервалом 1—2 сек. По мере удаления забоя от ствола глубину шпуров увеличивают до проектной величины.

Уборка породы в первый период производится вручную, а после удаления забоя от ствола на величину, достаточную для работы погрузочной машины, порода грузится в вагоны машиной.

## УСТРОЙСТВА И СООРУЖЕНИЯ ДЛЯ ВОДООТЛИВА

### Водосборные каналы

Сечение водосборных каналов зависит от количества протекающей воды (расхода) и уклона выработки.

Расход воды по каналу определяется из выражения

$$Q = 3600 Sv, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где  $S$  — сечение канала, заполненное водой,  $\text{м}^2$ ;

$v$  — средняя скорость течения воды в канале,  $\text{м}/\text{сек}$ .

Таблица 171

#### Допустимая скорость течения воды в незакрепленных каналах

Порода, в которой проведена канава	Скорость течения воды, $\text{м}/\text{сек}$
Песчаная почва . . . . .	До 0,3
Рыхлая почва с галечником . . . . .	» 0,75
Плотная почва, суглинок . . . . .	» 0,91
Торф . . . . .	Около 1,0
Галечник . . . . .	До 1,08
Плотная почва с галечником . . . . .	» 1,59
Щебень . . . . .	» 1,68
Мягкая коренная порода . . . . .	» 1,95
Конгломерат, мягкий сланец . . . . .	» 1,8—2,1
Слоистая порода . . . . .	» 2,1—2,7
Крепкая » . . . . .	» 3,5—4,5

Таблица 172

#### Откосы стенок в незакрепленных каналах

Порода	Величина откоса $a/h$
Песок . . . . .	1,5—2,0
Песчано-глинистая или глинистая . . . . .	1,5
Глина плотная . . . . .	1—1,5
Порода средней плотности . . . . .	0,5
Крепкая порода . . . . .	0,25

Условные обозначения:  $a$  — горизонтальная проекция борта канала,  $\text{м}$ ;  $h$  — глубина канала,  $\text{м}$ .

Величины допустимых скоростей течения воды в незакрепленных канавах приведены в табл. 171, значения углов откосов стенок незакрепленных канав — в табл. 172.

## Камеры насосных станций

### Главные станции

Камеры водоотливной станции (рис. 93) обычно располагаются вблизи ствола шахты или камеры центральной подземной электростанции.

Они должны иметь два выхода, расположенных в противоположных концах камеры, независимо от того, предусмотрена блокировка камер станций или не предусмотрена.

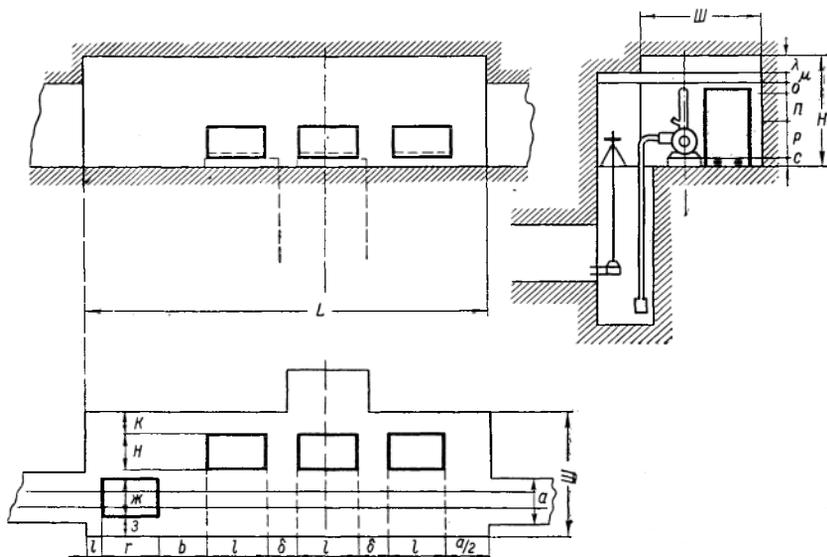


Рис. 93. Схема к определению размеров насосной камеры

В одном из ходков должен быть оборудован рельсовый путь (рудничной колеи), соединяющий камеру с главной откаточной выработкой.

Ширина горизонтального ходка должна быть достаточной для прохода доставляемого оборудования по максимальному его габаритному размеру с зазором по 200 мм на каждую сторону.

Второй ходок (трубный), соединяющий камеру со стволом, располагается под углом 25—30° к горизонту с таким расчетом, чтобы в месте сопряжения ходка со стволом расстояние по вертикали от уровня пола камеры было не менее 7 м для вертикальных стволов и не менее 3,5 м для наклонных стволов с углами наклона до 20°.

В случае затруднения устройства наклонных ходков из-за неблагоприятных гидрогеологических условий второй ходок (трубный) следует располагать горизонтально.

Ширина наклонных ходков определяется в зависимости от размещения трубопроводов и их размеров, габаритов доставляемого по ходкам оборудования и размещения лестниц или трапов с перилами.

Высота ходков определяется в соответствии с максимальной высотой перемещаемого оборудования и зазора 200 мм до перекрытия, но не менее 1500 мм для наклонного и 1900 мм для горизонтального ходков.

В ходах камер должны устанавливаться герметические и решетчатые несгораемые двери, открывающиеся наружу. В местах установки герметических дверей перекрытия должны быть плоскими.

Размеры камер зависят от числа насосных агрегатов и их габаритов, от условий расположения их вдоль продольной оси камеры в один ряд, от размеров зазоров между агрегатами последних от стенок камеры.

Согласно рис. 93 длина камеры  $L$  равна

$$L = \frac{1}{2} a + l \cdot n + b \cdot n + e + z + e,$$

где  $a$  — ширина трубного хода;

$l$  — длина насосного агрегата (по наиболее выступающим частям);

$n$  — число насосных агрегатов;

$b$  — зазор между агрегатами (равен 1000 мм);

$e$  — зазор между платформой, используемой для перевозки оборудования и выступающей частью агрегата (равен 1000 мм);

$z$  — длина платформы;

$e$  — зазор между платформой и стенкой камеры (равен 400 мм).

При отсутствии платформы  $e + z + e = 1000$  мм.

Ширина камеры  $B$  составляет:

$$B = z + ж + z + u + к, м,$$

где  $z$  — зазор между стенкой камеры и платформой (равен 200 мм);

$ж$  — ширина платформы;

$z$  — зазор между платформой и насосным агрегатом (равен 200 мм);

$u$  — ширина насоса;

$к$  — зазор между насосным агрегатом и стенкой камеры (равен 500 мм).

Высота камеры составляет:

$$H = L + M + O + П + P + C, м,$$

где  $L$  — зазор между монтажной балкой и перекрытием;

$M$  — высота монтажной балки;

$O$  — зазор между монтажной балкой и напорным трубопроводом (равен 100 мм);

$П$  — высота оси напорного трубопровода ( $П + P + C$ ), равна 1800 мм;

$P$  — высота насоса по выступающему фланцу насосного корпуса, включая фундаментную плиту агрегата;

$C$  — превышение уровня фундамента агрегата над полом камеры (равно 100 мм).

По нормам Гипроруда высота фундамента над полом камеры должна быть 200—250 мм и превышать на 150—200 мм размер фундаментной плиты насосного агрегата.

Если применяется платформа, то расположение монтажной балки должно позволять производить подъем талью насоса и электродвигателя выше платформы не менее чем на 150 мм; в случае отсутствия платформы — не менее 150 мм над полом камеры; указанная высота подъема талью должна относиться к верхней отметке фундамента агрегата.

Кроме неподвижной монтажной балки, над каждым насосом и электродвигателем должна быть предусмотрена кран-балка с ручным приводом.

Пункты токоведущих частей электродвигателей и электроаппаратуры, доступные для проникновения к ним воды, должны располагаться на высоте не менее 1000 мм от головки рельсов околоствольного двора.

Уровень пола камеры незаглубленной насосной установки должен быть выше головки рельсового пути околоствольного двора (в месте сопряжения со стволем, по которому проложены водоотливные ставы) на 500 мм, а уровень заглубленной камеры на 4—5 м ниже головки рельса того же пути. Головки рельсов в камере должны быть расположены заподлицо с полом камеры.

В насосных камерах (главного и зумпфового водоотлива) для обеспечения автоматизации установок необходимо предусматривать специальное оборудование (баки для заливки, вспомогательные насосы и др.).

### Камеры зумпфовых станций

Эти камеры устраивают при глубине зумпфа более 5 м в тупиковой выработке, примыкающей к зумпфу со стороны лестничного отделения, а при глубине зумпфа менее 5 м — в нише, в сопряжении околоствольного двора со стволом.

В этих камерах расстояние от наиболее выступающих частей насосного агрегата до ближайших стен камеры принимается: по длине — 1500 мм, по ширине со стороны прохода — 800 мм и с противоположной стороны — 400 мм.

Высоту камеры при плоском перекрытии принимают не менее 2200 мм, а при сводчатом — не менее 1600 мм от пола до пяты свода.

Расположение нагнетательного трубопровода в камере по высоте должно быть не менее 1500 мм со стороны, противоположной проходу.

Проходы между насосными агрегатами должны быть не менее 1000 мм, а между насосами и баками для заливки — не менее 700 мм.

### Водосборные колодцы

В незаглубленных камерах устраивается один или несколько водосборных колодцев прямоугольного (1 × 1,2 м) или круглого (1,2 м) поперечного сечения. Глубина колодца должна быть не более 6000 мм от уровня пола камеры и на 1800 мм ниже подошвы водосборников.

Водосборные колодцы надо размещать в непосредственной близости от насосов внутри камер станций, в отдельных случаях — в специальных нишах высотой от пола камеры не менее 1900 мм.

Поперечные размеры водосборных колодцев определяются с учетом зазоров между сливными задвижками и стенками колодца (не менее 200 мм), а также размещения клапанов на расстоянии не менее утроенного диаметра всасывающих труб. Для перекрытия устья колодцев предусматриваются стальные решетки или стальные рифленые листы.

### Водосборники

Водосборники водоотливных станций при притоках воды до 50 м<sup>3</sup>/ч устраиваются в одной выработке, а при притоке свыше 50 м<sup>3</sup>/ч — в двух отдельных выработках. Полезная емкость водосборников должна быть равна 4-часовому нормальному притоку. Емкость водосборников вспомогательных и временных водоотливных установок принимается равной 2-часовому нормальному притоку.

Выработки, предназначенные для водосборников, должны иметь в сторону насосной камеры подъем 0,001 при чистке водосборников через наклонные ходки и уклоны 0,001 при наличии осветляющих резервуаров.

Поперечное сечение водосборников принимается не менее 4,5 м<sup>2</sup> в свету при высоте выработки не менее 1900 мм.

Крезь выработок водосборника от места примыкания к водосборному колодцу должна быть бетонная на расстоянии 3000 мм по длине и на 1000 мм по ширине.

Свод водосборника должен располагаться ниже уровня или на уровне самой низкой отметки головок рельсов околоствольного двора. Ходки для чистки водосборника следует проходить под углом не более 20° к горизонту с канавкой для стока воды.

Очистка водосборников должна производиться механическим или гидравлическим способом по мере необходимости.

Сооружение насосной камеры начинают с проходки подходной выработки, соединяющей ее околоствольным двором. Подходную выработку нормального сечения проходят обычным способом с применением буровзрывных работ. Из

подходной выработки производят рассечку насосной камеры до проектного сечения. В зависимости от размеров камеры проходку ведут либо сразу по всей площади забоя, либо с разделением на горизонтальные уступы.

Буровзрывные работы проводят так же, как и при проходке горизонтальных выработок нормального сечения, учитывая все факторы, влияющие на выбор глубины шпуров, их количество, расположение, расход ВВ и т. п. Уборка породы производится породопогрузочной машиной.

Выполнив работы по проходке камеры и установке временной крепи, приступают к углубке приемных колодцев до 5—6 м, проходке ходка, соединяющего камеры со стволом шахты, и разделке котлованов под фундаменты для насосных агрегатов. По завершении этих работ производят постоянное крепление (если оно не производилось последовательно с проходкой), монтаж насосных агрегатов и трубопроводов.

### КАМЕРЫ ДЛЯ ПОДЗЕМНОГО БУРЕНИЯ СКВАЖИН

Размеры и форма камер для подземного бурения разведочных скважин определяются в зависимости от габаритных размеров бурового оборудования и механизмов, их взаимного расположения, глубины и угла наклона скважины, длины

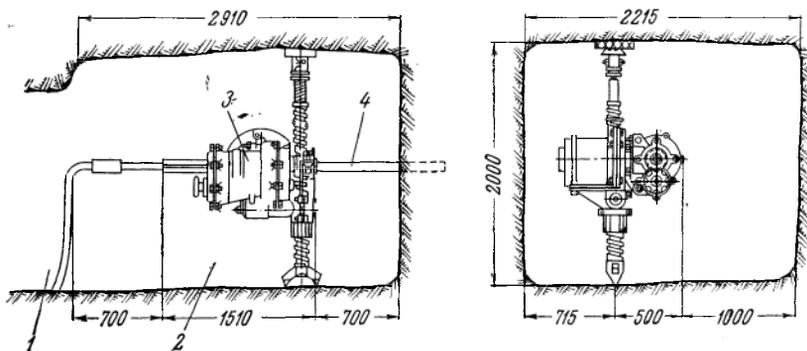


Рис. 94. Камеры для подземного бурения горизонтальных и слабонаклонных скважин

1 — подходная выработка; 2 — камера; 3 — буровой станок; 4 — буровые штанги

свечи буровых штанг и физико-механических свойств горных пород. При определении основных размеров камер необходимо предусматривать свободные пространства между стенками выработки и механизмами в пределах 0,7—1 м, в соответствии с правилами технической эксплуатации.

Камеры для подземного бурения разведочных скважин можно разделить на три группы:

- I — для горизонтальных или слабонаклонных скважин;
- II — для вертикальных скважин;
- III — для наклонных скважин под большими углами.

Камеры I группы состоят из двух элементов: подходной выработки и машинного зала, камеры II и III групп — из трех элементов: подходной выработки, машинного зала и шатровой части, предназначенной для бурового копра с площадкой блоков.

Камеры для бурения горизонтальных и слабонаклонных скважин служат для размещения и эксплуатации в них оборудования, обеспечивающего бурение скважин небольшой глубины (обычно от 30—50 до 100—150 м) и малых диаметров (46—100 мм). Бурение таких скважин производится станками конструкции БА-100М, ГП-1, НИГРИ-4 и др. Для таких станков требуются камеры небольших размеров и обычно простой формы (рис. 94).

Основные размеры камеры для бурения скважин станками типа НИГРИ-4 следующие.

По длине камеры, мм:

расстояние между устьем скважины и патроном станка . . . . .	700
длина станка с учетом величины хода шпинделя . . . . .	1510
минимальная величина выхода штанги из шпинделя станка . . . . .	100
длина сальника с отводом . . . . .	400
зазор между станком и стенкой выработки . . . . .	500

Всего 2910

По ширине камеры, мм:

зазор между станком и стенкой выработки . . . . .	1000
ширина станка до оси вращения . . . . .	500
зазор между осью вращения станка и стенкой выработки . . . . .	715

Всего 2215

Высота камеры в свету, согласно требованиям правил технической эксплуатации, принимается равной 2 м. В устойчивых породах камеры проходят без крепления, а в породах недостаточно устойчивых — с креплением.

В связи с тем, что площадь поперечного сечения камерной выработки этого типа менее  $10 \text{ м}^2$ , проходку ее осуществляют так же, как и горизонтальных выработок.

Камеры для бурения вертикальных и наклонных скважин глубиной от 300 до 1200 м предназначены для размещения в них буровых станков колонкового бурения типа ЗИВ-300, ЗИВ-650А и др. (рис. 95, табл. 173), насосов, бурового оборудования, а в ряде случаев и буровых копров.

Размеры поперечного сечения подходов выработок принимаются одинаковыми с типовыми сечениями горизонтальных горноразведочных выработок, длина их определяется проектом буровых работ в зависимости от расстояния скважины до имеющихся горных выработок.

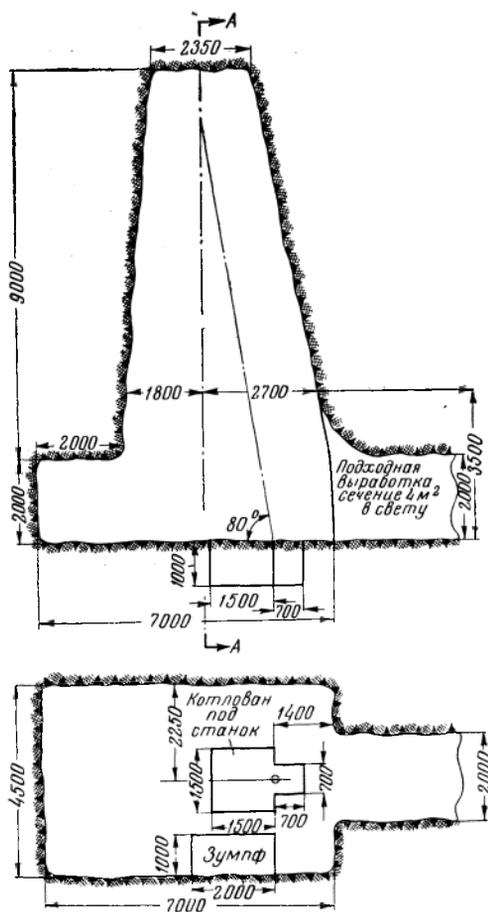


Рис. 95. Подземная камера для бурения глубоких наклонных скважин

## Размеры машинного зала в камере для подземного бурения

Показатели	Марка станка	
	ЗИВ-300	ЗИВ-650А
Общая площадь, м <sup>2</sup> . . . . .	23—30	40—50
Размеры стороны, м:		
длина . . . . .	6,5—7,0	7,5—8,0
ширина . . . . .	3,5—4,0	5,6—6,0
высота . . . . .	Не менее 2 м в свету	

Размеры нижнего основания шатровой части камеры (в зависимости от величины разнеса ног копра) следующие, м:

по длинной стороне . . . . .	3,5—4,0
по ширине . . . . .	2,5—3,0

Размеры верхнего основания шатровой части камеры, м:

по длинной стороне . . . . .	1,5—2,0
по ширине . . . . .	1,0—1,5

Минимальная высота камеры  $h$  складывается из следующих величин, мм:

превышение кондуктора скважин над почвой камеры . . . . .	250
длина свечи . . . . .	9000
длина вертлюга с крюком и креплением . . . . .	450
высота блока с крюком . . . . .	600
высота балки крепления блоков . . . . .	1000
величина зазора между балкой крепления блоков и кровлей камеры . . . . .	500
<b>Всего</b>	<b>12000</b>

Объем камеры для подземного бурения разведочных скважин определяется как сумма объемов составляющих ее элементов:

$$V_K = V_1 + V_2,$$

где  $V_1$  — объем машинного зала, м<sup>3</sup>;

$V_2$  — объем шатровой части, м<sup>3</sup>.

Объем камеры машинного зала  $V_1$  равен:

$$V_1 = A_1 \cdot B_2 \cdot h_2,$$

где  $A_1$  — ширина машинного зала, м;

$B_2$  — его длина, м;

$h_2$  — его высота, м.

Объем шатровой части камеры  $V_2$  определяют по формуле

$$V_2 = \frac{h_1}{6} [B_{ш} (2A_{ш} + a_{ш}) + b_{ш} (2a_{ш} + A_{ш})], \text{ м}^3,$$

где  $h_1$  — высота шатровой части камеры от кровли машинного зала, м;

$B_{ш}$  — ширина нижнего основания шатровой части камеры у кровли камеры машинного зала, м;

$A_{ш}$  — длина нижнего основания, м;

$a_{ш}$  — длина верхнего основания шатровой части камеры, м;  
 $b_{ш}$  — ширина верхнего основания, м.

На рис. 96 представлены камеры для подземного бурения вертикальных разведочных скважин с креплением (а) и без крепления (б).

Камеры для бурения наклонных скважин. Определенные основные размеры камер для наклонного бурения разведочных скважин и объема выемочных работ производится так же, как и при сооружении камер

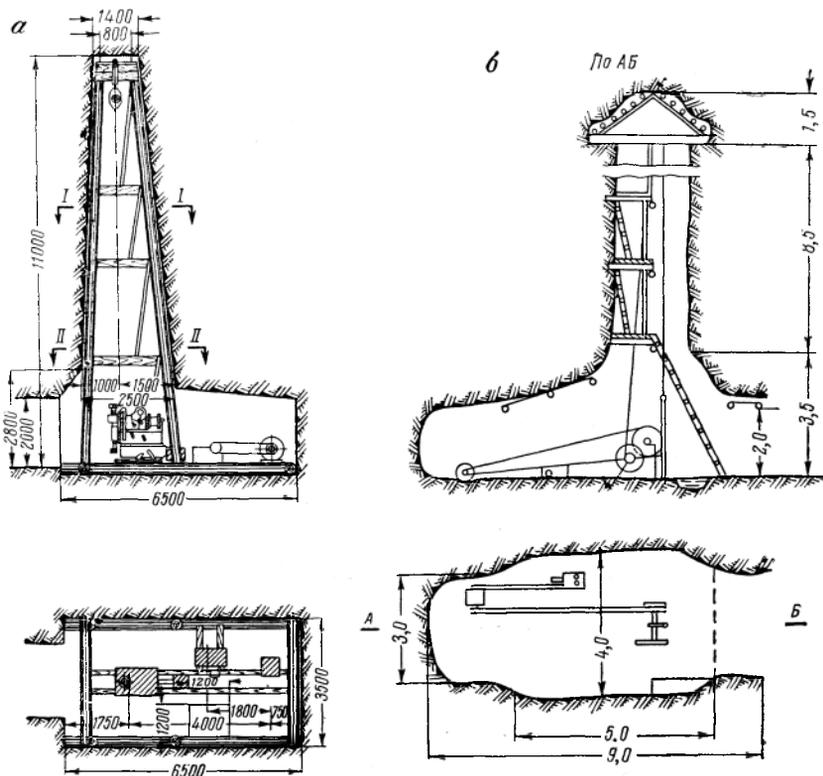


Рис. 96. Камеры для подземного бурения вертикальных скважин

для вертикального бурения, с учетом габаритных размеров монтируемого бурового оборудования, длины свечи штанг и угла наклона скважины.

В зависимости от угла наклона скважины определяется величина разнесения ног копра и длинная сторона нижнего основания шатровой части камеры. Размеры камер для наклонного бурения скважин отличаются от размеров камер для бурения вертикальных скважин лишь большей длиной нижнего основания шатровой части, в связи с чем увеличивается объем выемочных работ.

При благоприятных горно-геологических условиях шатровая часть камеры заменяется прямоугольной восстающей выработкой, проводимой под углом, равным углу наклона буримой скважины. На рис. 97 показана камера для бурения наклонной разведочной скважины, шатровая часть которой представляет собой наклонную восстающую выработку прямоугольного сечения. В камерах такого типа буровые копры обычно не монтируют: блоки или талевую оснастку подвешивают на специальных брусках или швеллерных балках, укрепленных в верхней части выработки.

Камеры для подземного бурения разведочных скважин сооружают по проектам, утвержденным главным инженером геологоразведочной партии. Работы по проходке подземных камер этого типа производят в три этапа: 1) проведение подходной выработки; 2) проведение машинного зала; 3) проведение шатровой части

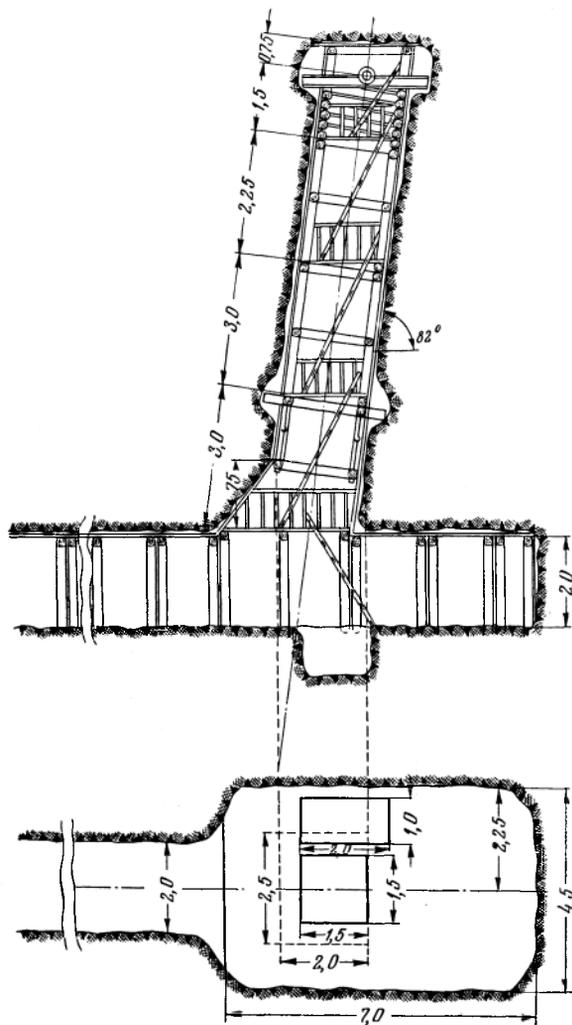


Рис. 97. Камера для бурения наклонных скважин

камеры. Форма и размеры поперечного сечения подходов выработок принимаются типовыми для данного предприятия. По окончании проведения подходной выработки приступают к проведению основной части подземной камеры — машинного зала.

Работы по проведению этой части подземной камеры организуются по одной из двух схем: а) проходка одним забоем; б) проходка узким забоем с последующим расширением.

В первом случае подходную выработку проходят до начала камеры и углубляют в контуры камеры на 1,5—2 м, после чего расширяют эту часть выработки

до проектной ширины машинного зала и дальнейшую проходку производят забоем, равным площади камеры.

Во втором случае подходную выработку проходят на всю длину, включая и длину машинного зала, после чего ее расширяют в обе стороны на всю ширину камеры, согласно проекту. Расширение может быть проведено как прямым, так и обратным ходом. По окончании работы по проведению и креплению машинного зала приступают к третьему этапу сооружения подземной камеры — работам по проходке шатровой ее части.

Бурение шпуров при проведении горизонтальных элементов камеры производится ручными перфораторами с пневмоподдержек, а при проведении шатровой части камеры шпуры бурятся телескопными перфораторами.

Взрывание шпуров в горизонтальных выработках камеры производится либо огневым способом, либо электрическим, если огневой способ допустим по условиям пылегазового режима; в шатровой части камеры согласно правилам безопасности взрывание зарядов должно быть только электрическим.

Уборка породы производится породопогрузочными машинами или вручную. Породу грузят в рудничные вагоны и откатывают их к стволу шахты или к устью штольни на отвал.

**К р е п л е н и е.** В зависимости от типа шатровой части камеры и геологических условий последнюю можно проводить без крепления. В таких случаях в шатровой части камеры сооружают лишь лестничные переходы с простейшими маршевыми площадками. Блоки подвешивают на брусках, углубленных в гnezда, разработанные в стенках вблизи верхнего основания шатровой части камеры. При проходке в недостаточно устойчивых породах используют временную крепь с последующим возведением постоянной крепи. Если шатровая часть камеры имеет вид восстающего, то все работы производят так же, как и при проходке обычных восстающих выработок. Пройденные интервалы крепят сплошной венцовой крепью или венцами на стойках в последовательности, установленной проектом.

## Глава X. ПРОВЕДЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ

### А. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОЩАДИ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ СТВОЛОВ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ

Наиболее распространенной формой поперечного сечения стволов разведочных шахт является прямоугольная. Размеры поперечного сечения ствола определяются графически в зависимости от типа, размеров и количества подъемных сосудов, их расположения в стволе, размеров расстрелов и проводников, а также размеров лестничного и вспомогательного отделений с учетом зазоров между подъемными сосудами, кренью и расстрелами. Эти зазоры регламентируются правилами техники безопасности и технической эксплуатации шахт.

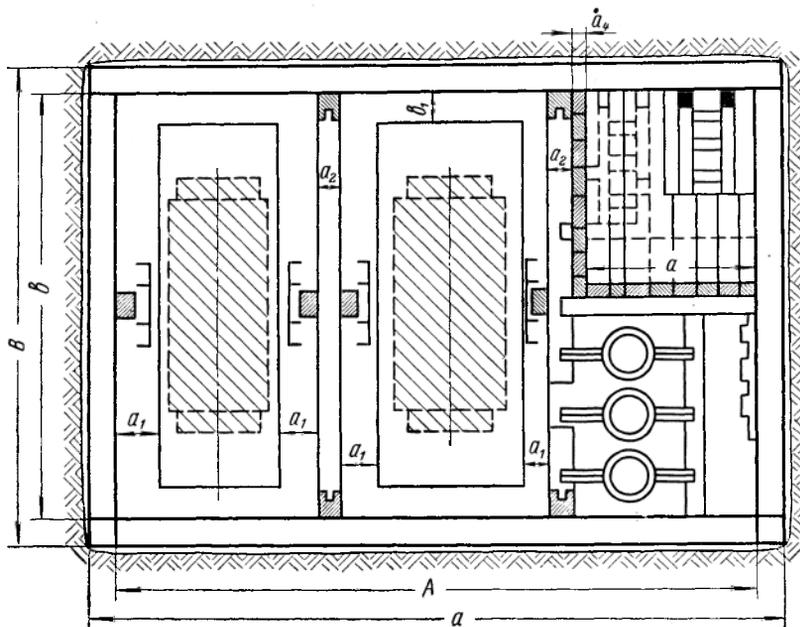


Рис. 98. Схема определения площади поперечного сечения прямоугольного ствола шахты

Габариты подъемных сосудов разведочных шахт определяются в зависимости от количества выдаваемой из разведочных выработок породы в момент их максимального развития.

Размеры лестничных отделений установлены правилами техники безопасности, а размеры трубо-кабельных отделений зависят от количества, диаметра и способа крепления труб и кабелей.

Для графического определения площади поперечного сечения на чертеже в определенном масштабе изображаются компоновка и размеры площадей и зазоров, необходимых для подъемных сосудов, расстрелов, лестничных и вспомогательных отделений (рис. 98).

Размеры поперечного сечения ствола, определенные графически, проверяют по скорости движения воздуха, которая не должна превышать следующих норм:

а) по стволам, предназначенным для спуско-подъема людей и грузов, — 8 м/сек;

б) по стволам, предназначенным только для подъема-спуска грузов, — 12 м/сек;

в) по вентиляционным стволам, не оборудованным подъемом, — 15 м/сек.

Размер длинной стороны ствола в свету можно определить из выражения

$$a = 4a_1 + 2a_2 + 2a_3 + a_4 + a_5, \text{ мм},$$

где  $a$  — размер длинной стороны ствола в свету, мм;

$a_1$  — зазор между подъемными сосудами и крепью или расстрелами, мм;

$a_2$  — толщина расстрела, мм;

$a_3$  — ширина клетки или диаметр бадьи, мм;

$a_4$  — толщина отшивки лестничного отделения, мм;

$a_5$  — ширина лестничного отделения.

Размер короткой стороны ствола в свету можно определить из выражения

$$b = 2b_1 - b_2, \text{ мм},$$

где  $b$  — размер короткой стороны ствола в свету, мм;

$b_1$  — зазор между подъемным сосудом и крепью, мм;

$b_2$  — длина клетки или диаметр бадьи, мм.

Стандартные зазоры и размеры элементов армировки стволов разведочных шахт приведены в табл. 174.

Площадь поперечного сечения ствола в свету можно определить из выражения

$$S_{\text{св}} = a \times b, \text{ мм}^2.$$

После установления размеров поперечного сечения ствола в свету производится расчет толщины крепи и определяется площадь поперечного сечения ствола шахты **вчерне**.

Площадь поперечного сечения вчерне определится:

$$S_{\text{вч}} = A \times B, \text{ мм}^2,$$

где  $A$  — размер длинной стороны вчерне, мм;

$B$  — размер короткой стороны вчерне, мм.

Для определения площади поперечного сечения ствола в проходке к площади поперечного сечения вчерне прибавляется 3—5% на неровности стенок. Таким образом,

$$S_{\text{пр}} = (1,03 + 1,05) A \times B, \text{ мм}^2,$$

При проходческом подъеме минимальная величина зазора между средними направляющими канатами должна быть не менее 300 мм.

Зазор между движущимися бадьями и выступающими частями хомутов трубопроводов должен быть не менее 400 мм. Зазор между стенками раструба проходческого полка и выступающими частями движущейся направляющей рамки бадьи должен быть не менее 100 мм. Размеры деревянных проводников приведены в табл. 175.

Лестницы должны быть установлены с углом наклона не более 80°. Над каждым полком лестницы должны выступать на 1 м или же над отверстием полка в крепь выработки должны быть прочно заделаны металлические скобы, расстояние между которыми не должно превышать 0,30 м.

Свободные размеры лазов без учета площади, занимаемой лестницей, должны быть по длине лестницы не менее 0,70 м, а по ширине не менее 0,60 м. Расстояние между полками должно быть не более 6 м. Ширина лестницы должна быть не менее 0,40 м.

Всесоюзным институтом экономики минерального сырья и Геолстройпроект-том разработаны типовые сечения стволов разведочных шахт. В табл. 176 и 177

Допускаемые зазоры между максимально выступающими частями подъемных сосудов, крепью и расстрелами в стволах вертикальных шахт

Вид крепи	Вид и расположение армировки	Наименование зазора	Минимальная величина зазора, мм	Примечания
Деревянная	Деревянная и металлическая с одно- и двухсторонним расположением проводников	Между подъемными сосудами и крепью	200	В случае особенно стесненного расположения подъемных сосудов в стволе с деревянной армировкой допускается зазор не менее 150 мм при лобовом расположении проводников, а также при двухстороннем, если наиболее выступающая часть сосуда отстоит от оси проводников не более чем на 1 м
Деревянная, бетонная, кирпичная	Между подъемными сосудами расстрел отсутствует	Между двумя движущимися сосудами	200	При жестких проводниках
То же	Металлические и деревянные расстрелы, не несущие проводников	Между подъемными сосудами и расстрелами	150	При особенно стесненном расположении подъемных сосудов в стволе этот зазор может быть допущен не менее 100 мм
»	Двухстороннее расположение проводников	Между расстрелами и частями подъемных сосудов, удаленных от оси проводников на расстояние до 750 мм	40	При наличии на подъемном сосуде выступающих разгрузочных роликов зазор между роликом и расстрелом должен быть увеличен до 250 мм
»	Деревянные с расположением по торцам подъемного сосуда	При расстоянии более 750 мм зазор между расстрелами и частями подъемных сосудов устанавливается в каждом случае расчетом	50	Между расстрелом, несущим проводник, и клетью

## Размеры проводников и расстрелов (мм)

Элементы армировки	Сечение стволов шахт, м <sup>2</sup>			
	6,0—7,6	9,0—9,7	12,5—13,4	13,8—18,1
Проводники	150×150	150×150	150×150	150×180
Расстрелы	150×200	150×200	180×220	180×220

Таблица 176

## Типовые сечения разведочных стволов шахт

Подъемный сосуд	Техническая характеристика				Модель вагонетки	Сечение в свету, м <sup>2</sup>	Вид крепи	Сечение в проходке (мм) при крепости пород по М. М. Протодьяконову		
	Длина по раме, мм	Диаметр (ширина) в свету, мм	Вес, кг	Грузоподъемность, кгс				3—5	6—9	10
Бадья емкостью 0,5 м <sup>3</sup> ВНИИОМШС (н-330-05-1)	—	750	—	—	—	3,9	Сплошная подвесная	6,0	6,6	6,6
Бадья емкостью 0,75 м <sup>3</sup> (ГОСТ 8569—57)	—	940	280	1700	—	4,83	То же	7,0	—	—
Одна клеть (IVKH 1,4—1)	1400	970	1060	2250	ВОК-35 УВО-0,5	6,44	»	—	7,6	7,6
Две клетки (IVKH 1,4—1)	1400	970	1060	2250	УВГ-0,7 ВОК-35 УВО-0,5 УВГ-0,7	9,36	»	—	9,7	9,7
Две клетки (К-0,95)	1700	1000	1800	2500	УВО-0,5 УВГ-0,7 УВГ-0,8 УВГ-1,0	10,5	»	12,5	12,5	—
Одна клеть (IVKH2,0—1)	2000	1320	1870	4000	УВО-0,8 УВГ-1,0 УВГ-1,2 ВГ-1,2	9,65	»	—	—	13,4
Две клетки (IVKH2,0—1)	2000	1320	1870	4000	УВО-0,8 УВГ-1,0 УВГ-1,2 ВГ-1,2	13,3	»	13,8	13,8	—
								—	—	14,6
								12,5	12,5	—
								—	—	13,2
								17,2	17,2	—
								—	—	18,1



По II-II

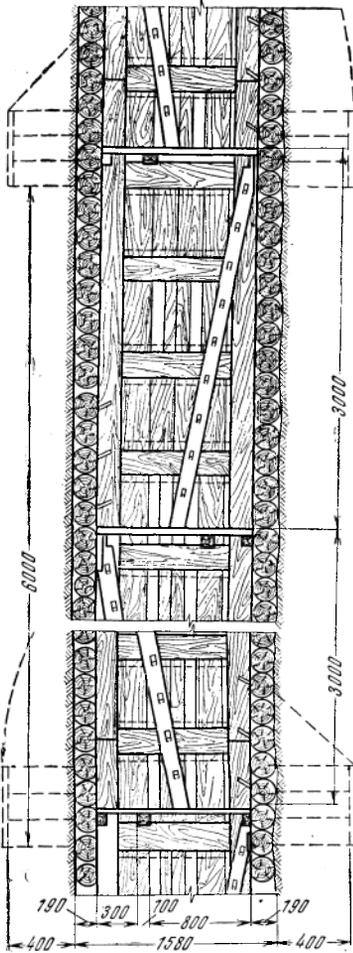


Рис. 99. Типовое сечение ствола шахты 6,0 м<sup>2</sup>

приведены типовые сечения и размеры разведочных стволов шахт, в табл. 178 — характеристика клеток. На рис. 99, 100 изображены типовые сечения стволов разведочных шахт.

Выбор места заложения ствола шахты необходимо производить с учетом горно-геологических условий проведения и возможности последующего использования ствола шахты при эксплуатации месторождения.

В связи с этим необходимо, чтобы ствол шахты не находился в зоне обрушения и были предусмотрены минимальные потери полезного ископаемого в охраняемых целиках.

Для уточнения горно-геологических условий проведения ствола шахты следует произвести контрольную разведку пород, которые будут пересекаться стволом шахты. Контрольная разведка производится бурением 1—2 скважин на расстоянии 10—15 м от места будущего ствола.

При бурении контрольных скважин необходимо получить следующие основные сведения:



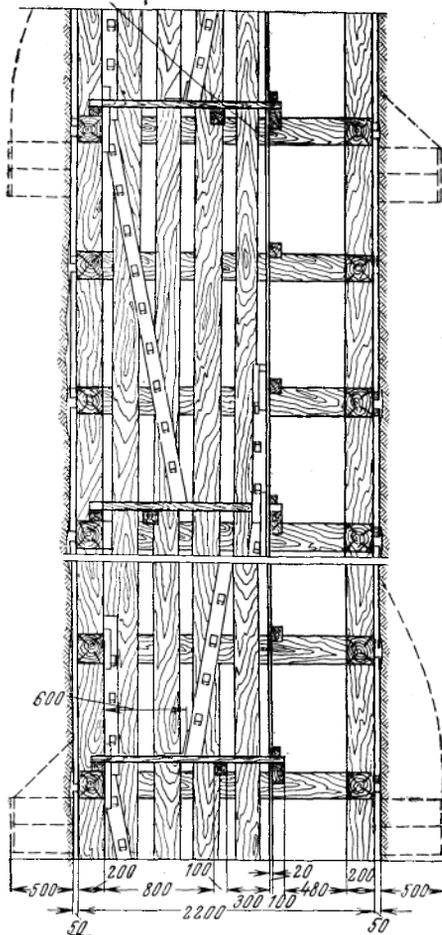


Рис. 100. Типовое сечение ствола шахты 9,7 м<sup>2</sup>

1) мощность отдельных слоев горных пород с составлением точного геологического разреза;

2) определить основные физико-механические свойства всех разновидностей горных пород (крепость, удельный и объемный вес, твердость, абразивность и др.);

3) установить все водоносные горизонты с определением их дебита;

4) при наличии больших водопритоков в будущий ствол шахты, предопределяющих специальные способы проходки (водопритоки свыше 50 м<sup>3</sup>/ч), следует установить точные отметки водоносных горизонтов, уровень и напор подземных вод, их температуру и химический состав, коэффициенты фильтрации, скорость и направление подземных потоков, а также характер и условия залегания водонепроницаемых пород.

Ствол шахты необходимо закладывать с учетом местных геоморфологических и природных условий. Он должен быть заложен в таком месте, чтобы не затанивался паводковыми водами и другими временными потоками, в стороне от оползней горных пород, осыпей и свежих лавин.

Размеры типовых сечений стволов шахт

Сечение ствола в проходке, м <sup>2</sup>	Сечение ствола в свету, м <sup>2</sup>	Размеры ствола в проходке, мм × мм	Размеры ствола в свету, мм × мм
6,0	3,9	3650×1600	3250×1200
6,6	3,9	3750×1700	3250×1200
7,0	4,7	3870×1750	3470×1350
7,6	4,7	3970×1850	3470×1350
9,0	6,5	3800×2000	3600×1800
9,7	6,5	4100×2300	3600×1800
12,5	9,25	5400×2050	5150×1800
13,4	9,25	5650×2300	5150×1800
13,8	10,4	5350×2500	4950×2800
14,6	10,4	5450×2600	4950×2800
12,5	9,35	4310×2800	3910×2400
13,2	9,35	4410×2900	3910×2400
17,2	13,3	5950×2800	5500×2400
18,1	13,3	6050×2900	5500×2400

Техническая характеристика клетей

Обозначение по типу	Количество этажей	Грузоподъемность, кг	Максимальная нагрузка на канат, кг	Проводники		Расстояние между проводниками, мм	Модель вагонетки	Размеры, мм	
				Тип	Размер, мм			Ширина	Длина
ИГУКН 1,4-1 (TK-3)	1	2250	3310	Деревянные	120 × 150	1060	УВО-0,5; ВГ-0,7	970	1400
ИГУКН2-1 (TK-5a)	1	4000	5870	»	150 × 180	1400	УВО-0,8; УВГ-1; ВГ-1,2	1320	2000
K-0,95	1	2500	—	»	150 × 180	1070	УВО-0,5; УВГ-0,7; УВГ-0,8; УВГ-1	1000	1700

Стволы разведочных шахт не рекомендуется задавать в зонах разломов, где породы сильно перемяты и могут быть осложнения в проходке. Следует также избегать пересечение стволом шахты пльвунов, проходка которых очень сложна. Желательно проходить стволы шахт в устойчивых породах.

Необходимо учитывать удобство размещения вспомогательных хозяйственных сооружений, устройство подъездных дорог и отвалов пустой породы и полезного ископаемого.

В целях водоснабжения, а также водоотлива необходимо учитывать расположение естественных водоемов. Затраты времени и средств на проходку ствола шахты и выработку из него должны быть минимальными.

## **В. ТЕХНОЛОГИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОВЕДЕНИЯ СТВОЛОВ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ**

### **1. СХЕМЫ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ ШАХТ**

Стволы шахт проходятся обычным способом (с водопритоком до 50 м<sup>3</sup>/ч) и специальными способами в сложных гидрогеологических условиях.

Обычный способ характеризуется непосредственной выемкой породы при постоянной откачке воды и закреплением пройденных участков ствола. В зависимости от принятой методики разведки стволы можно сооружать на полную проектную глубину разведки. Такой метод применяется при разведке одного-двух горизонтов месторождения. В случае разведки нескольких горизонтов ствол разведочной шахты проходится на глубину одного-двух горизонтов, на которых начинают проходить горизонтальные выработки с одновременной углубкой ствола шахты. При таком методе разведки необходимо площадь поперечного сечения ствола шахты выбирать с учетом устройства углубочного отделения.

Сооружение ствола включает три основных вида работ: выемку породы, возведение крепи и армирование. В зависимости от последовательности выполнения работ по выемке породы и возведению крепи применяют следующие технологические схемы проходки:

- 1) разновременное производство работ звеньями по выемке породы и возведению крепи (последовательная схема работ);
- 2) одновременное производство работ по выемке породы и возведению крепи в двух смежных звеньях (параллельная схема работ);
- 3) совместное (в одном звене) производство работ по выемке породы и возведению крепи (совместная схема работ).

Армирование ствола, т. е. установка расстрелов, навеска проводников и оборудование лестничного отделения могут быть осуществлены по двум схемам:

- 1) армирование производится после проходки и крепления ствола шахты на полную его глубину (последовательная схема армирования ствола);
- 2) армирование производится отдельными звеньями совместно с выемкой породы и возведением крепи (сооружение ствола с одновременным армированием).

При проходке разведочных стволов шахт в большинстве случаев применяется последовательная схема армирования, при креплении ствола шахты подвесной венцовой крепью одновременно с креплением осуществляется частичная армировка — установка расстрелов. Реже применяется сооружение ствола с одновременным армированием.

Ствол шахты по глубине разделяют на следующие участки (звенья), высота которых зависит от крености и угла падения боковых пород, конструкции крепи ствола:

при деревянной сплошной крепи и крепи на стойках . . . . .	20 м
при деревянной подвесной крепи . . . . .	20—30 »
при бетонной крепи . . . . .	30—50 »

**П о с л е д о в а т е л ь н а я с х е м а п р о х о д к и с т в о л а ш а х т ы.**  
Наиболее часто при проведении разведочных стволов шахт применяется последовательная схема проходки. Ствол по глубине разделяют на участки или звенья. В каждом звене, начиная с верхнего, вынимают породу, а затем возводят постоянную крепь. Во время работы по креплению выемку в забое ствола не производят. После закрепления очередного звена начинается выемка породы в следующем звене. Таким образом, непосредственная углубка ствола периодически приостанавливается на время, необходимое для возведения крепи звена.

Последовательная схема проходки стволов наиболее проста и безопасна, а также требует наименьшего количества оборудования на поверхности и в отвале. Однако скорость проходки при данной схеме низкая и не превышает 40—60 м в месяц.

Параллельная схема проходки ствола шахты. При данной схеме выемка породы и возведение крепи осуществляются одновременно в смежных звеньях. От уложенного опорного венца две бригады ведут работы независимо одна от другой в противоположных направлениях. Работы по углубке производятся сверху вниз, а по возведению крепи — снизу вверх.

После того, как забой отойдет на 10—12 м ниже опорного венца, выемку породы прекращают и на границе звеньев устанавливают неподвижный предохранительный полук, с которого начинают возведение крепи. Одновременно с этим ниже полка возобновляется выемка породы. Крепление звена ствола осуществляется с подвешного полка.

При этой схеме необходимо иметь две подъемные установки: одну для подъема породы из забоя, другую для спуска крепежных материалов. Работа по схеме организуется таким образом, чтобы к моменту окончания выемки породы в пределах данного звена было закончено крепление в верхнем звене. Ввиду того что скорость возведения крепи значительно выше скорости выемки породы (в 2—4 раза), число рабочих смен в сутки по возведению крепи должно быть соответственно меньше числа рабочих смен по выемке. Обычно постоянную крепь возводят во время бурения шпуров и разборки породы.

Для применения параллельной схемы проходки ствола шахты необходимо иметь значительную площадь поперечного сечения и выработка должна быть большой глубины (свыше 200 м). В организационном отношении эта схема гораздо сложнее последовательной.

Совместная схема проходки ствола шахты. Совместная схема производства работ предусматривает выполнение операций по выемке породы и возведению крепи в одном звене и применяется при подвесном креплении, когда крепь возводится сверху вниз. Работы по выемке породы и возведению крепи входят в один проходческий цикл, при этом работы выполняются последовательно и непосредственно в забое. Во избежание повреждения крепи во время взрыва крепление может отставать на 10—15 м (при весьма устойчивых породах). В этом случае работы по выемке породы и возведению крепи могут осуществляться параллельно.

Применение этой схемы может осуществляться при сооружении стволов различной глубины и поперечного сечения. Эта схема более совершенна, чем две предыдущие.

## 2. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

До начала работ по проходке стволов шахт выполняют значительный объем работ подготовительного периода.

Перед началом подготовительных работ необходимо тщательно изучить проектный материал, касающийся сооружения ствола шахты и всего комплекса промплощадки и жилого поселка. Подробно ознакомиться с районом работ, состоянием транспортных путей, наличием местных строительных материалов, источников водоснабжения и возможностью использования государственной сети электроснабжения.

Все работы подготовительного периода можно разделить на две группы — работы нулевого цикла и собственно подготовительные.

К работам нулевого цикла относится планировка строительной площадки, которую производят в соответствии с проектом поверхности шахты. В этот период решаются вопросы об отвалах породы и отводе воды с учетом рельефа местности, устраиваются водоотводные каналы, лотки и ливнестоки, укладываются подземные коммуникации, строятся внутриплощадочные дороги и закладываются фундаменты под наиболее ответственные здания и сооружения.

К работам собственно подготовительного периода относятся следующие:

1. Устройство подземных путей, которое производится одновременно со строительством промышленной площадки шахты. Временные автоподъезды и автодороги можно устраивать с покрытием из крупных железобетонных плит на щебеночном или земляном основании. Необходимо строить шоссейную дорогу, которая связывала бы промплощадку шахты с основной базой экспедиции или с ближайшей железнодорожной станцией.

2. Складское хозяйство. На строительной площадке необходимо строить закрытые помещения для хранения цемента и гипса, навес для громоздкого оборудования, кладовую для хранения ценных материалов и оборудования (электродвигателей, аппаратуры, метизов, спецодежды и пр.). Лесные материалы должны храниться на постоянном лесном складе. Песок и щебень для строительных и горных работ необходимо складировать у бетонно-растворной установки.

3. Водоснабжение. Расход воды для промышленного и жилищного строительства определяют из расчета удовлетворения технических потребностей (питание котлов, охлаждение компрессоров, питание бетонно-растворного узла и др.), хозяйственных нужд (питьевая вода, быткомбинат и пр.) и противопожарной охраны.

Суточный расход воды для промышленных целей около 60—80 м<sup>3</sup>, для хозяйственных 30—50 м<sup>3</sup> и на пожаротушение 110 м<sup>3</sup>. Запас воды для тушения пожара должен возобновляться в течение 48 ч.

Для снабжения водой либо используют природные источники, либо бурят скважину. Для создания запаса воды на площадке устраиваются резервуары. Целесообразно построить водонапорную башню для создания напора в водопроводной линии.

4. Энергоснабжение. Если вблизи строительства шахты проходит Государственная линия электропередач, то в подготовительный период необходимо построить высоковольтную линию электропередачи и соорудить подстанцию необходимой мощности, оборудовав ее силовыми и осветительными трансформаторами, комплектными высоковольтными и низковольтными устройствами.

В случае отсутствия Госэнергосети для снабжения проходки ствола шахты необходимо построить временную электростанцию, оборудованную передвижными электростанциями ЖЭС-65 и ЖЭС-30 или же локомобильными или дизельными установками.

Таблица 179

Примерная установочная мощность при проходке стволов разведочных шахт

Оборудование	Сечение стволов шахт, м <sup>2</sup>							
	6,0—7,6		9,0—9,7		12,5—13,4		13,8—18,1	
	Количество электродвигателей, шт.	Суммарная установочная мощность, квт	Количество электродвигателей, шт.	Суммарная установочная мощность, квт	Количество электродвигателей, шт.	Суммарная установочная мощность, квт	Количество электродвигателей, шт.	Суммарная установочная мощность, квт
Подъемные лебедки . . .	1	45	1	55	1	60	1	140—190
Насосы проходческие . . .	1	30	1	45	1	75	1	75—100
Компрессоры . . . . .	1	80 *	2	160 *	2	160 *	2—3	160—240 *
Вентиляторы . . . . .	1	11	1	11	1	30	1	30
Лебедки проходческие . . .	2	20	3	30	4	50	6	70
Механические мастерские . .	3	20	4	25	6	40	6	40
Строймеханизмы . . . . .	1	20	2	25	3	35	3	35
Освещение . . . . .		9		15		17		20
Итого . . . . .	10	235	14	366	18	467	20—21	510—725

\* При дизельном приводе указанная мощность исключается.

В табл. 179 приведена примерная установочная мощность при проходке стволов разведочных шахт.

5. Противопожарные мероприятия. Для обеспечения противопожарной охраны на строительной площадке устраивается резервуар емкостью, обеспечивающей подачу воды для тушения пожара в течение 3 ч при расходе 10 л/сек. Кроме того, на строительной площадке должен быть полный набор противопожарного инвентаря.

6. Теплоснабжение. Для обеспечения строительства горячей водой и паром сооружается котельная, оборудованная двумя-тремя котлами системы Добрина типа ВГД-28/8.

7. Механизированная база строительства. В подготовительный период сооружается строительный двор шахты, в состав которого входят гараж, механические мастерские, состоящие из кузнечного, электромеханического и бурозаправочного цехов, бетонно-растворный узел, пилорама и плотничная мастерская.

8. Временные здания. В подготовительный период должны быть построены здания подъемной машины, бытового комбинат, ламповая, административное здание, склады и пр.

Для сооружения временных зданий целесообразно применять инвентарные сборно-разборные конструкции.

Для устройства фундаментов под лебедки следует применять сборно-разборные фундаменты из крупных блоков.

Перед началом проходки ствола необходимо произвести монтаж подъемно-транспортного и вентиляционного оборудования, компрессорной станции и другие вспомогательные работы.

9. Маркшейдерская служба. В подготовительный период строительства организуется маркшейдерская служба, которая производит геодезические и маркшейдерские работы. В состав этих работ входят: разбивка осей, угловых точек, горизонтальные и вертикальные привязки строящихся на поверхности зданий, фундаментов под оборудование, разбивка и вынесение оси ствола, инструментальный контроль за производством работ по выемке и креплению устья ствола и пр.

В подготовительный период необходимо заключить договор с соответствующими ведомствами на присоединение к энергетическим, железнодорожным,

Таблица 180

**Комплексы проходческого оборудования\***

Наименование оборудования	Марки оборудования	
	Для стволов шахты сечением 6,0—9,0 м <sup>2</sup> и глубиной до 100 м	Для стволов шахт сечением 12,5—13,8 м <sup>2</sup> и глубиной до 300 м
Проходческий копер	I типоразмер	II типоразмер
Подъемная лебедка	2БЛ-1200/1030	2БЛ-1200/830; 2БЛ-1600/824
Перфораторы	ПР-24л; ПР-24ЛУ; ПР-30к; ПР-30 л	ПР-24л; ПР-24ЛУ; ПР-30к; ПР-30л
Отбойные молотки	МО-10; МОО-10	МО-10; МОО-10
Грейферный грузчик	БЧ-3	БЧ-1
Бадья проходческая емкостью	0,5 м <sup>3</sup>	0,75 м <sup>3</sup>
Вентилятор	ВМ-5	ВМ-5
Подвесной проходческий насос	ВН-3А	ППН-50 с
Забойный насос	БН-15/4	ВН-15/4

\* Технические характеристики оборудования приводятся в соответствующих разделах справочника.

телефонным и другим коммуникациям, а также заключить договоры и получить наряды на оборудование, инвентарь и материалы.

В табл. 180 приведены комплексы оборудования, рекомендуемые ЦНИГРИ для проходки разведочных стволов шахт.

### 3. ПРОХОДКА УСТЬЯ СТВОЛА ШАХТЫ

В подготовительный период строительства ствола шахты наряду с другими работами сооружается устье ствола.

Проходка устья ствола начинается с фиксирования центра ствола шахты и инструментальной разбивки его осей. На расстоянии не менее 20—25 м от ствола шахты закладывают осевые реперы, определяющие центр ствола.

Перед началом проходки устья ствола шахты укладывается временная рама-шаблон, внутренние размеры которой соответствуют размерам ствола в проходке. Рама-шаблон прямоугольной (для круглых стволов — восьмигранной) формы изготавливается из деревянных брусков сечением 25 × 25 или 30 × 30. Бруска соединяются болтами. После установки рамы-шаблона маркшейдер проверяет правильность расположения осей ствола шахты и дает разрешение на проходку.

Ввиду того что устье, как правило, проходится в более сложных горно-геологических условиях, чем остальной ствол, и учитывая тяжелые условия работы крепления устья (большое горное давление, значительные статические и динамические нагрузки при движении подъемных сосудов и пр.), крепь выполняется из монолитного бетона или железобетона.

По правилам техники безопасности устье ствола шахты должно быть закреплено на протяжении не менее 10 м огнестойкой крепью. Крепь устья с внешней стороны имеет вид двух-трех уступов высотой 2—4 м каждый. Верхний уступ необходимо закладывать ниже линии промерзания.

Опорный венец желательно закладывать под слоем наносов в коренных породах, на 2—3 м ниже их контакта. При большой мощности наносов опорный венец можно заложить в них же, выбрав для его установки наиболее плотные слои.

Сооружение устья ствола организуется с применением одной из двух схем производства работ: 1) до монтажа копра и подъемных машин; 2) после монтажа копра и полного его оснащения, а также монтажа подъемных машин.

В первом случае работы по сооружению устья производятся в течение подготовительного периода, во втором случае — по окончании как бы первой очереди работ подготовительного периода.

В большинстве случаев при сооружении стволов шахт проходка устья осуществляется по первой схеме производства работ. Работы по сооружению устья производятся следующим образом. Верхнюю часть устья (3—4 м) проходят открытым способом без установки временной крепи, а затем возводят монолитную бетонную или железобетонную крепь. Выемку породы осуществляют лопатами, кайлами (в рыхлых породах), а в более плотных — отбойными молотками и пневмомолами. После закрепления верхней части устья приступают к установке на ней основной (нулевой) рамы. Основная рама служит для перекрытия устья ствола и устройства ляд. Расположение отдельных элементов основной рамы определяется размещением оборудования в стволе, проектным расположением постоянных расстрелов и увязывается с балками верхней разгрузочной площадки копра и натяжной рамы в стволе.

Рама состоит из стальных или прочных деревянных балок, жестко соединенных друг с другом болтами, заклепками и хомутами, и деревянного или металлического настила.

Основная рама вместе с настилом не должна возвышаться над уровнем приемной площадки (нулевой отметки). Проемы для пропуска бадей оборудуются двустворчатыми лядами. Направляющие и подъемные канаты пропускаются через вырезы в створах ляд. Нулевая рама прочно соединяется анкерными болтами с крепью устья.

После установки основной рамы приступают к дальнейшему сооружению устья. Порода вынимается с помощью отбойных молотков или пневмомолов, а в случае крепких пород — буровзрывным способом, причем взрывные работы необходимо осуществлять с предельной осторожностью.

Породу на поверхность выдают в бадьях, бадьи грузятся грейферными грузчиками. Для подъема бадей применяются треноги, краны и укосины с электрическими лебедками. Весьма целесообразно для подъема бадей использовать автомобильные краны любого типа (АК-5, АК-3, ЛАЗ-620, К-51, К-52, ДЭК-51 и др.).

По мере выемки породы стенки устья закрепляют временной подвесной крепью с плотной затяжкой. Выдача воды при малом притоке осуществляется бадьями (3—4 м<sup>3</sup>/ч), при большом водопритоке применяются насосы.

При сооружении устья ствола после установки копра и подъемной машины работы организуются следующим образом. Одновременно с монтажом копра в месте закладки ствола на глубину 3—4 м отрывают котлован для верхней части устья и сразу же возводят монолитную железобетонную крепь. Затем монтируют основную раму и далее после окончания монтажа копра и подъемной машины продолжают работы по сооружению устья. При этой схеме работы подготовительного периода как бы разбиваются на две очереди, в первую очередь устанавливается копер и подъемная машина, а во вторую — сооружается устье ствола и ведутся все остальные работы. Такая последовательность работ позволяет несколько сократить общую продолжительность подготовительного периода и повысить скорость сооружения устья ствола.

По первой схеме организации работ по проходке устья ствола средняя месячная скорость составляет 10—15 м, во второй — 15—25 м.

### Наземные сооружения

После укладки основной проходческой рамы приступают к монтажу проходческого копра, расположенного непосредственно над стволом шахты. При проходке разведочных стволов шахт обычно применяются проходческие копры, которые по окончании проходки ствола используются для поднятия породы при проведении горизонтальных и наклонных разведочных выработок. Исходя из небольшого срока службы разведочных горных выработок, целесообразно применять сборно-разборные проходческие копры.

Копры включают: нижнюю приемную, верхнюю разгрузочную и подшивные площадки. Нижняя площадка совпадает по уровню с основной проходческой рамой. Размеры площадки равны площади основания копра, ствол находится внутри этой площадки.

Верхняя разгрузочная площадка располагается внутри копра на высоте 4—6 м выше нижней приемной площадки; она предназначена для разгрузки подъемных проходческих сосудов.

Подшивная площадка предназначается для установки копровых шкивов.

Проходческие копры могут быть деревянными и металлическими. Для опоры копров устраиваются специальные фундаменты или же фундаментом для некоторых конструкций служит устье ствола. Для придания копрам большей устойчивости их усиливают с двух сторон наклонными укосинами.

Геолстройпроектом разработаны четыре конструкции сборно-разборных проходческо-эксплуатационных копров. Технические данные их приведены в табл. 181.

Таблица 181

Техническая характеристика проходческо-эксплуатационных копров  
Геолстройпроекта

Типоразмер	Сечение ствола шахты, м <sup>2</sup>	Высота копра, м	Разнос ног, м	Размер подшивной площадки, м
I	6—9	13,3	7,0×2,4	3,5×2,5
	6—9	13,3	7,0×2,4	3,0×3,0
II	12—18	17,6	6,0×3,0	6,4×4,8
	12—18	17,6	6,0×3,0	6,4×4,8

Для стволов шахт сечением 6—9 м<sup>2</sup> предназначены деревянные копры высотой 13,6 м (см. рис. 100), ноги деревянных копров опираются на самостоятельные фундаменты. Металлические сборно-разборные копры высотой 13,6 и 17,6 м предназначены для проходки стволов сечением свыше 12 м<sup>2</sup>. Фундаментом для этих копров служит бетонный воротник устья ствола шахты. Копры оборудуются стандартными шкивами. В табл. 182 приведена техническая характеристика шкивов для подъемных установок, а в табл. 183 — шкивов для навески оборудования.

Таблица 182

**Проходческие копровые шкивы для подъемных установок**

Марка шкива	Диаметр шкива, м	Диаметр каната, мм	Расчетная нагрузка, т	Вес, кг
<b>Шкивы на подшипниках скольжения</b>				
ШК-2	2.0	21,5; 23,25	41,2	1162
ШК-2,5	2.5	25,32	52,2	1456
<b>Шкивы с подшипниками качения</b>				
ШКК-1,25	1,25	12,5; 14; 15,5	16,2	390
ШКК-1,16	1,16	15,5; 17,0; 18,5; 20,0	27,2	508
ШКК-2	2.0	21,5; 23; 25	36,4	1026

Таблица 183

**Шкивы для навески вспомогательного проходческого оборудования**

Марка шкива	Диаметр шкива, мм	Диаметр каната, мм	Допускаемая нагрузка на канат, т	Вес, кг
<b>Одинарные шкивы</b>				
ШКН-1-04-20-360/5,6	380	17; 18,5; 20	5,6	66
ШКН-1-06-25-360/7,5	575	22; 23,5; 25	7,5	115
ШКН-1-06-31-360/11,2	569	26,5; 28; 31	11,2	149
<b>Спаренные шкивы</b>				
ШКН-2-04-20-230/5	380	17; 18,5; 20	5,0	120
ШКН-2-04-20-300/5	380	17; 18,5; 20	5	124
ШКН-2-04-20-390/5	380	17; 18,5; 20	5	128
ШКН-2-04-20-650/5	380	17; 18,5; 20	5	142

**4. ПРОХОДКА СТВОЛОВ РАЗВЕДОЧНЫХ ШАХТ  
В ОБЫЧНЫХ УСЛОВИЯХ**

**Буровзрывные работы**

При проведении разведочных стволов шахт целесообразно применять ВВ с большой бризантностью и работоспособностью. При проходке стволов могут быть рекомендованы: аммонит скальный № 1 ЖВ, прессованный аммонит № 6 ЖВ и водостойчивый № 7 ЖВ, детонит 6А, детонит 10А, труднозамерзающий диамит 62%-ый.

Взрывание разрешается электрическое или электроогневое. Для правильного ведения взрывных работ необходимо точнее определить расход ВВ на 1 м<sup>3</sup> обуренной породы. Расчет удельного расхода ВВ производится на основании методики, изложенной в гл. II.

В практике скоростных проходок стволов в СССР намечается тенденция к увеличению расхода ВВ. Увеличение расхода ВВ обусловливается стремлением обеспечить лучшее дробление породы и повышение производительности погрузочной машины.

Обычно конструкция заряда ВВ в шпуре принимается колонковой с расположением патрона-боевика первым или вторым от устья шпура.

Сложность проведения стволов шахт предъявляет особые требования к определению количества шпуров и распределению ВВ в них. Необходимо, чтобы периферийные шпуры, обеспечивающие точное оконтуривание, имели небольшое расстояние один от другого, а малые заряды ВВ в них исключали бы отбойку излишней породы за контуром ствола и образование трещин и заколов в породах.

С увеличением глубины шпуров сверх 2 м уменьшается скорость бурения в единицу чистого времени, увеличивается неравномерность дробления кусков породы. В породах весьма крепких глубина шпуров обычно не превышает 1,5—2,0 м.

С увеличением притока воды, наоборот, целесообразно увеличивать глубину шпуров, так как при этом уменьшается продолжительность операций, отнесенных на 1 пог. м ствола, связанных с подъемом и спуском насосов.

На расположение шпуров в забое оказывают влияние форма поперечного сечения ствола, физико-механические свойства пород, способ бурения, тип бурильных машин и др.

Врубовые шпуры бурят либо с наклоном к центру ствола, с таким расчетом, чтобы не производился подрыв одного шпура другим, либо вертикально. Угол наклона врубовых шпуров принимается в пределах 65—70° в зависимости от глубины и крепости пород. Для оконтуривания поперечного сечения ствола по контуру располагаются периферийные шпуры, которые бурят с углом наклона в сторону стенки ствола 85—78°; расстояние между ними принимается в породах средней крепости 0,7—0,8 м, в крепких — 0,6—0,7 м; расстояние от устья шпура до стенок ствола принимается 0,15—0,2 м; нельзя допускать, чтобы периферийные шпуры пересекали проектный контур ствола.

Перед заряджанием шпуры должны быть тщательно очищены от шлама и продукты сжатым воздухом. Перед началом заряджания горный мастер проверяет расположение шпуров и глубину, а также соответствие паспорту буровзрывных работ. Неправильно пробуренные шпуры не заряжают или заряды в них должны быть соответственно изменены. Заряджание шпуров производится строго по паспорту буровзрывных работ. Необходимо заполнять все сечение шпура взрывчатым веществом. Для этого патроны ВВ надрезаются вдоль и при заряджании на них слегка надавливают забойником.

При заряджании необходимо следить за тем, чтобы не нарушать изоляцию проводников электродетонаторов. Концы проводников должны быть замкнуты накоротко. В мокрых забоях после продувки шпуров в них забивают колышки, чтобы в шпур не стекал шлам из забоя. После заряджания оставшуюся часть шпура заполняют инертной забойкой. Во избежание короткого замыкания, повреждения электровзрывной сети и соприкосновения проводов с водой в шпуры после их забойки вставляют деревянные колышки высотой 0,7—1,0 м, на которых монтируют детонаторные и соединительные провода. К соединительным проводам подсоединяют магистральный двухжильный провод с резиновой или полихлорвиниловой изоляцией марки АПР или АПВ сечением 6—9 мм<sup>2</sup>. Свободные концы провода изолируют и убирают на предохранительный полок или в багью. Проверка исправности сети производится с предохранительного полка. После проверки и исправления сети магистральный провод подсоединяют при помощи бронированного двухполюсного включателя к кабелю для взрывания. Кабель и выключатель до подсоединения магистральных проводов должны быть заземлены. Для взрывания можно применять кабели ГРШС и ГРШСН, сфазированные на две жилы. Кабель прикрепляют к гибкому тросу с помощью хомутов. Длина кабеля должна быть на 25—35 м больше глубины ствола шахты. Кабель на поверхности

навивается на барабан специальной лебедки. Шпурсы взрываются от сети напряжением 220—127 в.

Перед производством взрыва все ляды открываются, бадьа и все подвесное оборудование поднимаются на недосыгаемую для кусков породы высоту при их разлете.

Копер, прилегающие к стволу рельсовые пути, канатные проводники, лебедки, трубы, канаты и другое оборудование должны быть заземлены.

Для обеспечения большего эффекта взрыва забой ствола перед взрыванием целесообразно подтопить водой (на высоту 0,5—0,6 м). Во время взрыва из копра удаляются все люди.

После производства взрыва и проветривания горный мастер вместе со взрывником осматривают забой и стенки ствола. Только после осмотра забоя и приведения ствола в безопасное состояние разрешается приступить к уборке породы. Приведение ствола в безопасное состояние заключается в выявлении и ликвидации отказов и сбрасывании вниз залетевших во время взрыва на крепь кусков породы.

Качество буровзрывных работ оценивается коэффициентом использования шпуров и коэффициентом излишка сечения ствола шахты. Коэффициент использования шпуров должен быть не менее 0,8, а коэффициент излишка сечения не превышать 1,2.

### Погрузка породы и проходческий подъем

Погрузка породы при проведении разведочных стволов шахт является одной из наиболее трудоемких операций и занимает до 60% времени цикла.

Для погрузки бадей используются грейферные погрузчики (погрузочные машины) легкого типа с ручным вождением их по забю (табл. 184).

Таблица 184

Техническая характеристика основных типов грейферных погрузчиков, применяющихся при проходке разведочных стволов шахт

Показатели	Марки погрузчиков			
	БЧ-1 *	БЧ-3 *	ГП-2	КС-3
Емкость грейфера, м <sup>3</sup> . . . . .	0,1	0,05	0,15	0,22
Число лопастей . . . . .	4	4	5	6
Диаметр грейфера, мм:				
раскрытого . . . . .	1350	900	1230	1670
закрытого . . . . .	1050	740	960	1124
Высота с пневмоподъемником, мм . . . . .	4180	3520	4240	4410
Ход цилиндра пневмозатвора, мм . . . . .	2500	2300	2450	2500
Средняя продолжительность цикла черпания, сек . . . . .	40	25	40	40
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	2,5	1,8	2,5	3,25
Средняя производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	8	7	14	15
Вес, кг . . . . .	500	340	680	817

\* Грузчики БЧ-1 и БЧ-3 используются в настоящее время, но выпуск их прекращен. Разрабатываются новые модели малогабаритных грейферных грузчиков.

Опыт эксплуатации грейферных погрузчиков показал, что для успешного их применения необходимо иметь следующие площади сечения ствола на одну машину: для погрузчика БЧ-3 — 9—10 м<sup>2</sup>; БЧ-1 и ГП-2 — 10—12 м<sup>2</sup> и КС-3 — 16—18 м<sup>2</sup>. Условия погрузки породы во времени не являются постоянными и могут быть подразделены на три фазы.

К первой фазе относится погрузка верхних слоев взорванной породы, которая грузится в бадю грузчиком без ручной разборки. Эта фаза занимает 50%. Ко второй фазе относится нижележащая порода, погрузка которой производится с частичной ручной разборкой породы. Удельный объем этой фазы составляет около 30%. К третьей фазе относится слой породы, примыкающий непосредственно к забою. Работа по погрузке осуществляется с полной ручной разборкой. Удельный объем третьей фазы составляет примерно 20%.

Фактическую производительность грейферного грузчика можно определить по формуле

$$P = \frac{3600q \cdot K_1 \cdot K_2}{t}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где  $q$  — емкость грейфера,  $\text{м}^3$ ;

$K_1$  — коэффициент наполнения грейфера (0,9—1,3);

$K_2$  — коэффициент использования грейфера во времени (0,1—0,7);

$t$  — время цикла одного черпания, сек.

Сменную производительность можно определить из выражения

$$P_{\text{см}} = P \cdot T_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{см},$$

где  $T_{\text{см}}$  — время работы грузчика в смену, ч.

Число пневмогрузчиков определяется по формуле

$$n_{\text{гр}} = \frac{V}{i \cdot P_{\text{см}}},$$

где  $V$  — объем взорванной породы за один проходческий цикл,  $\text{м}^3$ ;

$i$  — число смен уборки породы в цикле.

Число погрузчиков, полученное из этого выражения, необходимо проверить по оптимальной площади забоя ствола шахты, приходящейся на один пневмогрузчик.

Подъемные установки при проходке стволов служат для выдачи породы и одновременно воды, а также для спуска и подъема людей и материалов.

Проходческая подъемная установка состоит из подъемной машины, подъемных сосудов, прицепных устройств, направляющих рамок, подъемных канатов, направляющих канатов, подвесных полков.

Особенностью работы проходческих подъемных установок являются: изменение высоты подъема, вследствие чего изменяются скорость подъема и вес поднимаемого груза по мере проходки ствола; изменение скорости движения подъемных сосудов в течение одного цикла подъема на участке ствола без направляющих, по направляющим и при прохождении через проемы подвесного полка и нулевой рамы.

При проходке стволов разведочных шахт применяется однобадьевой и реже двухбадьевой подъем. При однобадьевом подъеме в движении всегда находится одна бадь, которую освобождают от груза на поверхности прокидыванием, без отцепки от каната. При двухбадьевом подъеме в движении находятся две бади — груженная поднимается, а порожняя опускается в забой. Во время движения бадей в забое всегда находится одна бадь, в которую происходит погрузка породы. При спуске порожней бади в забой, последняя отцепляется, а загруженная бадь прицепляется к канату. Таким образом, в работе находятся две (при однобадьевом подъеме) или три (при двухбадьевом подъеме) бади.

Недостатком двухбадьевого подъема является зависимость движения одной бади от другой, что усложняет маневры с бадьями и организацию работ при подъеме. Однако такая подъемная установка имеет большую производительность.

Однобадьевая установка более маневрена в работе, но имеет производительность на 25—35% меньше, чем двухбадьевая. Такая установка имеет неуравновешенную концевую нагрузку, что требует повышенную мощность подъемной машины.

В практике геологоразведочных работ на проходке стволов шахт используются временные подъемные машины, которые в дальнейшем используются

при проходке горизонтальных и наклонных выработок, в связи с этим Геолстрой-проектом разработаны конструкции проходческих копров, позволяющие использование как бадей, так и клетей (рис. 101).

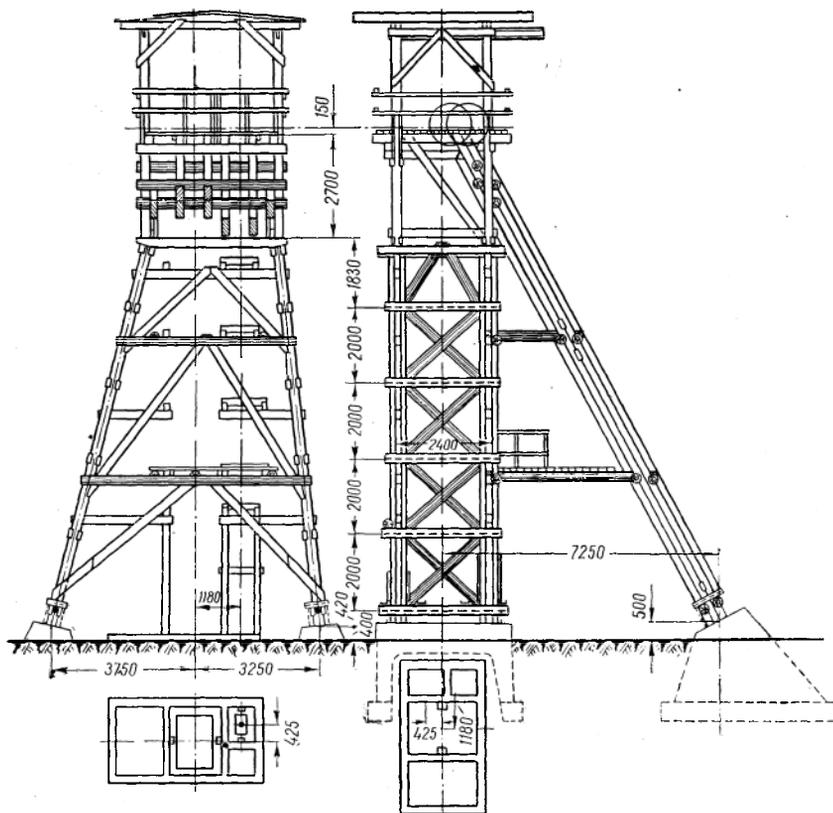


Рис. 101. Деревянный проходческо-эксплуатационный копер конструкции Геолстройпроекта

С увеличением глубины ствола режим работы подъемной установки изменяется, так как при этом увеличивается скорость подъема. Максимальная скорость движения бадей с грузом по направляющим определяется по формуле

$$v_{\text{макс}} = \frac{2}{3} 0,8 \sqrt{H}, \text{ м/сек},$$

где  $v_{\text{макс}}$  — максимальная скорость, м/сек;  
 $H$  — высота подъема, м.

При движении без направляющих скорость движения бадей с грузом не должна превышать 2 м/сек. Максимальная скорость движения бадей по направляющим при спуске и подъеме людей определяется из выражения

$$v_{\text{макс}} = \frac{1}{3} 0,8 \sqrt{H}, \text{ м/сек},$$

При отсутствии направляющих эта скорость не должна превышать 1 м/сек. Особенностью эксплуатации проходческого подъема является наличие большого количества периодов скоростей в цикле. Цикл подъема совершается в следующей последовательности. Грузеную бадью поднимают над забоем на 1,5—1,7 м для обorkи днища от приставших кусков породы и ятобы «успокоить» бадью. Затем бадья со скоростью не более 2 м/сек движется к подвесному полку, на котором располагается натяжная рама, и проходит через его раструбы со скоростью 0,3—0,6 м/сек. Затем скорость подъема увеличивается до максимальной, и бадья движется с максимальной скоростью, пока не подойдет к нулевой раме.

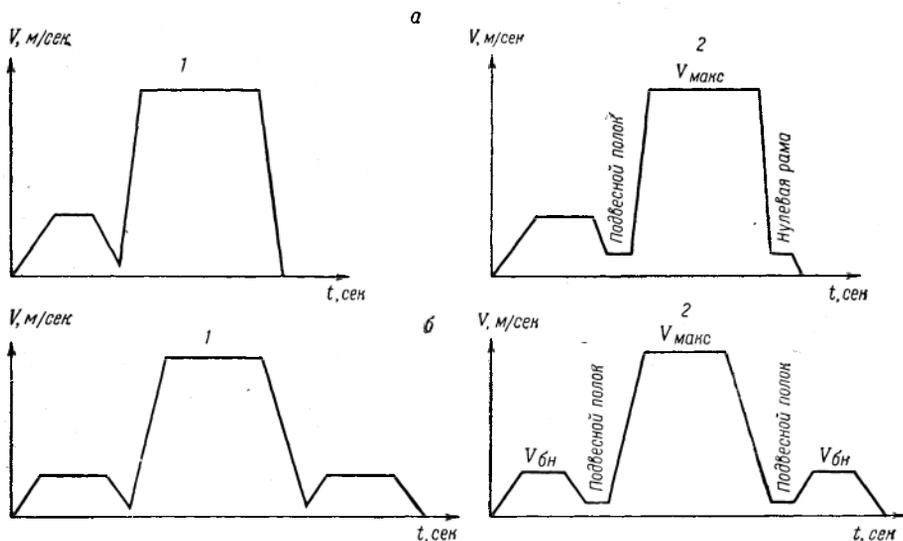


Рис. 102. Диаграммы скорости подъема:  
а — однобадьего, б — двухбадьего

При подходе к нулевой раме скорость бадьи снижается до 0,3—0,6 м/сек, и с этой же скоростью она поднимается на разгрузочную площадку копра. Воз-

Т а б л и ц а 185

Продолжительность маневровых операций

Операции	Продолжительность, сек	
	Одноконцевой подъем	Двухконцевой подъем
Отцепка бадьи . . . . .	10—15	10—15
Разгрузка бадьи . . . . .	80—100	80—100
Прицепка бадьи . . . . .	10—15	10—15
Подача сигнала . . . . .	10—20	10—20
Выборка подъемного каната . . . . .	—	10—20
Всего . . . . .	110—150	120—170

возможные теоретические (1) и фактические (2) диаграммы скорости одно- и двух-бадьевого подъема приведены на рис. 102.

Продолжительность одного цикла подъема равна сумме времени движения бадьи и пауз на выполнение маневровых операций по ее загрузке и разгрузке. Продолжительность маневровых операций приводится в табл. 185.

### Проходческие подъемные машины и лебедки

Наибольшее распространение при проходке стволов шахт имеют одно- и двух-барабанные лебедки и машины с цилиндрическими барабанами для круглых подъемных канатов. Техническая характеристика подъемных лебедок и малых подъемных машин, применяющихся в геологоразведочной практике, приведена в табл. 186.

Буквенные и цифровые индексы, которыми обозначены типы подъемных лебедок и машин, расшифровываются следующим образом: индексами БЛ и БМ обозначены соответственно барабанные (цилиндрические) лебедки и малые проходческие машины, цифра 2, стоящая перед буквенным индексом, указывает на количество двух барабанов; индекс «у» — означает унифицированные; индекс А — машина имеет верхнее расположение тормозной системы и не требует для ее размещения подвального помещения. Цифровые индексы в числителе обозначают диаметр барабана в миллиметрах.

Первые одна или две цифры знаменателя показывают ширину барабана в дециметрах, а две последние — передаточное число передачи.

Подъемные лебедки и машины устанавливаются на специальные фундаменты в здании подъемных машин. Чертеж фундамента подъемной лебедки 2БЛ-1200/830у приведен на рис. 103.

### Подъемные сосуды и вспомогательное оборудование

В качестве подъемных сосудов при проходке разведочных стволов шахт используются бадьи. Бадьи могут быть обычные — типа БП и самопрокидывающиеся — типа ВПС. К бадьям предъявляются следующие основные требования:

не должны опрокидываться во время движения;

должны обеспечивать удобную погрузку в забое и разгрузку на приемной площадке;

вес дужки должен быть небольшим.

При проведении разведочных стволов шахт используются неопрокидные бадьи емкостью от 0,15 до 1,0 м<sup>3</sup>.

Для подвешивания бадьи к канату служит прицепное устройство, которое должно отвечать следующим основным требованиям: быть прочным и надежным, позволять быстро отцеплять и прицеплять бадью, не передавать бадье крутящего момента каната.

Согласно правилам безопасности прицепные устройства перед навеской должны быть испытаны на двойную нагрузку и эти испытания должны производиться не реже одного раза в квартал.

Прицепные устройства состоят из крюка с защелкой (предохранителем), при помощи которого подвешивается бадья; вертлюга, не позволяющего передавать на бадью крутящий момент каната, и подканатника (коуша, при помощи которого прицепное устройство крепится к канату). Прицепное устройство ПУ-0,3 для бадьей емкостью 0,75—1,0 м<sup>3</sup> весит 111,5 кг. Детали прицепных устройств рассчитываются с 13-кратным запасом прочности.

Направляющие рамки применяются для направления движения бадьей по направляющим канатам и предохраняют бадьи от раскачивания (рис. 104).

Посредние направляющей рамки укрепляется втулка, которая свободно охватывает подъемный канат. С боков к рамке крепятся две бронзовые втулки (ползуны), которые свободно скользят по направляющим канатам. Направляющая рамка опускается только до натяжной рамы (предохранительного подвесного полка). Каждая бадья движется по двум направляющим канатам, нижние

**Подъемные лебедки (ГОСТ 3006—52) и малые шахтные подь**

Тип лебедки или машины	Барабаны			Нагрузка, кг		Наибольший диаметр каната, мм	Наи подь ке
	Количество	Диаметр, мм	Ширина, мм	Наибольшее статическое наглиение ветви каната на барабане	Наибольшее статическое неуравновешенное усилие		
							в один слой
1	2	3	3	5	6	7	8

**А. Подъем**

БЛ1200/1030У	1	1200	1000	2500 2500	2500 1500	17,5	140 90
2БЛ1200/830у	2	1200	800	2500	1500	18,5	95
БЛ1600/1224у	1	1600	1200	4000 4000	4000 2500	25	165 110
2БЛ1600/824у	2	1600	800	4000	2500	25	95

**Б. Малые шахтные**

БМ2000/15302А	1	2000	1500	5000 5000	5000 3000	25	280 220
БМ2000/15202А	1	2000	1500	5000 5000	5000 3000	25	280 220
2БМ2000/10302А	2	2000	1000	5000	3000	25	170
2БМ2000/10202А	2	2000	1000	5000	3000	25	170
2БМ2500/12302А	2	2500	1200	7500	4000	31	245
2БМ2500/12202А	2	2500	1200	7500	4000	31	245
2БМ2500/1211	2	2500	1200	7500	4000	31	245

## емные машины с отъемными редукторами (ГОСТ 3006—52)

большая высота ема при навив- на барабан, м		Скорость движения каната, м/сек	Передачное отношение	Скорость вращения двигателя, об/мин	Ориентировочная пределная мощность двигателя, кет	Вес лебедки без электрооборудования, кг	Основные размеры, мм		
в два слоя	в три слоя						длина	ширина без учета двигателя	высота от уровня пола
9	10	11	12	13	14	15	16	17	18

## ные лебедки

325	515	1,5 2,0	1 : 30	720 960	45 60	5 600	3700	3050	2415
240	380	1,5 2,0	1 : 30	720 960	25 35	6 600	3700	3660	2415
385	605	2,0 2,6 3,4	1 : 24	580 720 960	90 115 150	10 000	4840	4050	2330
240	390	2,0 2,6 3,4	1 : 24	580 720 960	55 75 100	11 860	4840	4590	2330

## подъемные машины

620	965	2,5 3,3	1 : 30	720 760	140 190	25 000	11 505	6100	2830
620	965	3,7 5,0	1 : 20	720 760	225 300	25 000	11 505	6100	2830
400	630	2,5 3,3	1 : 30	720 960	90 120	27 800	11 455	6750	2830
400	630	3,7 5,0	1 : 20	720 960	135 175	27 800	11 455	6750	2830
495	780	2,5 3,15	1 : 30	580 720	115 140	40 600	12 705	8000	2830
495	780	3,75 4,7	1 : 20	580 720	170 210	40 600	12 705	8000	2830
495	780	5,5 6,7	1 : 11,5	480 580	250 300	40 600	12 705	8000	2830

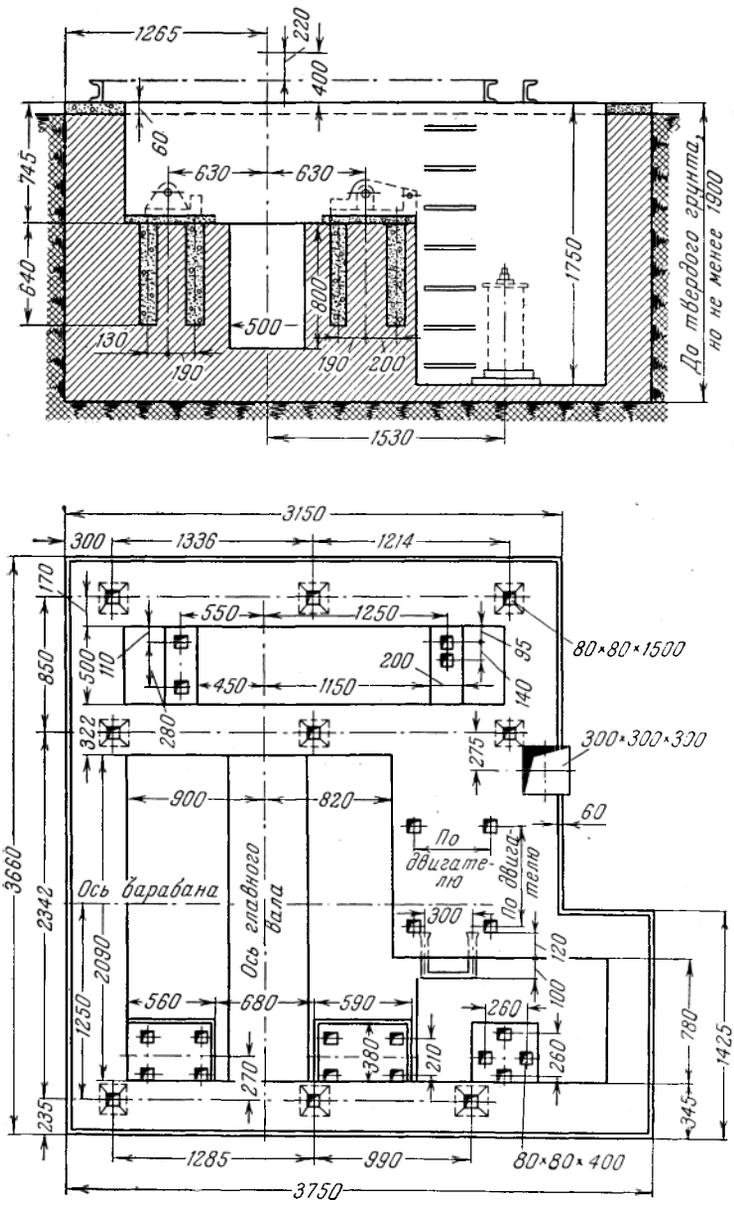


Рис. 103. Фундамент лебедки 2БЛ-1200/830У

концы которых крепятся на натяжной раме (на подвесном полке), а верхние концы направляющих канатов перекидываются через шкивы, укрепляемые на копре, и натягиваются с помощью ручных лебедок.

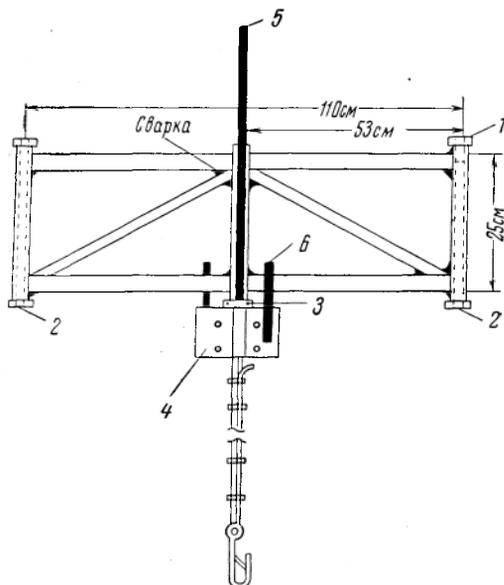


Рис. 104. Направляющая рамка:

1 — бронзовые втулки; 2 — отверстие для направляющего каната; 3 — резиновый протектор; 4 — разъемные пластинки с металлическими усиками толщиной 16—18 мм, крепятся наглухо к подъемному канату рядом с верхним жимком; 5—6 — трос

## Канаты

В проходческих подъемных установках применяются стальные канаты круглого сечения. По назначению они делятся на подъемные, направляющие и поддерживающие. К каждой из этих групп канатов предъявляются свои технические требования (табл. 187).

Т а б л и ц а 187

### Запас прочности стальных канатов

Назначение каната	Коэффициент запаса прочности
Для подъема и спуска людей и грузов . . . . .	7,5
Для подъема и спуска грузов . . . . .	6,5
Для подвески в стволах насосов, труб и прочего оборудования . . . . .	6,0
Исключительно для спуска и подъема людей . . . . .	9,0
Для подвесных полков . . . . .	7

Для подъемных канатов применяются стальные канаты с пеньковым сердечником параллельной и крестовой свивки. Для подъемных установок используются канаты с временным сопротивлением разрыву 160—200 кгс/см<sup>2</sup> двойной свивки (ГОСТ 3088—55 и 3070—55), табл. 188, 189.

Обычные круглые канаты обладают большим недостатком — вращаются вокруг собственной оси. В связи с этим в последнее время для подъемных канатов стали применяться некрутящиеся канаты, изготавливаемые по техническим условиям ЧМТУ 5250—57 и 5144—58 (табл. 190).

**Характеристика стальных многопрядных канатов с органическим сердечником  
(ГОСТ 3088—55)**

Диаметр, мм		Площадь сечения проволок каната, мм <sup>2</sup>	Расчетный вес 1 м каната, кг	Суммарное разрывное усилие всех проволок каната (кг) при различном временном сопротивлении разрыву			
каната	проволоки			при сопротивлении	при сопротивлении	при сопротивлении	при сопротивлении
				150 кгс/мм <sup>2</sup>	160 кгс/мм <sup>2</sup>	170 кгс/мм <sup>2</sup>	180 кгс/мм <sup>2</sup>
10,5	0,4	43,09	0,397	6 400	6 890	7 320	7 750
13,0	0,5	67,03	0,617	10 050	10 700	11 350	12 050
15,5	0,6	96,79	0,891	14 500	15 450	16 450	17 400
18,0	0,7	131,67	1,212	19 750	21 050	22 350	23 700
20,5	0,8	172,03	1,583	25 800	27 500	29 200	30 950
23,0	0,9	217,51	2,001	32 600	32 700	29 550	39 050
26,0	1,0	268,47	2,470	40 250	42 950	45 600	48 300
28,5	1,1	324,9	2,989	48 700	51 950	55 200	58 450
31,0	1,2	386,48	3,556	57 950	61 800	65 650	69 550
33,5	1,3	453,83	4,176	68 050	72 600	77 150	81 650
36,0	1,4	526,68	4,846	79 000	84 250	89 500	94 800
38,5	1,5	601,92	5,538	90 250	96 300	102 000	108 000
41,0	1,6	687,42	6,325	103 000	100 500	116 500	123 500

Таблица 189

**Характеристика стальных многопрядных канатов с органическим сердечником  
(ГОСТ 3070—55)**

Диаметр, мм		Площадь сечения проволок каната, мм <sup>2</sup>	Расчетный вес 1 м каната, кг	Суммарное разрывное усилие всех проволок каната (кгс) при различном временном сопротивлении разрыву						
каната	проволоки			130 кгс/мм <sup>2</sup>	140 кгс/мм <sup>2</sup>	150 кгс/мм <sup>2</sup>	160 кгс/мм <sup>2</sup>	170 кгс/мм <sup>2</sup>	180 кгс/мм <sup>2</sup>	190 кгс/мм <sup>2</sup>
				7,7	0,5	22,34	0,211	2 900	3 120	3 350
9,3	0,6	32,26	0,305	4 190	4 510	4 830	5 160	5 480	5 800	6 120
12,5	0,8	57,34	0,543	7 450	8 020	8 500	9 170	9 740	10 350	10 850
14,0	0,9	72,50	0,687	9 410	10 150	10 850	11 600	12 300	13 050	13 750
15,5	1,0	89,49	0,848	11 600	12 500	13 400	14 300	15 200	16 100	17 000
18,5	1,2	128,32	1,22	16 700	18 000	19 300	20 600	21 850	23 100	24 450
20,0	1,3	151,28	1,43	19 650	21 150	22 650	24 300	25 700	27 200	28 700
22,0	1,4	175,56	1,66	22 800	24 550	26 300	28 050	29 800	31 600	33 350
23,5	1,5	200,64	1,90	26 250	28 250	30 050	32 100	34 100	36 100	38 100
25,0	1,6	229,14	2,17	29 750	32 050	34 350	36 650	38 950	41 200	43 500
26,5	1,7	258,78	2,45	33 650	36 200	38 800	41 400	43 950	46 550	49 150
28,0	1,8	289,56	2,77	37 600	40 500	43 400	46 300	49 200	52 100	55 000
31,0	2,0	357,96	3,39	46 500	50 100	53 650	57 250	60 850	64 400	68 000
34,0	2,2	433,20	4,10	56 300	60 600	64 050	69 300	73 600	77 950	82 300
37,0	2,4	515,28	4,68	66 250	72 100	77 250	82 400	87 850	92 750	97 900
40,5	2,6	605,34	5,73	78 650	84 700	90 800	96 850	102 500	108 500	115 600

## Характеристика некрутящихся канатов

Диаметр каната, мм	Площадь сечения всех проволок, мм <sup>2</sup>	Вес 1 м каната, кг	Суммарное разрывное усилие (кгс) при различном временном сопротивлении разрыву				
			140 кгс/мм <sup>2</sup>	150 кгс/мм <sup>2</sup>	160 кгс/мм <sup>2</sup>	170 кгс/мм <sup>2</sup>	180 кгс/мм <sup>2</sup>
<b>Канаты, изготавливаемые по ЧМТУ<sup>2</sup> 5250—57</b>							
25,1	258,0	2,35	36 170	38 750	41 340	43 920	45 500
27,8	322,0	2,80	45 080	48 300	51 520	54 640	57 960
30,5	393,0	3,50	55 000	58 920	62 860	66 780	70 700
<b>Канаты, изготавливаемые по ЧМТУ 5144—58</b>							
20,0	179,0	1,80	—	26 600	28 700	30 400	32 200
22,0	204,0	1,85	—	30 700	32 700	32 800	35 800
35,0	495,6	4,18	—	74 300	79 300	84 200	89 200
37,0	629,4	5,70	—	94 400	100 700	107 000	113 300

Все канаты подъемных установок должны быть испытаны на канатоиспытательной станции:

- 1) перед навеской;
- 2) грузо-людские — через каждые 6 месяцев;
- 3) грузовые: первый раз — через 12 месяцев; а затем через каждые 6 месяцев.

Канаты перед навеской должны быть тщательно осмотрены и смазаны и затем ежедневно осматриваться при скорости движения не более 0,5 м/сек.

Один раз в неделю канат тщательно осматривают и подсчитывают количество оборванных проволок на одном шаге свивки. Если на 1 шаг свивки число оборванных проволок достигает 5% полного их числа, то такой канат подлежит замене. К работе не допускаются канаты с пережимами, с петлями и счаленные. Результаты испытаний и осмотра подъемных канатов заносятся в специальную книгу.

**Направляющие канаты.** В качестве направляющих применяются канаты параллельной свивки диаметром 15—25 мм. Длина каждого каната должна быть на 60—75 м больше глубины ствола шахты. При расчете веса 1 м направляющего каната временное сопротивление разрыву можно принимать не выше 130 кгс/см<sup>2</sup>. Величины натяжения направляющих канатов приведены в табл. 191.

Для уменьшения истирания направляющих канатов используются канаты закрытой конструкции.

Поддерживающие канаты предназначены для удержания на весу того или иного оборудования: подвесных полков, насосов, ставов труб и пр. Канаты для подвесных полков рассчитываются с 7-кратным запасом прочности, для всего остального оборудования — с 6-кратным запасом.

Для подвески оборудования применяются проходческие лебедки. Они имеют

Таблица 191

Рекомендуемые величины  
натяжения канатов

Глубина ствола, м	Рекомендуемое натяжение проводников, т
100	2
200	2
300	3
400	3
500	4
600	5

## Характеристика проходче

Тип лебедки	Статическое натяжение каната (на один барабан), кг	Канатоспособность барабана, м	Число слоев навивки каната	Диаметр барабана, мм	Скорость движения каната * (средняя), м/сек	Диаметр каната, мм	Передаточное отношение кинематической цепи **
ЛП-3/200	3	200	6	350	0,12	17,5	208
ЛП-5/500	5	500	6	500	0,1	23,5	229,5/49
ЛП-10/800	10	800	7	800	0,1	31,0	371/49
ЛПК-1,2/200	1,2	200	6	350	0,12/0,023	17,5	208/32,25
ЛПК-4/500	4	500	6	850	0,24/0,006	21,5	154,6
2ЛП-5/500	5	500	6	500	0,1	22	244,7/67
2ЛП-10/600	10	600	6	800	0,1	31,0	395,5/87,5

\* В числителе указаны данные при механическом приводе, в знаменателе — при руч  
 \*\* В числителе указано передаточное отношение всей кинематической цепи, в знамена

электрический привод (тип ЛП) и комбинированный — ручной и электрический (тип ЛПК). Лебедки с комбинированным приводом ЛПК1,2/200 и ЛПК4/500 предназначены для подвески спасательных лестниц. Двухбарабанные лебедки типа 2ЛП предназначены для подвески оборудования на двух параллельных канатах (став труб, натяжение направляющих канатов). Техническая характеристика проходческих лебедок приведена в табл. 192.

Насосы подвешиваются на канате, идущем от лебедки через блок, укрепленный на раме насоса, и закрепленном одним концом наглухо на подшивной площадке. В качестве поддерживающих канатов можно использовать канаты крестовой свивки ГОСТ 3070—55.

### Расчет проходческой подъемной установки

Расчет проходческой подъемной установки включает:

- а) выбор бады;
- б) выбор копра;
- в) выбор подъемного каната;
- г) выбор подъемной лебедки.

Исходными данными для расчета проходческой подъемной установки являются:

- а) глубина ствола шахты;
- б) площадь поперечного сечения;
- в) заданная скорость проходки в месяц;
- г) организация работ по проходке;
- д) тип подъема.

Выбор проходческой бады производится из условия

$$T_{\text{пог}} \geq T_{\text{под}},$$

где  $T_{\text{пог}}$  — время погрузки бады, сек;

$T_{\text{под}}$  — время цикла подъема, сек.

Продолжительность погрузки бады можно найти из выражения

$$T_{\text{пог}} = \frac{3600 \cdot V_6 \cdot K_n}{\Phi \cdot n_{\text{гр}} \cdot P}, \text{ сек}$$

## ских лебедок (ГОСТ 7828—55)

Тип электродвигателя	Мощность, кВт	Скорость вращения электродвигателя, об/мин	Напряжение, в	Длина, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Вес электрооборудования, кг
АОП-52-6	4,5	940	220/380	2070	1035	1022	1 115
МА-144-1/8	11	730	220/380	3020	1930	1325	2 874
МА-145-1/8	20	720	220/380	3210	2770	1730	5 625
АОП-52-6	4,5	940	220/380	2070	1200	1120	1 244
МА-145-1/8	18	725	220/380	3175	2850	1490	4 240
МА-145-1/8	20	720	220/380	3370	3455	1350	6 550
МА-146-1/8	35	735	380	4750	3800	1720	11 550

ном.  
теле—редуктора.

где  $V_6$  — объем бады, м<sup>3</sup>;

$K_n$  — коэффициент наполнения бады ( $K_n = 0,9$ );

$\varphi$  — коэффициент уменьшения производительности грейферных погрузчиков при одновременной их работе (при двух погрузчиках  $\varphi = 0,85$ , при трех погрузчиках  $\varphi = 0,75$ );

$n_{гр}$  — число одновременно работающих грейферных погрузчиков;

$P'$  — часовая производительность грейферного погрузчика по 1-й зоне.

Отсюда, учитывая условие выбора бады

$$V_6 = \frac{\varphi \cdot n_{гр} \cdot P' \cdot T_{под}}{3600 K_n}, \text{ м}^3.$$

Продолжительность цикла подъема можно определить из выражений:

для однобадьегового подъема  $T_{под}^1 = 2t + \theta$ , сек;

для двухбадьегового подъема  $T_{под}^2 = t + \theta$ , сек.

Здесь  $t$  — продолжительность движения бады, сек;

$\theta$  — время маневров (см. табл. 185).

Продолжительность движения бады рассчитывается по диаграмме скорости, причем для упрощения расчета можно использовать теоретические диаграммы.

Время разгона и замедления при движении бады без направляющих вычисляется по формуле

$$t_1 = t_3 = t_7 = t_9 = \frac{v_{6н}}{a_{6н}},$$

где  $t_1$  и  $t_3$  — время разгона и замедления при однобадьевом подъеме, сек;

$t_7$ ,  $t_9$  — то же, при двухбадьевом подъеме, сек;

$v_{6н}$  — скорость движения бады без направляющих, м/сек;

$a_{6н}$  — ускорение движения бады без направляющих, м/сек<sup>2</sup>;

$$a_{6н} = 0,2 \div 0,3, \text{ м/сек}^2.$$

Путь, пройденный за это время, определяется из выражения

$$h_1 = h_3 = h_7 = h_9 = \frac{v_{6н} \cdot t_1}{2}.$$

Путь, пройденный бадьей без направляющих с равномерной скоростью:

$$h_2 = h_{6н} - h_1 - h_3, \text{ м}$$

где  $h_{6, н}$  — расстояние от забоя до натяжной рамы, м.

Время равномерного движения бадьи без направляющих:

$$t_2 = \frac{h_2}{v_{6н}}, \text{ сек.}$$

Полное время движения бадьи без направляющих:

$$t_{6н} = t_1 + t_2 + t_3.$$

Путь движения бадьи по направляющим можно определить по формулам:

при однобадьевом подъеме  $h_{пн}^1 = H + h_{пл} - h_{6н}$ , м;

» двухбадьевом »  $h_{пн}^2 = H + h_{пл} - 2h_{6н}$ , м,

где  $h_{пн}^1$   $h_{пн}^2$  — путь движения бадьи по направляющим соответственно при одно- и двухбадьевом подъеме;

$H$  — глубина ствола, шахты, м;

$h_{пл}$  — высота расположения приемной площадки на копре, м.

Модуль ускорения для равнобокой трапеции

$$c = \frac{a_{пн}}{2}, \text{ м/сек}^2,$$

где  $a_{пн}$  — ускорение и замедление при движении бадьи по направляющим ( $a_{пн} = 0,4-0,75 \text{ м/сек}^2$ ).

Полное время движения бадьи по направляющим определяется по формуле

$$t_{пн} = \frac{v_{пн}^2 + 2ch_{пн}}{2cv_{пн}}, \text{ сек.}$$

где  $v_{пн}$  — скорость движения бадьи по направляющим, м/сек.

Продолжительность движения бадьи при однобадьевом подъеме:

$$t' = 2(t_{пн} + t_{6н}), \text{ сек.}$$

при двухбадьевом подъеме:

$$t^2 = t_{пн} + 2t_{6н}, \text{ сек.}$$

Выбор копра производится по его высоте из выражения

$$H_k = h_{пл} + h_6 + h_{пер} + h_p + \frac{1}{4} D_{шк}, \text{ м.}$$

где  $H_k$  — высота копра, м;

$h_{пл}$  — высота разгрузочной площадки, м;

$h_6$  — высота бадьи с прицепным устройством и направляющей рамкой, м;

$h_{пер}$  — высота переподемья (по ПБ  $h_{пер} \geq 4$  м);

$h_p$  — расстояние между рамами копровых шкивов, м (если все шкивы расположены на одной раме, то  $h_p = 0$ ; при двух рамах  $h_p = 2$  м).

$D_{шк}$  — диаметр копрового шкива, м.

Выбор подъемного каната производится по весу 1 м каната. Подъемные канаты рассчитывают на наибольшую статическую нагрузку, возникающую в момент нахождения груженой бадьи на максимальной глубине. Расчет сводится к определению веса 1 м каната, по которому выбирается диаметр каната, а затем выбранный канат проверяется по запасу прочности.

Вес 1 м каната определяется по формуле

$$P_k = \frac{Q_k}{\frac{\sigma_{вр}}{0,9m} - H_{от}} \text{ кг,}$$

где  $Q_k$  — концевая нагрузка, кг;

$\sigma_{вр}$  — временное сопротивление каната на разрыв, равное 160—180 кгс/мм<sup>2</sup>;

$m$  — запас прочности каната (см. табл. 187);

$H_{от}$  — расстояние от забоя до оси копровых шкивов, м:

$$H_{от} = H + H_k.$$

Концевая нагрузка на канат подъемной машины определяется по формуле

$$Q_k = Q_б + V_б \gamma + \left( V_б - \frac{V_б}{K_p} \right) K_з \text{ кг,}$$

где  $Q_б$  — вес порожней бадьи с прицепным устройством и направляющей рамкой, кг;

$V_б$  — емкость бадьи, м<sup>3</sup>;

$\gamma$  — насыпной вес породы;

$K_p$  — коэффициент разрыхления породы, равный 1,4—2,2;

$K_з$  — коэффициент заполнения пустот в загруженной бадье, равный 0,5.

Проверка каната по запасу прочности производится по формуле

$$m_d = \frac{Q_p}{Q_k + P_k H_{от}} \geq m,$$

где  $m_d$  — действительный запас прочности каната;

$Q_p$  — суммарное разрывное усилие всех проволок каната, кг;

$m$  — запас прочности согласно ПБ.

Проверка основных параметров подъемной машины заключается в определении диаметра и ширины барабана.

Диаметр барабана подъемной машины выбирается таким образом, чтобы соблюдалось неравенство (согласно § 386 Единых правил безопасности):

$$D_б \geq 80d_k \text{ или } D_б \geq 1200b_k$$

где  $d_k$  — диаметр подъемного каната, мм;

$b_k$  — наибольший диаметр проволоки подъемного каната, мм.

Ширина барабана определяется по формуле

$$B = \left( \frac{H+h}{\pi D_б} + 3 \right) \left( \frac{d_k + a}{h_c} \right),$$

где  $H$  — высота подъема, м;

$h$  — отрезок каната для испытаний (принимается 30—40 м);

$3$  — количество витков трения, требуемое согласно ПБ для уменьшения натяжения каната в месте его закрепления;

$a$  — 2—3 мм — зазоры между витками каната;

$h_c$  — число слоев навивки каната.

Расстояние от оси копрового шкива до оси барабана подъемной машины определяется в зависимости от длины струны  $L_{стр}$  и угла наклона каната к горизонту  $\varphi$  ( $\varphi = 30—50^\circ$ ).

Длину струны каната можно определить по формуле

$$L_{стр} = \frac{B - 3(d_k - a)}{2 \operatorname{tg} \alpha},$$

где  $\alpha$  — угол отклонения каната (равен  $1^\circ 30'$ ).

Расстояние от оси копрового шкива до оси подъемного барабана определяется в выражения

$$b = L_{\text{стр}} \cdot \cos \varphi, \text{ м.}$$

Расчетную мощность лебедки приближенно можно определить по следующим формулам:

$$\text{для однобадьевого подъема } N = \frac{\rho \cdot K \left( Q_1 + Q_2 + \frac{P_{\text{кНот}}}{2} \right) h_{\text{пн}}}{\eta \cdot 102 \cdot t_{\text{пн}}}, \text{ кВт,}$$

$$\text{» двухбадьевого » } N = \frac{\rho \cdot K \cdot Q_1 \cdot h_{\text{пн}}}{102 \eta t_{\text{пн}}}, \text{ кВт,}$$

где  $\rho$  — коэффициент динамического режима (равен 1,5—2,0);

$K$  — коэффициент шахтных сопротивлений (для однобадьевого подъема  $K = 1,1$ , для двухбадьевого  $K = 1,2$ );

$Q_1$  — полезный вес груза, кг;

$Q_2$  — мертвый вес бадьи, прицепного устройства и направляющей рамки, кг;

$\eta$  — к. п. д. редуктора (равен 0,75—0,90).

Технические характеристики электродвигателей и пусковой аппаратуры приведены в гл. XI.

## Крепление и армировка

Стволы разведочных шахт, как правило, крепятся деревом. Геолстройпроект разработаны для стандартных сечений стволов разведочных шахт два вида крепления. Для пород с коэффициентом крепости 3—5 и 6—9 — сплошное венцовое и для пород с  $f \geq 10$  — подвесная крепь на стойках. При сплошном венцовом креплении опорные венцы предусматривается устанавливать через 6 м, а при подвесном — через 12 м

## ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ И ПОКАЗАТЕЛИ ПРОХОДКИ РАЗВЕДОЧНЫХ СТВолов ШАХТ

Наиболее прогрессивной организацией работы при проходке стволов разведочных шахт в настоящее время считается цикличная. При проходке разведочных стволов проходческий цикл чаще всего выполняется в сутки или два цикла в сутки.

При цикличной работе все проходческие операции выполняются комплексной бригадой, разделенной на сменные звенья. При работе по непрерывной неделе необходимо иметь подменное звено. Работа по графику цикличности предопределяет строгое выполнение одних и тех же операций в одно и то же время смены.

Расчет и построение графика цикличности следует производить, основываясь на возможной скорости проходки. При построении графика цикличности следует определить оптимальную глубину шпура, необходимое количество рабочих в звене, продолжительность проходческих операций.

Среднемесячные скорости проходки разведочных стволов шахт при нецикличной работе в настоящее время не превышают 15—25 м. Применение графика цикличности позволяет повысить скорость проходки в два и более раза. Передовые проходческие бригады достигают 70 м на забой в месяц.

В табл. 193 приводятся максимальные скорости проходки разведочных стволов шахт за последние 11 лет.

Увеличить скорость проходки, а вместе с тем повысить производительность труда и снизить стоимость работ можно за счет снижения времени на вспомогательные операции, повышения эффективности буровзрывных и уборочных работ, обеспечения улучшения организации труда и повышения квалификации рабочих, внедрения передовой технологии проведения выработок.

## Скорости проходки стволов шахт

Годы	1958	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Скорости проходки, пог. м/мес	19,6	30	33,0	70,0	60,1	61,7	53,0	43,0	32,5	40,0	33,9

Таблица 194

## Технико-экономические показатели проходки стволов шахт

Показатели	Шахта 1	Шахта 2	Шахта 3
Максимальная месячная проходка, пог. м	42	53	53
Сечение ствола шахты, м <sup>2</sup>	13,8	12,5	12,8
Коэффициент крепости пород	9,0	10,0	20
Число шпуров в комплексе	40	52	40—44
Средняя глубина шпуров, м	1,5	1,2	1,5
Коэффициент использования шпуров	0,8	0,8	0,8
Число одновременно работающих перфораторов, шт.	5	8	6
Тип перфораторов	ПМ-508	ПМ-508	ПМ-508
Диаметр шпуров, мм	40	40—43	42
Давление сжатого воздуха, ати	6	5	6
Расход ВВ на 1 м <sup>3</sup> породы, кг	2,4	3,5	3,8
Пройдено с креплением, м	42	45,8	53
Количество рабочих дней в месяц	30	30	26
Число рабочих смен в сутки	4	4	4
Продолжительность цикла, мин	1240	770	850
Среднее продвижение забоя, м			
за цикл	1,2	0,95	1,2
за смену	0,35	0,44	0,54
за сутки	1,4	1,77	2,1
Состав проходческой бригады, чел.	16	20	18
Количество рабочих в смену	4	4	4
Месячная производительность рабочих, пог. м	2,6	2,65	2,94

В табл. 194 представлены сравнительные технико-экономические показатели по скоростным проходкам разведочных стволов шахт передовыми горнопроходческими бригадами.

### Примеры из практики проведения ствола разведочной шахты в обычных условиях

Ствол шахты проходил в крепких устойчивых слаботрециноватых, но очень вязких породах. Коэффициент крепости пород, по М. М. Протодяконову, был равен 16—18, породы относились к XVII—XX категориям по классификации ЕНВ 1969 г. Водопритока в ствол не было. Подготовительные работы включали разбивку осей ствола шахты и комплекса поверхностных сооружений — здания подъемной лебедки 2БД-1200/830; помещения для компрессорной, быткомбината. Планировочные работы производились бульдозерами.

Одновременно с сооружением фундамента под лебедку приступили к проходке устья ствола. Бурение шпуров осуществлялось перфораторами ПМ-508. Начиная с глубины устья ствола 2,5 м производился бадьевой подъем породы при помощи автокрана ЗИЛ-164. После проходки устья на 3,5 м работы были остановлены и была уложена проходческая рама. После сооружения фундамента под лебедку и ноги копра были установлены лебедка и металлический копер шатрового типа высотой 12,5 м.

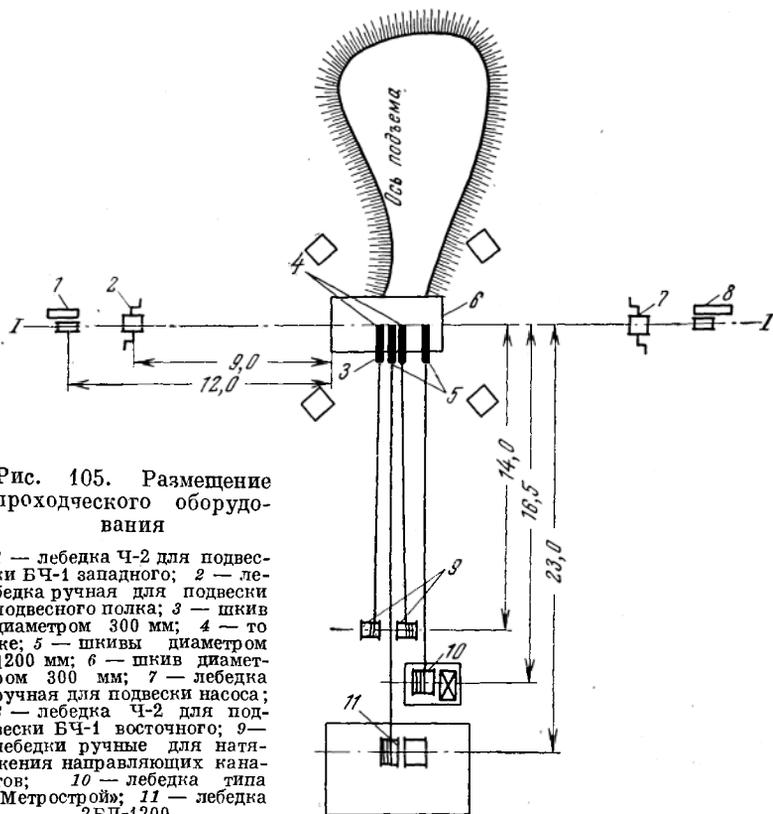


Рис. 105. Размещение проходческого оборудования

1 — лебедка Ч-2 для подвески БЧ-1 западного; 2 — лебедка ручная для подвески подвесного полка; 3 — шкив диаметром 300 мм; 4 — то же; 5 — шкивы диаметром 1200 мм; 6 — шкив диаметром 300 мм; 7 — лебедка ручная для подвески насоса; 8 — лебедка Ч-2 для подвески БЧ-1 восточного; 9 — лебедки ручные для натяжения направляющих канатов; 10 — лебедка типа «Метрострой»; 11 — лебедка 2БЛ-1200

Одновременно с этим строилась компрессорная на четыре передвижных компрессора КС-9 и трансформаторная подстанция мощностью 320 квт. Подготовительные работы заняли 1 месяц.

Было смонтировано следующее проходческое оборудование: две ручные лебедки Р-1, 6 для натяжения направляющих канатов, две лебедки Ч-2 для подвески двух грейферных грузчиков БЧ-1, две ручные пятитонные лебедки Р-5 для подвески предохранительного полка. Для спуска и подъема материалов была смонтирована двухтонная лебедка типа «Метрострой». Схема расположения оборудования изображена на рис. 105.

Работы по проходке велись в 4—6-часовые смены при непрерывной рабочей неделе. Бригада состояла из 15 человек. График выхода рабочих был составлен с учетом циклической работы, таким образом, что на бурении шпуров было занято четыре человека, а на уборке породы — три человека.

Работа проводилась по графику цикличности — два цикла в сутки (рис. 106) при последовательной организации работ.

Крепление ствола, армирование ходового отделения и наращивание коммуникаций производили через 5—6 м проходки ствола (через каждые 3 дня). Суточный график крепления и армировки показан на рис. 107.

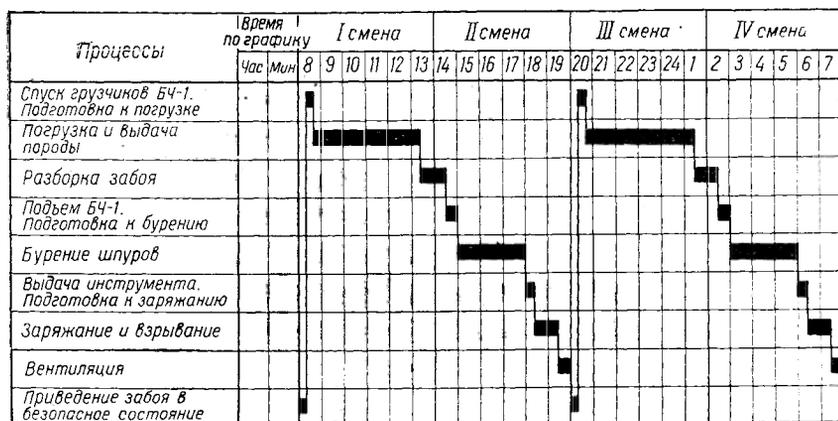


Рис. 106. Суточный график цикличности проходки ствола шахты  
Уходка за цикл — 0,9 м; количество циклов в сутки — 2; уходка забоя за сутки — 1,8 м

Бурение шпуров производили одновременно четыре проходчика. На одну машину приходилось 3,1 м<sup>2</sup> площади забоя. Для взрывания шпуров использовался зеренный динамит. Взрывание применялось электрическое и электроогневое.

Проветривание осуществлялось вентилятором ВМ-600, установленным в 10 м от устья ствола шахты. Применялись металлические фланцевые трубы диаметром 400 мм.

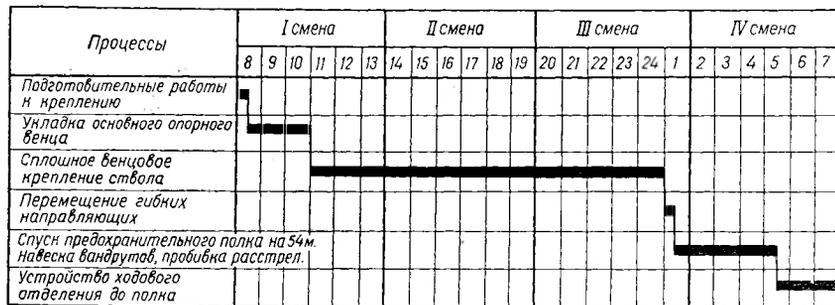


Рис. 107. Суточный график крепления и армировки ствола шахты

На уборке породы было занято три человека. Двое работали на грузчиках БЧ-1, третий занимался приемкой и отправкой бадей. Для погрузки применялись бады емкостью 0,5 м<sup>3</sup>. Применение двух грейферных погрузчиков позволяло резко сократить время на уборку породы. Разборка породы осуществлялась отбойными молотками; на этой операции были заняты все трое рабочих.

Крепление ствола шахты производила эта же бригада после трех дней проходки и продвижения забоя на 5,3—5,6 м. На четвертый день приступали к обустройству лунок для опорного венца. Шпуров для лунок обуривали одновременно с бурением шпуров по забою и располагали на 30—40 см выше забоя.

Опорные венцы укладывали через 5,3—5,6 м. Длина «пальца» опорного венца принималась 1 м, венцы заводились в вертикальной плоскости по короткой стороне. Правильность установки опорных венцов контролировал участковый маркшейдер. Крепление ствола контролировали по четырем угловым отвесам. Каждый отвес весом 4 кг закреплялся на тросе диаметром 3 мм и располагался на расстоянии 10 см от крепи.

Крепь заготавливали на поверхности, для распиловки леса использовали электропилу. Крепление применялось сплошное венцовое, соединяли венцов — в косую лану, «ласточкин хвост». Венцы крепи, заранее размеченные и пронумерованные, подавались в ствол шахты при помощи «серьги». По мере возведения крепи устанавливались временные полки, которые переносились через каждые 1,3—1,5 м.

Для расклинки крепи на поверхности заготавливали клинья и периодически подавали их в ствол шахты в бадье. После крепления интервала в 5,3 м устраивали ходовое отделение ствола, опускали предохранительный полок и направляющие канаты. Армирование в этот момент заключалось в навешивании двух вандрутов по 5,3 м, пробивке трех или четырех расстрелов через 1,4 м и устройстве лестничного отделения, которое всегда доходило до предохранительного полка. С предохранительного полка до забоя подвешивали тросовую лестницу. Комплекс этих работ производился за одни сутки.

Армирование ствола проводилось снизу вверх после окончания проходки его на всю глубину. В первую очередь армировали первое подъемное отделение ствола, навешивали две нитки вандрутов и две нитки направляющих. Одну из ниток направляющих прибавляли непосредственно к креплению завершенными штырями длиной 300 мм и диаметром 16—18 мм. Работы по армированию проводились из подвесной двухэтажной клетки (люльки), изготовленной из буровых штанг диаметром 42 мм (электросваркой) размерами в плане 1,8 × 1 м. Верхний этаж надежно перекрывали досками. Клеть подвешивали на тросе диаметром 18,5 мм, она перемещалась при помощи механической двухтонной лебедки.

После того как вандруты и направляющие в первом отделении были выведены до поверхности, люльку перемещали во второе подъемное отделение и навеску направляющих также производили снизу вверх. Армирование ствола было выполнено в течение трех суток; навеска клетей, установка посадочных кулаков и другие монтажные работы были произведены за двое суток. Технико-экономические показатели проходки ствола приведены в табл. 195.

Т а б л и ц а 195

Технико-экономические показатели проходки ствола шахты 5

Показатели	По проекту	Фактически
Сечение выработки, м <sup>2</sup> :		
в проходке . . . . .	12,4	12,5
в свету . . . . .	9,6	9,6
Категория крепости пород . . . . .	XVII—XX	XVII—XX
Количество шпуров в комплексе, шт. . . . .	38	42
Средняя глубина шпура, м . . . . .	1,2	1,2
Коэффициент использования шпура . . . . .	0,75	0,76
Продвижение забоя, м:		
за цикл . . . . .	0,9	0,91
за сутки . . . . .	1,8	1,82
Скорость проходки в месяц, м . . . . .	40,7	41,1
Состав бригады, чел. . . . .	15	15
Производительность, пог. м на 1 чел. в смену . . . . .	0,104	0,105
Количество венцов на 1 м ствола . . . . .	5	5
Число одновременно работающих перфораторов . . . . .	4	4
Количество циклов в сутки . . . . .	2	2
Количество циклов за месяц . . . . .	45	45

## 1. ИСТОЧНИКИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ТОКА

### ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ УСТАНОВКИ

В геологоразведочных партиях источниками электроэнергии чаще всего являются бензоэлектрические и дизельэлектрические агрегаты. В табл. 196 приведены технические характеристики передвижных электростанций, бензоэлектрических и дизельэлектрических (дизельгенераторов).

Таблица 196

Техническая характеристика передвижных электростанций

Показатели	Электростанция с карбюраторным двигателем ПЭС-15 А/М	Электростанция с дизелями			
		ЖЭС-30	ЖЭС-60	У-12	У-14
Марка двигателя . . . . .	ГАЗ-МКА	Д-54	КДМ-46	1Д6	1Д12
Марка генератора . . . . .	МСА-72/4	СГ-35/6	СГ-60/6	С-117-4	СД-123-4
Мощность, квт . . . . .	15,0	35	55	125	250
Напряжение, в . . . . .	230	400/230	400/230	400/230	400/230
Сила тока, а . . . . .	37,5	50,5/80	82,5/143	180/311	361/628
Скорость вращения, об/мин	1500	1000	1000	1500	1500
Вес станции, кг . . . . .	700	3000	4000	3650	5700
Габаритные размеры, мм:					
длина . . . . .	2205	2510	3100	3535	4376
ширина . . . . .	720	1026	1090	1281	1500
высота . . . . .	1650	1550	1925	1732	1805

В настоящее время эти агрегаты заменяются агрегатами единой серии — бензиновые — серией АБ, дизельные — серией АД, отличающиеся широкой унификацией деталей и узлов. В табл. 197 приведены данные об агрегатах серии АБ, а табл. 198 — об агрегатах серий АД, ДЭС, ДГА и др.

### АККУМУЛЯТОРЫ

Аккумуляторы на геологоразведочных работах применяются главным образом для питания тяговых двигателей аккумуляторных электровозов и питания ламп и светильников.

### Технические данные

Показатели	АБ-0,5-О/115/4-400	АБ-1-П/30	АБ-1-О/30
Мощность, кВт . . . . .	0,5	1	1
Напряжение, в . . . . .	115	24-36	230
Сила тока, а . . . . .	5,4	33,4	5,4
Род тока . . . . .	Переменный однофаз- ный	Постоянный	Переменный однофазный
Частота, гц . . . . .	400	—	50
Скорость вращения, об/мин . . . . .	4000	3000	3000
Марка двигателя . . . . .	СД-60	2СДВ	2СДВ
Марка генератора . . . . .	ГАБ-0,5-О/115/4-400	ГАБ-1-П/30	ГАБ-1-О/230
Система охлаждения . . . . .	—	Воздушная принудительная	
Топливо (бензин) . . . . .	А-66 и масло АКП-5 в соотношении 25 : 1	Летом А-66 и автол 10 в соотношении 25 : 1	
Расход топлива, кг/ч . . . . .	0,63	0,9	0,9
Масло . . . . .	АКП-5	Летом автол 10, зимой автол 4	
Сухой вес (с кожухом), кг . . . . .	22	70	72
Моторесурс, ч . . . . .	600	800	800

### Технические данные

Марка агрегата	Мощность, кВт	Напряжение, в	Сила тока, а	Число об/мин	Марка двигателя	Марка генератора
АД-5-Т/230	5	230	15,7	1500	2Ч-8,5/11	ЕС-52-4С-Ф
АД-10-Т/230	10	230	37,5	1500	4Ч-8,5/11	ДГС81-4Ш-Ф2
АД-20-Т/230	20	230	63	1500	Д-40А	ДГС82-4Ш-Ф2
АД-30-Т/400	30	400	5,4	1500	ЯАЗ-204Г	ДГС-91-4Ш-Ф2
АД-50-Т/400	50	400	91	1500	1Д6-100АД	ДГС-92-4Ш-Ф2
АД-75-Т/400	75	400	135	1500	1Д6-150АД	ПС-93-4
АДЭС-20	12	400	31,6	1500	24-10,5/13	МСА-72/4А
Э-8Р	8	400	25	1500	2Ч-8,5/11	ГМ-8А
Э-16	16	400	50	1500	4Ч-8,5/11	ГМ-16
АСДА-50	50	400	156	1500	6Ч-12/14	ЕСС-91-4Ф
ДГА-48	48	400	150	1500	6Ч-12/14	ДГС-92/4
ДГА-100	100	400	314	1500	1Д6С-150М	С-117-4
ДГА-200	200	400	628	1500	Д12В	ГС-104-4
ДГ-100-3	100	400	314	750	64-18/22	ГСС-103-8
4ДГА-19/30	135	400	423	600	4Д-19/30	СГД-1224-10А
6ДГА-19/30	205	400	642	600	6Д-12/30	СГД-1236-10А
ДГА-400	400	400	1250	500	8ЧН-25/34	МС-500
ДГА-630	630	400	1970	375	6ЧН-36/45	ГСД-630
АД-50	600	400	1870	750	Д-50	МС-99-8/8
7Д-100	1000	400	3120	750	7Д-100	ГСД-1708-6

Таблица 197

## агрегатов серии АБ

АБ-2-О/230/4-400	АБ-4-П/30	АБ-4-Т/230	АБ-8-Т/230М	АБ-12-Т/400
2 230 10,9	4 30 140	4 230 12,6	8 230 25,2	12 230 или 400 37,5 или 21,7
Переменный однофазный	Постоянный	Переменный трехфазный		
400 3000 УД-1	— 3000 УД-2	50 3000 УД-2	50 5000 «Москвич» 407 ГАБ-8-Т/230	50 15 000 ГАЗ-322 ЕС-62-4СФ
ГАБ-2-О/230/4-400	ГАБ-4-П/30	ГАБ-4-Т/230	Водяная радиатором	
А-66	А-60	А-66 или А-70	А-72	А-70
1,5 Летом автол АК-10, зимой автол АК-6	3,0	3,68	3,48 Летом автол АК-10 или СУ, зимой АСП, АКП-5	5,0
200 800	230 800	256 800	420 800	770 800

Таблица 198

## дизельэлектрических агрегатов

Вид топлива	Расход топлива, кг/ч	Вид масла	Расход масла	Способ пуска	Сухой вес, кг	Моторесурс, ч
Дизельное (ГОСТ 305-58 или 4749-49)	2,3 4,6 9,6 14,4	Дизельное (ГОСТ 5304-54)	0,16 0,16 0,25	Электростартерный	710 1 320	5 000 5 000
То же	22	Авиационное (ГОСТ 1013-49)	0,6 1,6	То же	2 200 2 090	5 000 5 000
»	4,4	То же	0,12	»	3 800 1 050	5 000 5 000
»	—	»	—	»	410 525	6 000 6 000
»	16,4	Дизельное (ГОСТ 5304-54)	0,6	»	1 700	6 000
»	—	То же	0,6	»	—	—
»	16,4	Авиационное МК-22	1,8	»	2 200	5 000
»	31,5	Дизельное (ГОСТ 5304-54)	3,6	»	3 850	4 000
»	60	Моторное Т или автол 10	0,6 1,3 1,92	При помощи сжатого воздуха	5 500	4 000
»	25				5 000	15 000
»	41,5				7 000	8 000
»	62				9 000	8 000
Моторное ДТ	100 147	Моторное	2,4 3,6	То же	16 000 28 600	20 000 12 000
»	140	»	3,6	»	—	15 000
»	230	»	6	»	29 170	10 000

Широкое применение получили аккумуляторы кислотные (свинцовые) и щелочные (железо-никелевые и кадмий-никелевые), для питания электровозов используются щелочные железо-никелевые аккумуляторы типа ТЖН (тяговые железо-никелевые).

В свинцовых аккумуляторах положительным электродом является двуокись свинца ( $PbO_2$ ), отрицательным — губчатый металлический свинец. Электролитом служит раствор серной кислоты ( $H_2SO_4$ ) плотностью 1,18—1,29 г/см<sup>3</sup>.

В железо-никелевых аккумуляторах положительным электродом является гидрат окиси никеля ( $Ni(OH)_2$ ), смешанный с графитом, а отрицательным — губчатое железо с мелким поропком железа. Электролитом служит едкий калий (КОН) плотностью 1,19—1,2 г/см<sup>3</sup>.

Для увеличения срока службы аккумулятора и повышения его емкости в электролит добавляется моногидрат лития (LiOH) в количестве 20 г на 1 л.

Приготовление электролита производится в стеклянной или керамической посуде. В дистиллированную воду (можно использовать также снеговую или дождевую) добавляется щелочь (ни в коем случае нельзя наливать воду в щелочь). После остывания электролита до температуры не более +25° С его заливают в аккумуляторы. При этом уровень электролита в аккумуляторе должен быть выше верхней кромки пластин электродов на 15—20 мм.

По мере расхода электролита добавляют дистиллированную воду или слабый раствор едкого калия. Электролит заливают в аккумулятор перед зарядкой. Плотность электролита измеряется ареометром.

Зарядка аккумуляторов производится нормальным зарядным током в течение 7 ч.

Величина зарядного тока указывается в паспорте аккумулятора. В случае его отсутствия можно определять по формуле

$$I_{зар} = \frac{Q}{4}, \text{ а,}$$

где  $Q$  — емкость аккумулятора.

Для питания тяговых двигателей составляются аккумуляторные батареи с определенным количеством элементов в батарее. В батареях аккумуляторы имеют определенные обозначения. Первое число в обозначении аккумуляторов указывает количество элементов в батарее, последнее — емкость батарей в ампер-часах. Например: батарея типа 36ТЖН-300 состоит из 36 тяговых железо-никелевых аккумуляторов емкостью 300 а-ч.

Емкость батарей вычисляется как произведение силы тока при разрядке на продолжительность включения батарей в часах. Батарея емкостью 300 а-ч обеспечивает работу электровоза в течение 5 ч при разрядном токе 60 а.

Зарядку аккумуляторных батарей производят при открытой крышке батарейного ящика. Открытыми должны быть также и клапаны аккумуляторов, которые закрываются не реже чем через 2—3 ч после зарядки. Температура электролита при зарядке не должна быть более 43° С.

Перед тем как использовать для работы новые железо-никелевые аккумуляторы, их «тренируют», т. е. несколько раз заряжают — разряжают (обычно три раза). Два раза заряжают в течение 12 ч нормальным зарядным током и после каждого раза разряжают 5-часовым разрядным током до напряжения 1,0 в. Третий раз аккумуляторы заряжают в течение 7 ч и разряжают 5-часовым разрядным током. После разряда напряжение каждого аккумулятора должно быть не менее 1,0 в.

Через каждые 300 циклов зарядки-разрядки электролит заменяется. Замена электролита производится при разряженных аккумуляторах.

При замене старый электролит сливается и в аккумуляторы заливается вода. Через сутки вода сливается, в аккумуляторы заливается электролит.

При длительном хранении (более 1 года) аккумуляторы разряжаются до напряжения 1,0 в на каждый элемент, электролит сливается, и они плотно закупориваются. Характеристики аккумуляторов приведены в табл. 199.

## Характеристика аккумуляторов

Тип аккумулятора	Емкость, а-ч	Разрядный ток 7-часового режима, а	Разрядные токи (а) и минимальные допускаемые напряжения при продолжительности разряда				
			8 ч—до 1,1 в	5 ч—до 1,0 в	3 ч—до 0,8 в	2 ч—до 0,65 в	1 ч—до 0,5 в
ЖН-22	22	5,5	2,7	4,4	7,3	11	22
ЖН-45	45	11,2	5,6	9	15	22	45
ЖН-60	60	11,5	7,5	12	20	30	60
ЖН-100	100	25,0	12,5	20	33	50	100
ТЖН-250	250	62,5	31,3	50	83	125	250
ТЖН-300	300	75	37,5	60	100	150	300
ТЖН-350	350	90,0	43,7	70	115	175	350
ТЖН-500	500	12,5	62,5	100	266	350	500

Примечание. Напряжение аккумулятора в начале заряда равно 1,55 в, в конце заряда—1,8 в. Начальное рабочее напряжение 1,25—1,35 в, напряжение в конце разряда—1,0—1,1 в.

## ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЬНЫЕ ПОДСТАНЦИИ

Для питания тяговых двигателей контактных электровозов и зарядки аккумуляторов требуется преобразователь переменного тока в постоянный. Для этой цели используются двигатель-генераторы, одноякорные преобразователи, ртутные и селеновые выпрямители. Для подземных подстанций рудничной откатки контактными электровозами применяются ртутные выпрямители, стеклянные (ВАРС), металлические (РМ), селеновые выпрямители (ТВ-1) и двигатель-генераторы. В зарядных подстанциях для зарядки щелочных и кислотных батарей применяются стеклянные ртутные выпрямители (ВАРС), селеновые выпрямители (ВСЗШ) и зарядные выпрямительные устройства (ЗУ и ЗУГ). Характеристики выпрямителей приведены в табл. 200, 201 и 202.

Таблица 200

## Характеристика металлических ртутных выпрямителей

Показатели	Тип выпрямителя	
	РМ-200	РМ-500
Номинальное выпрямленное напряжение, в . . . . .	600	600
Номинальный выпрямленный ток, а . . . . .	200	500
Допустимая перегрузка . . . . .	25% в течение 15 мин 50% в течение 3 мин 100% в течение 3 ссек	
Диапазон регулирования выпрямленного напряжения, % . . . . .	0—100	0—100
Максимальное значение обратного напряжения, в . . . . .	1500	1500
Отрицательное напряжение на сетках, в . . . . .	150	150
Охлаждение . . . . .	Воздушное принудительное	
Число главных анодов . . . . .	3	6
Напряжение зажигания, в . . . . .	6	6
Среднее значение тока возбуждения, а . . . . .	15	15
Допустимые колебания напряжения сети собственных нужд, % . . . . .	+10 —15	+10 —15

## Характеристика стеклянных

Тип	Назначение	Сторона выпрямленного тока		Число фаз	Напряжение, в
		Напряжение, в	Ток, а		
ВАРЗ-12/24-12	Зарядный	12	12	1	127/220
		24	12	2	127/220
ВАРЗ-12/24-20	»	12	20	1	127/220
		24		2	
ВАРЗ-120-30	»	120	30	3	220/380
ВАРЗ-24/80-30/6	»	24	30	3	220/380
		80	6		
ВАРЗ-120-60	Силовой	120	60	3	220/380
ВАРС-275-100		275	90	3	220/380
ВАРС-115-3		115	3	1	127/220

Т а б л и ц а 202

### Характеристика селеновых выпрямителей

Показатели	Тип выпрямителей		
	ВСЗШ-70/36	ВСЗШ-2щ	ТВ-1
Напряжение сети переменного тока, в	220/380	380	220/380
Номинальное выпрямленное напряжение, в	56/65	140/170	50
Номинальный зарядный ток, а	70	75	70
Номинальная выпрямленная мощность, квт	4,55	12,6	3,5
Выпрямленное напряжение холостого хода при номинальном напряжении сети, в	58	175	60
Потребляемая из сети мощность переменного тока, квт	6,3	17,5	4,7
К.п.д. выпрямителя, %	69	72	74
Коэффициент мощности	0,7	0,61	0,7
Тип селеновых дисков	100-В-3	100-В-3	100-В-3
Продолжительность заряда	8—9	8—9	—
Общий вес (с маслом), кг	860	1380	485
Вес без масла, кг	500	845	285
Размеры в плане, мм	770×1350	920×1350	770×1155
Высота, мм	1240	1800	1050

## 2. ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛИ

### ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛИ ПЕРЕМЕННОГО ТОКА

На геологоразведочных работах применяются асинхронные и синхронные электродвигатели переменного тока. В промышленности наиболее широко применяются асинхронные электродвигатели трехфазного тока, изобретенные русским электротехником М. О. Доливо-Добровольским.

## ртутных выпрямителей

Страна переменного тока				Выпрямительная схема
Ток, а	Потребляемая мощность, кВа	Коэффициент мощности	К. п. д., %	
4,8/2,8	0,61	0,69	35	Двухфазная
7,6/4,4	0,96	0,65	46	»
7,5/4,3	0,95	0,70	36	»
11,2/6,5	1,42	0,69	49	Трехфазная
23/13	8,9	0,57	71	»
6,7/3,9	2,5	0,57	50	Двухфазная
7,3/4,2	1,6	0,53	56	Трехфазная
46/27	18	0,56	74	»
100/60	39	0,75	86	»
5,5/3,1	0,7	0,79	62	Двухфазная

В асинхронных двигателях магнитное поле вращается с постоянными (синхронными) оборотами, а число оборотов ротора изменяется в зависимости от нагрузки. При этом число оборотов магнитного поля определяется частотой сети и числом полюсов на фазу. Разность между синхронной скоростью магнитного поля и скоростью вращения ротора, отнесенная к синхронной скорости, называется скольжением. Число оборотов вращающегося магнитного потока определяется по формуле

$$n = \frac{f \cdot 60}{p},$$

где  $f$  — частота;

$p$  — число пар полюсов.

Поскольку промышленная частота тока равна 50 гц, то в зависимости от числа пар полюсов скорость вращения поля может иметь значения 3000, 1500, 1000, 750, 600 и 500 об/мин.

Скорость вращения ротора ( $n_p$ ) меньше, чем скорость вращения магнитного поля статора ( $n_c$ ), на величину скольжения  $S$ , которое находится из выражения

$$S = \frac{n_c - n_p}{n_c} 100\%.$$

Скольжение  $S$  в двигателях находится в пределах 2—10%. Число оборотов ротора асинхронного электродвигателя:

$$n_p = (1 - S) n_c, \text{ об/мин.}$$

По устройству роторной обмотки асинхронные двигатели делятся на двигатели с короткозамкнутым ротором и фазным ротором.

В двигателях с короткозамкнутым ротором стержневая обмотка ротора коротко замкнута кольцами по концам. Магнитные силовые линии вращающегося поля статора, пересекая стержни обмотки ротора, наводят в них э. д. с., под действием которой в стержнях ротора протекает ток и возникают магнитные потоки.

Магнитное поле ротора, взаимодействуя с вращающимся магнитным полем статора, заставляет вращаться ротор.

В двигателе с фазным ротором последний имеет трехфазную обмотку из изолированных проводов, соединенных по схеме «звезда». Концы обмоток ротора соединяются с изолированными контактными кольцами. На кольца накладываются

скользящие угольные или медно-графитовые щетки, при помощи которых в цепь обмоток ротора включается дополнительное сопротивление реостата (рис. 108).

При включении электродвигателя в сеть дополнительное сопротивление реостата включено полностью в цепь обмоток ротора, что увеличивает общее сопротивление цепи обмоток. Затем по мере увеличения числа оборотов реостат выводят. При этом обмотки ротора замыкаются накоротко, и он работает как короткозамкнутый. При работе двигателя щетки специальным приспособлением поднимаются.

При включении в сеть двигателя с фазным ротором ток, потребляемый из сети, меньше, чем при включении короткозамкнутого электродвигателя такой же мощности.

Вращающий момент электродвигателя определяется:

$$M = 975 \frac{P}{n}$$

Рабочий ток электродвигателя:

$$I = \frac{1000P}{\sqrt{3} \cdot \eta \cdot U \cdot \cos \varphi}, \text{ а,}$$

где  $P$  — мощность электродвигателя при полной номинальной нагрузке, квт;

$U$  — рабочее напряжение, в;

$\cos \varphi$  — коэффициент мощности;

$\eta$  — к. п. д. электродвигателя.

Температура нагрева электродвигателя:

$$\tau = \frac{R_1 - R_0}{R_0} (234,5 - t_0), \text{ } ^\circ\text{C,}$$

где  $R_1$  — сопротивление нагретой обмотки, ом;

$R_0$  — сопротивление холодной обмотки, ом;

$t_0$  — температура окружающей среды.  $^\circ\text{C}$ .

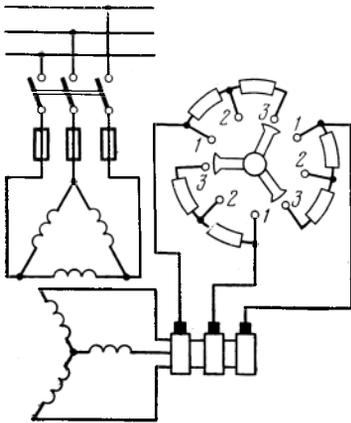


Рис. 108. Схема двигателя с фазным ротором

Пусковой ток статора короткозамкнутого электродвигателя  $I_{\text{пуск}}$  может быть определен по номинальному току  $I_{\text{ном}}$  и коэффициенту кратности пускового тока. В зависимости от мощности электродвигателя кратность тока находится в пределах 4,5—7,5.

$$\frac{I_{\text{пуск}}}{I_{\text{ном}}} = 4,5 \div 7,5.$$

Пусковой ток электродвигателя с фазным ротором зависит от сопротивления пускового реостата и обычно не превышает  $2 \div 2,5$  от  $I_{\text{ном}}$ .

Пусковой момент короткозамкнутого электродвигателя определяется по номинальному моменту и коэффициенту кратности пускового момента, зависящему от мощности и числа оборотов ротора. Коэффициент кратности пускового момента находится в пределах 1,2—2.

$$\frac{M_{\text{пуск}}}{M_{\text{ном}}} = 1,2 \div 2.$$

Максимальный момент характеризует допустимые перегрузки двигателя (соответствует критическому скольжению) и определяется по номинальному

моменту и коэффициенту кратности максимального момента, имеющему значения  $1,9 \div 2,2$ ,

$$\frac{M_{\text{макс}}}{M_{\text{ном}}} = 1,9 \div 2,2.$$

### Включение электродвигателей в сеть

В соответствии с техническим паспортом электродвигателя и напряжением сети включение его в сеть должно производиться либо по схеме «треугольник», либо по схеме «звезда». Так, если в паспорте (металлический щиток, укрепленный на корпусе двигателя) указано номинальное напряжение питающей сети  $\Delta/Y220/380$  в, то это означает, что электродвигатель может быть включен в сеть 220 в по схеме соединения обмоток «треугольник» и в сеть 380 в по схеме «звезда».

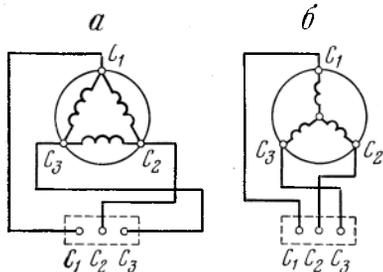


Рис. 109. Схема соединений обмоток электродвигателя:

а — «треугольник»; б — «звезда»

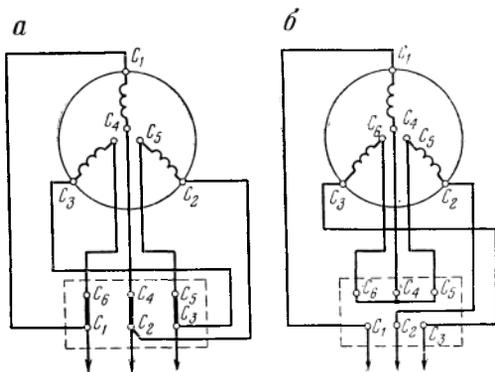


Рис. 110. Соединение выводов фазных обмоток электродвигателя на щитке зажимов:

а — «треугольник»; б — «звезда»

Концы статорных обмоток асинхронного электродвигателя маркируются и имеют следующие обозначения:

	I фаза	II фаза	III фаза
Начала	C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>	C <sub>3</sub>
Концы	C <sub>4</sub>	C <sub>5</sub>	C <sub>6</sub>

При включении электродвигателя в сеть по схеме «треугольник» начало каждой статорной обмотки соединяется с концом последующей обмотки, а место их соединения — с фазой сети (рис. 109, а).

При включении электродвигателя в сеть по схеме «звезда» все три начала статорных обмоток (или все три конца) соединяются в общую точку, а к трем концам обмоток (или к трем началам) подводят фазы сети (рис. 109, б).

У электродвигателя концы фаз обмоток могут быть выведены на щиток зажимов. В этом случае порядок вывода концов и подсоединение фаз сети к зажимам производится так, как показано на рис. 110.

### Определение начал и концов фаз статорной обмотки

На практике нередко появляется необходимость в определении соответствующих начал и концов выводов обмотки статора электродвигателя. Работа эта производится в два приема: сначала определяются выходы отдельных фазных обмоток (концы, относящиеся к одной и той же фазе), затем определяют, какие концы

относятся к «началам» фаз, какие к «концам». Первая часть задачи выполняется следующим образом. К одному зажиму сети подключают один из шести выводов обмотки двигателя, а к второму зажиму — один конец контрольной лампы. Подсоединяя второй конец контрольной лампы поочередно к остальным пяти выводам обмотки электродвигателя, определяют, какой из них относится к искомой фазе (по загоранию лампочки). Аналогичным образом определяются остальные две пары выводов. Каждую пару выводов, принадлежащую к одной фазе, отмечают каким-либо способом и после этого решают вторую часть задачи — определяют начала и концы.

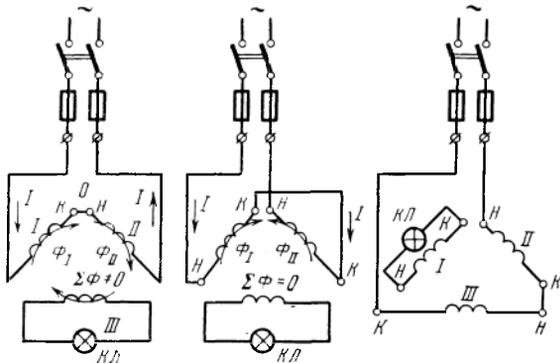


Рис. 111. Последовательность определения начал и концов в фазовых обмотках

В одну из фаз включают контрольную лампу (или вольтметр со шкалой 25—50 в), а две другие соединяют последовательно и включают в сеть. Если лампа даст небольшой накал (или вольтметр покажет наличие индуцированной э. д. с), то это будет свидетельствовать о том, что в общей точке двух последовательно

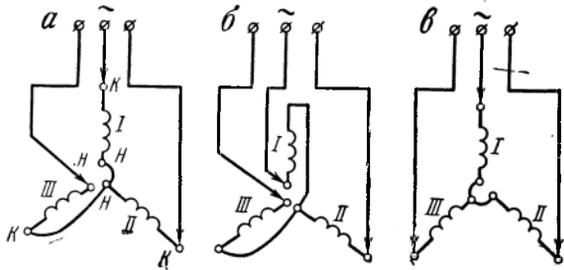


Рис. 112. Определение начал и концов фазных обмоток подбором схемы «звезда»

соединенных фаз находятся начало одной и конец другой фазы. Если лампочка не даст накала, необходимо выводы одной из фаз поменять местами и снова включить в сеть.

На выводах (соединенных в общей точке) делают пометки условного начала ( $H_1$ ) и конца ( $K_2$ ). Определение «начала» и «конца» третьей обмотки производится таким же образом. Контрольную лампу включают в одну из фаз, «начало» и «конец» обмотки которой уже определены (рис. 111).

Для электродвигателей небольшой мощности (до 3—5 квт) эту задачу можно решить значительно проще.

Выводы обмоток (после того как определено, что они относятся к соответствующим фазам) соединяют по схеме «звезда» (наугад) (рис. 112) и включают двигатель в сеть, при этом двигатель будет сильно гудеть и работать ненормально (двигатель может работать нормально, если случайно соединить все «начала» или «концы» в общую точку). Если двигатель гудит, то необходимо выводы одной из обмоток (любой, например  $I$ ) поменять местами. Если двигатель будет продол-

жать гудеть, то необходимо переставить выводы обмотки *I* в прежнее положение, но поменять местами выводы другой обмотки (например, *II*). Если двигатель опять будет работать ненормально, необходимо снова переставить выводы обмотки *II* в прежнее положение и поменять местами выводы обмотки *III*. После этого двигатель будет работать нормально и, следовательно, можно пометить условные «начала» и «концы» обмоток.

## Характеристика электродвигателей

Асинхронные электродвигатели мощностью до 100 квт нашими заводами выпускаются единой серии А2 и АО2. По наружному диаметру сердечника статора эти двигатели выпускаются девяти габаритов: 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10 и 11. Оболочка электродвигателя (станина и щиты) изготавливаются из чугуна или алюминия (последние на 30% легче).

По способу защиты электродвигатели выполняются защищенными и закрытыми обдуваемыми.

Специфические особенности двигателей и способ их монтажа обозначаются буквенными индексами. Например: С — двигатель с повышенным скольжением; Э — двигатель со встроенным электромагнитным тормозом; П — двигатель с повышенным пусковым моментом; Щ — с щитовыми подшипниками и креплением на лапах; Ф — с фланцем на щите, без лап; В — для работы в вертикальном положении. Типоразмер двигателя определяется габаритом и длиной сердечника. Габарит — условная величина наружного диаметра сердечника.

Каждый тип двигателя имеет буквенные и цифровые обозначения. Например, двигатель АОЛ2—32—4 расшифровывается следующим образом: А — асинхронный, О — обдуваемый, Л — легкий. Цифра 2 после Л — признак новой серии; цифра 3 после (первого тире) — третьего габарита, 2 — второй длины, 4 — (после второго тире) — с четырьмя полюсами.

Двигатели исполняются на номинальные напряжения 220/380 в, 380 в при соединении обмотки статора треугольником и 500 в при соединении обмотки статора звездой.

Единая серия электродвигателей предусматривает и специализированные исполнения, в том числе и рудничное взрывобезопасное.

Взрывозащищенные электродвигатели серии ВАО (взрывозащищенный асинхронный, обдуваемый) мощностью от 0,27 до 100 квт разработаны в десяти габаритах по две длины в каждом габарите. Номера габаритов и длин электродвигателей совпадают с номерами габаритов и длин электродвигателей АО2 соответствующих мощностей (за исключением нулевого габарита). У электродвигателей серии ВАО полностью совпадают с электродвигателями АО2 также и наружные диаметры статора и установочные размеры.

В табл. 203 приведены основные технические данные этой серии основного исполнения. Первая цифра в обозначении электродвигателя — условный порядковый номер наружного диаметра пакета статора, вторая цифра — условный порядковый номер длины пакета статора, цифра после тире — число полюсов.

Основное номинальное напряжение электродвигателей 380/660 в при частоте сети 50 гц и соединении фаз обмотки статора треугольник/звезда. По требованию заказчика электродвигатели могут изготавливаться на напряжение сети 127, 220 и 600 в в зависимости от их мощности:

127 в	при	мощности	от	0,27	до	5,5	квт
220	»	»	»	0,27	»	30	»
500	»	»	»	0,27	»	100	»

Из модификаций серии электродвигателей ВАО представляют интерес двигатели типа ВАМП — для привода хода и подъема ковша породопогрузочных машин и электродвигатели типа ВАОМ — для привода вентиляторов местного проветривания типа ВМ.

Электродвигатели ВАМП выпускаются на синхронную скорость 750 об/мин и предназначены для работы в часовом режиме (ПВ — 25%), 600 пусков в час.

## Технические данные электродвигателей серии ВАО

Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт	При номинальной нагрузке				Сос φ	$\frac{I_{\text{пуск}}}{I_{\text{ном}}}$	$\frac{M_{\text{пуск}}}{M_{\text{ном}}}$	$\frac{M_{\text{макс}}}{M_{\text{ном}}}$
		Скорость вращения, об/мин	Ток статора, а		К.п.д., %				
			380 в	660 в					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
<b>3000 об/мин (синхронных)</b>									
ВАО51-2	10	2940	20	11,5	86,5	0,88	7,5	1,7	2,1
ВАО52-2	13	2940	26	15	86,5	0,88	7,5	1,3	2,1
ВАО62-2	17	2940	33	19	86,5	0,9	7	1,2	2,1
ВАО71-2	22	2940	42	24	88	0,9	7	1,2	2,1
ВАО72-2	30	2940	57	33	89	0,9	7	1,2	2,1
ВАО81-2	50	2950	77,5	45	89	0,88	7	1,2	2,1
ВАО82-2	55	2950	107,5	62	89,5	0,87	7	1,2	2,1
ВАО91-2	75	2960	145	83,5	89,5	0,88	6	1,2	2
ВАО92-2	100	2960	190	110	90,5	0,88	6	1,2	2
<b>1500 об/мин (синхронных)</b>									
ВАО01-4	0,27	1400	1,0	0,6	63	0,69	4,5	2	2,1
ВАО02-4	0,4	1400	1,3	0,8	66	0,69	4,5	2	2,1
ВАО11-4	0,6	1400	1,9	1,1	69	0,69	4,5	2	2,2
ВАО12-4	0,8	1400	2,5	1,4	72	0,70	4,5	2	2,2
ВАО21-4	1,1	1420	2,9	1,7	76	0,77	5,0	1,8	2,2
ВАО22-4	1,5	1420	3,7	2,1	87,5	0,79	5,0	1,8	2,2
ВАО31-4	2,2	1430	5,0	2,9	80,0	0,83	5,5	1,7	2,2
ВАО32-4	3,0	1430	7,0	3,9	81	0,83	5,5	1,7	2,2
ВАО41-4	4,0	1450	8,5	4,9	84,0	0,86	5,5	1,6	2,1
ВАО42-4	5,5	1450	11,5	6,5	86,0	0,86	6,5	1,5	2,1
ВАО51-4	7,5	1460	15,	8,5	87,5	0,86	6,5	1,4	2,2
ВАО52-4	10	1460	20,0	11,5	88,0	0,86	7	1,3	2,2
ВАО61-4	13	1460	26,0	15,0	88,5	0,86	7	1,3	2,2
ВАО62-4	17	1460	33,5	19,5	89,5	0,86	7	1,3	2,2
ВАО71-4	22	1460	43,0	25	90,0	0,86	7	1,6	2,2
ВАО72-4	30	1460	58,0	33,5	90,5	0,87	7	1,6	2,2
ВАО81-4	40	1470	77,0	44,5	91,0	0,87	7,5	1,7	2,2
ВАО82-4	55	1470	105	61,0	91,0	0,87	7,5	1,7	2,2
ВАО91-4	75	1470	146	84	91,0	0,86	6,0	1,7	2,0
ВАО92-4	100	1470	195	113	91,5	0,85	6,0	1,7	2,0
<b>1000 об/мин (синхронных)</b>									
ВАО11-6	0,4	915	1,5	0,8	63	0,65	4,5	1,8	2,0
ВАО12-6	0,6	915	2,2	1,3	64	0,66	4,5	1,8	2,0
ВАО21-6	0,1	930	2,6	1,5	68	0,70	4,5	1,7	2,0
ВАО22-6	1,1	930	3,4	2,0	70	0,70	4,5	1,6	2,0
ВАО31-6	1,5	950	4,2	2,5	75	0,72	5,5	1,6	2,0
ВАО32-6	2,2	950	6,0	3,5	77	0,74	5,5	1,4	2,0
ВАО41-6	3,0	960	7,5	4,3	81	0,76	5,5	1,4	2,2
ВАО42-6	4,0	960	9,5	5,5	82	0,76	5,5	1,4	2,2
ВАО51-6	5,5	970	13,0	7,5	85	0,77	6,0	1,3	2,2

Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт	При номинальной нагрузке				К.п.д., %	Cos φ	$\frac{I_{\text{пуск}}}{I_{\text{ном}}}$	$\frac{M_{\text{пуск}}}{M_{\text{ном}}}$	$\frac{M_{\text{макс}}}{M_{\text{ном}}}$
		Скорость вращения, об/мин	Ток статора, а		К.п.д., %					
			380 в	660 в						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
BAO52-6	7.5	970	16,0	9,5	86,0	0,80	6,5	1,3	2,2	
BAO61-6	10	970	21,0	12	86,0	0,83	6,5	1,3	2,2	
BAO62-6	13	970	27,0	15,5	87,0	0,83	6,5	1,3	2,2	
BAO71-6	17	980	36	20	88,5	0,82	7,0	1,5	2,2	
BAO72-6	22	980	44,0	25,5	90,0	0,84	7,0	1,5	2,2	
BAO81-6	30	980	59,5	35	90,0	0,85	7,0	1,6	2,2	
BAO82-6	40	980	78,5	45,5	91,0	0,85	7,0	1,6	2,2	
BAO91-6	55	980	109	63	90,0	0,85	7,0	2,0	2,2	
BAO92-6	75	980	148	85,5	90,5	0,85	7,0	2,0	2,2	
750 об/мин (синхронных)										
BAO41-8	2,2	720	6,0	3,5	78,0	0,7	5,0	1,2	2,2	
BAO42-8	3,0	720	8,5	4,9	78,0	0,7	5,0	1,2	2,2	
BAO51-8	4,0	730	11,0	6,0	81,5	0,7	5,0	1,2	2,2	
BAO52-8	5,5	730	14,0	8,0	83,0	0,7	5,0	1,2	2,2	
BAO61-8	7,5	730	17,5	10,0	85,0	0,76	6,0	1,3	2,2	
BAO62-8	10,0	730	23,5	13,5	85,0	0,76	6,0	1,3	2,2	
BAO71-8	13	735	30	17	87,5	0,76	6,0	1,3	2,2	
BAO72-8	17	735	38	22	88,5	0,77	6,5	1,3	2,2	
BAO81-8	22	735	48	28	89	0,78	6,0	1,5	2,2	
BAO82-8	30	735	65	38	89,5	0,78	6,0	1,5	2,2	
BAO91-8	40	735	88	61	89,0	0,78	6,0	2,0	2,0	
BAO92-8	55	735	116	67	90	0,80	6,0	2,0	2,0	
500 об/мин (синхронных)										
BAO81-10	17	585	42	24	86,5	0,72	5,5	1,2	2	
BAO82-10	22	585	52	30	87,5	0,73	5,5	1,2	2	
BAO91-10	30	585	70	40	88,0	0,73	5,5	1,2	2	
BAO92-10	40	585	93,5	54	89,0	0,73	5,5	1,2	2	

Выполняются необдуваемыми с естественным охлаждением. Все детали оболочки электродвигателей стальные. Электродвигатели снабжены температурными реле, защищающими их от перегрева. По способу монтажа исполнение электродвигателей фланцевое, для горизонтальной установки.

Электродвигатели ВАОМ предназначены для работы совместно с вентилятором, в корпус которого они встраиваются. Рабочее колесо вентилятора насаживается непосредственно на вал электродвигателя и закрепляется на валу с помощью гайки со стопорной шайбой.

Асинхронные электродвигатели мощностью более 100 квт выпускаются серии АМ до 1500 квт (А — асинхронный, М — мотор). Напряжение 220/380; 500; 3000 и 6000 в при числе оборотов 1500, 1000, 750, 500 и 600 в мин.

Разновидности серии: АМО, ГАМ, ГАМО, ДАМО, ДАМСО, ДАМТ (Г — короткозамкнутый с глубоким пазом; Д — короткозамкнутый с двойной клеткой; О — закрытый продуваемый с подводом и отводом воздуха по трубам; С и Т —

## Характеристика асинхронных двигателей серии МА-36 с фазовым ротором

Тип электро- двигателя	Номинальная мощность на валу, кВт	При номинальной нагрузке			Данные ротора		$\frac{M_{\max}}{M_{\text{ном}}}$	Вес, кг	Моховой момент, кгс/м <sup>2</sup>
		Скорость вращения, об/мин	К. п. д., %	Сос $\Phi$	Напряже- ние, в	Сила то- ка, а			
МА-36-71/6ф	70	985	90,9	0,84	432	98	3,2	1440	45,5
МА-36-71/8ф	55	740	91,0	0,79	367	90	2,8	1440	50,8
МА-36-72/6ф	90	985	91,6	0,87	500	108	3,5	1560	51,9
МА-36-72/8ф	70	740	91,0	0,81	430	98	3,0	1560	57,9

двигатели, предназначенные для тяжелых условий работы, имеют улучшенную изоляцию).

В табл. 204 приводятся технические данные двигателей МА-36 с фазовым ротором, применяемых для привода лебедок и других шахтных механизмов.

## ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛИ ПОСТОЯННОГО ТОКА

Двигатели постоянного тока используются главным образом для привода механизмов, требующих плавного регулирования скорости вращения. Они выполняются с параллельным (шунтовые), последовательным (серийные) и со смешанным (компаундные) возбуждением. Обмотки якоря и возбуждения соединяются между собой параллельно, последовательно, либо одна обмотка включается параллельно, другая последовательно.

Двигатели постоянного тока включаются в сеть при помощи пусковых реостатов, которые ограничивают пусковой ток и позволяют запускать двигатель плавно с постепенным увеличением числа оборотов. При небольшой мощности двигателя (до 1 квт) можно включать без реостата.

Особенностями двигателей с параллельным возбуждением является то, что при изменении нагрузки (момента вращения) скорость вращения изменяется мало. Эти двигатели обладают высокой перегрузочной способностью и широким пределом регулирования числа оборотов.

Регулирование оборотов может производиться изменением тока возбуждения (реостатом в цепи возбуждения), изменением напряжения на клеммах двигателя и изменением сопротивления пускового реостата.

Двигатели с последовательным возбуждением при пуске в ход развивают значительный пусковой момент при сравнительно малом пусковом токе, легко преодолевают большие кратковременные перегрузки при небольшом увеличении тока. Благодаря этим особенностям они получили применение в качестве приводов электровозов (трогание с места груженого состава, движение составов на подъем). Однако при малых нагрузках (а тем более при холостом ходе) скорость вращения двигателя может увеличиться до недопустимых пределов, двигатель пойдет «в разнос», что весьма опасно. Практически при нагрузке ниже 20—25% номинальной работа двигателя недопустима.

Электродвигатели смешанного возбуждения занимают промежуточное положение. Они обладают большой перегрузочной способностью и в то же время не идут «в разнос» при малой нагрузке и при холостом ходе.

Промышленность выпускает электродвигатели постоянного тока единой серии типа «П» на напряжениях 110, 220 и 440 в с числом оборотов 3000, 1500, 1000, 750 и 600 в мин. Мощность электродвигателя серии «П» от 0,3 до 200 квт. Серия имеет 22 типоразмера (11 габаритов и в каждом габарите по две длины сер-

дечника: П11, П12, П21, П22 и т. д. до П111 и П112). Первая цифра после буквы означает порядковый номер габарита, вторая цифра — номер длины сердечника. По способу монтажа электродвигатели выполняются горизонтальными на лапах, горизонтальными с фланцем на щите и вертикальными.

Вращающий момент

$$M = 975 \frac{P}{n}, \text{ кгсм.}$$

Мощность

$$P = U \cdot I \cdot 10^3, \text{ квт,}$$

где  $n$  — число оборотов;  
 $U$  — напряжение внешнее, в;  
 $I$  — ток машины, а.

## МОНТАЖ ЭЛЕКТРОУСТАНОВОК

Монтаж стационарных электростановок производится на фундаменте. Фундамент изготавливается из бетона на гравии или щебне, в том числе и на кирпичном щебне. Площадь фундамента зависит от размеров электростановки. Если привод и машина соединены между собой непосредственно, то они устанавливаются на общем фундаменте. На размер фундамента влияет и характер грунта, на котором производится монтаж.

Общая нагрузка на грунт определяется отношением суммарного веса электростановки и фундамента к площади фундамента. Для песчаного грунта она не должна превышать 1 кгс/см<sup>2</sup>, для глинистого грунта — 2 кгс/см<sup>2</sup>, для скального основания — 4 кгс/см<sup>2</sup>.

Глубина фундамента делается несколько больше глубины промерзания грунта и принимается в пределах 1—1,5 м. Фундамент выступает над поверхностью пола на 15—20 см. Машины устанавливаются на фундамент на металлических подпорках — стальных полосах, чугунных плитках шириной 50—100 мм, толщиной 10—50 мм, а при выверке фундаментной рамы в горизонтальной плоскости применяют листовую сталь.

Фундаментные болты цементируются на расстоянии не менее 300—350 мм от края фундамента; глубина болтов 300—350 мм.

Прежде чем закрепить болтами салазки двигателей и машины должна быть произведена выверка их положения на фундаменте — горизонтальность, параллельность и соосность валов.

Горизонтальность проверяется ватерпасом. На поверхность салазок по длине укладывают ватерпас. С помощью подкладок, устанавливаемых между салазками и фундаментом, производится подгонка и регулировка горизонтальности по длине. Таким же образом проверяется горизонтальность в поперечном направлении салазок (используются стальная линейка и ватерпас).

Проверка соосности и параллельности валов производится в зависимости от типа передачи (рис. 113, 114).

При непосредственном соединении валов (муфтами) используются центрировочные скобы (двойные рейсмусы аксиально-радиальные), укрепляемые на полумуфтах или валах (см. рис. 113, а). Одновременным поворачиванием валов замеряются зазоры радиальные — по окружности (см. рис. 113, б) и осевые — по торцу (см. рис. 113, в) между полумуфтами или валами. При необходимости производится передвижение электродвигателя в горизонтальной или вертикальной плоскости.

При ремённой передаче проверяется совпадение средних линий шкивов (по ширине). Для этой цели используются стальные линейки (см. рис. 114, а, в), струны (см. рис. 114, б), шнуры (см. рис. 114, в).

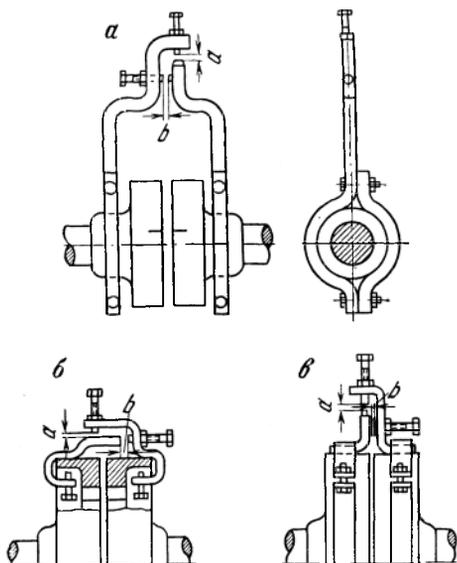


Рис. 113. Выверка валов при непосредственном их соединении

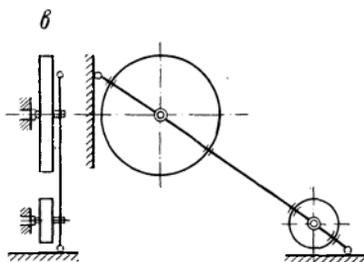
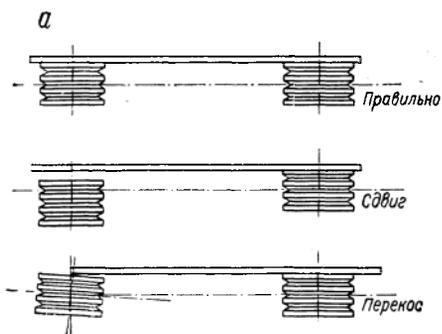
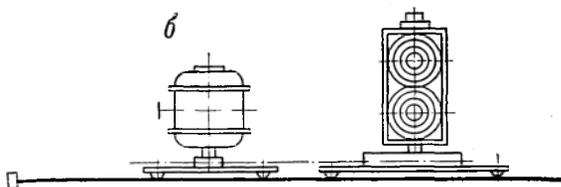


Рис. 114. Выверка валов при ременной и клиноременной передачах

### 3. ВОЗДУШНЫЕ ЛИНИИ И КАБЕЛЬНЫЕ СЕТИ

Воздушные линии передач состоят из проводов, опор, изоляторов и разрядников. Провода применяются медные, алюминиевые и стальные. Характеристика проводов приведена в табл. 205, 206, 207. Опоры для воздушных линий применяются деревянные, главным образом сосновые и еловые.

Таблица 205

Технические данные стале-алюминиевых проводов марки АС

Марка провода	Число × диаметр проволок, мм		Диаметр провода, мм	Активное электрическое сопротивление, ом/км	Расчетное сопротивление на разрыв, кг	Вес 1 км провода, кг	Нормальная строительная длина, м
	из алюминия	из стали					
АС-35	6×2,70	3×1,3	8,2	0,91	923	126	4500
АС-50	6×3,25	7×1,1	9,8	0,63	1430	190	3000
АС-70	6×3,83	7×1,3	11,6	0,45	1990	264	2000
АС-95	28×2,08	7×1,8	13,7	0,33	3250	403	1400
АС-120	28×2,29	7×2,0	15,2	0,26	3990	491	1400
АС-150	28×2,59	7×2,2	17,0	0,21	4870	617	1000
АС-185	28×2,87	7×2,5	19,0	0,17	6200	771	800
АС-240	28×3,29	7×2,8	21,6	0,13	7860	996	800
АС-300	28×3,66	7×3,2	24,2	0,105	11650	1256	800
АС-400	28×4,24	19×2,2	28,0	0,078	15530	1660	600

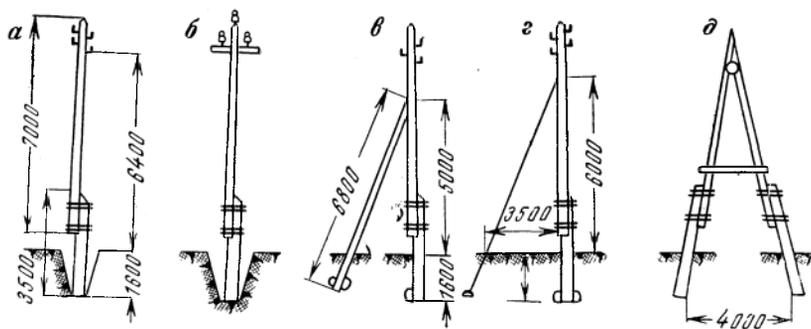


Рис. 115. Деревянные опоры для воздушных линий напряжением до 1000 в

На рис. 115 приведены типы опор. Здесь *а* и *б* — промежуточные опоры без траверсы и с траверсой; *в* и *г* — угловые опоры с подкосом и оттяжкой; *д* — анкерные опоры, устанавливаемые через 15—20 пролетов для восприятия нагрузки вдоль линии.

Изоляторы применяются штыревые (в линиях напряжением до 20 кв) и подвесные (в линиях с напряжением выше 20 кв).

Разрядники устанавливаются в местах пересечения линий и на концах линий. Применяются разрядники для защиты от атмосферных перенапряжений. Подробнее о них изложено в главе «Аппаратура управления и защиты».

В линиях низкого напряжения сечение медных и стальных проводов принимается не менее 6 мм<sup>2</sup>, а алюминиевых — не менее 16 мм<sup>2</sup> (по условиям

Технические данные медных проводов марки М

Сечение прово- да, мм <sup>2</sup>	Число x диаметр проводов, мм	Расчетный диаметр прово- да, мм	Электрическое сопротивление, ом/км	Расчетное со- противление на разрыв, кгс	Вес 1 км про- вода, кг	Нормальная строительная длина, м
4	1×2,2	2,2	4,65	146	35	230
6	1×2,7	2,7	3,06	224	52	1500
10	1×3,5	3,5	1,84	375	87	900
16	7×1,7	5,0	1,20	556	143	4000
25	7×2,1	6,3	0,74	850	220	3000
35	7×2,5	7,5	0,54	1210	310	2500
50	7×3,0	8,9	0,39	1740	440	2000
60	12×2,5	10,4	0,32	2080	530	1500
70	19×2,14	10,6	0,28	2360	613	1500
95	19×2,49	12,4	0,20	3240	838	1200
120	19×2,80	14,0	0,158	4120	1060	1000
150	19×3,15	15,8	0,123	5170	1324	800
185	37×2,49	17,5	0,103	6370	1630	800
240	37×2,84	20,0	0,078	8270	2105	800
300	37×3,15	22,1	0,063	10100	2642	600
400	37×3,66	25,6	0,047	13600	3522	500

Таблица 207

Технические данные алюминиевых проводов марки А

Сечение прово- да, мм <sup>2</sup>	Число x диаметр проводов, мм	Расчетный диаметр прово- да, мм	Электрическое сопротивление, ом/км	Расчетное со- противление на разрыв, кгс	Вес 1 км про- вода, кг	Нормальная строительная длина, м
16	7×1,70	5,1	1,96	254	44	6000
26	7×2,10	6,3	1,27	363	68	5500
35	7×2,50	7,5	0,91	515	95	4500
50	7×3,00	9,0	0,63	740	136	3500
70	7×3,54	10,6	0,45	1030	191	2500
95	7×4,15	12,4	0,38	1440	257	2000
120	19×2,80	14,0	0,27	1750	317	1500
150	19×3,15	15,8	0,21	2270	408	1250
185	19×3,50	17,5	0,17	2800	503	1000

прочности). В линиях высокого напряжения сечение медных и стальных проводов не менее 10 мм<sup>2</sup>, алюминиевых — не менее 25 мм<sup>2</sup>.

Провода низкого напряжения подвешиваются на высоте не менее 5 м, высокого напряжения — 6 м. Максимальный пролет между опорами — 50 м.

Расчет электрических сетей. Сечения проводов рассчитываются на допустимый ток по нагреванию и на допустимую потерю напряжения

в проводах для обеспечения нормальной работы электродвигателей и других приемников.

Расчет провода по нагреву можно свести к определению тока в линии и выбору по этому току провода соответствующего сечения.

Ток в линии

$$I = \frac{P}{\sqrt{3} U \cdot \cos \varphi}, \text{ а,}$$

где  $P$  — передаваемая мощность, квт;

$U$  — напряжение линии, кв;

$\cos \varphi$  — коэффициент мощности.

В табл. 208 приведены допустимые величины токов на нагрев голых проводов различных сечений (при допустимом нагреве провода  $+70^\circ \text{C}$ ).

Т а б л и ц а 208

Допустимый ток (а) на нагревание проводов воздушных линий

Провод	Допустимый ток (а) при сечении провода, мм <sup>2</sup>							
	10	16	25	35	50	70	95	120
Медный	95	130	180	220	270	340	415	485
Алюминиевый	—	106	135	170	215	265	325	375
Стальной	—	—	—	75	90	125	140	175

Потеря напряжения между началом и концом линии трехфазного тока определяется по формуле

$$\Delta U \% = \frac{P \cdot L \cdot 10^{-1}}{U^2 \cdot \cos \varphi} (r \cdot \cos \varphi + x \cdot \sin \varphi),$$

где  $P$  — передаваемая мощность, квт;

$L$  — длина линии, км;

$U$  — линейное напряжение в начале линии, кв;

$r$  — активное сопротивление проводов, ом/км;

$x$  — индуктивное сопротивление проводов, ом/км;

$\cos \varphi$  — коэффициент мощности.

Потеря напряжения  $\Delta U$  % не должна превышать допустимую потерю напряжения, которая составляет  $5 \div 10\%$ .

Значения величины  $(r \cdot \cos \varphi + x \cdot \sin \varphi)$  для медных и алюминиевых проводов различного сечения при линейном напряжении 3—10 кв и различных значениях коэффициента мощности приведены в табл. 209. Таблица 209 упрощает расчеты проводов на потерю напряжения.

**П р и м е р** р а с с ч е т а. Рассчитать и выбрать провода воздушной линии передачи длиной 2000 м, если передаваемая мощность 1000 квт,  $\cos \varphi = 0,85$ . Напряжение линии 5000 в.

**Р е ш е н и е.** Определяем ток в линии по формуле

$$I = \frac{P}{\sqrt{3} \cdot U \cdot \cos \varphi} = \frac{1000}{\sqrt{3} \cdot 5 \cdot 0,85} \approx 136 \text{ а.}$$

По табл. 208 может подойти провод алюминиевый сечением 25 мм<sup>2</sup>.

Определяем потерю напряжения в линии по формуле

$$\Delta U \% = \frac{P \cdot L \cdot 10^{-1}}{U^2 \cdot \cos \varphi} (r \cdot \cos \varphi + x \cdot \sin \varphi).$$

По табл. 209 определяем значение  $r \cdot \cos \varphi + x \sin \varphi$  для алюминиевого провода сечением  $25 \text{ мм}^2$  при  $\cos \varphi = 0,85$ . Оно равно 1,246. Тогда

$$\Delta U\% = \frac{1000 \cdot 2 \cdot 10^{-1} \cdot 1,246}{5^2 \cdot 0,85} \approx 12\%.$$

Потери напряжения выходят за допустимые пределы. Принимаем медный провод сечением  $25 \text{ мм}^2$ . Рассчитываем его на потерю напряжения:

$$\Delta U\% = \frac{1000 \cdot 2 \cdot 10^{-1} \cdot 0,830}{5^2 \cdot 0,85} = 7,8.$$

Т а б л и ц а 209

Значения выражения  $(r \cdot \cos \varphi + x \cdot \sin \varphi)$

Марка провода	$(r \cdot \cos \varphi + x \cdot \sin \varphi)$ при $\cos \varphi$ , равном					
	0,95	0,90	0,85	0,80	0,75	0,70
M-10	1,844	1,803	1,750	1,689	1,623	1,554
M-16	1,211	1,198	1,176	1,146	1,111	1,073
M-25	0,828	0,835	0,830	0,822	0,805	0,787
M-35	0,621	0,640	0,648	0,648	0,645	0,637
M-50	0,465	0,490	0,505	0,513	0,516	0,516
M-70	0,365	0,396	0,414	0,426	0,433	0,438
A-16	1,926	1,884	1,822	1,754	1,681	1,607
A-25	1,292	1,274	1,246	1,210	1,170	1,127
A-35	0,950	0,949	0,936	0,919	0,896	0,871
A-50	0,766	0,774	0,772	0,761	0,747	0,729
A-70	0,532	0,553	0,564	0,567	0,566	0,562
A-95	0,402	0,432	0,447	0,456	0,460	0,463
A-120	0,350	0,379	0,396	0,407	0,414	0,419

Потеря напряжения меньше допустимой.

**К а б е л и** подразделяются на силовые и контрольные. Силовые кабели используются для передачи и распределения электрической энергии по кабельным линиям при напряжении от 1000 в и выше.

Контрольные кабели используются для сети вторичных соединений — для взаимных соединений электрических приборов и аппаратов в электрических распределительных устройствах. Контрольные кабели изготавливаются для напряжения до 500 в переменного тока и 1000 в постоянного.

**Силовые кабели** выполняются одно-, двух-, трех- и четырехжильными с медными и алюминиевыми жилами сечением от 2,5 до 185 мм<sup>2</sup>.

Контрольные кабели изготавливаются только с медными жилами. Количество жил от 4 до 37, сечение каждой жилы от 0,75 до 10 мм<sup>2</sup>. Силовые и контрольные кабели имеют защитную оболочку из свинца, алюминия или полихлорвинила, резины.

Свинцовая оболочка кабеля для предохранения от механических повреждений покрывается броней в виде стальных лент или проволоки. Броня в свою очередь покрывается лаком или джутовой оплеткой. Кабели в резиновой шланговой оболочке используются для питания энергией передвижных механизмов.

Гибкие кабели изготавливаются с четырьмя и шестью жилами. В 4-жильных кабелях 4-я жила используется для заземления; 6-жильные кабели используются для дистанционного управления механизмами. Для стационарных установок применяются бронированные кабели.

В горизонтальных и наклонных выработках (до 45°) применяются кабели с ленточной броней, с джутовой оплеткой или без оплетки. В вертикальных и крутонаклонных выработках применяются кабели с проволочной броней.

В табл. 210—214 приведены марки и параметры силовых и контрольных кабелей. В маркировку кабелей введены следующие буквенные обозначения: в начале марки указывается материал жилы А — алюминий (медь не обозначается); после него материал герметической оболочки: А — алюминий, С — свинец, В — вилинит, Н — негорючий вилинит; затем характер изоляции: Р — резиновая (бумажная не обозначается); последняя буква — материал брони: Б — лента стальная, П — проволока стальная плоская; К — проволока стальная круглая. В контрольных кабелях в начале марки ставится буква К.

Т а б л и ц а 210

Марки и параметры силовых кабелей в свинцовой оболочке напряжением до 1000 в

Марка кабеля	Число жил	Сечение, мм <sup>2</sup>
СБ, СБГ	1	4—800
СП, СПГ	1	50—800
СВВ, СВГВ	1	4—500
СПВ, СПГВ, СК	1	50—500
СБ, СБГ	2	2,5—150
СП, СПГ	2	2,5—150
СВВ, СВГВ	2	4—120
СПВ, СПГВ	2	25—120
СБ, АСБ, СБГ, АСБГ	3	2,5—240
СГТ	3	2,5—240
СП, СПГ, СК	3	25—240
СВВ, СВГВ	3	4—150
СПВ, СПГВ, СКВ	3	25—150
СБ, АСБ, СБГ, АСБГ	4	4—185
СП, СПГ	4	16—185
СВВ, СВГВ	4	4—120
СПВ, СПГВ	4	16—120
СК, СКВ	4	25—120

Т а б л и ц а 211

Марки и параметры силовых кабелей в алюминиевой оболочке напряжением до 1000 в

Марка кабеля	Число жил	Сечение, мм <sup>2</sup>
АБ, АБГ, ААБ, ААБГ	3	6—120
	4	6—95
АГВ, ААГВ, АВВГ, ААВГВ	3	6—120
АВВ, ААВВ	4	6—95
АПГВ, ААПГВ, АПГ, ААПГ	3	25—120
АП, ААП, АПВ, ААПГВ	4	25—95

П р о к л а д к а к а б е л е й. На поверхности для питания подъемных установок, вентиляторов, компрессоров и т. п. кабель прокладывается в специальных каналах, в трубах, по стенкам и потолкам (внутри зданий). Вне зданий кабели прокладываются в газовых или в гончарных трубах и земляных траншеях глубиной не менее 0,7 м.

Марки и параметры силовых кабелей с резиновой изоляцией напряжением до 500 в\*

Марка кабеля	Число жил	Сечение, мм <sup>2</sup>
СРГ	1	1—240
АСРГ	1	4—240
ВРГ, НРГ	1	1—240
АВРГ, АНРГ	1	4—240
СРГ	2; 3	1—185
СРБ, СРБГ, СРП, СРПГ, АСРГ, АСРБ, АСРП, АСРПГ	2; 3	4—185
НРГ, АВРГ, ВРГ	2; 3	1—185
ВРБГ, НРБ, НРБГ, АВРБ, АВРБГ, АНРБ, АНРБГ, АНРГ	2; 3	4—185

\* В сетях постоянного тока кабели могут работать при напряжении до 1000 в.

Марки и параметры контрольных кабелей с изоляцией из пропитанной кабельной бумаги в свинцовой оболочке

Марка кабеля	Число жил при номинальном сечении жилы, мм <sup>2</sup>					
	1	1,5	2,5	4	6	10
КСГ, КСА, КСБ, КСВГ	4, 5, 6, 7, 8, 10, 12, 14, 16, 19, 24, 30, 37			4, 6, 7, 8, 10		
ЕСП	12, 14, 16	10, 12, 14,	8, 10	6, 7, 8, 10		4, 6, 7, 8, 10
КСПГ	19, 24, 30, 37	16, 19, 24, 30, 37	12, 14, 16, 19, 24, 30, 37			
КСК	10, 12, 14, 16, 19, 24, 30, 37		8, 10, 12, 14, 16, 19, 24, 30, 37	6, 7, 8, 10	4, 6, 7, 8, 10	

В стволах шахт при прокладке кабеля в трубно-кабельном отделении он крепится деревянными хомутами к металлическим скобам. В некоторых случаях кабель может крепиться и к стальному тросу.

В горизонтальных выработках кабель крепится на высоте, исключающей его повреждение горнопроходческим оборудованием. При этом кабель подвешивается свободно, с провесом. Для крепления кабеля к стенкам выработки или крепи используются скобы (рис. 116, з), кронштейны металлические (рис. 116, е) и деревянные (рис. 116, б, д), петли из брезента или другого материала (рис. 116, а), трос в скважинах (рис. 116, е).

Концы кабеля соединяются с помощью кабельных муфт. Внутри муфты жилы кабеля соединяются пайкой. Соединение и разъединение гибких кабелей, а также подвод гибких кабелей к электродвигателям машин (например, электрошверл) производится с помощью штепсельных муфт.

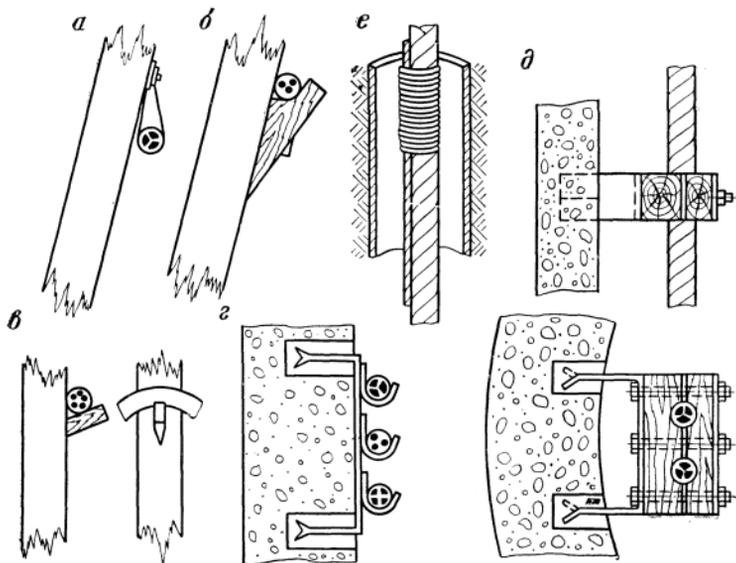


Рис. 116. Способы прокладки кабелей

Таблица 214

Марки и параметры контрольных кабелей с изоляцией из пропитанной бумаги в алюминиевой оболочке

Марка кабеля	Число жил при номинальном сечении жилы, мм <sup>2</sup>					
	1	1,5	2,5	4	6	10
КАГ, КАБ	7, 8, 10, 12, 14, 16,		5, 6, 7, 8, 10,			
КАБГ	19, 24, 30, 37		12, 14, 16, 19,	4, 6, 7, 8, 10		4, 6, 7
КАП	12, 14,	10, 12, 14	24, 30, 37			
	16, 19,	16, 19, 24	8, 10, 12, 14,			
КАПГ	24, 30,	30, 37	16, 19, 24, 30,	6, 7, 8, 10		4, 6, 7
	37		37			

#### 4. АППАРАТУРА УПРАВЛЕНИЯ И ЗАЩИТЫ

##### АППАРАТУРА УПРАВЛЕНИЯ

К аппаратуре управления относятся приспособления и механизмы, служащие для замыкания и размыкания электрических цепей и изменения режимов работы электрических машин (пуск, остановка, торможение, изменение скорости и направления вращения). Аппаратура управления подразделяется на ручные и автоматические, на низковольтные (до 1000 в) и высоковольтные (свыше 1000 в).

К аппаратам ручного управления относятся рубильники, переключатели, пускатели, реостаты, контроллеры, пакетные выключатели и переключатели. К аппаратам автоматического управления относятся контакторы, магнитные пускатели, конечные выключатели.

Рубильники служат для замыкания и размыкания электрической цепи благодаря наличию подвижных и неподвижных контактов. Ими производят включение и отключение двигателей.

Переключатели в отличие от рубильников имеют два комплекта неподвижных контактов. Используются для реверсирования электродвигателей, переключения со «звезды» на «треугольник».

Рубильники и переключатели в зависимости от способа управления ими могут быть следующих типов: Р, П — рубильники и переключатели, управляемые центрально расположенной рукояткой; РБ, ПБ, управляемые боковой рукояткой; РПЦ, ППЦ — управляемые приводом центральным рычажным. Характеристики рубильников и переключателей приведены в табл. 215 и 216.

Таблица 215

Характеристика рубильников

Тип	Напряжение, в	Ток, а	Число полюсов	Тип	Напряжение, в	Ток, а	Число полюсов
Р-21	500	100	2	РБ-21	До 500	100	2
Р-22	500	250	2	РБ-22	» 500	250	2
Р-31	500	100	3	РБ-31	» 500	100	3
Р-32	500	250	3	РБ-32	» 500	250	3
РПЦ-21	500	100	2	РПБ-21	» 500	100	2
РПЦ-22	500	250	2	РПБ-22	» 500	250	2
РПЦ-31	500	100	3	РПБ-31	» 500	100	3
РПЦ-32	500	250	3	РПБ-32	» 500	250	3

Таблица 216

Характеристика переключателей

Тип	Напряжение, в	Ток, а	Число полюсов	Вес, кг	Тип	Напряжение, в	Ток, а	Число полюсов	Вес, кг
П-21	До 500	100	2	0,983	ПБ-21	До 500	100	2	4,7
П-22	» 500	250	2	1,48	ПБ-22	» 500	250	2	5,7
П-31	» 500	100	3	1,475	ПБ-31	» 500	100	3	5,63
П-32	» 500	250	3	2,22	ПБ-32	» 500	250	3	7,87
ППЦ-21	» 500	100	2	4,32	ППБ-21	» 500	100	2	5,82
ППЦ-22	» 500	250	2	5,26	ППБ-22	» 500	250	2	6,52
ППЦ-31	» 500	100	3	5,06	ППБ-31	» 500	100	3	7,27
ППЦ-32	» 500	250	3	7,02	ППБ-32	» 500	250	3	8,38

Пускатели служат для включения и отключения электрических цепей под нагрузкой. Пускатели изготавливаются с защитой в виде теплового реле или плавких предохранителей. Характеристика пускателей приведена в табл. 217 и 218.

Реостаты пусковые предназначены для пуска асинхронных двигателей с фазным ротором, для пуска двигателей постоянного тока параллельного и последовательного возбуждения. Реостаты пускорегулирующие применяются для управления двигателями постоянного и переменного тока ступенчатым изменением сопротивления в цепи ротора (якоря). Характеристика реостатов приведена в табл. 219 и 220.

Контроллеры служат для пуска и остановки, изменения направления вращения электродвигателей, изменения скоростей вращения путем изменения схемы

**Основные технические данные пускателей для исполнительных механизмов и приводов**

Тип	Номинальное напряжение, в	Номинальный ток, а	Тип встроенной защиты	Наибольший диаметр подключаемого кабеля, мм	Вес, кг
ПМП-3	127; 380; 660	6; 10	Тепловые реле	28	75,0
ПРП-5	127; 380; 660	5	Плавкие предохранители	25	75,0
ПРШ-1	660	6; 10	То же	28	18,7
ППН-1	127; 220; 380 660	6; 10	Тепловые реле	20	32,0

Условные обозначения: ПМП—пускатель к моторному приводу; ПРШ—пускатель ручной со штепселем; ППН—пускатель привода нормальный.

Примечание. Номинальный ток приведен соответственно при напряжениях 660 и 380 в.

**Основные технические данные ручных взрывобезопасных пускателей**

Тип	Номинальное напряжение, в	Номинальный ток, а	Тип встроенной защиты	Наибольший диаметр подключаемого кабеля, мм	Вес, кг	
					аппарата	штепсельной вилки
ПРВ-3	380; 660	10; 6	Плавкие предохранители	27	11,5	2,5
ШРВ-1	127	10; 5	—	—	4,5	2,5
ПРВ-4031	220; 380 500	60	Плавкие предохранители	45	60	—
ПРВ-1007	220; 380	80	То же	45	75	—
ПРВД-1013	220; 380	100	» »	50	100	—

Условные обозначения: П—пускатель; Ш—штепсель; Р—ручной; В—взрывобезопасный.

**Характеристика пусковых реостатов**

Тип	Предельный ток, а	Число ступеней	Число элементов сопротивления	Аппарат, встроенный в реостат	
				Тип контактора	Тип реле
РП-2511	30	4	2	КПМ-200	ЭРЭ-71
РЗП-2	40	7	6	»	»
РЗП-2А	40	7	12	»	»
РЗП-3	120	8	8	КПМ-202	»
РЗП-3А	120	8	16	»	»
РЗП-4	200	12	6	КПМ-203	»
РЗП-4А	200	12	10	»	»
РЗП-4Б	200	12	14	»	»
РЗП-4В	200	12	18	»	»

## Характеристика пускорегулирующих реостатов

Тип	Предельный ток, а	Число ступеней		Число элементов со-ротвления	Аппарат, встроенный в реостат	
		пусковых	регулируемых		Тип контактора	Тип реле
РЗР-21	40	6	10	6	КПМ-200	ЭРЭ-71
РЗР-21А	40	6	10	12	»	»
РЗР-31	120	7	15	8	КПМ-202	»
РЗР-31А	120	7	15	16	»	»
РЗР-31В	120	7	15	24	»	»
РЗР-41	200	10	20	10	КПМ-203	»
РЗР-41А	200	10	20	14	»	»
РЗР-41Б	200	10	20	18	»	»

соединений силовой цепи, цепи возбуждения и ступеней включенных сопротивлений. Контроллеры выпускаются барабанные и кулачковые.

Пакетные выключатели и переключатели применяются для переключения обмотки статора со «звезды» на «треугольник», переключения цепей управления и сигнализации.

Контакторы служат для дистанционного управления электрическими цепями с помощью электромагнитной катушки. Контакторы бывают постоянного и переменного тока. На горнопроходческих работах применяются контакторы переменного тока.

Контактор состоит из контактов, магнитной системы и втягивающей катушки. Общее число контактов: главных — 3, блок-контактов — 2 ÷ 4. Выпускаются с нормально открытыми (н. о.) и нормально закрытыми (н. з.) главными контактами и блок-контактами.

Таблица 221

## Основные технические данные взрывобезопасных магнитных пускателей

Тип	Номинальное напряжение, в	Номинальный ток, а	Тип встроенной защиты	Пределы установок максимальных реле, а	Наибольший диаметр подключаемого кабеля, мм		Вес, кг
					силового	контрольного	
ПМВ-1331	380, 660	60	Предохранители	—	41	24	85
ПМВ-1331М	380, 660	60	Максимальные реле	150—400	42,5	28	100
ПМВ-1344	380, 660	80	Предохранители	—	50	24	85
ПМВ-1357А	380, 660	120	»	—	52	24	155
ПМВ-1357М			Максимальные реле	300—800	50	28	180
ПМВ-1365А	380, 660			50—1500	52		215
ПМВ-1365М	380	240		600—1600	50	28	150
ПМВИ-1365А	380, 660			500—1500	52		215
ПМВР-1441	380, 660	80	Предохранители	—	52	24	160

Условные обозначения: П—пускатель; М—магнитный В—взрывобезопасный; Р—реверсивный; И—с искробезопасной цепью управления.

Магнитные пускатели предназначены для дистанционного пуска и остановки асинхронных электродвигателей и для защиты их от перегрузок. Состоят из одного или двух контакторов и электротепловых реле, размещенных в общем кожухе (тепловые реле могут и не быть).

Магнитные пускатели выпускаются неререверсивные (для одного направления вращения) и реверсивные. Последние состоят из двух заблокированных пускателей.

В табл. 221 приведены основные технические данные взрывобезопасных магнитных пускателей.

Конечные выключатели применяются для автоматического отключения перемежающихся механизмов в конце их рабочего пути (например, при подъеме бады). Они бывают кнопочные, рычажные, шпindelные и вращающиеся.

## АППАРАТУРА ЗАЩИТЫ

Аппараты защиты, так же как и аппараты управления, подразделяются на низковольтные (до 1 кв) и высоковольтные (свыше 1 кв). К первым относятся предохранители и воздушные автоматические выключатели; ко вторым — предохранители и выключатели высокого напряжения, разъединители, разрядники. Назначение их — защита электрических установок, цепей и обслуживающего персонала от выхода из строя, порчи и травм, связанных с чрезмерной перегрузкой, резкими колебаниями напряжения, коротким замыканием, внезапными включениями.

Основными видами защиты являются: а) максимальная (токовая) защита, служащая для исключения участка цепи при коротком замыкании и отключения аппаратов управления при увеличении тока выше допустимого; б) тепловая защита, имеющая цель отключать электрические машины при перегреве; в) минимальная защита, отключающая электродвигатели при снижении напряжения сети; г) нулевая защита, отключающая электрические машины при полном исчезновении напряжения.

Основными элементами аппаратуры защит являются реле — максимальное, тепловое, минимальное и нулевое.

Предохранители низковольтные (шлавкие) служат для защиты электроприемников от сверхтоков и коротких замыканий и являются простейшими аппаратами максимальной защиты. Защищаются главным образом установки относительно небольших мощностей с номинальным напряжением до 500 в.

Изготавливаются двух типов: а) с резьбой (пробочные) до 60 а и 500 в; б) трубчатые до 1000 а и 500 в. Технические характеристики трубчатых предохранителей приведены в табл. 22.

Воздушные автоматические выключатели (АП) применяются для ручного управления электродвигателями, для включения, выключения и защиты электрических установок постоянного и переменного тока при перегрузке и коротких замыканиях. При нарушениях нормального режима работы происходит автоматическое выключение даже в том случае, если рукоятка автомата остается включенной. Автоматы снабжаются максимальными и минимальными реле, а в некоторых случаях и тепловыми реле. Автоматические фидерные выключатели (АФВ) предназначены для защиты магистральных кабелей от перегрузки и коротких замыканий.

Управление автоматами может быть и дистанционное — с электрическим приводом (АВДФ). Характеристики воздушных автоматических выключателей приведены в табл. 223.

Предохранители высокого напряжения служат для защиты отдельных аппаратов и участков высоковольтной сети от коротких замыканий. Подразделяются они на силовые предохранители (ПК — для внутренней установки, ПКН — для наружной установки) и предохранители для трансформаторов (ПКТ). Номинальные токи плавких вставок силовых предохранителей имеют значения от 2 до 400 а.

Выключатели высокого напряжения служат для включения и отключения электрических цепей высокого напряжения под нагрузкой и для отключения коротких замыканий.

## Техническая характеристика трубчатых предохранителей

Тип предохра- нителя	Номинальное напряжение, в	Номинальный ток, А		Род тока	Исполнение патрона
		пат- рона	плавкой вставки		
ПН-2	500	100	30, 40, 50, 60, 80, 100	Пере- менный	Разборные с на- полнителем
		250	80, 100, 120, 150, 200, 250		
ПР-2	I габарит — 220 и 380 в II габарит— 380 и 500 в	400	250, 300, 400	Посто- янный и пере- менный	Фибровые разбор- ные без наполни- теля
		600	300, 400, 500, 600		
		15	6, 10, 15		
		60	15, 20, 25, 35, 60.		
		100	60, 80, 100		
		200	100, 125, 160, 200		
		350	200, 225, 260, 300, 350		
		600	350, 430, 500, 600		
		1000	600, 700, 850, 1000		
НПН-15		15	6, 10, 15	Пере- менный	Стеклянные не- разборные с наполнителем
НПН-60		60	15, 20, 25, 35, 45, 60		
НПР-100	500	400	60, 80, 100		Фарфоровые раз- борные с напол- нителем
НПР-200		200	100		
НПР-400		400	200, 250, 300, 350, 400		

Условные обозначения: П—предохранитель; Н—с наполнителем; НПН — неперезаряжаемые.

Примечание. Наполнителем предохранителей НПН и НПР служит мелкозернистый чистый сухой кварцевый песок.

Таблица 223

## Основные технические данные взрывобезопасных автоматических выключателей

Тип	Номиналь- ный ток, а	Номинальное напряжение, в	Установка тока срабатывания максимального расцепителя, а		Вес, кг
			с цифровой маркировкой	без цифровой маркировки	
АФВ-1А	200	220, 380, 500, 660	300, 450, 600	375, 525	190
АФВ-2А	350	220, 380, 500, 660	600, 900, 1200	750, 1050	210
АФВ-3	500	380, 660	1000, 1500, 2000	1250, 1750	240
АФВ-1523-2М	200	380, 660	300, 450, 600	375, 525	190
АФВ-1533-2М	400	380, 660	600, 900, 1200	750, 1050	200
АФВД-1	200	380, 660	400, 450, 600	375, 525	305
АФВД-2	400	380, 660	600, 900, 1200	750, 1050	315
АФВД-3	550	380, 660	1000, 1500, 2000	1250, 1750	315

Условные обозначения: А—автомат; Ф—фидерный; В—взрывобезопасный; Д—с дистанционным управлением и искробезопасной схемой.

Примечание. Автоматы АФВД снабжены автоматическими воздушными выключателями с электродвигательным приводом.

Применяются масляные и безмасляные выключатели. В масляных выключателях контактная система погружена в масло. По конструкции и объему масла выключатели бывают баковые (ВМБ) и горшковые (ВМГ), по назначению — экскаваторные (ВМЭ), подстанционные, подвесные (ВМП), генераторные. Масло служит для изоляции фаз и гашения дуги. Эксплуатация масляных выключателей требует тщательного ухода и контроля качества и уровня масла.

В безмасляных выключателях для гашения дуги используется воздух или твердые вещества, выделяющие газы при действии на них дуги. Характеристика некоторых масляных выключателей приведена в табл. 224.

Т а б л и ц а 224

Характеристика некоторых масляных выключателей

Тип	Номинальное напряжение, кв	Номинальный ток, а	Предельный ток короткого замыкания, а	Расчетный ток термической устойчивости (10 сек), ка	Ток и мощность отключения (на тыс. квт) при напряжении, кв			Вес, кг	
					3	6	10	без масла и при- вода	масла
ВМЭ-6	3—6	200	16.8	6.0	$\frac{3,3}{17}$	$\frac{1,4}{15}$		50	15
ВМБ-10	6—10	200	25	6	$\frac{10}{50}$	$\frac{9,7}{100}$	$\frac{5,8}{100}$	116	50
		400 600	25 25	10 10					
ВМГ-133	10	600	52	14	—	$\frac{20}{200}$	$\frac{11,6}{200}$	200	10
МТГ-10	10	2000	75	21	$\frac{29}{150}$	$\frac{29}{300}$	$\frac{29}{500}$	600	20
	10	3000							

Разъединители служат для отключения цепей высокого напряжения без нагрузки, т. е. только для снятия с того или иного аппарата или участка сети напряжения. В частности, установленный перед масляным выключателем разъединитель снимает напряжение с масляного выключателя. Включается сначала разъединитель, а затем выключатель. Разъединители бывают однополюсные и трехполюсные для внутренних и наружных установок.

Разрядники служат для защиты электрических установок и линий электропередач высокого напряжения от перенапряжений, возникающих в результате атмосферных разрядов. Разрядники бывают двух типов — трубчатые и вентильные. Трубчатые разрядники (РТ) используются для защиты линий электропередач, а вентильные — для защиты аппаратуры распределительных устройств и трансформаторных подстанций. По назначению вентильные разрядники делятся на стационарные (РВС), для защиты вращающихся машин (РВМ) и подстанционные (РВП). Отличаются разрядники конструкцией искровых промежутков и величиной напряжения срабатывания.

## 5. ТРАНСФОРМАТОРЫ И ПОДСТАНЦИИ

Трансформаторы служат для преобразования напряжения переменного тока без изменения его частоты. Трансформатор имеет две (или больше) обмотки, расположенные на общем магнитопроводе. Одна обмотка трансформатора — первичная — соединена с источником тока, вторая — вторичная — с потребителем тока. Трансформаторы, служащие для преобразования трехфазного тока, имеют по

три первичных и вторичных обмотки, которые соединяются между собой «звездой» или «треугольником».

Трансформаторы подразделяются на силовые и измерительные. Измерительные трансформаторы (трансформаторы напряжения и трансформаторы тока) служат для безопасного включения приборов в цепи переменного тока высокого напряжения и для расширения диапазона измерения приборов.

Коэффициент трансформации

$$K_T = \frac{w_{\text{п}}}{w_{\text{вт}}} = \frac{E_{\text{п}}}{E_{\text{вт}}},$$

где  $w_{\text{п}}$ ,  $w_{\text{вт}}$  — число витков первичной и вторичной обмоток;

$E_{\text{п}}$ ,  $E_{\text{вт}}$  — электродвижущая сила первичной и вторичной обмоток.

Коэффициент полезного действия трансформатора

$$\eta = \frac{P_2}{P_1},$$

где  $P_1$  — потребляемая активная мощность на стороне первичного напряжения;  
 $P_2$  — потребляемая активная мощность на стороне вторичного напряжения, которая меньше  $P_1$  на величину потерь.

Трансформаторные подстанции могут быть открытые, закрытые и комплексные. В открытых подстанциях все электрооборудование размещается на воздухе, в закрытых — внутри здания, а комплектные (КТП) представляют собой металлические шкафы, в которых смонтировано полностью все оборудование: трансформатор, разъединитель трехполюсный, предохранители, разрядники, счетчики и измерительные приборы. КТП могут устанавливаться как внутри зданий, так и снаружи. Открытые подстанции монтируются на столбовых опорах. Опоры делаются П- и АП-образные. Трансформатор устанавливается на площадке из досок толщиной 37—50 мм. Разъединители, разрядники, изоляторы крепятся в верхней части опор. Распределительные устройства устанавливаются на одноступенчатых опорах с растяжками.

Таблица 225

Основные технические данные силовых трансформаторов

Тип	Номинальное напряжение, кв		Вес, кг			Размеры, мм		
	Высшее	Низшее	выемной части	масла	общий	Высота	Длина	Ширина
ТМ-100/6	3; 6	0,23; 0,4; 0,525	450	280	890	1485	1170	850
ТМ-180/6	3; 6	0,525	605	345	1280	1505	1620	1050
ТМ-320/6	3; 6	0,525	880	480	1730	1695	1860	1210
ТМ-100/10			475	285	950	1560	1300	890
ТМ-180/10	10	0,23; 0,4; 0,525	610	370	1255	1695	1570	910
ТМ-320/10			880	480	1730	1695	1860	1210
ТМ-560/10	3; 6; 10	0,23; 0,4	1460	1000	3040	2210	2270	1390
ТМ-750/10	3; 6; 10	0,4; 0,525	1900	1550	4270	2470	2405	1520
ТМ-1000/10	3; 6; 10	0,525; 3,15; 6,3	2380	1680	4980	2570	2570	1660

Принятые обозначения: Т—трехфазный; М—с естественным масляным охлаждением; первая цифра—мощность, вторая—напряжение (по номинальному высшему).

В зданиях подстанции устанавливаются при напряжении до 10 кв, при этом в целях пожарной безопасности применяются трансформаторы сухие с естественным воздушным охлаждением. При больших напряжениях делаются подстанции открытые с использованием трансформаторов с масляным охлаждением.

Для подземных работ применяются комплектные подземные подстанции и распределительные устройства, устанавливаемые в камерах на почву или фундамент. Технические характеристики трансформаторов и подстанций приведены в табл. 225—228.

Т а б л и ц а 226

**Основные технические данные шахтных силовых трансформаторов**

Тип	Номинальное напряжение на низкой стороне, в	Вес, кг			Размеры, мм		
		выемной части	масла	общий	Высота	Длина	Ширина
ТСШ-2,5/0,5	133	—	—	106	492	730	394
ТСШ-4/0,5		—	—	125	500	647	495
ТСШ-4/0,7		—	—	136	582	647	415
ТМШ-50/6	231/400; 525	250	190	650	1110	1140	810
ТМШ-75/6		345	240	820	1155	1310	840
ТМШ-100/6		385	250	900	1155	1440	845
ТМШ-180/6		540	520	1480	1500	1580	935
ТМШ-320/6	400; 525	770	650	2000	1570	1870	1060

Принятые обозначения: Т—трансформатор; С—сухой; М—масляный; Ш—шахтный; первая цифра—мощность; вторая—номинальное напряжение, кв.

Примечание. Для трансформаторов 2,5 и 4 кв номинальное напряжение первичной обмотки 220/380, 500 или 380/660 в.

Т а б л и ц а 227

**Основные технические данные шахтных передвижных трансформаторов и подстанций**

Тип	Номинальное напряжение на низкой стороне, в	Вес, кг	Размеры, мм		
			Высота	Длина	Ширина
ТКШВ-75/6	690/400	2400	1210	2400	1050
ТКШВ-100/6		2400	1210	2400	1050
ТКШВП-135/6		3100	1400	2720	1130
ТКШВП-180/6		3270	1400	2900	1130
ТКШВП-240/6		3500	1480	2960	1130
ТКШВП-320/6		4230	1535	3250	1130
ТСШВП-180/6		2380	1215	2895	1050

Принятые обозначения: ТКШВ—кварценополненный передвижной трансформатор; ТКШВП—передвижная участковая подземная подстанция с кварценополненным трансформатором; ТСШВП—шахтная передвижная взрывобезопасная подстанция.

Размеры и вес комплектных трансформаторных подстанций

Тип	Размеры, мм			Вес, кг
	Высота	Ширина	Глубина	
<b>Для наружной установки</b>				
КТПН-62-320/180-У	4940	3265	2200	2200
КТПН-62-320/180-В	4940	3265	2200	2100
КТПН-62-320/180-К	2700	3265	2200	2000
КТПН-62-560-У	5000	3620	2450	2300
КТПН-62-560-В	5000	3620	2450	2200
КТПН-62-560-К	2750	3620	2450	2100
КТП-100/10	272	1300	1100	1320
КТП-50/10	2720	1300	1050	1090
КТП-30/10	2720	1300	1050	870
<b>Для внутренней установки</b>				
КТП-180-6-10/0,4-111	2050	1908	1132	1490
КТП-180-6-10/0,4-113	2050	2445	1132	1600
КТП-180-6-10/0,4-114	2050	2445	1132	1650
КТП-320-6-10/0,4-111	2050	2035	1210	2000
КТП-320-6-10/0,4-113	2050	2572	1210	2060
КТП-320-6-10/0,4-114	2050	2572	1210	2070
КТП-560-6-10/0,4-111	2095	2555	1170	2800
КТП-560-6-10/0,4-113	2095	3160	1170	2900
КТП-560-6-10/0,4-114	2095	3160	1170	2950

Принятые обозначения: К—комплектные; Т—трансформаторные; П—подстанции; Н—наружной установки; 560, 320 и 180—номинальная мощность, кВа; 110, 35, 10, 6 и 0,4—напряжения на обмотках высокого и низкого напряжения, кв; следующая первая цифра—число рядов (1—однорядная КТП, 2—двухрядная); предпоследняя цифра—способ присоединения (1—глухое присоединение; 3—через разъединитель; 4—через разъединитель и предохранитель).

Примечания: 1. Подстанции КТПН-62 изготовляются в трех исполнениях: У—универсальном для подключения к кабельным или воздушным сетям 6—10 кв; В—для подключения к воздушным сетям; К—для подключения к кабельным сетям. 2. Подстанции поставляют без силовых трансформаторов.

## 6. ЗАЗЕМЛЕНИЕ

Все металлические части электроустановок с напряжением выше 127 в переменного тока и 110 в постоянного тока, доступные для прикосновения, должны быть заземлены. Заземлению подлежат: корпуса электрических машин и трансформаторов, каркасы распределительных устройств и щитов, корпуса приборов, корпуса кабельных муфт, арматура изоляторов, распределительных устройств, металлические защитные трубы и ограждения.

Заземляются также и нулевые провода трехфазных четырехпроводных сетей при линейном напряжении до 38 в включительно, нулевые провода сетей однофазного и постоянного тока с напряжением до 400 в.

Обмотки трансформаторов низкого напряжения, не имеющие непосредственного заземления, заземляются через пробивные предохранители. Сопротивление защитного заземления не должно превышать 4 ом. Сопротивление защитных заземлений установок напряжением выше 1000 в не должно быть больше 0,5 ом. Если электроустановки расположены близко одна от другой, делается общее заземляющее устройство.

Заземлители могут быть естественные и искусственные. Естественными являются:

1. Проложенные в земле водопроводные трубы, заполненные водой.
2. Обсадные трубы артезианских колодцев, скважин.
3. Металлические конструкции зданий и сооружений.
4. Металлические оболочки кабелей, проложенных в земле, при числе их не менее двух (только при наличии искусственных заземлителей).
5. Трубопроводы, проложенные под землей, за исключением трубопроводов горючих жидкостей и горючих или взрывчатых газов.

Искусственными заземлителями являются:

1. Стальные трубы (или стержни), забитые вертикально в грунт, длиной 2,5—3 м, толщиной стенок не менее 3,5 мм. Глубина верхней кромки труб от поверхности земли не менее 0,6 м. Число труб должно быть не менее двух с расстоянием 2,5—3 м.

2. Стальные ленты и проволоки, параллельно уложенные в грунт с расстоянием не менее 1,5 м. Полосы должны иметь толщину не менее 4 мм, сечение не менее 48 мм<sup>2</sup>. Устанавливаются они в грунт на ребро. Диаметр проволоки должен быть не менее 6 мм. Глубина укладки полос и проволок не менее 0,6 м.

Расстояние от заземлений до фундаментов зданий и сооружений не должно быть менее 1,5 м.

Заземление в подземных выработках состоит из заземлителей и заземляющей сети. Заземлители подразделяются на главные и местные.

Главные заземлители устанавливаются в зумпфах и водосборниках. Выполняются из стальных листов площадью не менее 0,75 м<sup>2</sup>, толщиной не менее 5 мм. Листы подвешиваются на медном проводе сечением не менее 50 мм<sup>2</sup>, на стальном канате или стальной полосе сечением не менее 100 мм<sup>2</sup>.

Местные заземлители выполняются из стальных полос толщиной не менее 3 мм и общей площадью не менее 0,6 м<sup>2</sup>, уложенных под слоем почвы в водоотводные канавки. В подземных горных выработках с кислотной водой главные и местные заземлители выполняются из нержавеющей стали или из меди.

В сухих выработках местные заземлители делаются из стальных труб диаметром не менее 35 мм и длиной не менее 1,5 м. Стенки труб просверливают отверстиями диаметром не менее 5 мм. Количество отверстий не менее 20. Труба устанавливается в шпур, заполняется смесью песка и поваренной соли (6 : 1) и регулярно увлажняется.

Местные заземлители устанавливают в каждой подстанции и машинной камере у каждого распределительного пункта, пускового аппарата и электродвигателя и у каждой соединительной коробки или муфты.

Главные и местные заземлители связывают между собой сетью заземления. Общее проходное сопротивление сети заземления не должно превышать 2 ома (измеряется у наиболее удаленных от зумпфа заземлителей).

Общая сеть заземления осуществляется соединением между собой всех металлических оболочек кабелей. К сети заземления присоединяют корпуса машин и аппаратов, рамы и каркасы распределительных устройств, кожухи распределительных и пусковых ящиков, трансформаторов, приборов, электродвигателей. Рельсы и трубопроводы присоединяются к сети заземления в том случае, если в выработках имеются электропровода.

Заземление производится подсоединением к заземляющей магистрали каждого заземляющего объекта самостоятельно, при помощи отдельного ответвления.

Последовательное включение объектов в заземляющий провод запрещается. Подсоединение осуществляется либо надежным болтовым соединением, либо сваркой. Заземление передвижных установок выполняется гибким проводником.

В сухих производственных помещениях с сухими плохо проводящими полами заземление производится при напряжении 500 в и выше. В помещениях с повышенной опасностью и особо опасных, а также в пожаро- и взрывоопасных помещениях заземление производится при напряжении в сетях переменного тока 380/220 в и выше (с заземленной нейтралью), 220/127 в и выше (с изолированной нейтралью); в сетях постоянного тока — 220 в и выше.

Все работы, связанные с обслуживанием электроустановок, должны проводиться в специальной защитной одежде — диэлектрических перчатках и ботах. Не реже двух раз в год перчатки испытываются на диэлектрическую прочность.



**ПАСПОРТ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

Главное управление \_\_\_\_\_  
 Геологическое управление (трест) \_\_\_\_\_  
 Экспедиция \_\_\_\_\_  
 Партия \_\_\_\_\_

Утверждаю  
 Главный инженер экспедиции, партии  
 «        » \_\_\_\_\_ 19\_\_\_\_ г.

**ПАСПОРТ  
 БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПОДЗЕМНОЙ ГОРНОРАЗВЕДОЧНОЙ  
 ВЫРАБОТКИ**

Наименование и номер выработки \_\_\_\_\_

**Схема расположения шпуров**

План выработки  
 Масштаб 1:50

Продольный разрез выработки  
 Масштаб 1:50

Поперечный разрез выработки  
 Масштаб 1:50

**I. Характеристика выработки**

1. Форма сечения выработки \_\_\_\_\_
2. Площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup> \_\_\_\_\_  

в проходке  
в свету
3. Размеры сечения выработки в проходке, м<sup>2</sup> \_\_\_\_\_  
 ширина, м \_\_\_\_\_  
 высота, м \_\_\_\_\_
4. Глубина, длина выработки, м \_\_\_\_\_

**II. Характеристика пород**

1. Наименование пород \_\_\_\_\_
2. Категория пород по классификации ЕН \_\_\_\_\_
3. Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова (f) \_\_\_\_\_
4. Характеристик поро \_\_\_\_\_

5. Характеристика напластования пород (направление и угол падения пород п др.) \_\_\_\_\_
6. Обводненность пород \_\_\_\_\_

**III. Исходные данные**

1. Способ взрывания зарядов \_\_\_\_\_
2. Наименование вруба \_\_\_\_\_
3. Наименование взрывчатого вещества \_\_\_\_\_
4. Наименование и тип средств взрывания \_\_\_\_\_
5. Забоечный материал \_\_\_\_\_
6. Источник электрического тока (при электровзрывании) \_\_\_\_\_
7. Способ соединения электродетонаторов \_\_\_\_\_

**IV. Расчетные данные**

№ шпуров, взрываемых за один взрыв	Наименование шпуров	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда ВВ в шпуре, кг	Длина забойки, м	Очередность взрывания	Количество шпуров по степени заделки	Расчетная линия сопротивления, м	Длина заряда, м
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11

## V. Основные показатели взрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения
1.	Коэффициент использования шпуров (КИШ)	—
2.	Продвижение забоя за взрыв	м
3.	Объем горной массы, оторванной за взрыв	м <sup>3</sup>
4.	Количество шпуров на цикл	шт.
5.	Количество шпуров на 1 м <sup>2</sup> сечения выработки	»
6.	Количество шпурометров на цикл	м
7.	Количество шпурометров на 1 пог. м проходки	м
8.	Количество шпурометров на 1 м <sup>3</sup> горной массы	м
9.	Расход ВВ на цикл	кг
10.	Расход ВВ на 1 пог. м проходки	»
11.	Удельный расход ВВ (на 1 м <sup>3</sup> горной массы)	»
12.	Расход СВ на 1 пог. м проходки:	
	электродетонаторов	шт.
	капсюлей-детонаторов	»
	огнепроводного шнура	м
	детонирующего шнура	»

## VI. Бурение шпуров

- Диаметр шпуров, мм \_\_\_\_\_
- Способ бурения \_\_\_\_\_
- Тип и марка перфораторов \_\_\_\_\_
- Тип буров \_\_\_\_\_
- Форма головки буров \_\_\_\_\_
- Угол приострения лезвий \_\_\_\_\_
- Количество буров в комплекте \_\_\_\_\_
- Характеристика комплекта буров:
  - № \_\_\_\_\_
  - длина, м \_\_\_\_\_
  - диаметр, мм \_\_\_\_\_

## VII. Меры безопасности

- Наличие мест укрытия взрывника и рабочих во время взрывов \_\_\_\_\_
- Расположение постов оцепления \_\_\_\_\_
- Время проветривания забоя после взрыва и проведение мероприятий по подавлению пыли \_\_\_\_\_

VIII. Дополнительные замечания

---

---

---

---

Руководитель буровзрывных работ

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 19 \_\_\_\_\_ г. \_\_\_\_\_ (подпись)

С паспортом буровзрывных работ ознакомлены

Горный мастер \_\_\_\_\_ (подпись)

Бригадир (звеньевой) \_\_\_\_\_ (подпись)

Варьвник \_\_\_\_\_ (подпись)

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 19 \_\_\_\_\_ г.

**ПАСПОРТ КРЕПЛЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ**

Геологическое управление (трест) \_\_\_\_\_

Экспедиция \_\_\_\_\_

Партия \_\_\_\_\_

«Утверждаю»

Главный инженер экспедиции, партии

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 197 г.

**ПАСПОРТ  
КРЕПЛЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОЙ ВЫРАБОТКИ**

(наименование и № выработки)

**I. Характеристика выработки**

1. Форма сечения \_\_\_\_\_

2. Площадь поперечного сечения, м<sup>2</sup>:

в проходке \_\_\_\_\_

в свету \_\_\_\_\_

3. Размеры сечения выработки, м:

в проходке \_\_\_\_\_

в свету \_\_\_\_\_

4. Глубина (протяженность выработки), м \_\_\_\_\_

5. Способ и характеристика подъема (откатки) породы \_\_\_\_\_

**II. Характеристика боковых пород**

№ п/п	Породы	Интервалы, м			
		от	до	от	до
1.	Наименование				
2.	Категория по классификации, принятой для геологоразведочных работ				
3.	Характер и устойчивость				

**III. Характеристика крепи**

1. Конструкция крепи \_\_\_\_\_

2. Материал крепи \_\_\_\_\_

3. Расстояние между основными венцами, м \_\_\_\_\_

4. Длина пальцев основных венцов, см \_\_\_\_\_

5. Количество венцов (крепежных рам) на 1 пог. м выработки \_\_\_\_\_  
 6. Угол наклона стоек крепежных рам \_\_\_\_\_  
 7. Глубина лунок, см \_\_\_\_\_  
 8. Затяжка (кровли, боков) \_\_\_\_\_

**IV. Размеры крепи**

Элементы крепи	Размер крепи, см	Сортамент материала
	длина, диаметр	

**V. Расход лесоматериала на 1 пог. м крепления выработки**

№ п/п	Наименование материала	Количество, м <sup>3</sup>

**VI. Дополнительные замечания**

\_\_\_\_\_

\_\_\_\_\_

**VII. Эскиз крепления выработки**

поперечный разрез,  
масштаб 1:20

продольный разрез,  
масштаб 1:20

детали крепления,  
масштаб 1:10

С паспортом крепления \_\_\_\_\_ ознакомлен

Бригадир

(подпись)

Крепильщик

(подпись)

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 197 г.

Главное управление \_\_\_\_\_

Геологическое управление (трест) \_\_\_\_\_

Экспедиция \_\_\_\_\_

Партия \_\_\_\_\_

Утверждаю

Главный инженер экспедиции, партии \_\_\_\_\_  
(подпись)

19 \_\_\_\_\_ « \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ (дата, месяц).

**ПАСПОРТ ВЕНТИЛЯЦИИ ПОДЗЕМНОЙ ГОРНОРАЗВЕДОЧНОЙ  
ВЫРАБОТКИ \***

(наименование и номер выработки)

**Схема вентиляции**

Поперечный разрез выработки,  
масштаб 1:100

План выработки,  
масштаб 1:1000

**I. Характеристика выработок**

№ п/п	Наименование	Единица измерения	Количество
1.	Максимальная длина проветривания	м	
2.	Наименование ВВ	—	
3.	Количество газов, выделяемых 1 кг ВВ	л	
4.	Количество ВВ, взрываемое за одну отпалку (максимальное)	кг	
5.	Время проветривания после взрыва	мин	
6.	Количество воздуха, которое должно подаваться в выработку после взрыва	м <sup>3</sup> /мин	
7.	Скорость воздушной струи (минимально допустимая)	м/сек	
8.	Схема проветривания	—	
9.	Депрессия (максимальная)	мм вод. ст.	
10.	Максимально допустимое расстояние вентиляционных труб от забоя выработки	м	

**II. Характеристика вентилятора**

№ п/п	Наименование	Единица измерения	Примечание
1.	Тип		
2.	Марка		
3.	Производительность (от — до)	м <sup>3</sup> /мин	
4.	Число оборотов в минуту	об/мин	
5.	Депрессия (от — до)	мм вод. ст.	
6.	Мощность двигателя	квт	

**III. Характеристика вентиляционных труб**

№ п/п	Наименование выработки	№ выработки	Материал вентиляционных труб	Диаметр вентиляционных труб, мм	Примечание

\* Инструкция по составлению паспорта вентиляции подземных горноразведочных выработок ЕШБ 1964 г. (стр. 266—267).

IV. Дополнительные замечания

---

---

Руководитель горных работ

(подпись)

« — » ————— 19 — г.

С паспортом вентиляции ознакомлены

Горный мастер ————— (подпись)

Механик партии (шахты) ————— (подпись)

Бригадир ————— (подпись)

Взрывник ————— (подпись)

« — » ————— 19 — г.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Андреев Е. Т., Щукин А. С. Крепление горных выработок. М., «Недра», 1964.
2. Бахчисарайцев А. Н. Организация и планирование геологоразведочных работ. М., Госгеолтехиздат, 1962.
3. Проходка восстающих. Авт.: Борисенко С. Г., Тарасов Л. Я., Ковалев И. А., Протопопов С. Ф. М., Госгортехиздат, 1962.
4. Васильев М. П., Алотин Л. И. Рудничный транспорт. М., «Недра», 1964.
5. Временная инструкция по электровзрыванию. Союзвзрывпром. М., 1961.
6. Соединительные части из ковкого чугуна и стали с цилиндрической резьбой для трубопроводов. ГОСТ. Изд. официальное. 1959.
7. Доржинкевич И. Б. и др. Новые подземные склады ВМ для рудников черной и цветной металлургии. «Шахтное строительство», 1969, № 11.
8. Дубнов Л. В., Колисниченко И. Т. Расчетный метод определения эффективности промышленных ВВ на основе энергетического критерия. «Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых», 1970, № 3.
9. Единые нормы технологического проектирования горнорудных предприятий с подземным способом разработки. Гипроруда. Л., 1963.
10. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. М., Госгортехиздат, 1962.
11. Единые правила безопасности при геологоразведочных работах. М., «Недра», 1964.
12. Единые правила безопасности при взрывных работах. М., «Недра», 1968.
13. Ильинский А. В. Электродвигатели и пусковая аппаратура, используемые на геологоразведочных работах. М., «Недра», 1965.
14. Каталог рекомендуемых комплексов горнопроходческого оборудования для проведения горноразведочных выработок. ЦНИГРИ. М., 1966.
15. Каталог технологических схем проведения горизонтальных горноразведочных выработок. ЦНИГРИ. М., 1966.
16. Буровзрывные работы, погрузка, крепление, рудничный транспорт, вентиляция и водоотлив. Авт.: Куличихин Н. И., Багдасаров Ш. Б., Верчеба А. О., Тихонов Н. В. М., «Недра», 1964.
17. Минделю Э. О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. М., «Недра», 1966.
18. Нифонтов Б. И. Скоростное проведение горизонтальных выработок. М., Госгортехиздат, 1962.
19. Подземные ядерные взрывы. Авт.: Нифонтов Б. И., Протопопов Д. Д., Сипчиков И. Е., Куликов В. В. М., Атомиздат, 1965.
20. Онпка Д. Г. Проведение горных выработок. М., «Недра», 1969.
21. Покровский Н. М. Сооружение и реконструкция горных выработок, ч. I и II. М., Госгортехиздат, 1962.
22. Оптовые цены на трубы стальные, чугунные и соединительные части. Государственный комитет цен при Госплане СССР. Прейскурант № 01—04 и 23—10. М. Прейскурантиздат, 1967.

23. Промышленная трубопроводная арматура. Каталог-справочник, ч. II. Клапаны обратные, подъемные, приемные и поворотные, задвижки и затворы. М., ГОСИНТИ, 1964.
24. Промышленная трубопроводная арматура. Каталог-справочник, ч. I (1967) и ч. II (1969). М., ЦИНИТИХИМНЕФТЕМАШ.
25. Росси Б. Д., Поздняков З. Г. Промышленные взрывчатые вещества и средства взрывания. Справочник. М., «Недра», 1971.
26. Сацукевич М. Ф., Мехедко Ф. В. Справочник электротехника. Минск, изд-во «Беларус», 1969.
27. Смирнов Ю. Т. Рациональный буровзрывной комплекс при проведении горизонтальных горноразведочных выработок. Мат-лы совещ. по обмену передовым опытом в области внедрения прогрессивных методов проходки горноразведочных выработок. МГ СССР. М., 1966.
28. Сборник оптовых цен на важнейшие материалы и оборудование, применяемые на геологоразведочных работах. М., «Недра», 1969.
29. Подземные горные выработки предприятий по добыче полезных ископаемых. Правила производства и приемки работ. Сп и ПШ-Б. 9—62. М., 1963.
30. Подземные горные выработки предприятий по добыче полезных ископаемых. Нормы проектирования. Сп и ПШ-М. 4—65. М., 1966.
31. Машины для горной промышленности. Справочник под ред. В. Н. Хорина и С. Х. Клорикьяна. М., «Недра», 1968.
32. Справочник по рудничной вентиляции. Под ред. А. И. Ксенофонтовой. М., ГНТИ, 1962.
33. Справочник укрупненных проектно-сметных нормативов на геологоразведочные работы (СУСН). М., «Недра», 1968.
34. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород. М., «Недра», 1967.
35. Типовые сечения подземных геологоразведочных выработок МГ СССР. М., 1966.
36. Харев А. А. Рудничная вентиляция, освещение, горноспасательное дело. М., «Недра», 1965.
37. Цимбал А. Д. Санитарная техника при строительстве шахт. (Справочное пособие). М., изд-во «Недра», 1968.
38. Черник В. Г. Электроустановки на геологоразведочных работах. М., «Недра», 1967.
39. Электродетонаторы для взрывных работ в горной промышленности. Каталог. М., «Недра», 1969.
40. Яременко Н. Е., Светлов Б. Я. Теория и технология промышленных взрывчатых веществ. М., «Недра», 1968.
41. Хохловкин Д. М., Гуревич Л. С., Уланский З. Я. Насосы участкового и забойного водоотлива, М., «Недра», 1968.

# О Г Л А В Л Е Н И Е

Введение . . . . .	3
<b>Глава I. Горные породы и горные выработки (А. О. Верчеба)</b>	
Общие сведения . . . . .	5
1. Горные породы . . . . .	5
2. Горные выработки . . . . .	12
<b>Глава II. Буровзрывные работы (Ш. Б. Багдасаров)</b>	
А. Бурильные машины и инструмент . . . . .	15
1. Бурильные машины . . . . .	15
2. Инструмент для ударно-поворотного бурения . . . . .	28
3. Инструмент для вращательного бурения . . . . .	35
Б. Мероприятия по борьбе с буровой пылью . . . . .	39
В. Компрессорное хозяйство . . . . .	42
Г. Взрывные работы (А. О. Верчеба, А. Д. Пашков) . . . . .	47
1. Общие сведения . . . . .	47
2. Взрывчатые вещества . . . . .	55
3. Средства и способы взрывания . . . . .	55
4. Основные расчеты при производстве взрывных работ . . . . .	65
5. Выбор ВВ для взрывных работ и механизация заряжания . . . . .	80
<b>Глава III. Вентиляция и освещение подземных горных выработок</b> <u>(Н. И. Куличихин)</u>	
А. Вентиляция . . . . .	82
1. Рудничная атмосфера . . . . .	82
2. Сопротивление при движении воздуха по выработкам и трубам . . . . .	84
3. Системы вентиляции подземных выработок . . . . .	89
4. Утечки воздуха из воздухопроводов . . . . .	91
5. Расчет количества воздуха для вентиляции . . . . .	93
6. Вентиляторы и эжекторы . . . . .	95
7. Вентиляционные трубы и скважины . . . . .	103
Б. Освещение подземных выработок . . . . .	107
<b>Глава IV. Уборка породы (А. О. Верчеба)</b>	
1. Погрузка породы в горизонтальных и наклонных выработках . . . . .	114
2. Откатка породы . . . . .	128
Рудничные рельсовые пути . . . . .	128
Подвижной состав . . . . .	134
Опрокидыватели . . . . .	137
<b>Глава V. Крепление горных выработок (Ш. Б. Багдасаров)</b>	
1. Материалы, применяемые для крепления выработок . . . . .	139
2. Конструкции крепления геологоразведочных выработок . . . . .	146
3. Паспорт крепления горных выработок . . . . .	164
<b>Глава VI. Водоотлив из горных выработок</b> <u>(Н. И. Куличихин)</u>	
А. Водоотливные проходческие установки . . . . .	165
1. Водоотливные установки при проходке вертикальных выработок . . . . .	165
2. Водоотливные установки при проходке неглубоких выработок (канавы, шурфы) . . . . .	173
	367

3. Водоотливные установки при проходке наклонных выработок . . . . .	174
<b>Б. Водоотливные стационарные установки . . . . .</b>	<b>175</b>
1. Трубопроводы водоотливных установок . . . . .	175
2. Монтаж трубопроводов в выработках . . . . .	177
3. Насосы главных и вспомогательных станций . . . . .	178
4. Понятие об автоматизации водоотлива . . . . .	182
<b>Глава VII. Организация горных работ (А. О. Верчеба)</b>	
1. Научная организация труда (НОТ) . . . . .	184
2. Технологический паспорт . . . . .	192
<b>Глава VIII. Проведение разведочных канав и шурфов (А. О. Верчеба Ш. Б. Багдасаров)</b>	
1. Разведочные канавы . . . . .	193
2. Разведочные шурфы . . . . .	207
<b>Глава IX. Проведение горизонтальных, наклонных и камерных горных выработок</b>	
<b>Горизонтальные выработки (А. О. Верчеба) . . . . .</b>	<b>222</b>
1. Типовые сечения горизонтальных выработок . . . . .	222
2. Технология и организация работ . . . . .	229
А. Проведение выработок в крепких однородных породах . . . . .	229
Б. Проведение выработок в мягких однородных породах . . . . .	249
В. Проведение выработок по неоднородным породам . . . . .	251
Г. Проведение выработок в неустойчивых и сыпучих породах . . . . .	252
<b>Наклонные выработки (А. Д. Пашков) . . . . .</b>	<b>253</b>
1. Проведение и крепление наклонных стволов шахт и уклонов . . . . .	255
2. Проведение восстающих . . . . .	264
<b>Камерные выработки (А. О. Верчеба) . . . . .</b>	<b>274</b>
<b>Глава X. Проведение вертикальных стволов разведочных шахт (И. И. Паль- мов)</b>	
А. Определение площади поперечного сечения стволов разведочных шахт . . . . .	286
Б. Технология и организация проведения стволов разведочных шахт . . . . .	295
<b>Глава XI. Сведения по электротехнике (Ш. Б. Багдасаров)</b>	
1. Источники электрического тока . . . . .	323
2. Электродвигатели . . . . .	328
3. Воздушные линии и кабельные сети . . . . .	339
4. Аппаратура управления и защиты . . . . .	345
5. Трансформаторы и подстанции . . . . .	351
6. Заземление . . . . .	354
<b>Приложения . . . . .</b>	<b>356</b>
<b>Список литературы . . . . .</b>	<b>365</b>

*Шаген Багдасарович Багдасаров*

*Александр Осиевич Верчеба*

*Николай Иванович Кулчицкин*

*Иван Иванович Пальмов*

*Алексей Дмитриевич Пашков*

### Справочник горного мастера геологоразведочных партий

Редактор издательства А. И. Панова

Технические редакторы В. В. Романова и Л. Н. Шиманова.

Корректор Р. Я. Ускова

Сдано в набор 21/XI 1972 г. Подписано в печать 15/V 1973 г. Т-07188. Формат 60 × 90<sup>1/16</sup>.  
Бумага книжно-журн. Печ. л. 23. Уч.-изд. л. 29,5. Тираж 15000 экз. Заказ № 2158/3604 — 2.  
Цена 1 р. 72 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.

Ленинградская типография № 6 «Союзполиграфпрома» при Государственном комитете  
Совета Министров СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли.  
196006, г. Ленинград, Московский пр., 91.