

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Забайкальский государственный университет»

В.В. Медведев
А.В. Бейдин

**ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ НА
ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Учебное пособие

Чита
Забайкальский государственный университет
2018

УДК: 622.26 (075).

ББК 33.15я7

М 42

Рекомендовано к изданию учебно-методическим советом
Забайкальского государственного университета

Рецензенты

В. И. Барышников, заместитель генерального директора - директор
Восточно-Сибирского филиала АО «Промышленная безопасность»

Т.А. Бернанс, главный инженер проектов ООО «Забайкалзолотопроект»

Медведев, Валерий Васильевич

М 42 Проектирование производства работ на проведение
горных выработок: учебное пособие / В.В. Медведев, А.В.
Бейдин; Забайкал. гос. ун-т. - Чита: ЗабГУ, 2018 – 192 с.

ISBN

В учебном пособии рассмотрены вопросы технологии проведения подземных горизонтальных и наклонных горных выработок буровзрывным способом. Освещены процессы и методики расчета ведения буровзрывных работ, крепления, уборки горной породы и вентиляции подземных тупиковых горных выработок. Рассмотрена организация ведения горнопроходческих работ и расчет себестоимости проведения 1 п.м. горной выработки.

Учебное пособие предназначено для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело», специализации «Подземная разработка рудных месторождений» и может быть полезно для специалистов горного профиля.

УДК: 622.26.(075).
ББК 33.15я7

ISBN

© Забайкальский государственный
университет, 2018

Оглавление

Введение	5
1. Проектирование подземных горных выработок	6
1.1 Основные понятия и классификация горных выработок	6
1.2. Подземные горные выработки	9
1.3. Документация на проектирование горных выработок	13
1.4. Выбор формы, типа крепи горной выработки и расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь	18
1.5. Расчет размеров поперечного сечения горной выработки	24
2. Крепление горных выработок	39
2.1. Виды и типы крепи горных выработок	39
2.2. Расчет крепления горных выработок	58
2.2.1. Расчет рамной деревянной крепи	58
2.2.2. Расчет набрызг-бетонной крепи	66
2.2.3. Расчет анкерной крепи	70
2.2.4. Расчет комбинированной крепи	76
2.2.5. Расчет металлической арочной податливой крепи	78
2.3. Составление паспорта крепления горной выработки	84
3. Проведение горных выработок буровзрывным способом	88
3.1. Расчет параметров БВР на проведение горной выработки	88
3.1.1. Выбор и расчет зарядов ВВ и средств инициирования	88
3.1.2. Расчет параметров БВР	91
3.1.3. Составление схемы расположения шпуров и расчет показателей БВР	102
3.2. Составление паспорта БВР на проведение горной выработки	112
4. Технология проведения горизонтальных и наклонных горных выработок	116

4.1. Организация работ по проведению горных выработок	116
4.1.1. Основные процессы проходческого цикла	119
4.1.2. Вспомогательные процессы проходческого цикла	121
4.1.3. Проведение наклонных горных выработок	126
4.2. Выбор проходческого оборудования	130
4.2.1. Выбор и расчет производительности шахтных бурильных установок	132
4.2.2. Выбор и расчет погрузки и транспортирования горной массы из забоя	138
4.2.3. Выбор механизации крепления горных выработок	155
4.3. Проветривание тупиковых горных выработок	163
4.4. Расчет графика организации работ на проведение горной выработки	173
4.5. Расчет себестоимости проведения 1 п.м выработки	179
Заключение	186
Глоссарий	187
Библиографический список	189

Введение

Проведение горных выработок является наиболее трудоемким видом горных работ, от которого в значительной степени зависят сроки вскрытия и подготовки месторождения, отдельных его участков, горизонтов и блоков к очистной выемки, а в конечном счете и стоимость добычи полезного ископаемого.

Рыночные отношения диктуют горнякам необходимость постоянного повышения эффективности горнопроходческих работ на основе применения прогрессивных технологий, современных материалов для крепления горных выработок, высокопроизводительного горно-проходческого оборудования.

Успешная реализация поставленных задач во многом зависит от уровня подготовки специалистов. Основная цель настоящего учебного пособия – способствовать развитию у студентов практических навыков по проектированию технологии проведения горных выработок с использованием современных достижений горной науки и требований нормативных документов. Актуальность издания настоящего учебного пособия вызвана отсутствием учебных источников, учитывающих современный уровень развития горно-проходческих работ, новой проходческой техники и технологии проведения горизонтальных и наклонных выработок, требования нормативных документов и федеральных правил безопасности к проведению горных выработок. Учебное пособие предназначено для самостоятельной работы студентов при изучении курса «Проведение и крепление горных выработок» и при выполнении курсовых проектов и выпускных квалификационных работ.

1. Проектирование подземных горных выработок

1.1. Основные понятия и классификация горных выработок

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

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

В зависимости от своего назначения различают горные выработки разведочные и эксплуатационные.

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

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

грузолюдские, закладочные, рудоперепускные (рудоспуски), водоотливные и другие горные выработки.

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

При эксплуатации месторождений подземным способом проходят следующие горные выработки: горно-капитальные, подготовительные, нарезные и очистные, проводимые в ту или иную стадию разработки.

Горно-капитальные (проводимые при вскрытии) — выработки, открывающие доступ от поверхности земли к месторождению или от какой-либо разрабатываемой части месторождения к ниже- или вышележащей его неразработанной части. Горно-капитальные выработки — это стволы шахт, штольни, околоствольные выработки и камеры специального назначения, квершлагги, полевые штреки, капитальные уклоны, бремсберги, гезенки и др.

Горно-подготовительные (проводимые при подготовке шахтного поля) — выработки, проводимые во вскрытой части месторождения и обеспечивающие возможность выполнения очистных работ. Подготовительные выработки — это участковые квершлагги, штреки, орты, восстающие, обслуживающие отдельные блоки.

Нарезные — выработки, проводимые в подготовленной части месторождения и имеющие вспомогательное назначение при ведении очистных работ. Нарезные выработки — короткие восстающие, рудоспуски, вспомогательные штреки, орты, траншеи, воронки и др.

Очистные (проводимые при ведении очистной выемки) — выработки, образующиеся в результате непосредственной добычи

(извлечения) полезного ископаемого из подготовленной и нарезанной части месторождения. Очистные работы могут производиться в коротких забоях или длинных забоях — лавах.

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

В зависимости от соотношения между площадью поперечного сечения и продольным размером горные выработки разделяют на *протяженные* (стволы, шурфы, квершлагги, штреки, траншеи, канавы и т. д.) и *объемные* (камеры и окоlostвольные двory).

У горизонтальных и наклонных выработок, пройденных в недрах Земли, выделяют следующие ограничивающие их поверхности: забой, кровлю, бока и почву.

Забоем называют перемещающуюся в пространстве полезного ископаемого или вмещающих пород поверхность, с которой непосредственно осуществляется их выемка. *Бока выработки* — поверхности горных пород, ограничивающие выработку с ее боков. Поверхность горных пород, ограничивающую горную выработку сверху, называют *кровлей*, а снизу — *почвой*.

В вертикальной подземной горной выработке различают забой и бока. Место примыкания подземной выработки к поверхности Земли или к другой выработке называют устьем выработки.

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

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

1.2. Подземные горные выработки

Шахтный ствол — вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ в пределах шахтного поля или его части. Шахтный ствол может быть разведочным или эксплуатационным. В зависимости от основного назначения эксплуатационные стволы бывают главными или вспомогательными. По форме сечения шахтные стволы бывают круглыми и прямоугольными.

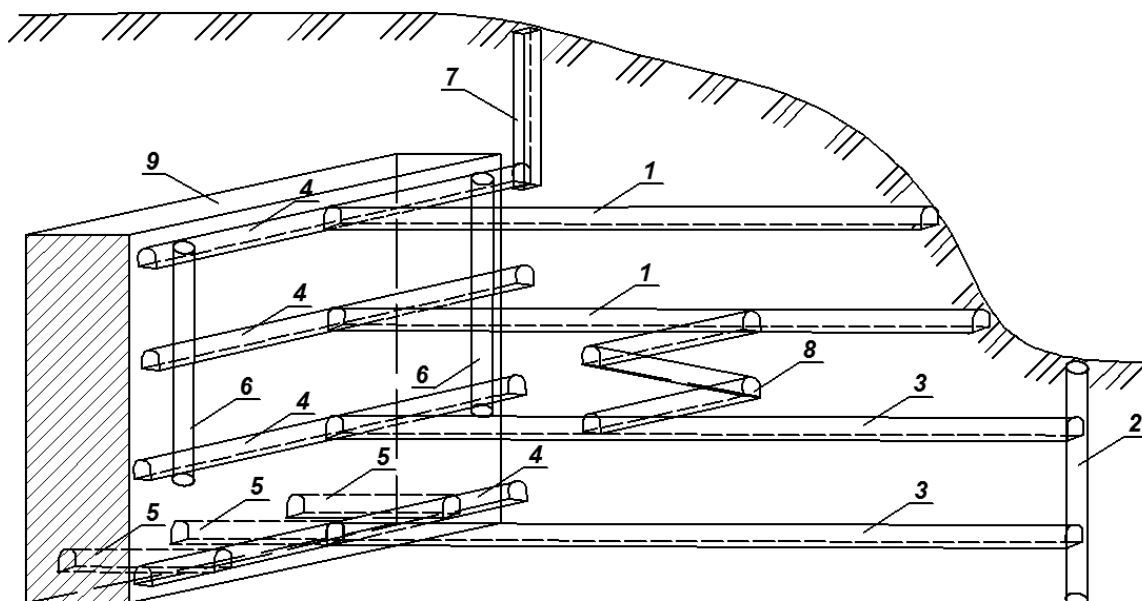


Рис. 1.1. Схема расположения подземных горных выработок:
1 — штольни; 2 — ствол шахты; 3 — квершлаг; 4 — штреки; 5 — орты; 6 — восстающие; 7 — шурф; 8 — уклон; 9 — контуры рудного тела.

Стол шахтный слепой — вертикальная подземная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная

для обслуживания подземных работ — для подъема полезного ископаемого с нижних горизонтов на верхние, вентиляции, спуска и подъема людей, материалов, оборудования и др.

Камеры — подземные горные выработки, имеющие при сравнительно больших поперечных размерах небольшую длину и предназначенные для размещения оборудования. Камеры располагаются в пределах околоствольного двора, представляющего собой совокупность выработок, служащих для соединения шахтного ствола (стволов) со всеми остальными выработками шахты. В пределах околоствольного двора располагаются следующие камеры: насосная, электроподстанция, противопожарная, электровозное депо, ожидания, диспетчерская, медицинский пункт и др. Околоствольный двор является главной подземной станцией, пропускающей весь груз, выдаваемый из шахты на поверхность (полезное ископаемое, пустая порода), а также поступающие с поверхности порожние вагонетки, крепежные материалы для возведения крепи, рудничные рельсы и шахтное оборудование.

Шурф — вертикальная неглубокая (до 40 м) горная выработка круглой или прямоугольной формы сечения, пройденная с поверхности. Разведочные шурфы проходят для изучения условий залегания и литологического сложения пород. Площадь сечения шурфов от 1 до 4 м². Эксплуатационные шурфы проходят для вентиляции шахт (рудников), водоотлива, транспортирования материалов, спуска и подъема людей. Такие шурфы в отличие от стволов шахт имеют глубину не более нескольких десятков метров, оснащаются чаще всего легким вспомогательным подъемом (обычно бадейным) и используются главным образом для целей вентиляции и как запасной выход из подземных выработок.

Гезенк - вертикальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для спуска п.и. с вышележащего на нижележащий горизонт, а также для проветривания, передвижения людей, доставки материалов и оборудования, прокладки коммуникаций и др. целей.

Восстающий — вертикальная или наклонная горная выработка, проводимая по восстанию залежи (пласта) и служащая для проветривания, передвижения людей, спуска п. и. или породы, доставки материалов и оборудования, подачи энергии и воды, а также для разведочных целей.

Ходок — горизонтальная или наклонная горная выработка, предназначенная преимущественно для передвижения людей. Обычно ходки проводятся рядом с бремсбергами и уклонами.

Скат - наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, пройденная по пласту или залежи п. и. без подрывки боковых пород и предназначенная для спуска п.и. под действием собственного веса.

Печь - наклонная горная выработка, пройденная по п.и. без подрывки боковых пород по восстанию пласта или залежи п.и., не имеющая непосредственного выхода на поверхность и служащая для вентиляции, передвижения людей, транспортирования п.и. и др. целей.

Просек – горная выработка, проведенная по пласту (залежи) по простиранию и предназначенная для проветривания, транспортирования грузов, передвижения людей и пр.

Бремсберг — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, пройденная, как правило, по направлению падения пласта или залежи п. и. и предназначенная для спуска руды или угля на откаточный горизонт шахты. Бремсберг чаще

всего оснащается конвейерной установкой (реже канатной откаткой в вагонетках или скипах).

Уклон — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для подъема п. и. Уклон оснащается так же, как и бремсберг.

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

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

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

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

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

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

Шнур — цилиндрическая полость в горной породе диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м и предназначенная для размещения заряда ВВ.

Скважина — горная выработка цилиндрической формы в горных породах диаметром более 75 мм при глубине до 5 м, или любого диаметра глубиной более 5 м.

1.3. Документация на проектирование горных выработок

В зависимости от устойчивости и водоносности пересекаемых пород различают обычные и специальные способы проведения выработок. Обычные способы проведения выработок применяют при небольшом притоке воды в устойчивых и пластичных породах, допускающих значительное обнажение забоя и боков выработки, а специальные способы проведения — в весьма неустойчивых породах (песках и пльвунах), а также в крепких породах при большом притоке воды. В последнем случае выработки проводят с предварительным

тампонированием пород, применением специальных видов крепи или методом замораживания.

Проведение выработок в крепких породах осуществляют буровзрывным способом, в мягких — с использованием проходческих комбайнов. В зависимости от площади поперечного сечения выработок их проводят сплошным или уступным забоем. Сплошным забоем проводят выработки с площадью поперечного сечения не более 12...16 м² по однородным породам, уступным — выработки с большей площадью поперечного сечения или по неоднородным породам.

Технологическая схема проведения горной выработки — описание и графическое изображение параметров горной выработки и ее крепи, расстановка проходческого оборудования, последовательность и время выполнения проходческих операций, расчетные технико-экономические показатели.

Различают две основные технологические схемы организации работ по проведению выработок: поточную и цикличную. При поточной схеме происходит непрерывное извлечение горной массы из забоя, в результате совмещения всех производственных процессов — комбайновый способ проходки. При цикличной схеме процесс разрушения породы осуществляется с перерывами, вызванными необходимостью выполнения других работ в определенной последовательности.

В технологических схемах наряду с классификацией их по способам проходки и организации работ конкретно указываются совмещение или последовательность выполнения процессов проходки и характер их механизации.

При выборе технологических схем при проведении горных выработок учитывают физико-механические свойства горных пород, горно-геологические и производственно-технические условия. Если

горно-геологические условия влияют на выбор способа проведения выработки, то производственно-технологические — на выбор оборудования и основные показатели работ.

В горной промышленности, где применяются разнообразные горнопроходческие машины и механизмы, при выборе машин и проходческих комплексов учитывают крепость пород, сечение выработок, требования техники безопасности, экономичность и др.

При проведении горной выработки составляется проект производства работ, состоящий из пояснительной записки и чертежей.

В проекте отражают горно-геологические условия, форму и размеры поперечного сечения выработки, технологическую схему проведения, расположение оборудования, схемы электроснабжения, освещения и сигнализации, паспорт БВР, паспорт крепления, схему проветривания, меры по безопасности труда, график организации работ, стоимость проведения 1 п.м. выработки, ТЭП.

Проект утверждается главным инженером рудника, с ним знакомятся горные мастера, проходчики и взрывники ведущие горные работы.

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

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

Проект БВР — комплект документации и материалов, представляемых в виде расчетов, схем, графиков и пояснительной

записки, включающей (помимо вопросов, отражаемых в паспорте БВР) также расчет основных параметров и показателей БВР, расчет взрывной (электровзрывной) сети; мероприятия по организации работ, более детальные требования по мерам безопасности.

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

Проект БВР составляют во всех случаях применения скважинных или камерных зарядов (независимо от типа и назначения выработки), при производстве взрывов на выброс (независимо от вида зарядов), а также при производстве любых взрываний в населенных пунктах, на строительных площадках, вблизи охраняемых объектов и сооружений.

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

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

При ведении горно-проходческих работ крепление выработок должно производиться своевременно и в соответствии с утвержденными для них паспортами крепления, которые составляются начальником участка в соответствии с инструкцией и утверждаются

главным инженером. До начала проходки с паспортом крепления должны быть ознакомлены под расписку проходчики и технический надзор.

Паспорт крепления горной выработки должен определять для выработки способ управления горным давлением, тип и конструкцию крепи, последовательность производства работ по креплению и их объем.

При составлении паспорта крепления для конкретных условий проходки рекомендуется использовать типовую форму, которая применяется на рудниках. Эта форма представляет собой развернутый лист стандартного формата. На левой стороне листа располагают графический материал, содержащий конструкцию и размеры крепи в двух проекциях с деталями, на правой — пояснительную записку.

В пояснительную записку к паспорту крепления горной выработки входят характеристики выработки, пород и крепи, а также размеры элементов крепи, расход материалов, дополнительные замечания, допускаемое отставание крепи и сведения о разрушениях крепи и ее ремонте при эксплуатации выработки.

Паспорт крепления должен содержать графическую часть и пояснительную записку (текстовую часть).

Проветривание подземной горной выработки производится в строгом соответствии с паспортом проветривания. Этот обязательный документ составляется для проведения всех подземных выработок, исключая шурфы без рассечек, для которых параметры и режим проветривания указываются в паспорте буровзрывных работ.

Паспорт проветривания составляется руководителем горных работ и утверждается главным инженером рудника, с паспортом должны быть ознакомлены под расписку рабочие и технический персонал, связанные с выполнением горно-проходческих работ.

Паспорт проветривания содержит схему вентиляции, изображенную на плане и поперечном разрезе выработки, характеристики выработки, системы вентиляции, вентилятора, вентиляционных труб, а также содержит необходимые дополнительные сведения о средствах и способах проветривания.

Разрешается вместо паспорта вентиляции включать в состав паспорта БВР в виде отдельного раздела, схему вентиляции выработки и сведения о средствах и способах проветривания.

1.4. Выбор формы, типа крепи горной выработки и расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь

На выбор формы поперечного сечения горной выработки влияют следующие факторы: физико-механические свойства горных пород, назначение и срок службы выработки, материал крепи, положение выработки в пространстве, размеры ее поперечного сечения, величина и направление горного давления и др.

В зависимости от указанных факторов горные выработки имеют различные формы поперечного сечения: сводчатую (рис. 1.2, а), трапециевидную (рис. 1.2, б), прямоугольную (рис. 1.2, в), круглую (рис. 1.2, г), эллиптическую (рис. 1.2, д), полигональную (рис. 1.2, е), несимметричную (рис. 1.2, ж, з).

Выбор формы сечения горной выработки в первую очередь зависит от вида и типа крепления. Так, при бетонной или каменной крепи форма поперечного сечения выработки может быть сводчатая, круглая или эллиптическая, при металлической — любая, при сборной железобетонной крепи выработка может принимать форму поперечного сечения: прямоугольную, трапециевидную, полигональную или с криволинейным очертанием выработки.

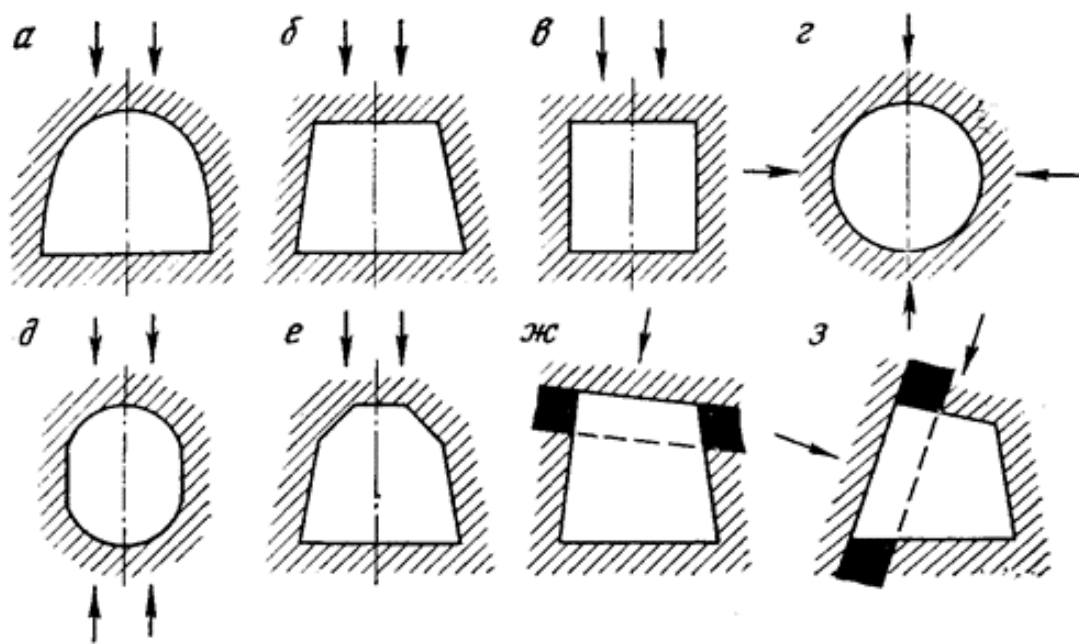


Рис. 1.2. Формы поперечного сечения горных выработок (стрелками покажи направление горного давления)

Наличие горного давления со стороны почвы вызывает необходимость придавать выработке криволинейные замкнутые очертания — в виде обратного свода или овала. При всестороннем горном давлении выработке, как правило, придают круглую форму.

Сводчатая форма более благоприятна с точки зрения ее устойчивости, рационального использования крепи, ее несущей способности и перераспределения воспринимающих ею нагрузок. Сводчатую форму поперечного сечения (свод естественного равновесия) выработке придают при ее проведении без крепи в устойчивых породах.

Прямоугольно-сводчатую форму применяют при монолитной бетонной, набрызгбетонной, анкерной и комбинированной (анкерной с набрызгбетоном) крепи и в выработках, не имеющих крепи (при прочных устойчивых породах).

Трапециевидную форму применяют при деревянной крепи и наличии небольшого давления со стороны окружающих пород.

Несимметричные формы поперечного сечения горизонтальных подготовительных выработок вызваны стремлением наилучшим образом вписаться в угольный пласт с целью обеспечения проведения их без присечки пород или с минимально необходимым объемом присекаемых пород. Для этих условий наиболее приемлемой крепью является анкерная, которая может применяться при любой форме выработки.

Согласно СНиП II-94-80 [16] при соответствующем обосновании в утверждаемых ведомственных нормативных документах, учитывающих специфические условия месторождений, многолетний успешный опыт подземного строительства в бассейнах и др., допускается оценку устойчивости пород в горизонтальных и наклонных выработках и выбор крепи, производить по величине безразмерного показателя k_k , определяемого по формуле

$$k_k = \frac{\gamma \cdot H_p}{R_c}, \quad (1.1)$$

где H_p - расчетная глубина размещения выработки, м;

R_c - расчетное сопротивление пород сжатию, Па;

γ - удельный вес породы, Н/м³.

Расчетная глубина заложения выработки определяется по формуле, м

$$H_p = H \cdot k, \quad (1.2)$$

где H - проектная глубина заложения выработки, м;

k - коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности, (принимаемый равным 1 для обычных горно-геологических условий либо устанавливаемый экспериментально: для районов, подверженных

движениям земной коры и в зонах тектонических нарушений, при отсутствии экспериментальных данных k принимается равным 1,5).

Расчетное сопротивление пород сжатию определяют по формуле,
Па

$$R_c = \delta_{сж} \cdot k_c, \quad (1.3)$$

где $\delta_{сж}$ - предел прочности пород на сжатие, Па

k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород поверхностями без сцепления либо с малой связанностью (зеркала скольжения, трещины, глинистые прослои и др.), табл. 1.1.

Таблица 1.1.

Значение коэффициента k_c

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Удельная трещиноватость, m^{-1}	Коэффициент k_c .
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	> 10	0,2
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1-0,5	2-10	0,2-0,6
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5-1,0	1-2	0,6-0,8
VI	Мало трещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0-1,5	0,65-1	0,8-0,9
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	> 1,5	< 0,65	0,9-1,0

Выбор типа крепи по оценке устойчивости пород в горизонтальных и наклонных выработках (по величине безразмерного показателя k_k), производят по рекомендации представленным в табл. 1.2.

Таблица 1.2.

Рекомендуемые типы крепей по значению коэффициента K_k

Коэффициент k_k	Расположение выработки относительно напластования пород	Рекомендуемая крепь
до 0,05	вкрест напластования и в монолитных породах	Крепль не требуется, при интенсивной трещиноватости - торкретирование
0,05...0,1	то же	Без крепи или набрызгбетон – 3 см
0,1...0,24	то же	Набрызгбетон 3-5 см, деревянная крепежная рама
более 0,24	то же	Комбинированная крепль из анкеров и набрызгбетона
до 0,05	по простиранию напластования	Крепль не требуется, при интенсивной трещиноватости - торкретирование
0,05...0,1	то же	Без крепи или набрызгбетон – 3 см
0,1...0,24	то же	Комбинированная крепль из анкеров и набрызгбетона параметры по расчету
более 0,24	то же	Металлическая арочная податливая крепль, параметры по расчету

Характер распределения напряжений вокруг выработки зависит от ее формы и соотношения размеров поперечного сечения.

В кровле и почве выработок при боковом распоре, меньшем единицы, возникают растягивающие усилия $\delta_{min} = k_1 \frac{\mu}{1-\mu} \gamma H$.

В боках выработки наблюдается значительное увеличение сжимающих напряжений $\delta_{max} = k_2 \gamma H$.

Для определения устойчивости горных пород в определенных горно-геологических условиях Шехурдин В.К. предложил использовать запас прочности показывающий соотношение прочности горных пород в кровле или боках выработки к растягивающим или сжимающим напряжениям. [20]

Запас прочности в кровле n_k и боках n_b выработки определяют по формулам

$$n_k = \frac{k_c \delta_p \xi}{k_1 \frac{\mu}{1-\mu} \gamma H} \quad \text{и} \quad n_b = \frac{k_c \delta_{с,ж} \xi}{k_2 \gamma H}, \quad (1.4)$$

где ξ — коэффициент длительной прочности (для хрупких пород (граниты, кварциты, песчаники с кварцевым цементом) $\xi = 0,7-1$; для пород испытывающих деформации перед разрушением (песчанистые и углистые сланцы, известняки средней крепости, мергели) $\xi = 0,5-0,7$);

k_1 и k_2 — коэффициент концентрации напряжений соответственно в кровле и боках выработки ($k_1=1$ и $k_2=2$ при плоской кровле и трапециевидном сечении; при прямоугольно сводчатой форме $k_1=0,3$ и $k_2=2$ если $h_0=B/3$ и $k_1=0,4$ и $k_2=2$ если $h_0=B/4$);

$\lambda_1 = \mu(1-\mu)$ — коэффициент бокового распора (или горизонтального распора);

μ — коэффициент Пуассона;

γ — удельный вес пород, Н/м³;

H — глубина заложения выработки от поверхности, м;

δ_p и $\delta_{сж}$ — пределы прочности пород соответственно на растяжение и сжатие в условиях двухосного напряженного состояния, Па.

Выбор типа крепи по величине запаса прочности в кровле n_k и боках n_b выработки, производят по рекомендация представленным в табл. 1.3.

Таблица. 1.3.

Классификация режимов заданной нагрузки

Значение запаса прочности кровли n_k и боков n_b	Режим заданной нагрузки на крепь и расчетная схема
$n_k \geq 4$ $n_b \geq 4$	Нагрузка на крепь отсутствует, и выработка может быть пройдена без крепи. В местах геологических нарушений и в зонах сильной трещиноватости, а также для пород, склонных к выветриванию, необходимо торкретирование выработки или покрытие ее набрызг-бетоном на песчаном заполнителе толщиной до 3 см
$n_k \leq 1$ $n_b \geq 4$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли от веса пород внутри свода обрушения. Бока устойчивы, применяется

Значение запаса прочности кровли n_k и боков n_6	Режим заданной нагрузки на крепь и расчетная схема
	расчетный метод М. М. Протодяконова
$n_k \leq 1$ $n_6 \leq 1$	Крепль несет полную нагрузку со стороны кровли и боков, образуется новый контур выработки: в кровле - свод, в боках - призмы сползания. Применяется расчетный метод П. М. Цимбаревича
$1 < n_k < 4$ $1 < n_6 < 4$	Нагрузку определяют по формулам нагрузки от локального вывала или расчетные нагрузки определяют путем деления нормативных нагрузок
$n_k \geq 4$ $n_6 \leq 1$	Крепль испытывает полную нагрузку только со стороны боков (кровля устойчива). Нагрузку со стороны боков определяют как боковое давление на подпорную стенку по методам механики сыпучей среды

1.5. Расчет размеров поперечного сечения горной выработки

Размеры поперечного сечения горных выработок определяются максимальными размерами транспортных средств, допустимыми зазорами между габаритом транспортных средств и крепью (стенки) выработки и между транспортными средствами, предусмотренными федеральными ПБ [18].

При проектировании различают площади поперечного сечения в свету, вчерне и в проходке. *Площадь сечения в свету* определяют по размерам выработки до крепи, за вычетом площадей, занимаемых балластным слоем рельсового пути и трапом пешеходной дорожки. *Площадь сечения вчерне* является расчетной проектной площадью с размерами до контура выработки. *Площадь сечения выработки в проходке* определяется после проведения выработки, она несколько больше площади сечения вчерне. В зависимости от крепости пород после проходки допускается увеличение площади сечения вчерне на коэффициент 1,04...1,12.

Все *горизонтальные и наклонные выработки с рельсовым транспортом* должны иметь на прямолинейных участках на высоте не менее 1,8 м зазоры со стороны свободного прохода для людей не менее 0,7 м от крепи (стенки) выработки до наиболее выступающих частей подвижных средств и не менее 0,25 м с противоположной стороны.

В выработках с конвейерной доставкой ширина свободного прохода для людей не менее 0,7 м и противоположной стороны не менее 0,4 м. Расстояние от навала горной массы на ленте до кровли (крепи) должно быть не менее 0,3 м.

В двухпутевых выработках в местах, где производится сцепка и расцепка вагонеток, маневровые работы у капитальных погрузочных и разгрузочных пунктов (бункеров, спусков, породоспусков), а также в однопутевых околоствольных выработках клетевых стволов (грузовая и порожняковая ветви) расстояние от стенки (крепи) или размещаемого в выработках оборудования и трубопроводов до наиболее выступающей части подвижного состава должно быть не менее 0,7 м с обеих сторон. Ширина междупутья в двухпутевой выработке должна быть такой, чтобы зазор между встречными составами составлял не менее 0,2 м.

В выработках в местах посадки людей в пассажирские поезда по всей длине поезда должен быть свободный проход шириной не менее 1,0 м и высотой не менее 2,0 м.

В выработках для самоходного транспорта зазоры между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенным в выработке оборудованием должны приниматься в зависимости от назначения выработок и скорости передвижения машины:

а) в выработках, предназначенных для *транспортирования руды и сообщения с очистными забоями*, должны приниматься зазоры не менее 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м с противоположной

стороны. При устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш через 25 м зазор со стороны свободного прохода для людей может быть уменьшен до 1 м. Ниши должны устраиваться высотой 1,8 м, шириной 1,2 м, глубиной 0,7 м.

б) *в погрузочно-доставочных выработках* очистных блоков, предназначенных для погрузки руды и доставки её к транспортной выработке, в выработках, находящихся в проходке, при скорости движения машин, не превышающих 10 км/ч, и при исключении возможности нахождения в таких выработках людей, не связанных с работой машин, должны приниматься зазоры не менее 0,5 м с каждой стороны;

в) *в доставочных выработках* (наклонные съезды), предназначенных для доставки в очистные блоки оборудования, материалов и людей (в машинах), при скоростях движения свыше 10 км/ч: по 0,6 м с каждой стороны при исключении случаев передвижения людей пешком; 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м с другой стороны, если передвижение людей пешком не исключается.

Во всех случаях высота выработки над свободным проходом для людей должна составлять не менее 1,8 м по всей её протяженности. Расстояние от наиболее выступающей части машины до кровли выработки должно быть не менее 0,5 м.

В выработках калийных и соляных рудников, проведенных комбайнами, допускается уменьшение зазоров с обеих сторон до 0,3 м при условии устройства ниш с одной стороны через каждые 25 м по длине выработки глубиной не менее 0,7 м, шириной не менее 1,2 м и высотой не менее 2 м.

После определения поперечного сечения выработки в свету его проверяют по минимальной и максимальной скорости движения воздуха по выработке.

Скорость движения воздуха по выработке, м/с

$$v = \frac{Q_B}{S_{CB}}, \quad (1.5)$$

где Q_B – подаваемое количество воздуха по выработке, м³/с;

S_{CB} - площадь поперечного сечения выработки в свету, м².

Минимальная скорость воздуха в горных выработках определяется по формуле, м/с

$$v_{min} = \frac{0.1 \cdot P_{CB}}{S_{CB}}, \quad (1.6)$$

где S_{CB} - площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

P_{CB} - периметр выработки в свету, м.

Максимальная скорость не должна превышать следующих норм:

а) в очистных и подготовительных выработках - 4 м/с;

б) в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных уклонах - 8 м/с;

в) в остальных выработках - 6 м/с;

г) в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках - 10 м/с;

д) в стволах, по которым производятся спуск и подъем людей и грузов - 15 м/с;

е) в вентиляционных скважинах, каналах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздушной струи не ограничивается.

Прямоугольно-сводчатая форма выработки с рельсовым транспортом.

Высота выработки прямоугольно-сводчатой формы складывается из высоты стенки h_3 , высоты свода h_0 и толщины крепи δ (рис. 1.3), мм

$$H = h_3 + h_0 + \delta. \quad (1.7)$$

Высота вертикальной стенки от уровня трапа до пят свода

- $h_2 = 1800$ мм, или $h_2 = h_a + h$ если $h_a + h > 1800$ мм.

Высота коробкового свода должна находиться из выражения $h_0=B/3$, радиус свода дуги $R=0,692 B$, радиус боковой дуги $r =0,262 B$.

Высота вертикальной стенки выработки от головки рельса, мм

$$h_1= h_2- ha, \quad (1.8)$$

$$\text{Ширина выработки вчерне, мм } B_1= B+2\delta. \quad (1.9)$$

$$\text{Площадь сечения выработки в свету, м}^2 S_{св}= B (h_2+0,26B). \quad (1.10)$$

$$\text{Площадь сечения выработки вчерне, м}^2 S_4= B_1 (h_3+0,26B_1). \quad (1.11)$$

$$\text{Периметр выработки в свету, мм } P_{св}= 2 h_2+2,33B. \quad (1.12)$$

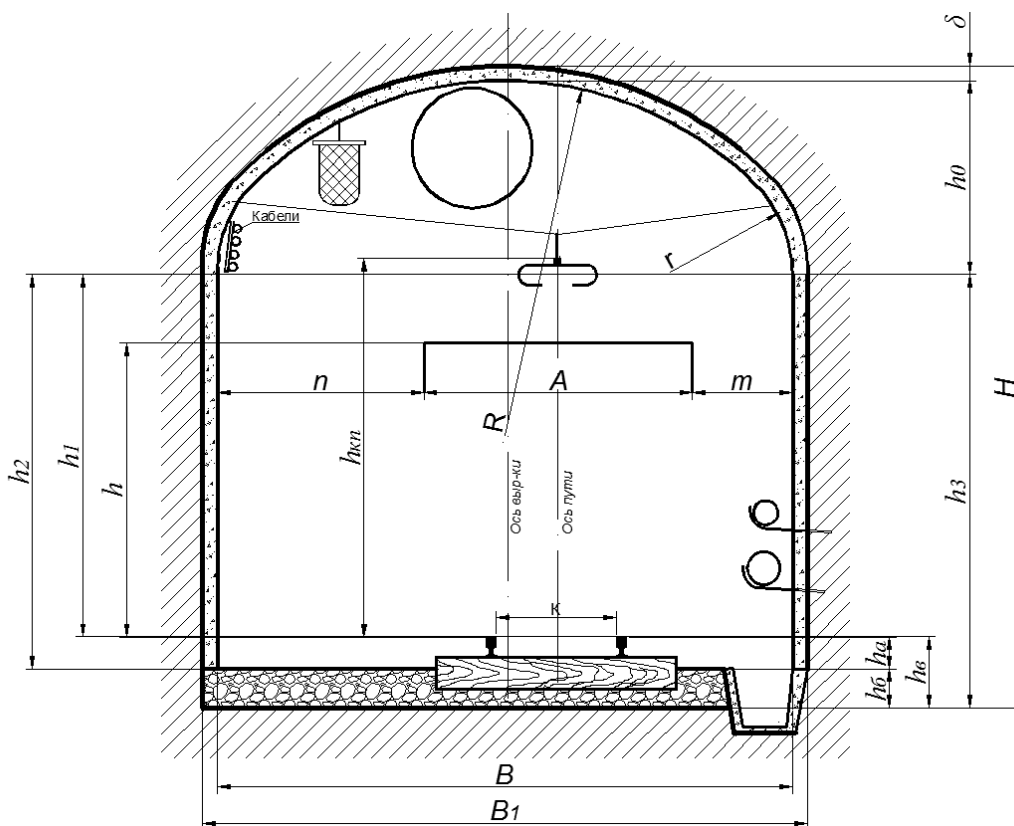


Рис. 1.3. Сечение выработки прямоугольно-сводчатой формы с рельсовым транспортом

Трапецевидная форма выработки с рельсовым транспортом.

Ширина выработки трапецевидной формы в свету (рис. 1.4), мм

$$B = m + A + n', \quad (1.13)$$

где m - размер зазора на уровне кромки подвижного состава, мм;

200 мм — зазор между контактным проводом и крепью;

100 мм — величина возможной осадки крепи под действием горного давления.

При транспортировании аккумуляторным электровозом, мм

$$h_1 = h + d_{mp} + 250 + 100, \quad (1.15)$$

где h — высота электровоза, мм;

d_{mp} — диаметр вентиляционного трубопровода, мм;

250 мм — зазор между электровозом и вентиляционной трубой.

Ширина выработки в свету по кровле, мм

$$l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} \alpha^\circ. \quad (1.16)$$

Ширина выработки в свету по балластному слою, мм

$$l_4 = B + 2(h + h_a) \operatorname{ctg} \alpha^\circ. \quad (1.17)$$

Высота выработки от балластного слоя до крепи после осадки, мм

$$h_2 = h_1 + h_a. \quad (1.18)$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету после осадки, м²

$$S_{св} = 0,5 (l_1 + l_2) h_2. \quad (1.19)$$

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

$$l_3 = l_1 + 2d, \quad (1.20)$$

где d — диаметр стойки крепи, мм.

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

$$l_4 = B + \frac{2[\operatorname{cosa} (h + h_B) + d + 50]}{\operatorname{sin} \alpha}, \quad (1.21)$$

где h_B — высота от почвы выработки до головки рельса, мм;

50 мм — толщина затяжки.

Высота выработки от почвы до крепи (до осадки), мм

$$h_3' = h_3 + 100, \quad (1.22)$$

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

Высота выработки в черне до осадки при наличии затяжки, мм

$$h_4' = h_3' + d + 50, \quad (1.23)$$

где d — диаметр крепежного леса, мм;

50 мм — толщина затяжки.

Высота выработки после осадки, мм

$$h_4 = h_4' - 100. \quad (1.24)$$

Площадь сечения выработки вчерне до осадки, м²

$$S_4 = 0,5 (l_3 + l_4) h_4'. \quad (1.25)$$

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

Выработки для использований самоходного оборудования на пневматическом ходу.

Если в выработке не предусмотрено постоянное хождение людей, то пешеходная дорожка отсутствует, ширина выработки в свету, мм

$$B = b + 2c, \quad (1.26)$$

где c — min зазор между транспортом и стенкой выработки (крепью), мм.

При постоянном нахождении людей в выработке ширина выработки в свету (рис. 1.5), мм

$$B = a + b + c, \quad (1.27)$$

где a — min зазор между машиной и стенкой со стороны прохода людей, мм.

Толщина дорожного покрытия составляет 0,1...0,3 м.

$$\text{Ширина выработки вчерне, мм } B_1 = B + 2\delta. \quad (1.28)$$

$$\text{Площадь сечения выработки в свету, м}^2 \quad S_{cb} = B (h + 0,26B). \quad (1.29)$$

$$\text{Площадь сечения выработки вчерне, м}^2 \quad S_4 = B_1 (h_3 + 0,26B_1). \quad (1.30)$$

$$\text{Периметр выработки в свету, мм } P_{cb} = 2 h_2 + 2,33B. \quad (1.31)$$

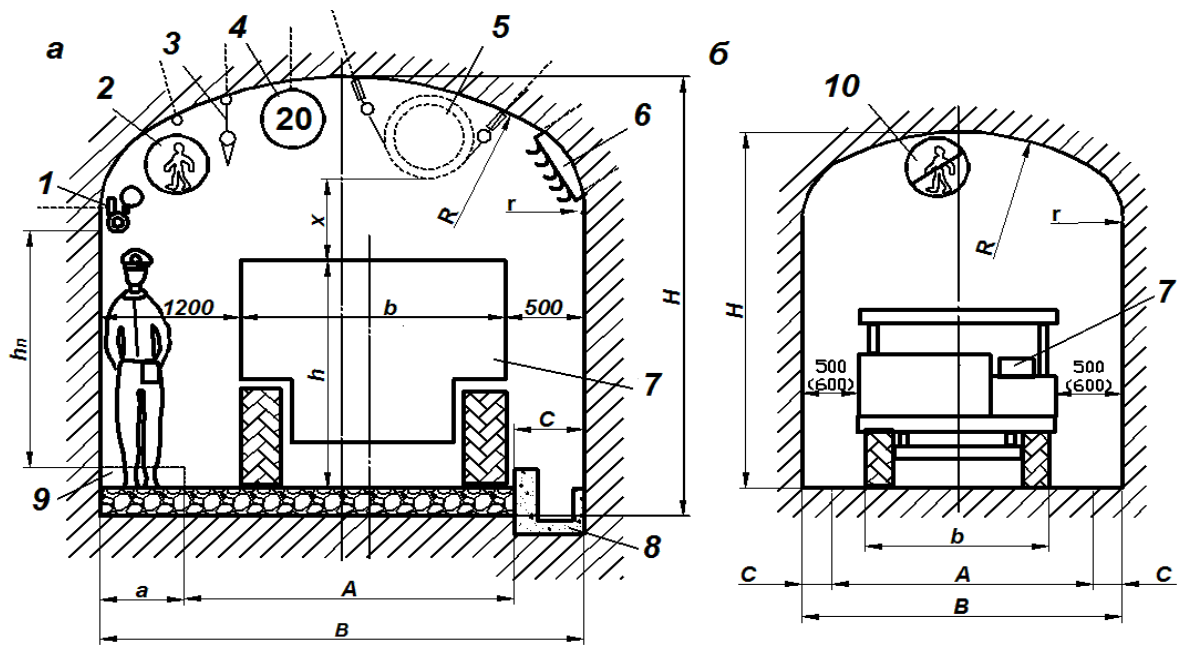


Рис. 1.5. Поперечное сечение выработок для самоходного оборудования
 а – транспортных; б – погрузочно-доставочных и доставочных; 1 – магистрали сжатого воздуха и воды; 2 – знак пешеходной дорожки; 3 – подвеска светильников; 4 – знак ограничения скорости (20 км/ч); 5 – вентиляционная труба; 6 – крепление кабелей; 7 – самоходная машина; 8 – водоотливная канавка; 9 – пешеходный трап; 10 – знак, запрещающий движение людей

Выработки с арочной металлической крепью из спец. профиля.

Расчет выработок с арочной металлической крепью из спец. профиля производится графоаналитическим методом (рис. 1.6.), сущность которого состоит в следующем. На бумагу в масштабе на уровне 1,8 м от балласта наносят максимальные размеры принятого оборудования, минимальные зазоры и расстояния между оборудованием. Затем находят ширину выработки на уровне подвижного состава с учетом длины прямолинейной части стойки h_c и ее кривизны.

Положение вертикальной оси определяют путем деления ширины выработки пополам, а затем графически определяют радиус дуги стойки, учитывая, что центр окружности находится от почвы выработки на высоте h_c . Также графически находят величину смещения центра радиуса дуги стойки от оси выработки c_u и центральный угол дуги

стойки β_0 . Найденные графически размеры согласовываются с параметрами типовой арочной крепи по унифицированным сечениям. Все остальные размеры определяются по расчетным формулам.

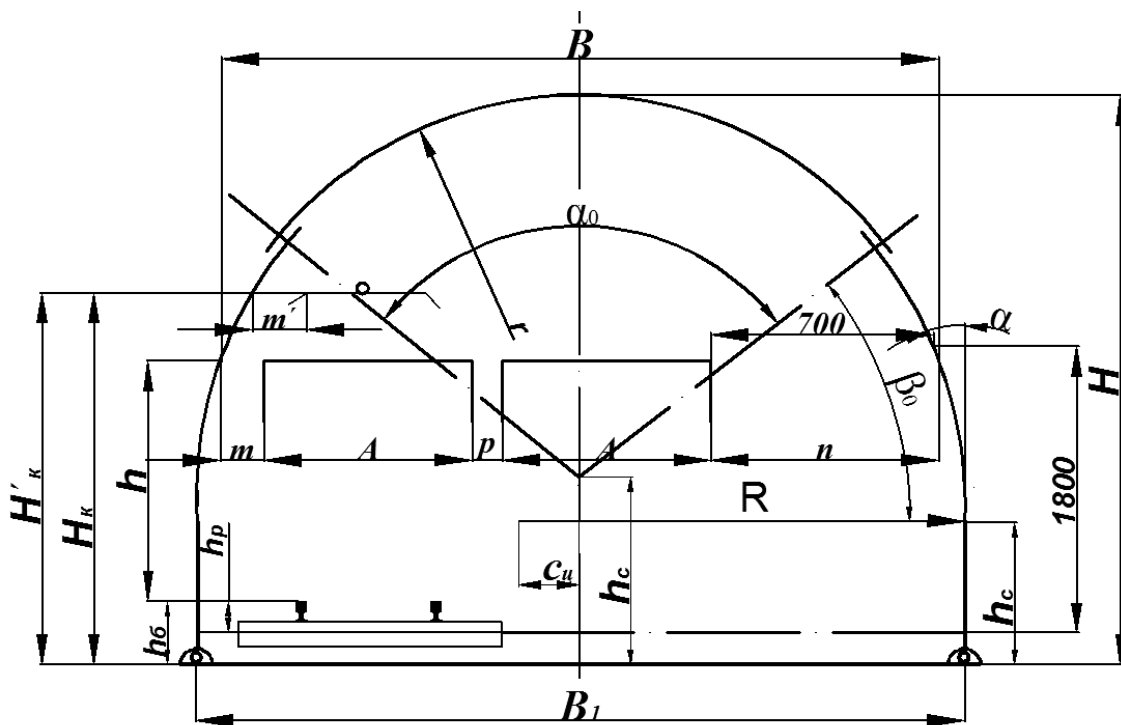


Рис. 1.6. Схема к расчету сечения выработки с металлической арочной податливой крепью из спец. профиля

Площадь поперечного сечения в свету, находится по формуле

- жесткая крепь, м^2

$$S_{\text{св}} = S_1 + S_2 = \frac{\pi \cdot B_{\text{пр}}^2}{8} + B_{\text{пр}} \left(H_{\text{пр}} - \frac{B_{\text{пр}}}{2} \right), \quad (1.32)$$

где $B_{\text{пр}}$ – ширина выработки по почве проектная, м;

$H_{\text{пр}}$ – высота выработки проектная, м.

- податливая крепь, м^2

после осадки
$$S_{\text{св}}^{\text{по}} = S_1 + S_2 = \frac{\pi \cdot B_{\text{пр}}^2}{8} + B_{\text{пр}} \left(H_{\text{пр}} - \frac{B_{\text{пр}}}{2} \right). \quad (1.33)$$

до осадки

$$S_{\text{св}}^{\text{по}} = S_1 + S_2 = \frac{\pi \cdot (B_{\text{пр}} + \lambda_{\text{г}})^2}{8} + (B_{\text{пр}} + \lambda_{\text{г}}) \left((H_{\text{пр}} + \lambda_{\text{г}}) - \frac{B_{\text{пр}} + \lambda_{\text{г}}}{2} \right), \quad (1.34)$$

где $\lambda_{\text{г}}$ – ожидаемые смещения контура выработки по горизонтали, 0,1 м,

$\lambda_{\text{в}}$ – ожидаемые смещения контура выработки по вертикали, 0,3 м.

Периметр выработки в свету (после осадки), м

$$P_{\text{св}} = S_1 + S_2 = \frac{\pi \cdot B_{\text{пр}}}{2} + B_{\text{пр}} + 2 \cdot \left(H_{\text{пр}} - \frac{B_{\text{пр}}}{2} \right). \quad (1.35)$$

Площадь сечения вчерне, м²

$$S_{\text{св}}^{\text{по}} = \frac{\pi \cdot (B_{\text{пр}} + \lambda_{\text{г}} + 2 \cdot t_{\text{кр}})^2}{8} + (B_{\text{пр}} + \lambda_{\text{г}} + 2 \cdot t_{\text{кр}}) \times \left((H_{\text{пр}} + \lambda_{\text{г}} + t_{\text{кр}} + h_{\text{рп}}) - \frac{(B_{\text{пр}} + \lambda_{\text{г}} + 2 \cdot t_{\text{кр}})}{2} \right), \quad (1.36)$$

где $t_{\text{кр}}$ – толщина крепи, м;

$h_{\text{рп}}$ – высота строения рельсового пути, м.

Пример. Определить размеры поперечного сечения двухпутевой выработки с арочной податливой крепью на прямолинейном участке при откатке грузов в вагонетках ВГ-2,2 аккумуляторным электровозом ($A=1350$ мм, $h=1550$ мм). Крепь КМП-А3 из СВП. По выработке должно поступать $Q=40$ м³/с воздуха.

Решение.

1. Определение величины прохода для людей и зазоры на высоте подвижного состава производится по формулам

$$n' = n + (h_{\text{л}} - h - h_{\text{р}}) \cdot \text{tg} \alpha = 0,7 + (1,8 - 1,55 - 0,19) \cdot \text{tg} 15^\circ = 0,72 \text{ м}$$

$$m' = m + (h_{\text{л}} - h - h_{\text{р}}) \cdot \text{tg} \alpha = 0,25 + (1,8 - 1,55 - 0,19) \cdot \text{tg} 15^\circ = 0,27 \text{ м}$$

где $h_{\text{л}}$ – высота прохода для людей от уровня балласта, 1,8 м;

$\alpha = 10 \dots 20^\circ$ – угол перехода прямой части стойки в кривую;

m и n – зазор между подвижным составом и крепью и величина прохода для людей [18].

2. Ширину выработки в свету на высоте верхней кромки подвижного состава определяют по формуле

$$B = m' + 2F + p + n' = 0,27 + 2 \cdot 1,35 + 0,2 + 0,72 = 3,89 \text{ м}$$

где A – ширина подвижного состава в наиболее выступающей части, м;

p – зазор между встречными подвижными составами, м.

3. Графически определяется положение вертикальной оси выработки и уровень почвы. Ось находится посередине ширины, а почва отстоит от уровня головки рельсов на высоту верхнего строения рельсового пути.

$$h_B = h_6 + h_p = 0,19 + 0,2 = 0,39 \text{ м}$$

где h_6 – толщина балластного слоя, $h_6=200$ мм при рельсах Р-33, $h_6=190$ мм при рельсах Р-24, $h_6=180$ мм при рельсах Р-18;

h_p – расстояние от балласта до уровня головки рельсов, $h_p=190$ мм при рельсах Р-33, $h_p=160$ мм при рельсах Р-24, $h_p=140$ мм при рельсах Р-18;

4. Для дальнейших построений исходными величинами являются, высота прямолинейной части стойки h_c , величина смещения центра радиуса дуги стойки от оси выработки c_u , а также центральный угол дуги стойки β_0 , которые можно принять по табл. 1.4. в зависимости от ширины арки.

Принимаем $h_c=1$ м, $c_u=0,018$ м, $\beta_0=49^\circ$.

5. Далее графически или путем расчета по приближенным формулам определяем радиус дуги стойки R

$$R = \sqrt{(h_{л} + h_6 + \Delta h_{л} - h_c)^2 + (b_{л} + c_{ц})^2}$$

$$b_{л} = \frac{(B + \Delta b_c + c_{ц})^2 + (h + h_B - h_c)^2 - (h_{л} + h_6 + \Delta h_{л} - h_c)^2 - c_{ц}^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2c_{ц})}$$

$$b_{л} = \frac{(3,89 + 0,075 + 0,018)^2 + (1,55 + 0,39 - 1)^2 - (1,8 + 0,2 + 0,1 - 1)^2 - 0,018^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2c_c)}$$

$$= 1,95 \text{ м}$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,2 + 0,1 - 1,0)^2 + (1,95 + 0,018)^2} = 2,25 \text{ м}$$

Таблица 1.4.

Параметры арочной податливой крепи

Тип спецпрофиля СВП	S _{св} после осадки, м ²	S _{св} до осадки, м ²	Ширина арки до осадки, м	Высота арки до осадки, м	Радиус дуги верхняка, м	Радиус дуги стойки, м	Центральный угол дуги стойки, град	Длина прямой части стойки, м	Смещение радиуса дуги стойки от оси выработки, м	Периметр арки до осадки, м
17	6	6,4	2,95	2,68	1,45	1,65	38°49'	0,8	0,177	9,62
17	6,7	7,3	3,27	2,76	1,65	1,65	38°49'	1,1	0,016	10,5
22	8	8,5	3,57	3,01	1,65	2,11	49°	1,0	0,326	11,27
22	9,8	10,4	4,18	3,13	2,11	2,11	49°	1,0	0,018	12,41
27	12,2	12,8	4,75	3,44	2,32	2,62	41°41'	0,9	0,246	13,91
27	13,8	14,5	5,2	3,55	2,62	2,62	41°41'	0,9	0,02	14,84
27	16,4	17,3	5,44	3,97	2,74	2,74	54°16'	1,2	0,02	16,04

6. Радиус дуги верхняка

$$r = R - \frac{c_c}{\cos \beta_0} + h_{фл} = 2,25 - \frac{0,018}{\cos 49^\circ} + 0,029 = 2,16 \text{ м}$$

где $h_{фл}$ – высота фланца (23 мм для СВП-17, 26 мм для СВП-22, 29 мм для СВП-27).

7. Высота от почвы выработки до центра радиуса дуги верхняка

$$h_{ц} = h_c + c_c \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 1 + 0,018 \cdot \operatorname{tg} 49^\circ = 1,02 \text{ м}$$

8. Ширина в свету на уровне почвы выработки

$$B = 2 \cdot (R - c_c) = 2 \cdot (2,25 - 0,018) = 4,46 \text{ м}$$

9. Высота выработки в свету от почвы

$$H = h_{ц} + r = 1,02 + 2,16 = 3,18 \text{ м}$$

10. Площадь поперечного сечения выработки в свету до осадки

$$S'_{CB} = 0,785(R^2 + r^2) + B_1(h_c - h_6) - c_{ц}^2 = \\ = 0,785(2,25^2 + 2,16^2) + 4,46(1,0 - 0,2) - 0,018^2 = 11,21 \text{ м}^2$$

11. Площадь поперечного сечения выработки в свету после осадки

$$S_{CB} = 0,95S'_{CB} = 0,95 \cdot 11,21 = 10,65 \text{ м}^2$$

12. Периметр выработки в свету

$$P_{CB} = 1,57 \cdot (R + r) + 2 \cdot (h_c - h_6) + B_1$$

$$P_{CB} = 1,57 \cdot (2,25 + 2,16) + 2 \cdot (1,0 - 0,2) + 4,46 = 4,20 \text{ м}$$

13. Ширина выработки вчерне на уровне высоты подвижного состава

$$B' = B + 2(h_{сп} + h_{зт} + \Delta b) = 3,89 + 2(0,123 + 0,05 + 0,075) = 4,20 \text{ м}$$

где $h_{сп}$ – высота профиля (93 мм для СВП-17, 110 мм для СВП-22, 123 мм для СВП-27);

$h_{зт}$ – толщина затяжки, $h_{зт}=30-50$ мм;

Δb – горизонтальное сдвигение пород в боках выработки, принимается по данным расчета или практики. В зоне влияния очистных работ для данной крепи $\Delta b=200$ мм, в зоне установившегося горного давления $\Delta b=75$ мм.

14. Высота выработки вчерне

$$H' = H + h_{сп} + \Delta h = 3,18 + 0,123 + 0,1 = 3,4 \text{ м}$$

15. Площадь поперечного сечения выработки вчерне

$$S_{вч} = S_{CB} + (P - B_1) \cdot \left(h_{сп} + h_{зт} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2} \right) \\ S_{вч} = 11,21 + (14,56 - 4,46) \cdot \left(0,123 + 0,05 + \frac{0,1+0,075}{2} \right) = 13,83 \text{ м}^2$$

16. Площадь поперечного сечения выработки в проходке

$$S_{пр} = 1,08 \cdot S_{вч} = 1,08 \cdot 13,83 = 14,9 \text{ м}^2$$

Допустимое увеличение сечения по СНиПу «Правила приемки и производства работ» при буровзрывном способе проведения выработки

Поперечное сечение выработки в черне, м ²	Допустимое увеличение, % при категории		
	II-IV (1...1,5)	V-VII (1,5...4)	IX-XI (10...20)
до 8	5	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

17. Проверка площади поперечного сечения по допустимой скорости движения воздуха

$$v = \frac{Q}{S_{CB}} = \frac{40}{10,63} = 3,75 \text{ м/с} < 6 \text{ м/с.}$$

Контрольные вопросы

1. Понятие горной выработки, элементы горной выработки.
2. Классификация горных выработок по назначению.
3. Горизонтальные подземные горные выработки (определения, назначение)
4. Наклонные подземные горные выработки (определения, назначение)
5. Вертикальные подземные горные выработки (определения, назначение)
6. Проект производства работ на проведение горной выработки (состав пояснительной записки и чертежей).
7. Методы оценки устойчивости горных пород в горизонтальных и наклонных выработках и выбор крепи
8. Формы и размеры поперечного сечения горных выработок.
9. Графический метод определения размеров и площади поперечного сечения выработки.

2. Крепление горных выработок

2.1. Виды и типы крепи горных выработок

Большинство эксплуатационных горных выработок проходится с креплением. Стоимость работ по креплению достигает 30% и более от всех затрат на проведение выработок. Материал и конструкции крепи полностью определяются паспортом крепления выработки.

Горная крепь (рудничная, шахтная) — искусственные сооружения, возводимые в выработках для предотвращения обрушения окружающих пород и сохранения необходимых площадей сечения, а также для управления горным давлением.

Паспорт крепления горной выработки должен определять для выработки способ управления горным давлением, тип и конструкцию крепи, последовательность производства работ по креплению и их объем.

Горная крепь должна удовлетворять следующим требованиям:

- обеспечивать рабочее состояние выработок и безопасные условия работы в них в течение всего срока службы;
- сумма первоначальных затрат на изготовление, установку крепи и затрат на эксплуатацию в течение всего срока службы выработки должна быть минимальной;
- крепь не должна препятствовать выполнению производственных процессов, вызывать технические осложнения при проведении и эксплуатации выработок.

Классификация крепей.

По сроку службы различают временные и постоянные крепи. Временные крепи возводятся, как правило, в призабойной зоне до возведения постоянной крепи в породах, склонных к вывалам.

Крепи подготовительных и капитальных горных выработок по конструктивным и технологическим признакам разделяют на *рамную, сплошную и анкерную*.

По периметру выработки рамные и сплошные крепы могут быть — замкнутым и незамкнутым контуром.

Сплошные крепы делятся на 2 типа: монолитные и сборные.

Анкерные крепы подразделяются на 2 подкласса: с закреплением анкеров в донной части скважины (с распорным замковым устройством) и с закреплением анкеров по всей длине скважины.

По характеру деформируемости под действием горного давления крепь может быть жесткой, податливой или шарнирной. Жесткая крепь не имеет податливых или шарнирных узлов. Примером жесткой крепи могут служить бетонные и железобетонные крепы.

По деформационно-силовой характеристике крепы бывают жесткие (смещения до 50 мм), малоподатливые (до 100 мм), податливые (до 300 мм) и весьма податливые (более 300 мм).

Кроме того, каждый из этих подклассов, а также и классы анкерной крепи в зависимости от применяемого для их изготовления материала разделяются на подгруппы: металлические, деревянные, бетонные, железобетонные, из полимерных материалов, смешанные.

По характеру работы крепы бывают ограждающие, изолирующие и несущие. Ограждающие крепы предназначены для защиты людей и оборудования от случайных местных вывалов кусков породы. Они часто используются в качестве временных передвижных. Изолирующие крепы предназначены для защиты обнажений пород в выработках от выветривания, переувлажнения, вымывания, растрескивания, иногда теплоизоляции, а также сглаживания неровностей. Они выполняются обычно в виде покрытий из торкрет- и набрызгбетона, полимерных

материалов и т.п. Несущие крепи имеют основное назначение воспринимать нагрузки от горного давления.

По структуре конструкции крепи бывают однослойные и многослойные.

По способам возведения крепи бывают обычные и специальные (забивная, задавливаемая, погружная, опускная, предварительно обжатая и т. п.).

По возможности перемещения крепи бывают стационарные и передвижные.

Под крепежной рамой - понимают конструкцию горной крепи, изготовленной из дерева, металла или железобетона, прямоугольной, трапециевидной, арочной, круглой или иной формы.

В отличие от рамной *сплошная крепь* полностью перекрывает кровлю и бока выработки, а иногда и почву. Выполняется такая крепь из монолитного бетона или сборного железобетона. К сплошной также относят и рамную крепь, если крепежные рамы установлены вплотную одна к другой.

В настоящее время в горных выработках применяют деревянную крепь, металлическую, монолитную бетонную, набрызг-бетонную, анкерную и комбинированную крепь.

Крепежные материалы делятся:

- по использованию в конструкции крепи — на основные, применяемые в несущих конструкциях крепей (металл, бетон, дерево, пластмассы и др.), вяжущие, служащие для приготовления растворов, и вспомогательные (водоизоляционные материалы, химические реагенты и др.);
- по сроку службы в выработках — на долговечные (бетон, металл и др.) и недолговечные (дерево);

- по характеру деформации под нагрузкой — на хрупкие (бетон, камни и др.) и упруго-пластические (металл).

Крепежные материалы выбирают в зависимости от конструкции крепи, срока службы и назначения выработок, величины горного давления и экономических факторов.

Деревянная крепь горных выработок.

Деревянную крепь применяют в выработках со сроком службы до 5...6 лет, находящихся в условиях незначительного и средней величины давления горных пород. При благоприятных горно-геологических условиях и консервированном лесе срок службы деревянной крепи может быть увеличен.

Для крепления горных выработок применяют ель, сосну, лиственницу, кедр, пихту.

Достоинства деревянной крепи: возможность применения в различных условиях, простота изготовления, невысокая трудоемкость конструкции, невысокая первоначальная стоимость. Недостатки: малый срок службы, огнеопасность, невозможность многократного использования.

Наиболее широко для крепления применяют сосну. Ель обладает более низкими механическими свойствами, содержит меньше смолы и поэтому скорее загнивает. Ель применяют в сухих выработках с небольшим горным давлением и малым сроком службы. Пихта менее прочна, чем ель, и хуже противостоит загниванию. Лиственница обладает высокой механической прочностью и стойкостью против загнивания. Ее применяют при креплении капитальных горных выработок с большим сроком службы. Бук, дуб, граб и другие породы леса как крепежный материал применяют крайне редко.

Срок службы деревянной крепи зависит от породы древесины и ее качества, влажности рудничной атмосферы, свойств: подземных вод, а также качества работы крепильщика и его квалификации. Наиболее эффективным способом увеличения срока службы древесины является антисептирование, т.е. пропитка ее специальными растворами, предупреждающими гниение (хлористый цинк, фтористо-натриевые соединения и др.).

При креплении применяется круглый лес и пиломатериалы в виде пластин (распилов), брусьев, досок и обапол (горбыль).

Круглый лес применяется в виде *бревен* (диаметр 12 см и более, длина стойки 2...4,5 м), *подтоварника* (диаметр 8...11 см) и *жердей* (диаметр - 3...7 см).

Доски, брусья, бруски и обаполы для крепления горных выработок готовят из тех же пород, что и стойки. Доски применяют для затяжки кровли и боков горных выработок, устройств опалубок, настилов, полков. *К доскам* относятся пиломатериалы, ширина которых больше двойной толщины. *К брускам* относят пиломатериалы, ширина которых равна или менее двойной толщины. *К брусьям* относят пиломатериалы, ширина и толщина которых более 100 мм.

Обапол (горбыль) разделяют на габаритный — с не пропиленной наружной поверхностью или пропиленной не более чем на половину длины и дощатый — с пропиленной наружной поверхностью более чем на половину длины обапола.

Основной конструкцией деревянной крепи является *неполная крепежная рама*, имеющая трапециевидную или прямоугольную форму (рис. 2.1, а). Она состоит из двух стоек и верхняка. В зависимости от устойчивости горных пород крепежные рамы устанавливаются либо вплотную друг к другу (всплошную), либо на расстоянии 0,5...1,5 м друг от друга — вразбежку.

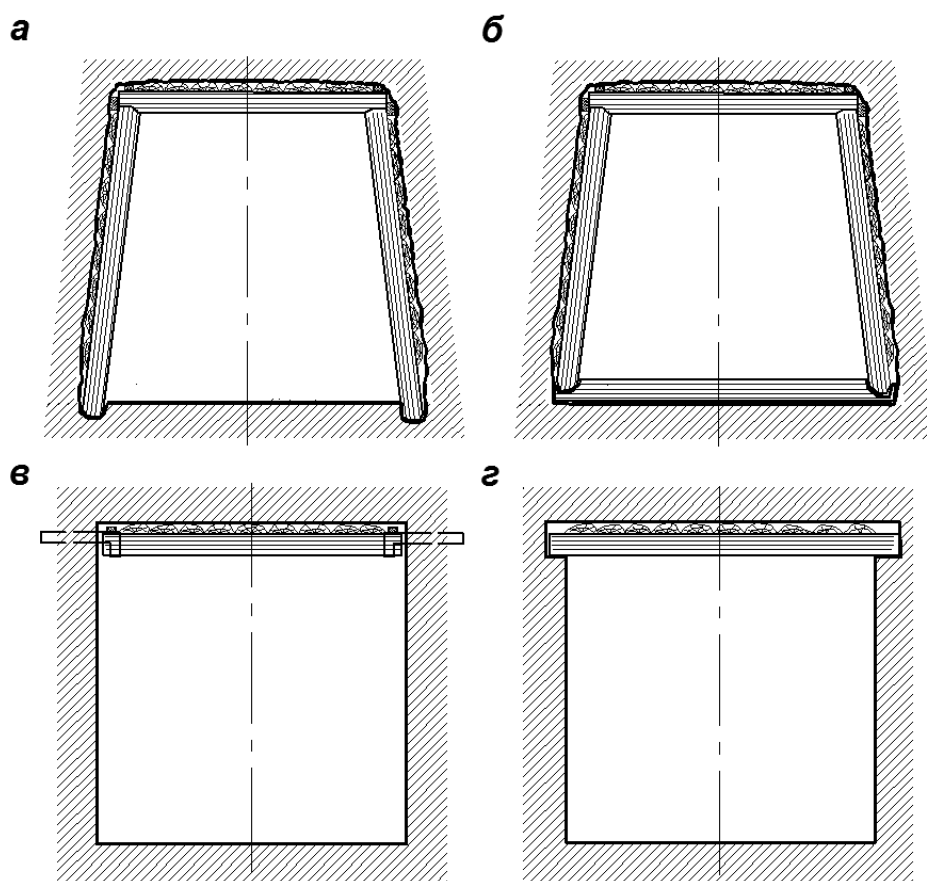


Рис. 2.1. Деревянная крепь: а - неполная крепежная рама; б - полная крепежная рама; в - потолочная крепь на крючьях; г - потолочная крепь (верхняки уложены в лунки)

При «пучении» пород почвы выработки следует применять полные крепежные рамы (рис. 2.1, б), имеющие дополнительный элемент — лежень в нижней части.

Элементы крепежных рам соединяются между собой при помощи замков. Замком крепи - называют фигурные вырубki на концах двух смежных элементов деревянной крепи, применяемые для соединения этих элементов между собой. Весьма важным является тщательность выполнения замков и их точная подгонка.

Обычно стойки с верхняком соединяют «в лапу», «в зуб», «в паз», «в шип» и «встык» (рис.2,2).

Для фиксации крепежных рам относительно продольной оси выработки и их раскрепления в нужном месте и положении применяется расклинка в верхних углах рамы.

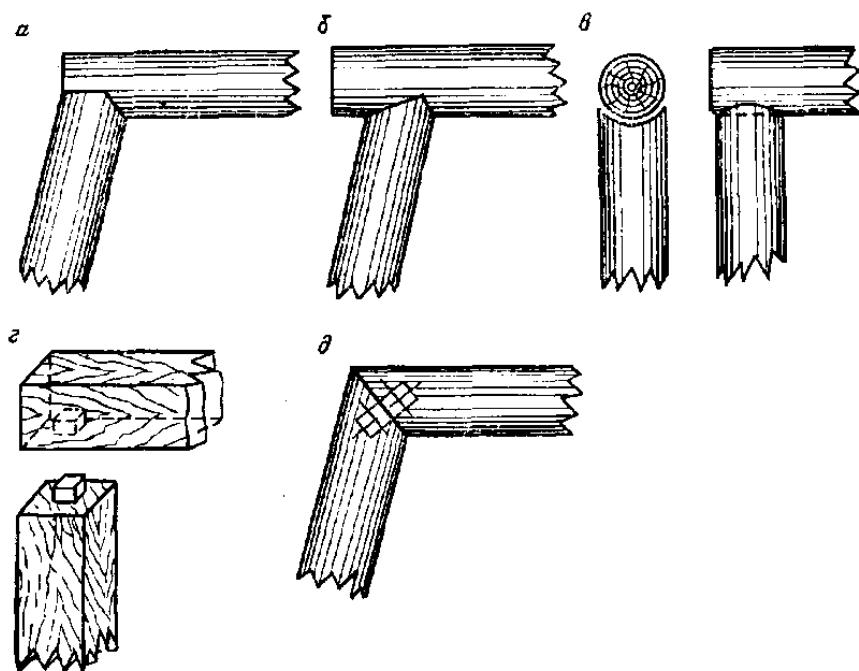


Рис. 2.2. Конструкции замков деревянной крепи: а – в лапу, б – в зуб, в – в паз, г - в шип, д – в стык

Для предупреждения вывалов породы при креплении вразбежку кровлю и стенки выработки в необходимых случаях следует затягивать обаполами (горбылем) или досками. Затяжка кровли и боков, в зависимости от устойчивости пород, производится «всплошную» или «вразбежку», «встык» или «внахлестку».

Металлическая крепь горных выработок.

Металлическую крепь применяют для крепления капитальных и подготовительных выработок со сроком службы от 3 до 15 лет и более, проводимых в породах любой крепости.

Достоинства металлической крепи: значительная прочность, большой срок службы, легкость монтажа, возможность многократного использования, безопасность в пожарном отношении. Недостатки: сравнительно высокая первоначальная стоимость, сложность ремонта, подверженность коррозии.

В настоящее время наибольшее распространение получили трапецевидная, арочная, эллипсовидная и кольцевая крепи (рис.2.3). В

зависимости от условий работы крепь выполняется податливой или жесткой.

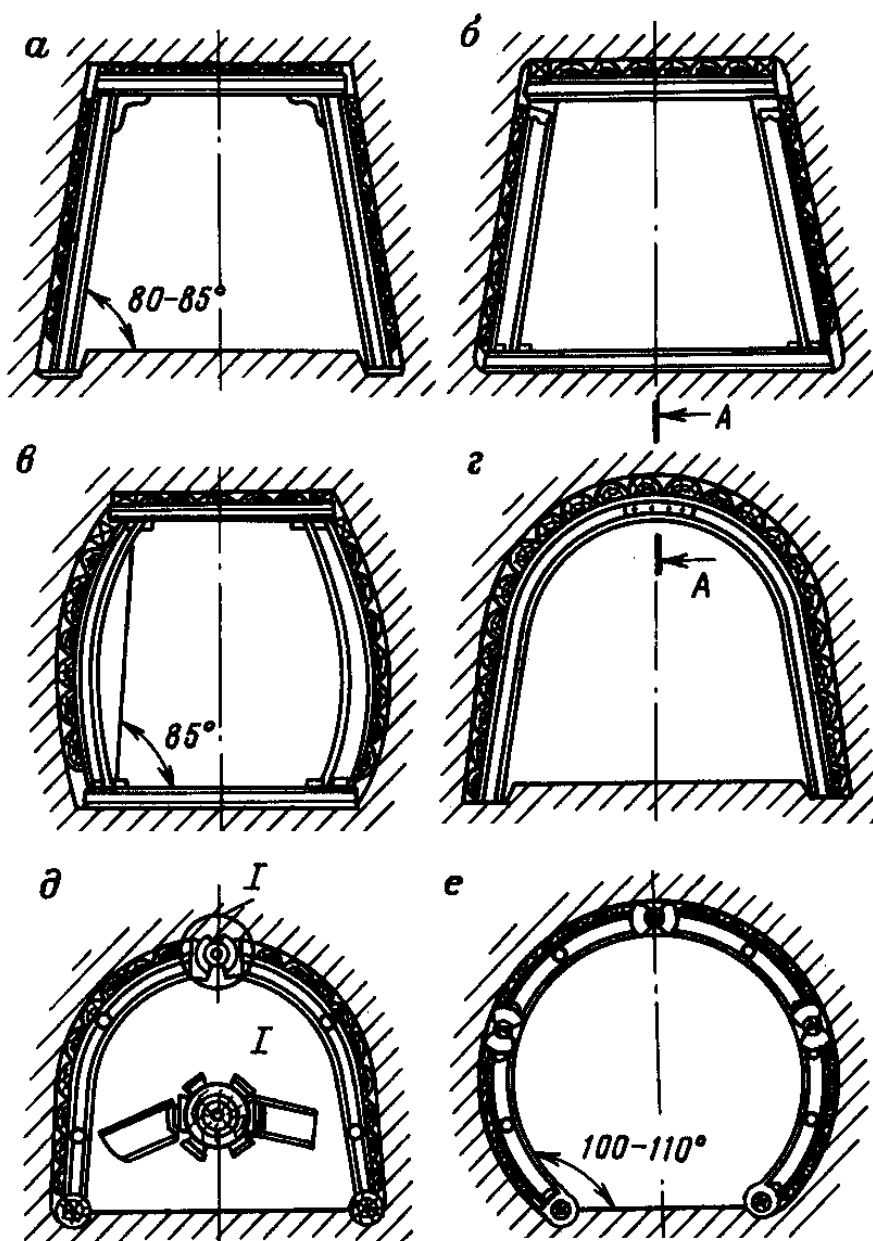


Рис. 2.4. Металлическая рамная и арочная крепь: *а* - трапециевидная неполная; *б* - трапециевидная полная; *в* - бочкообразной формы; *г* - арочная жесткая; *д* и *е* - арочная шарнирно-податливая

Трапециевидные крепежные рамы готовят из рельсов, бывших в употреблении, и балок двутаврового или швеллерного профиля. Эту крепь применяют в выработках небольшого сечения с установившимся горным давлением. Стойки крепежных рам готовят из профиля того же размера, что и верхняк, с учетом геометрических характеристик.

Для изготовления арочных металлических крепей применяют сталь специальных профилей, обладающих примерно одинаковыми моментами сопротивления относительно обеих главных осей и более полно по сравнению с профилями общего назначения отвечающих условиям нагружения крепи в горных выработках. Арочная крепь состоит из арок, межарочных металлических стяжек и железобетонных или деревянных затяжек; арка — состоит из одного верхнего сегмента и двух боковых звеньев. Концы верхнего сегмента арки телескопически входят в боковые звенья, а места соединения стягиваются хомутами.

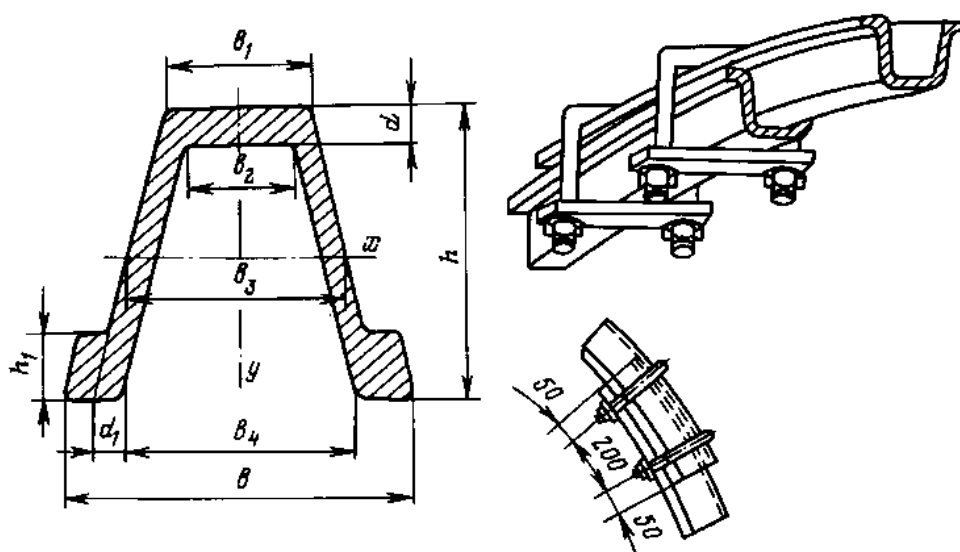


Рис. 2.4. Размеры спец.профиля СВП и металлическая стяжка

Податливость крепи достигается за счет вдвигания одного в другой концов звеньев арки в местах их соединения и составляет 320...350 мм (рис.2.4). В период податливости с увеличением давления на крепь растет сопротивляемость крепи, так как увеличиваются распор и заклинивание боковых плоскостей профиля. Путем изменения силы зажатия хомутами скользящих стыков соединений можно регулировать степень податливости крепи.

Бетонная, железобетонная и набрызг-бетонная крепь.

Бетонную крепь применяют для крепления выработок с большим сроком службы и при значительном горном давлении. Бетон слабо сопротивляется растягивающим и изгибающим усилиям, поэтому крепи придают форму, при которой возникают только сжимающие напряжения. При вертикальном горном давлении в качестве основной формы крепи принимают сводчатую с вертикальными стенками. В зависимости от отношения подъема свода к его пролету различают своды полуциркульные, подъем которых равен половине пролета выработки ($h_c = 0,5l$), повышенные ($h_c > 0,5l$) и пониженные ($h_c < 0,5l$). По очертаниям различают своды цилиндрические, очерченные одним радиусом, трехцентровые, очерченные двумя радиусами из трех центров, и параболические (рис.2.5).

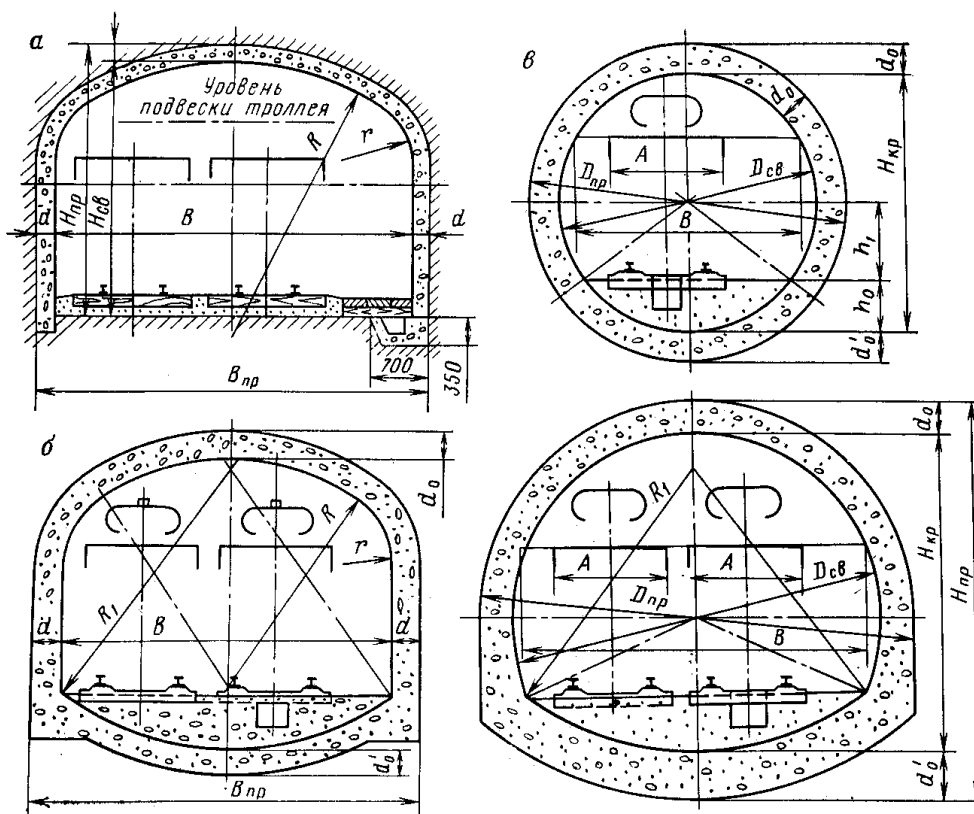


Рис. 2.5. Монолитные бетонные крепи: а – сводчатая с вертикальными стенками; б – сводчатая с обратным сводом, в – цилиндрическая и арочная бетонная с обратным сводом (для сложных горно-геологических условий)

Бетон — искусственный каменный материал, получаемый в результате затвердевания смеси из вяжущего, крупного и мелкого

заполнителей и воды. В качестве мелкого заполнителя применяют песок, а крупного — гравий или щебень из пород, прочность которых должна быть не ниже прочности бетона. Вяжущие и вода являются активными составляющими бетона, а песок и крупный заполнитель — инертными составляющими.

Наиболее распространенным вяжущим для возведения горной крепи является цемент. При затворении цемента водой образуется цементное тесто. После схватывания цемента наступает период твердения, в течение которого механическая прочность образовавшегося цементного камня постепенно нарастает. Наилучшие условия для твердения обеспечиваются во влажной среде при температуре от 15 до 20 °С. При температуре менее 5 °С скорость схватывания и твердения значительно снижается, а при —10 °С схватывание прекращается.

В горном деле и строительстве широкое распространение получил портландцемент марок 300, 400, 500 и 600. Марка цемента характеризует предел прочности при сжатии образцов, изготовленных из раствора состава 1 : 3 при водоцементном отношении В : Ц = 0,4.

При агрессивных шахтных водах применяют специальные цементы: глиноземлистый, шлаковый портландцемент и др.

Состав бетона выражается соотношением масс: 1 : А : Б, т. е. на одну часть цемента приходится А частей песка и Б частей гравия.

Бетоны по плотности разделяют на тяжелые и легкие. Для горной крепи применяют в основном тяжелые бетоны с плотностью 2200...2300 кг/м³.

По расходу цемента на 1 м³ бетонной смеси различают бетоны жирные (более 250 кг/м³), средние (200...250 кг/м³) и тощие (менее 200 кг/м³). Для горной крепи чаще применяют жирные и средние бетоны.

По консистенции бетонные смеси различают жесткие, пластичные и литые. Жесткие смеси содержат 6...6,5 % воды от массы сухой смеси. При укладке они требуют вибрирования или трамбования. Пластичные бетоны содержат 6,5...8 % воды и хорошо укладываются при слабом трамбовании. Литые бетоны содержат 8...12 % воды и свободно растекаются и укладываются в конструкции опалубки.

Для изготовления горной крепи применяют жесткий бетон. Пластичные бетоны чаще используют при возведении железобетонных конструкций, а литые в случае применения бетоноукладчиков и бетононасосов.

Железобетон — материал, состоящий из бетона и введенной в него стальной арматуры, работающих в конструкции совместно. Благодаря этому железобетонная крепь способна нести значительные нагрузки. Совместная работа арматуры и бетона обеспечивается хорошим их сцеплением.

Сборные бетонные и железобетонные крепи изготавливаются на заводе в виде блоков, тюбингов, плит, которые собираются в горной выработке в единую сплошную конструкцию. Сборная железобетонная крепь имеет трапециевидную, арочную кольцевую, полигональную и кольцевую формы. Все виды конструкций сборной железобетонной крепи можно разделить на две группы: рамные и сплошные. К рамным относятся крепежные рамы, устанавливаемые в выработках вразбежку с затяжками (рис. 2.6). Для крепления капитальных горизонтальных и наклонных выработок применяют сплошные блочные бетонные и железобетонные тюбинговые крепи (рис. 2.7).

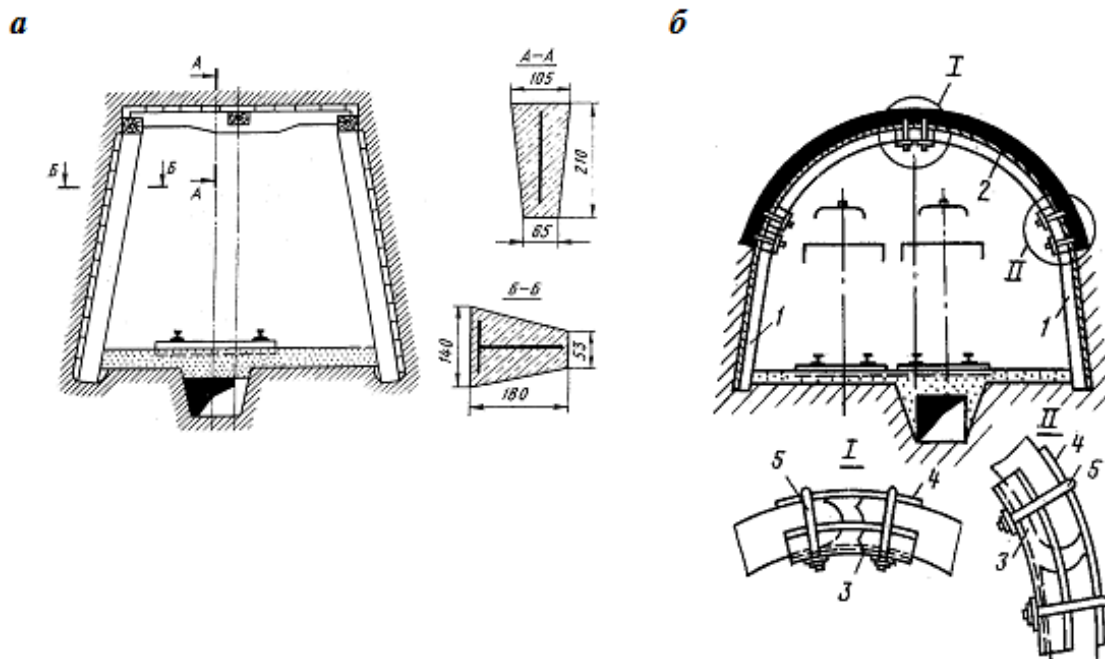


Рис. 2.6. Сборные железобетонные рамные крепи: а — трапециевидная; б — арочная (1- стойки; 2 — криволинейные сегменты; 3 — отрезки спец.профиля; 4 — металлическая полоса; 5 — скобы с планками и гайками)

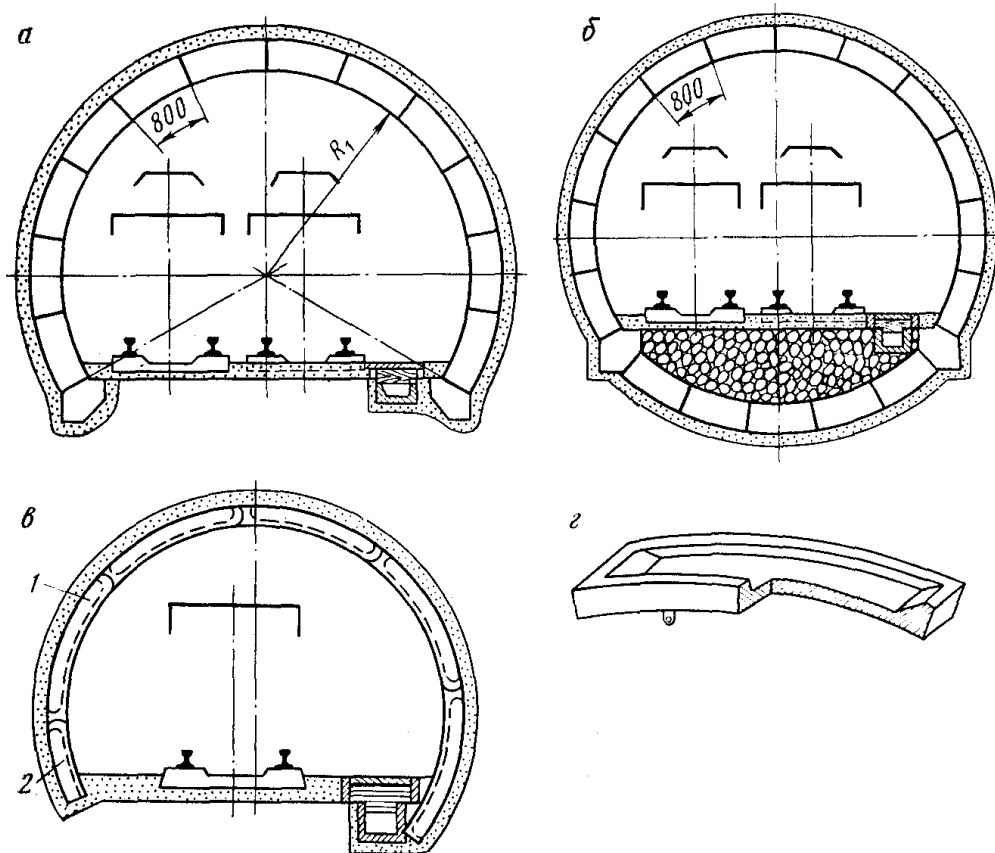


Рис. 2.7. Сборные сплошные крепи: а — блочная бетонная с незамкнутым контуром; б - блочная бетонная с замкнутым контуром; в — арочная железобетонная сплошная тьюбинговая крепь (1 — тьюбинг, 2 - полутьюбинг); г - тьюбинг

Набрызг-бетонная крепь представляет собой разновидность бетонной крепи. Она наносится на поверхность выработки с помощью машин без применения опалубки.

Торкретирование - заключается в том, что на породу, крепь или другую поверхность с помощью сжатого воздуха наносят раствор из смеси цемента, заполнителей и воды, который прочно схватывается с поверхностью и затвердевает. Материал, образующийся в результате торкретирования при мелких фракциях заполнителей (до 8 мм), называется *торкретбетоном*, а при включении крупных фракций (до 25 мм) — *набрызг-бетоном*.

Набрызг-бетонная крепь применяется для крепления выработок, проводимых по прочным малотрещиноватым породам вне зоны влияния очистных работ. Накопленный опыт показывает, что торкрет- и набрызг-бетонную крепь (в качестве единственной крепи) целесообразно применять при величине смещения (опускания) пород кровли за срок службы выработки не более 50...55 мм. Толщина набрызг-бетонной крепи колеблется от 20 до 150 мм. В крепких породах с трещиноватостью рациональная толщина покрытия составляет 30...50 мм.

Специфическая технология возведения набрызг-бетонной крепи налагает особые требования на состав набрызг-бетонной смеси. Она должна быть быстротвердеющей и высокопрочной во избежание стекания со стен и кровли выработки и достаточно пластичной для транспортирования по шлангу диаметром 50...70 мм. Для приготовления смеси используют цементы высоких марок (не ниже 400) при расходе обычно 350...400 кг на один кубометр сухой смеси. Для ускорения твердения в бетон добавляют фтористый натрий, тонкомолотый алюминиевый спек и другие компоненты в количестве 2...5 % от массы цемента.

Наибольшее распространение получили следующие типы крепи с использованием торкрет- или набрызг-бетона:

- покрытия непосредственно по породе;
- анкерная крепь в сочетании с покрытием из набрызг-бетона по сетке или без нее;
- арка или рамы с покрытием породы между ними набрызг-бетоном.

Анкерная крепь горных выработок.

Анкерная крепь – применяется в породах с $f \geq 4$, в устойчивых и средней устойчивости трещиноватых породах склонных к отслоениями и при пришивании мягких пород к слою прочных пород.

Сущность крепления горных выработок анкерной крепью заключается в том, что слои непосредственной кровли подшиваются к более прочной основной кровле или скрепляются между собой анкерами. Скрепление пород кровли осуществляется металлическими, железобетонными, сталеполимерными и др. видами анкеров. Длина анкеров – 1,2...2 м.

Металлические анкера - состоят из круглого стержня, на одном конце которого имеется резьба и гайка, а на другом — замок, с помощью которого штанга закрепляется в шпуре. Конструкции замков разделяют на клинощелевые, распорные и взрывораспорные.

Клинощелевые анкера (рис. 2.8, а) - изготавливают из круглой стали диаметром 18...25 мм. В замковой части имеется щель шириной 3...5 мм и длиной 200...250 мм, в которую при установке штанг вводят клинья длиной 150...200 мм и толщиной 25...40 мм. Штангу при установке вводят в шпур замковой частью. При ударах по выступающему из шпура концу штанги она надвигается на клин, при этом разрезные половинки внедряются в породу стенок шпура и закрепляются. Диаметр шпура должен быть на 10...15 мм больше

диаметра штанги в замковой части. После закрепления штанги на ее конец, выступающий из шпура, надевают опорную шайбу и завинчивают гайку.

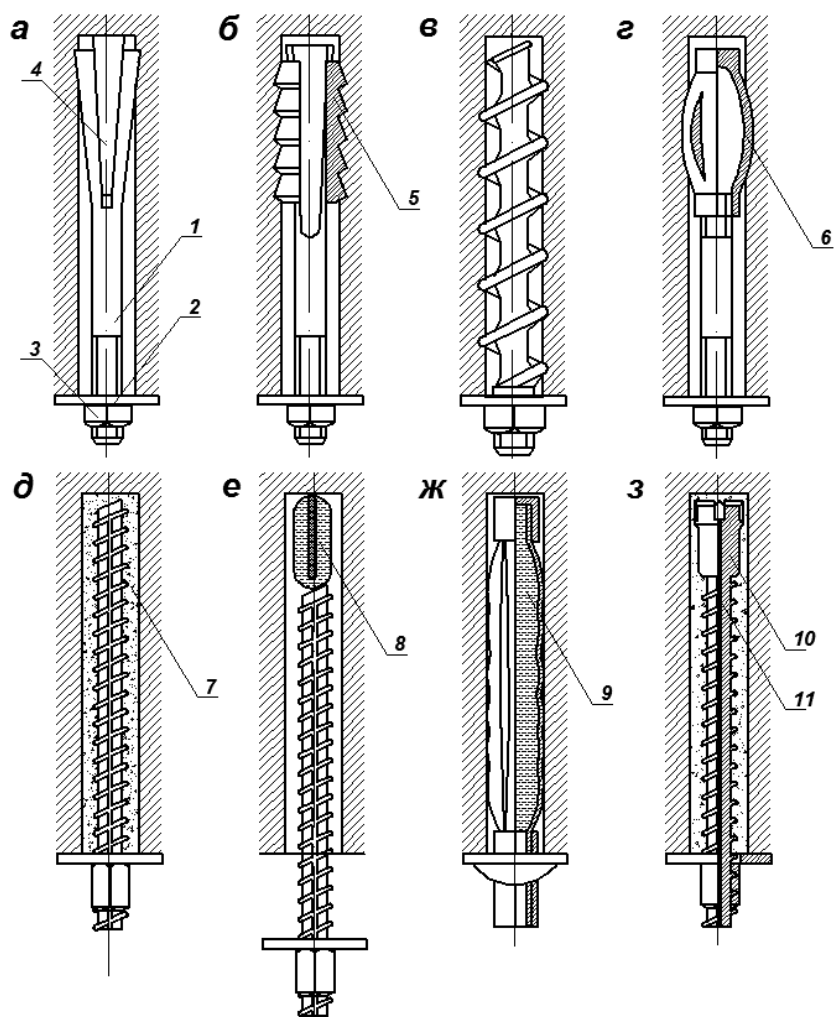


Рис. 2.8. Конструкции анкеров: *а* - клинощелевой; *б* - распорный; *в* - винтовой; *г* - взрывораспорный; *д* - сплошной железобетонный; *е* - сталеполимерный; *ж* - анкер Swellex; *з* - самозабуривающийся анкер SDA; 1- анкер; 2 - опорная шайба; 3 - гайка; 4 - клин; 5 - клиновидный сегмент; 6 - трубчатая головка после взрыва низкобризантного ВВ; 7- песчано-цементная смесь; 8 - ампула со смолой и отвердителем; 9- вода; 10 - интегральная коронка; 11- отверстие в анкере для подачи песчано-цементной смеси.

Несущая способность замка зависит от прочности пород на вдавливание и от площади контакта разрезных половинок штанги с породой. Клинощелевые анкера используют в породах средней крепости $f=4...8$, при этом несущая способность замка достигает 100...120 кН.

Анкеры с распорным замком (рис. 2.8, б) - выполняют из круглой стали диаметром 16...22 мм с конусной или клиновидной головкой и называют распорно-конусными и распорно-клиновыми. Замок в шпуре закрепляют с помощью гильзы или клиновидных сегментов, которые распираются головкой анкера при ее натяжении. Головки выполняют съемными — на резьбе (сборный анкер) или из стержня (цельный анкер). Наружный диаметр гильзы или распорных сегментов при диаметре шпура 42 ... 44 мм принимают равным 38 ... 40 мм, а высоту 80..140 мм, вследствие чего достигается значительно большая площадь контакта замка с породой, чем в клинощелевых анкерах.

Взрывораспорные анкера (рис. 2.8, г) - состоят из металлического стержня диаметром 20...25 мм и пустотелой головки, в которой помещен заряд низкобризантного ВВ. Закрепление замка осуществляется в шпуре в результате раздутия головки при взрыве заряда. Штанги рекомендуется применять в мягких глинистых породах.

Железобетонные анкера (рис. 2.8, д) - получают в результате заполнения песчано-цементным раствором шпура, в который затем вводят стальную арматуру. В качестве арматуры используют сталь периодического профиля диаметром 16...25 мм, иногда применяют арматуру из стального каната. Заполнение скважин раствором производят с помощью пневматических нагнетателей. Достоинством железобетонных анкеров является то, что раствор, заполняющий скважину, создает прочный контакт с породой по всей длине анкера и препятствует смещению и расслоению пород. Анкера вступают в работу лишь после приобретения раствором определенной прочности, поэтому их целесообразно применять в тех случаях, когда давление в выработке начинает проявляться через некоторое время. При быстротвердеющем цементе этот срок сокращается до 5...6 ч.

Сталеполимерные анкера (рис. 2.8, е) - состоят из стального стержня круглого или периодического профиля и уплотнительного кольца. На конце штанги, находящегося у контура выработки, имеется резьба для гайки и опорная шайба. Глубинный конец закрепляют в шпуре с помощью быстротвердеющего полимербетона, состоящего из смолы, отвердителя, ускорителя твердения и мелкого наполнителя. Для подачи полимер-бетонной смеси в забой шпура обычно используют полиэтиленовые ампулы, наполненные смесью смолы, ускорителя и наполнителя. Отвердитель вводят в ампулу в закрытой стеклянной пробирке.

При установке штанги ампулу вводят в шпур, досылают до забоя стержнем штанги, раздавливая ампулу и пробирку с отвердителем. Затем контурный конец штанги временно расклинивают в устье шпура. Время твердения состава полимербетона не превышает 15...20 мин.

Анкеры Swellex компании Atlas Copco (рис. 2.8, ж) - представляют собой трубку свернутую по оси для получения меньшего диаметра и запаянная по концам. Установка анкерных болтов Swellex может производиться в автоматическом, полуавтоматическом или ручном режимах в пробуренные шпуры. После этого внутрь анкера подается вода под давлением 300 бар и удерживается внутри 40...50 секунд для равномерного расширения профиля грузонесущего элемента анкера и его адаптации к неровностям стенок шпура. Затем давление снимается, и анкер полностью готов к работе, в том числе максимальными нагрузками. Вся операция по ручной установке анкера в пробуренный шпур занимает около 1,5...2 минут. Основными преимуществами анкерных болтов Swellex являются: безопасность, быстрая и надежная установка, контакт анкера со стенками шпура происходит по всей длине его грузонесущего элемента.

Самозабуривающиеся анкерные болты SDA компании Atlas Copco (рис. 2.8, з) - представляют собой стальную полую нарезную штангу, используемую одновременно в качестве буровой трубы и грузонесущего элемента анкера, и состоят из стержня, буровой коронки, крепежной шайбы, соединительной муфты и фиксирующей гайки.

Особенностью анкера является наличие внутреннего отверстия по всей длине штанги, позволяющего производить бурение с одновременной цементацией, и специальной волнообразной (веревочной) или трапециевидной резьбой левой навивки для соединения со стандартными хвостовиками типа R бурового оборудования. Основное предназначение самозабуривающихся анкерных болтов SDA состоит в укреплении рыхлых, обрушающихся грунтов и почв без обсадки трубами с использованием цементации.

Податливые анкерные болты Roofex компании Atlas Copco - податливый анкер, амортизирующий смещение горных пород с высокой степенью предсказуемости. Он предназначен для распределения нежелательного напряжения при деформации породной массы, например, в случае значительного оседания неустойчивого грунта или внезапного и резкого явления, например, разрыва породы.

Для установки Roofex используется стандартное оборудование для полимерных анкеров. После бурения шпура и установки полимерных капсул путем вращения устанавливается анкер Roofex. При этом капсулы с полимером разрываются, и полимер равномерно распределяется вокруг анкера. Амортизатор напряжения фиксируется в породе за пределами предполагаемой зоны трещиноватости, а внутренняя стальная арматура способна перемещаться внутри защитных трубок и элемента амортизатора напряжения. Это минимизирует возможность прижатия стержня анкера из-за внезапного смещения породы.

2.2. Расчет крепления горных выработок

Для расчета горного давления при проведении горных выработок используют гипотезу образования свода естественного равновесия проф. М.М. Протодяконова с поправками П.М. Цимбаревича. Прочностные размеры крепи можно определить по расчетным нагрузкам в зависимости от запасов прочности горного массива по предложенным методикам В.К. Шехурдина представленным в разделе 2.2 данного пособия. Расчет конструкции крепей выполняется по несущей способности, на устойчивость проверяются только сборные рамные крепи. [20]

2.2.1. Расчет рамной деревянной крепи

Расчет крепи при наличии давления со стороны кровли и отсутствии давления со стороны боков.

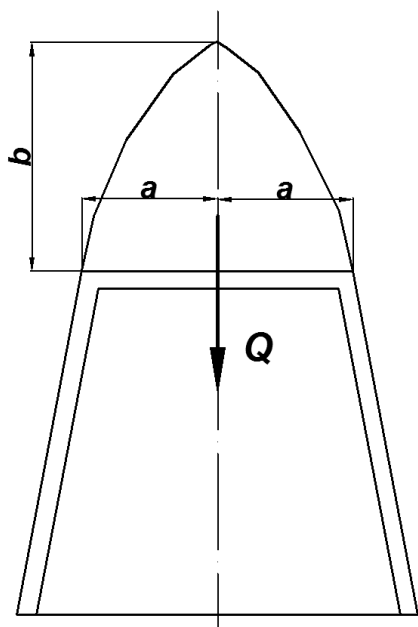


Рис.2.9. Схемы к расчету нагрузки на крепь при трапециевидной форме выработки

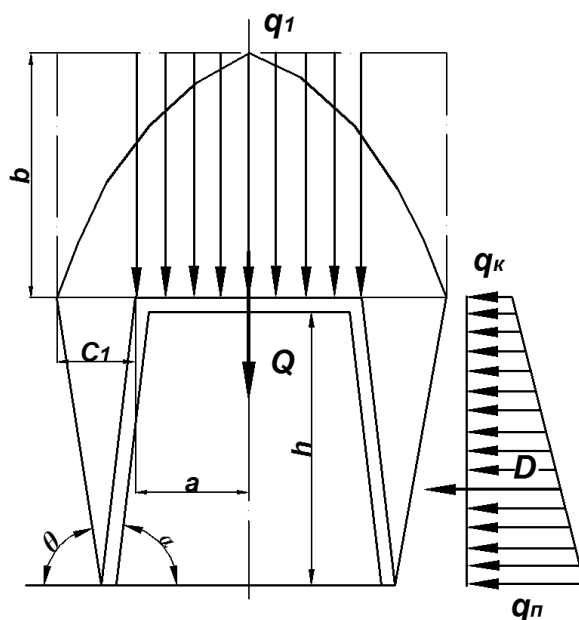


Рис.2.10. Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивой кровле и боках трапециевидной форме выработки

Если кровля неустойчива ($n_k \leq 1$), а бока выработки устойчивы ($n_b \geq 4$), то расчетная нагрузка на крепь определяется по расчетной схеме рис. 2.9. и табл. 2.1. В этом случае определяют только прочные размеры верхняка и затяжки, поскольку стойки являются малонагруженными элементами и поэтому не рассчитываются. Диаметр стойки по конструктивным соображениям принимают равным диаметру верхняка.

Таблица 2.1.

Формулы для расчета нагрузки на рамную крепь с учетом запаса прочности предложенного В.К. Шехурдиным

Расчетные параметры	Запасы прочности			
	$n_k \leq 1$	$n_b \geq 4$	$1 < n_k < 4$	$n_b \geq 4$
Высота свода естественного равновесия	$b = a / \operatorname{tg} \varphi$		$b'' = a / (n_k \cdot \operatorname{tg} \varphi)$	
Интенсивность давления	$q_H = b \cdot \gamma$		$q_H'' = b \cdot \gamma$	
Нагрузка на верхняк рамы	$Q = \frac{4 a^2 \gamma L}{3 \operatorname{tg} \varphi}$		$Q'' = \frac{4 a^2 \gamma L}{3 n_k \operatorname{tg} \varphi}$	

Диаметр верхняка при отсутствии запаса прочности пород кровли ($n_k \leq 1$), м

$$d = 1,61a \sqrt[3]{\frac{\gamma \cdot L \cdot n_n}{m \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot [\delta_u]}}, \quad (2.1)$$

где a — полупролет выработки в черне по кровле, м;

γ — удельный вес пород, Н/м³;

L — расстояние между крепежными рамами, м;

$[\delta_u]$ — допускаемое напряжение на изгиб для круглых материалов, (16 МПа по СНиП II.4-71) Па;

m — коэффициент условий работы для шахтной крепи, равный 0,85;

φ — угол внутреннего трения горных пород;

n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2.

**Среднее значение показателей физико-механических свойств древесины при
15 % влажности**

Порода дерева	Плотность, г/см ³	Предел прочности, МПа				
		при сжатии вдоль волокон	при статическом изгибе	при растяжении вдоль волокон	при скалывании в направлении	
					радиальном	тангенциальном
Бук	0,65	46,0	94,0	129,0	10,0	13,0
Дуб	0,72	52,0	94,0	129,0	8,5	10,5
Ель	0,46	42,0	77,5	122,0	5,0	5,0
Лиственница	0,68	51,5	97,0	129,0	11,5	12,5
Кедр	0,44	35,0	64,5	78,0	5,5	6,0
Пихта (сибирская)	0,39	33,0	58,5	—	6,0	6,5
Пихта (кавказская)	0,44	39,0	72,0	112,0	7,5	8,0
Сосна	0,53	44,0	79,0	115,0	7,0	7,5
Ясень	0,71	51,0	115,0	—	14,0	13,0

Диаметр верхняка при относительно устойчивой кровле ($1 < n_k < 4$) определяют с введением поправки на коэффициент запаса прочности пород кровли n_k , который сводится под знак радикала в знаменатель, м

$$d = 1,61a \sqrt[3]{\frac{\gamma \cdot L \cdot n_p}{m \cdot tg \varphi \cdot [\delta_{из}] \cdot n_k}} \quad (2.2)$$

Толщина затяжки из обапол (для $n_k < 1$), м

$$\delta = 1,45L \sqrt{\frac{\gamma \cdot a \cdot n_p}{m \cdot tg \varphi \cdot [\delta_{из}] \cdot n_k}} \quad (2.3)$$

где a — полупролет выработки вчерне по кровле, м;

γ — удельный вес пород, Н/м³;

L — расстояние между крепежными рамами, м;

$[\delta_{из}]$ — допускаемое напряжение на изгиб для некруглых материалов (13 МПа по СНиП II.4-71), Па.

m — коэффициент условий работы для шахтной крепи, равный 0,85;

φ — угол внутреннего трения горных пород;

n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2.

Толщина затяжки из обрезных досок, м

$$\delta = 0,97L \sqrt{\frac{\gamma \cdot a \cdot n_n}{m \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot [\delta_{и}] \cdot n_k}} . \quad (2.4)$$

Расчет крепи при наличии давления со стороны кровли и боков.

Если кровля и бока неустойчивы, то расчет деревянной крепи при трапециевидной форме сечения выработки ведут в такой последовательности.

Определяют высоту свода обрушения b_1 при отсутствии в кровле запаса прочности ($n_k \leq 1$ и $n_b \leq 1$)

Рассчитывают диаметр d верхняка с учетом запаса прочности, м, по формуле

$$d = 1,7a \sqrt[3]{\frac{b_1 \cdot \gamma \cdot L \cdot a^2 \cdot n_n}{m \cdot [\delta_{и}] \cdot n_k}} , \quad (2.5)$$

где b_1 - высота свода обрушения, м;

a — полупролет выработки вчерне по кровле, м;

γ — удельный вес пород, Н/м³;

L — расстояние между крепежными рамами, м;

$[\delta_{и}]$ — допустимое напряжение на изгиб для круглых материалов, (16 МПа по СНиП II.4-71) Па;

m — коэффициент условий работы для шахтной крепи, равный 0,85;

φ — угол внутреннего трения горных пород;

n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2;

n_k — запас прочности пород кровли, при $n_k \leq 1$ подставляют $n_k=1$.

Можно рассчитать расстояние между крепежными рамами при известном диаметре верхняка, м

$$L = \frac{m \cdot [\delta_{и}] \cdot d^2 \cdot n_k}{1,7^3 \cdot \gamma \cdot b_1 \cdot a^2 \cdot n_n} . \quad (2.6)$$

При заданном расстоянии между рамами определяют расчетную нагрузку на верхняк; нормативную нагрузку Q_1 или Q_2 определяют по формулам, приведенным в табл.2.3.

Таблица 2.3.

Формулы для расчета нагрузки на рамную крепь с учетом запаса прочности предложенного В.К. Шехурдиным при неустойчивой кровле и боках

Расчетные параметры	Запасы прочности			
	$n_k \leq 1$	$n_6 \leq 1$	$1 < n_k < 4$	$n_6 \leq 1$
Высота свода естественного равновесия	$b_1 = \frac{a + h \cdot ctg \frac{90 + \varphi}{2}}{tg \varphi}$		$b_2 = \frac{a + h \cdot ctg \frac{90 + \varphi}{2}}{tg \varphi \cdot n_k}$	
Интенсивность давления со стороны кровли	$q_1 = b_1 \cdot \gamma$		$q_2 = b_2 \cdot \gamma$	
Нагрузка на верхняк рамы	$Q = 2 \cdot a \cdot q_1 \cdot L$		$Q'' = 2 \cdot a \cdot q_2 \cdot L$	
Интенсивность бокового давления у кровли	$q_k = q_1 \cdot tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$		$q_k'' = q_2 \cdot tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	
Интенсивность бокового давления у почвы (h - высота выработки. м)	$q_n = (b_1 + h) \cdot \gamma \cdot tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$		$q_n'' = (b_2 + h) \cdot \gamma \cdot tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	
Боковое давление	$D_1 = 0,5(q_k + q_n) \cdot h$		$D_1 = 0,5(q_k'' + q_n'') \cdot h$	

Принимают диаметр стойки равным диаметру верхняка и проверяют стойку на сложное сопротивление от силы сжатия и поперечного изгиба под действием боковой силы D (см. рис. 2.10). Боковое давление (нагрузку) D определяют по формулам, приведенным в табл. 2.3.

Определяют осевое расчетное усилие на одну стойку, Н

$$P = 0,5 \cdot Q_p \cdot \sin \alpha = 0,5 \cdot Q \cdot n_n \cdot \sin \alpha, \quad (2.7)$$

где n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2;

α — угол наклона стойки, равный $80 \dots 85^\circ$

Определяют расчетную длину стойки l_0 и коэффициент продольного изгиба ψ для стойки

при гибкости $\lambda < 75$ $\psi = 1 - 0,8(\lambda/100)^2$,

при гибкости $\lambda > 75$ $\psi = 3100/\lambda^2$.

Гибкость λ цельных элементов определяется по формуле

$$\lambda = l_0/r, \quad (2.8)$$

где l_0 — расчетная длина элемента (стойки), м;

r — радиус инерции сечения элемента, равный $(J/F)^{1/2}$,

где J и F — момент инерции и площадь поперечного сечения. Для круглого сечения $J = 0,1 \cdot d^4$.

Расчетную длину l_0 определяют путем умножения действительной длины на коэффициент: при обоих шарнирно закрепленных концах — 1; при одном закрепленном и другом свободно нагруженном конце — 2; при одном защемленном и другом шарнирно закрепленном конце — 0,8; при обоих защемленных концах — 0,65.

Диаметр леса для стоек принимают равным диаметру верхняка и проверяют по допускаемому напряжению на сжатие с учетом продольного изгиба и наклона стоек, МПа

$$\delta_{сж} = \frac{P}{F \cdot \psi} + \frac{D \cdot l_0}{4,5W} \leq [\sigma_{сж}], \quad (2.9)$$

где P — давление горных пород на крепежную раму, МПа;

F — площадь поперечного сечения стойки, м²,

$\psi = 1 - 0,007(l/i)$ — коэффициент уменьшения допускаемого напряжения (l — длина стойки, м; $i = (d/4)$ — наименьший радиус инерции стойки, d — диаметр стойки, м).

W — момент сопротивления стойки, равный $0,1 \times d^3$, м³.

Если условие не выдерживается, то необходимо увеличить диаметр стойки.

Пример 1. Рассчитать диаметр верхняка для рамной деревянной крепи; кровля неустойчива ($n_k < 1$), бока устойчивы. Плотность пород $\gamma = 26000$ Н/м³; коэффициент внутреннего трения $\operatorname{tg} \varphi = 0,82$; полупролет по кровле $a = 1,25$ м [20].

Решение. Для крепи принимаем сосну с сопротивлением на изгиб $[\sigma_{сж}] = 16 \times 10^6$ Па; расстояние между рамами $L = 0,5$ м; коэффициент условий работы крепи $m = 0,85$; коэффициент перегрузки $n_n = 1,2$.

Рассчитываем диаметр верхняка по формуле

$$d = 1,61a \sqrt[3]{\frac{\gamma \cdot L \cdot n_n}{m \cdot tg \varphi \cdot [\delta_{и}]} } = 1,61 \cdot 1,25 \sqrt[3]{\frac{26000 \cdot 0,5 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 0,82 \cdot 16 \cdot 10^6}} = 0,225 \text{ м.}$$

Принимаем диаметр леса $d = 0,22$ м.

Определяем толщину затяжки из досок

$$\delta = 0,97L \sqrt{\frac{\gamma \cdot a \cdot n_n}{m \cdot tg \varphi \cdot [\delta_{и}] \cdot n_k}} = 0,97 \cdot 0,5 \sqrt{\frac{260000 \cdot 1,25 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 0,82 \cdot 16 \cdot 10^6 \cdot 1}} = 0,045 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем затяжку из пиломатериалов толщиной 45 мм.

Пример 2. Определить прочные размеры трапециевидной деревянной крепежной рамы при следующих условиях. Высота выработки в черне $h = 3$ м; полупролет по кровле $a = 1,25$ м; угол наклона стоек $\alpha = 80^\circ$; угол внутреннего трения пород $\varphi = 39^\circ$, $tg \varphi = 0,8$; породы в кровле и боках неустойчивы (при $f = 7$ и $H = 500$ м; $n_k = 0,4$; $n_b = 0,3$); $\gamma = 24000$ Н/м³ [20].

Решение. Определяем высоту свода обрушения

$$b_1 = \frac{a + h \cdot ctg \frac{90 + \varphi}{2}}{tg \varphi} = \frac{1,25 + 3 \cdot ctg \frac{90 + 39}{2}}{0,8} = 4 \text{ м}$$

Рассчитываем диаметр верхняка предварительно приняв $L = 0,5$ м; $n_k = 1$,

$$d = 1,7a \sqrt[3]{\frac{b_1 \cdot \gamma \cdot L \cdot a^2 \cdot n_n}{m \cdot [\delta_{и}] \cdot n_k}} = 1,7 \cdot 1,25 \sqrt[3]{\frac{4 \cdot 24000 \cdot 0,5 \cdot 1,25^2 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 16 \cdot 10^6 \cdot 1}} = 0,27 \text{ м}$$

Если принять сплошную крепь при $L = 0,22$ м, то расчет покажет, что $d = 0,2$ м. Паспортами крепления рекомендуется принимать диаметр верхняка не менее 16 см и не более 22 см.

Принимаем сплошное крепление выработки из расчета 4,5 рамы на 1 м ($d = 0,22$ м).

Определяем расчетное давление на 1 раму (при $L = d = 0,22$ м, приняв нормативную нагрузку на верхняк по формулам)

$$q_1 = b_1 \cdot \gamma = 4 \cdot 24000 = 96000 \text{ Н}$$

$$Q = 2 \cdot a \cdot q_1 \cdot L \cdot n_k = 2 \cdot 1,25 \cdot 96000 \cdot 0,22 \cdot 1,2 = 63360 \text{ Н}$$

Определяем боковую нагрузку D_1 предварительно определив интенсивности боковых давлений у кровли и почвы выработки по формулам:

$$q_k = q_1 \cdot tg^2 \frac{90-\varphi}{2} = 96000 \cdot tg^2 \frac{90-39}{2} = 21840 \text{ Н}$$

$$q_n = (b_1 + h) \cdot \gamma \cdot tg^2 \frac{90-\varphi}{2} = (4 + 3) \cdot 24000 \cdot tg^2 \frac{90-39}{2} \\ = 38140 \text{ Н}$$

$$D_1 = 0,5(q_k + q_n) \cdot h = 0,5(21840 + 38140) \cdot 3 = 89970 \text{ Н}$$

Боковая сила действующая на стойку

$$D = D_1 \cdot d = 0 = 89970 \cdot 0,22 = 19790 \text{ Н}$$

Определяем осевую силу, действующую на стойку, по формуле

$$P = 0,5 \cdot Q_p \cdot \sin \alpha = 0,5 \cdot Q \cdot n_n \cdot \sin \alpha = 0,5 \cdot 63360 \cdot \sin 80 = 31\ 200 \text{ Н.}$$

Рассчитываем длину стойки в свету l' и коэффициент продольного изгиба ψ по формуле $l' = (h-d)/\sin a = (3-0,22)/0,985 = 2,82$ м; момент инерции $J = 0,1 \cdot d^4 = 0,1 \cdot 22^4 = 23400 \text{ см}^4$.

Расчетная длина стойки $l_0 = l' = 282$ см.

Радиус инерции $r = (J/F)^{1/2} = (23400 \cdot 4/3,14 \cdot 22^2)^{1/2} = 7,84$; гибкость стойки $\lambda = l_0 / r = 282/7,84 = 35,9 < 75$; тогда $\psi = 1 - 0,8(\lambda/100)^2 = 1 - 0,8(35,9/100)^2 = 0,9$.

Определяем площадь поперечного сечения стойки F и момент ее сопротивления W

$$F = 0,25\pi \cdot d^2 = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,22^2 = 0,038 \text{ м}^2;$$

$$W = 0,1 \cdot d_3 = 0,1 \cdot 0,223 = 0,001 \text{ м}^3.$$

Проверяем прочность стойки по формуле

$$\delta_{\text{сж}} = \frac{P}{F_c \cdot \psi} + \frac{D \cdot l_0}{4,5W} = \frac{31200}{0,038 \cdot 0,9} + \frac{19790 \cdot 2,82}{4,5 \cdot 0,001} = 13,3 \cdot 10^6$$

$$= 13,3 \text{ МПа} \leq [\sigma_{\text{сж}}] = 16 \text{ МПа}$$

Стойка будет прочной. Следовательно, сплошную деревянную крепь в рассматриваемых условиях при заданных размерах выработки можно применять. Можно убедиться дополнительным расчетом, что при сплошной крепи (при $d = 22$ см) крепь будет непрочной, если полупролет выработки по кровле будет более 1,25 м.

2.2.2. Расчет набрызг-бетонной крепи

Набрызг-бетонную или торкрет-бетонную крепь применяют для поддержания средней крепости и крепких трещиноватых горных пород с целью предотвращения вывалов. Торкрет-бетонное или набрызг-бетонное покрытие контуров горной выработки, как правило, применяется при прямоугольно-сводчатой форме выработок.

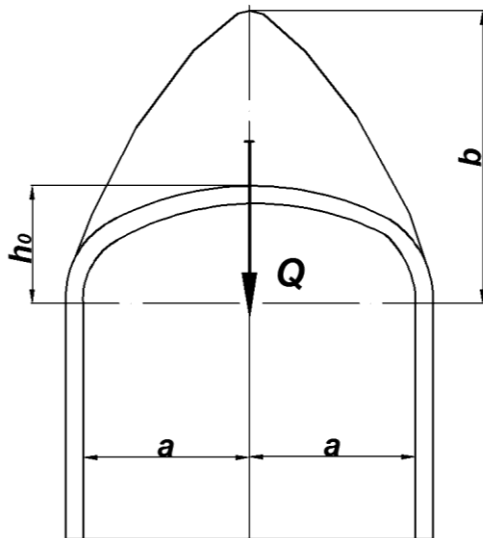


Рис. 2.11. Схемы к расчету нагрузки на крепь при прямоугольно-сводчатой форме выработки

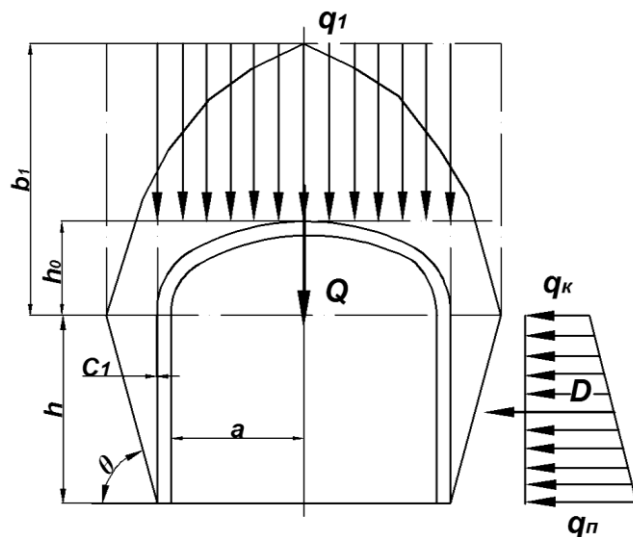


Рис. 2.12. Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивой кровле и боках прямоугольно-сводчатой формы выработки

Таблица 2.4.

Формулы для расчета нагрузки на набрызг-бетонную крепь с учетом запаса прочности предложенного В.К. Шехурдиным

Расчетные параметры	Запасы прочности			
	$n_k \leq 1$	$n_6 \geq 4$	$1 < n_k < 4$	$n_6 \geq 4$
Высота свода естественного равновесия (h_0 - высота свода, м)	$b = (a / \operatorname{tg} \varphi) - h_0$		$b'' = [a / (n_k \cdot \operatorname{tg} \varphi)] - h_0$	
Интенсивность давления	$q_H = b \cdot \gamma$		$q_H'' = b'' \cdot \gamma$	
Нагрузка на крепь кровли	$Q = \frac{4}{3} a \left(\frac{a}{\operatorname{tg} \varphi} - h_0 \right) \gamma L$		$Q'' = \frac{4}{3} a \left(\frac{a}{n_k \cdot \operatorname{tg} \varphi} - h_0 \right) \gamma L$	

Таблица 2.5.

Формулы для расчета нагрузки на набрызг-бетонную крепь с учетом запаса прочности предложенного В.К. Шехурдиным при неустойчивой кровле и боках

Расчетные параметры	Запасы прочности			
	$n_k \leq 1$	$n_6 \leq 1$	$1 < n_k < 4$	$n_6 \leq 1$
Высота свода обрушения $\Theta = (45 + \varphi/2)$	$b_k = \frac{a + h_1 \cdot \operatorname{ctg} \Theta}{\operatorname{tg} \varphi} - h_0$		$b_k'' = \frac{a + h_1 \cdot \operatorname{ctg} \Theta}{\operatorname{tg} \varphi \cdot n_k} - h_0$	
Высота свода естественного равновесия	$b_1 = b_k + h_0$		$b_1'' = b_k'' + h_0$	
Интенсивность давления со стороны кровли	$q_1 = b_k \cdot \gamma$		$q_2'' = b_k'' \cdot \gamma$	
Нагрузка на крепь кровли	$Q = 2 \cdot a \cdot q_1 \cdot L$		$Q'' = 2 \cdot a \cdot q_2'' \cdot L$	
Интенсивность бокового давления на высоте вертикальной стенки	$q_c = b_1 \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$		$q_c'' = b_1'' \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	
Интенсивность бокового давления у почвы (h_1 - высота вертикальной стенки, м))	$q_{II} = (b_1 + h_1) \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$		$q_{II}'' = (b_1'' + h_1) \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$	
Боковое давление	$D_1 = 0,5(q_c + q_{II}) \cdot h_1$		$D_1 = 0,5(q_c'' + q_{II}'') \cdot h_1$	

Средняя толщина крепи (м) из набрызгбетона, если ширина выработки менее 6 м и породы кровли не имеют запаса прочности (когда $n_k < 1$), определяют по формуле

$$\delta = k \cdot a \sqrt{\frac{q_H \cdot n_{II}}{m \cdot R_p}}, \quad (2.10)$$

при наличии запаса прочности ($n_k > 1$), м

$$\delta = k \cdot a \sqrt{\frac{q_n \cdot n_n}{m \cdot R_p \cdot n_k}}, \quad (2.11)$$

где k — коэффициент, зависящий от типа крепи (табл. 2.6);

a — шаг крепи для выработки, закрепленной только набрызг-бетоном, ширина вырезанной для расчета полосы бесконечной длины равна 1 м;

q_n — интенсивность нормативного давления со стороны кровли, рассчитываемая в зависимости от метода расчета горного давления (см. табл.2.4), Па;

n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2;

m — коэффициент условий работы, равный 0,85 для неармированного набрызг-бетона и 1 для армированного;

R_p — расчетное сопротивление набрызг-бетона растяжению (табл.2.7), Па.

Толщину постоянной крепи с учетом возможного развития горного давления необходимо увеличить на 30 %.

Таблица 2.6.

Значение коэффициента k в зависимости от типа и шага крепи

Крепь выработки	Шаг крепи, м	Коэффициент k_r
Набрызгбетон	-	0,35
Анкера и набрызгбетон	0,8—1,5	0,25
Арки и набрызгбетон	0,9—1,2	0,35
	1,2—1,5	0,38

Таблица 2.7.

Сопротивление (МПа) набрызг-бетона различным нагрузкам

Виды сопротивлений	Марки набрызг-бетона		
	300	400	500
Нормативное осевому сжатию (призменная прочность)	21,0	28,0	35,0
Нормативное сжатию при изгибе	26,0	35,0	44,0

Виды сопротивлений	Марки набрызг-бетона		
	300	400	500
Нормативное осевому растяжению	2,3	2,7	3,1
Временное растяжению при изгибе	4,8	5,5	7,0
Расчетное осевому сжатию (призменная прочность):			
армированные конструкции	13,0	17,0	20,0
неармированные конструкции	11,5	15,5	18,0
Расчетное сжатию при изгибе:			
армированные конструкции	16,0	21,0	25,0
неармированные конструкции	14,0	18,0	22,0
Расчетное осевому растяжению:			
армированные конструкции	1,15	1,35	1,55
неармированные конструкции	1,04	1,22	1,40
Расчетное растяжению при изгибе	2,1	2,4	2,8

Формулы, аналогичные по написанию применяют для расчета толщины набрызг-бетона при наличии давления со стороны боков, только вместо q_n подставляется значение интенсивности бокового давления на уровне почвы выработки q_n , а при наличии запаса прочности в боках вместо n_k ставится значение n_b . Толщину набрызг-бетона принимают по расчету, но не менее 30 мм, толщину торкрет-бетона не менее 20 мм [20].

Пример. Рассчитать толщину набрызг-бетонной крепи, если интенсивность давления со стороны кровли $q_k = q_n = 71,1 \cdot 10^3$ Па, интенсивность бокового давления у почвы $q_n = q_n = 32,5 \cdot 10^3$ Па, запасы прочности массива: $n_b = 1,1$, $n_k = 1,18$ [20].

Решение.

Принимаем набрызг-бетонную крепь без армировки из бетона М400, у которого $[R_p] = 1,2$ МПа; коэффициенты: $m = 0,8$; $n_n = 1,2$.

Рассчитываем толщину набрызг-бетона для кровли

$$\delta_k = k \cdot a \sqrt{\frac{q_n \cdot n_n}{m \cdot R_p \cdot n_k}} = 0,35 \cdot 1 \sqrt{\frac{71100 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1200000 \cdot 1,18}} = 0,09 \text{ м}$$

Толщина набрызг-бетона для боков

$$\delta_{\delta} = k \cdot a \sqrt{\frac{q_H \cdot n_{\Pi}}{m \cdot R_p \cdot n_{\kappa}}} = 0,35 \cdot 1 \sqrt{\frac{32500 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1200000 \cdot 1,1}} = 0,06 \text{ м}$$

Принимаем толщину набрызг-бетона для кровли 9 см, а для боков 6 см. В связи с большой толщиной набрызг-бетонной крепи в кровле выработки возможно применение комбинированной крепи — анкерной с набрызгбетоном.

Пример. Определить толщину набрызг-бетона для выработки прямоугольно-сводчатой формы, пройденной в породах с $f = 12$ на расчетной глубине $H = 700$ м; породный массив имеет запасы прочности: $n_{\delta} = 0,6$, $n_{\kappa} = 1,3$; $Kc = 0,25$; нормативные нагрузки: со стороны кровли $q_{\kappa} = 39$ кПа, боков $q_{\delta} = 28,36$ кПа [20].

Решение.

Для крепления принимаем бетон М500, имеющий $[R_p] = 1,35$ МПа; $n_{\Pi} = 1,2$, $m = 0,8$; рассчитываем толщину набрызг-бетона для кровли

$$\delta_{\kappa} = k \cdot a \sqrt{\frac{q_H \cdot n_{\Pi}}{m \cdot R_p \cdot n_{\kappa}}} = 0,35 \cdot 1 \sqrt{\frac{39000 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1350000 \cdot 1,3}} = 0,06 \text{ м}$$

Определяем толщину покрытия для боков, поскольку $n_{\delta} = 0,6 < 1$, то в расчетную формулу необходимо подставить значение $n_{\delta} = 1$.

$$\delta_{\delta} = k \cdot a \sqrt{\frac{q_H \cdot n_{\Pi}}{m \cdot R_p \cdot n_{\kappa}}} = 0,35 \cdot 1 \sqrt{\frac{28360 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1350000 \cdot 1}} = 0,06 \text{ м}$$

Для кровли и боков принимаем толщину покрытия одинаковой — 6 см.

2.2.3. Расчет анкерной крепи

Выбор типа анкера можно сделать в зависимости от коэффициента крепости пород по рекомендациям табл. 2.8.

Таблица. 2.8.

Несущая способность анкеров

Анкер	Коэффициент крепости пород	Несущая способность, кН	Примечание
Клинощелевой	6...10	<70	При $10 < f < 6$ прочность замка резко уменьшается
Распорно-конусный	<4	>70	
Распорно-конусный	<4	<70	
Распорно-клиновой	>4	<20	Практически несущая способность замка при $f > 4$ 60...80 кН, полное сцепление замков с породой достигается при натяжении 40...50 кН
Железобетонный	Любой	<250	Несущая способность дана при полном заполнении шпура бетоном
Сталеполимерный	Любой	140	Заполнение шпура полимербетоном 0,25...0,3 м, начальное натяжение 35...60 кН

Расчет несущей способности железобетонного и сталеполимерного анкеров ведут в следующей последовательности.

Определяется расчетная несущая способность стержня (Н) в железобетонном или сталеполимерном анкере

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m, \quad (2.12)$$

где F —площадь поперечного сечения стержня, (диаметр 0,016) м²;

R_p —расчетное сопротивление материала стержня растяжению ($R_p = 210$ МПа - для горячекатаной круглой гладкой стали класса А-I, $R_p = 270$ МПа - для стали периодического профиля класса А-II, $R_p = 360$ МПа - для стали периодического профиля класса А-III);

m —коэффициент условий работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9...1.

Расчетная несущая способность стержня анкера (Н) из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне)

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_I m_1, \quad (2.13)$$

где d_c —диаметр арматурного стержня, м;

τ_1 —удельное сцепление стержня с бетоном, Па;

l_3 —расчетная длина заделки, м;

k_I —поправочный коэффициент условий работы замка, значение которого принимают при сухой скважине (шпуре) 0,8, при влажной—0,6...0,7.

Согласно экспериментальным данным для марки бетона М 300 и М 400 $\tau_1 = 11 \dots 12$ МПа; для полимербетона на эпоксидной смоле $\tau_1 = 20$ — 24 МПа. Прочность закрепления стержня периодического профиля диаметром 0,02...0,022 м при длине заделки 0,3...0,4 м в цементном бетоне и 0,2...0,25 в полимербетоне соответствует его прочности на разрыв. Поэтому расчетную длину заделки для цементного бетона принимают равной 0,35 ...0,5 м, для полимербетона 0,25...0,3 м.

На основании экспериментальных данных величину поправочного коэффициента рекомендуется принимать из табл. 2.9.

Таблица. 2.9.

Поправочный коэффициент условий работы замка анкера

l_3	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
k_I при цементном бетоне	1	0,65	0,62	0,58	0,55
k_I при полимербетоне	1	0,75	0,72	0,68	0,65

Расчетная несущая способность замка (Н) из условия его сдвига относительно стен шпура

$$P'_3 = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1, \quad (2.14)$$

где $d_{ш}$ — диаметр шпура, м;

τ_2 — удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, Па;

m_1 — коэффициент условий работы замка, равный при сухом шпуре—0,9, при влажном—0,75, при капеже из шпура — 0,6.

При водоцементном отношении (В/Ц) 0,5 и марке бетона М 500 сцепление с известняками — 1 МПа, порфиритами — 1,1 МПа, гранодиоритами — 1,4 МПа.

Сцепление полимербетона с известняками —3 МПа, со сланцами — 2...2,5 МПа.

В качестве расчетной несущей способности анкера R_a принимается меньшее из значений R_c , R_3 или R'_3 .

Длина анкера (от 1 до 2,5 м)

$$l_a = l_6 + l_n + l_3, \quad (2.15)$$

где l_6 — глубина зоны возможного обрушения пород, соответствующая высоте свода обрушения, а при сводчатой кровле — разности между высотой свода обрушения и подъемом свода выработки, м;
 l_n — длина выступающей из скважины части анкера (0,05...0,2 м), м;
 l_3 — величина заглубления замковой части анкера в устойчивую зону пород (0,3...0,4 м), м.

$$l_3 = 0,4 \sqrt{\frac{d^2 \cdot \sigma_p}{k_p}}, \quad (2.16)$$

где δ_p — временное сопротивление материала штанги на разрыв;
 k_p — допустимое сопротивление породы на разрыв, МПа (для пород средней крепости $k_p = 0,1...0,2$, для крепких $k_p = 0,3...0,5$).

При этом высота свода обрушения, м

$$b' = \frac{L'}{2 \operatorname{tg} \varphi}, \quad (2.17)$$

где φ — угол внутреннего трения пород;

L' — ширина свода обрушения, м.

$$L' = L + 2h \cdot \operatorname{tg} \frac{90 - \varphi}{2}, \quad (2.18)$$

где L — ширина выработки, м;

h — высота выработки, м.

Длину анкера принимают равной не менее 1,2 м (в среднем 1,2...1,8 м). Максимальная длина обычно не превышает 2,5 м.

Плотность расстановки штанг в кровле выработки, шт/м²

$$s = q_n n_{\pi} / P_a, \quad (2.19)$$

где q_n — нормативное давление со стороны кровли, Па;

n_{π} — коэффициент перегрузки, 1,2.

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке (от 0,9...1,2 м и более), м $a = \sqrt{1/s}$. (2.20)

Плотность расстановки анкеров s' в боку выработки, м

$$s' = q_n n_{\pi} / P_a, \quad (2.21)$$

где q_n — интенсивность бокового давления у почвы, зависящая от расчетной схемы горного давления, формы выработки и запаса прочности пород, Па.

Расстояние между анкерами (м) в боку выработки

$$a' = \sqrt{1/s'}. \quad (2.22)$$

Количество закрепляющего состава (см³)

$$V = 0.825 (d_i^2 - d_c^2) l_3, \quad (2.23)$$

где d_{iw} , d_c — диаметр соответственно шпура и армирующего стержня см;

l_3 — длина заделки анкера в бетон или полимербетон. Длина заделки в полимербетоне принимается равной 20...25 см. Объем одной ампулы полимербетона равен 200 или 250 см³.

Пример. Рассчитать анкерную крепь для крепления горизонтальной выработки, имеющей расчетную глубину заложения $H=800$ м, $\gamma=27000$ Н/м³; предел прочности пород массива на сжатие $\sigma_{сж} = 150$ МПа, на растяжение $R_p = 4,7$ МПа ($f = 15$); коэффициент бокового распора $\lambda_1=0,3$. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму; ширина выработки $B = 4$ м; высота коробового свода $h_0 = 1$ м; высота

вертикальной стенки $h_1 = 3$ м. Запасы прочности пород $n_k = 1,8$, $n_6 = 1,15$. Угол внутреннего трения пород $\varphi = 39,6^\circ$, $tg \varphi = 0,83$ [20].

Решение.

В табл. 2.8. для пород с $f = 15$ рекомендованы железобетонный и сталеполимерный анкера; принимаем железобетонный анкер.

Кровля и бока относительно устойчивы, но запасы прочности недостаточны.

Выбираем расчетную схему горного давления. Для выработки, имеющей недостаточно устойчивые кровлю и бока (при $1 < n_k < 4$), высота зоны обрушения с учетом запаса прочности пород кровли

$$b_k'' = \frac{a+h_1 \cdot ctg\theta}{tg\varphi \cdot n_k} - h_0 = \frac{2+3 \cdot ctg(45+39,6/2)}{0,83 \cdot 1,8} - 1 = 1,28 \text{ м}$$

Интенсивность давления со стороны кровли

$$q_2'' = b_k'' \cdot \gamma = 1,28 \cdot 27000 = 34,6 \text{ кПа.}$$

Интенсивность бокового давления почвы у выработки

$$q_{п}'' = (b_1'' + h_1) \cdot \gamma \cdot tg^2 \frac{90-\varphi}{2} / n_6 = (2,28 + 3) \cdot 27000 \cdot tg^2 (45-39,6/2) / 1,15 = 27,3 \text{ кПа,}$$

где $b_1'' = b_k'' + h_0 = 1,28 + 1 = 2,28$ м;

Рассчитываем железобетонный анкер со стержнем из круглой гладкой стали класса А—І диаметром $d_c = 0,016$ м; расчетное сопротивление стали $R_p = 210$ МПа; бетон М300, имеющий сцепление со стержнем $\tau_1 = 11$ МПа; расчетная длина заделки $l_3 = 0,4$ м; диаметр шпура $d_{ш} = 0,036$ м; удельное сцепление бетона с породой $\tau_2 = 1$ МПа; шпур влажные — $m_1 = 0,75$.

Рассчитываем несущие способности стержня по закреплению его в бетоне и из условий сдвига бетона относительно стенок шпура

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m = 3,14 \cdot 0,0082 \cdot 210 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 3,8 \cdot 10^4 \text{ Н;}$$

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_1 m_1 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 11 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,75 = 9,1 \cdot 10^4 \text{ Н;}$$

$$P'_3 = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1 = 3,14 \cdot 0,036 \cdot 1,0 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,75 = 3,3 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Дальнейший расчет ведем по наименьшей несущей способности

$$P_a = P_c = 3,3 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Определяем длину анкера, приняв $l_e = l_k = 1,28 \text{ м}$:

$$l_a = l_e + l_n + l_z = 1,28 + 0,05 + 0,3 = 1,63 \text{ м, принимаем } l_a = 1,6 \text{ м.}$$

Плотность расстановки анкеров в кровле

$$s = q_n n_{\text{п}} / P_a = 34,6 \cdot 10^3 \cdot 1,2 / (3,3 \cdot 10^4) = 1,25 \text{ шт/м}^2.$$

Расстояние между анкерами в кровле

$$a = \sqrt{1/s} = (1/1,25) = 0,9 \text{ м.}$$

Принимаем установку анкеров в кровле по сетке $0,9 \times 0,9 \text{ м}$.

Определяем длину анкера в боку выработки предварительно рассчитываем увеличение полупролета выработки

$$C = h_1 \cdot tg^2 \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right) = 3 \text{ ctg } 64,83 = 1,41 \text{ м;}$$

$$l_a = C / n_b + l_n + l_z = 1,41 / 1,15 + 0,05 + 0,3 = 1,57 \text{ м;}$$

принимаем длину анкеров в боках такую же, как и в кровле $l_a = 1,6 \text{ м}$.

Рассчитываем плотность расстановки анкеров в боку выработки

$$s' = q_n n_{\text{п}} / P_a = 27,3 \cdot 10^3 \cdot 1,2 / (3,3 \cdot 10^4) = 0,99 \text{ шт/м.}$$

Расстояние между анкерами в боку при расположении их по квадратной сетке

$$a' = \sqrt{1/s'} = (1/0,99)^{1/2} = 1 \text{ м.}$$

Принимаем сетку расположения анкеров в боку такую же, как и в кровле ($0,9 \times 0,9 \text{ м}$).

2.2.4. Расчет комбинированной крепи

Если выработка закреплена только анкерной крепью, то в местах интенсивной трещиноватости возможны отдельные вывалы или осыпание породы между анкерами. Вывалы возможны, когда размер структурного блока массива в 3...4 раза меньше расстояния между анкерами. В этом случае прибегают к комбинированной крепи. После

установки анкеров выработку дополнительно крепят набрызг-бетоном; иногда покрытие набрызг-бетоном производят по проволочной сетке.

По практическим данным, высота навала между анкерами может достигать половины расстояния между анкерами. Форму вывала принято считать пирамидальной.

Для расчета интенсивности нагрузки на набрызг-бетонную крепь со стороны кровли при пирамидальном вывале высотой $0,5a_1$ и длиной стороны при основании пирамиды a_1 можно использовать формулу, кН/м^2

$$q_H = 0,17a_1 \cdot \gamma, \quad (2.24)$$

где a_1 — расстояние между анкерами, м;

γ — удельный вес пород, кН/м^3 ;

Если расстояние a_3 между рядами анкеров больше, чем между анкерами в ряду, то в формулу вместо a_1 подставляется значение $a_3 > a_1$.

При комбинированной крепи длину анкера определяют по формуле, м

$$l_a = \frac{B_1}{\sqrt{f}} + K, \quad (2.25)$$

где B_1 — ширина выработки в черне, м;

f — коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову;

K — коэффициент, принимаемый равным $0,4 \dots 0,5$ при $B_1 \leq 3,5$ м и $0,15 \dots 0,2$ при $B_1 > 3,5$ м.

Расчет толщины набрызг-бетонного покрытия ведут по формуле

$$\delta = k \cdot a \sqrt{\frac{q_H \cdot n_p}{m \cdot R_p}}, \quad (2.26)$$

где k — коэффициент, зависящий от типа крепи (табл. 2.6);

a — шаг крепи для выработки, м;

q — интенсивность горного давления, МПа;

R_p — расчетное сопротивление набрызг-бетона растяжению (табл. 2.7), МПа.

Толщину покрытия следует принимать не менее 30 мм.

Пример. Рассчитать толщину набрызг-бетонного покрытия при комбинированной крепи, используя результаты расчета примера анкеров. Расстояние между анкерами $a_1 = a_2 = 1$ м; запасы прочности пород $n_k = 1,8$, $n_b = 1,15$. Размер структурного блока $v_b = 0,25$ м.

Решение.

1. Определяем интенсивность нормативного давления со стороны кровли

$$q_H = 0,17a_1 \cdot \gamma = 0,17 \cdot 1,0 \cdot 2700 = 4,6 \text{ кПа.}$$

2. Толщина набрызг-бетонного покрытия из бетона М500, имеющего $[\sigma_p] = 1,35$ МПа, равна

$$\delta_K = k \cdot a \sqrt{\frac{q_H \cdot n_n}{m \cdot R_p}} = 0,35 \cdot 1 \sqrt{\frac{4600 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1350000 \cdot 1,18}} = 0,024 \text{ м}$$

- принимаем толщину набрызг-бетонного покрытия 30 мм.

2.2.5. Расчет металлической арочной податливой крепи

Арочные податливые крепи предназначаются для крепления горизонтальных и наклонных выработок, находящихся как в зоне влияния очистных работ, так и в зоне установившегося горного давления при условии отсутствия пучащих пород в почве выработки; арочная трехзвенная крепь может быть применена в выработках, смещение кровли в которых не превышает 300 мм, пятизвенная — при смещении кровли более 300 мм.

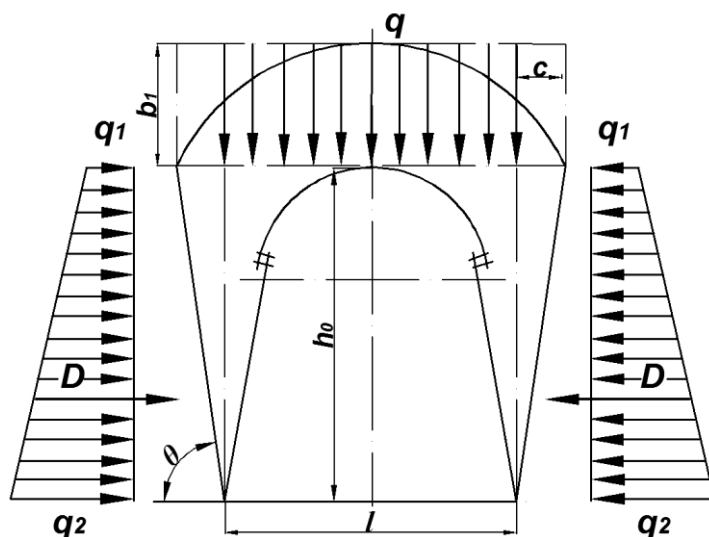


Рис. 2.13. Схема к расчету горного давления арочной податливой крепи

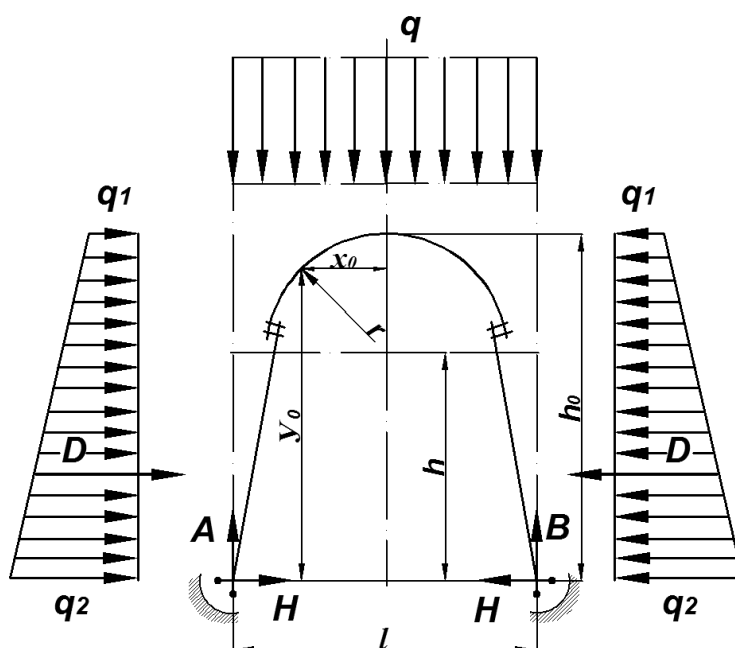


Рис. 2.14. Схема к расчету элементов арочной податливой крепи

Расчета арочно крепи проводят по следующей методике:

1. Определяется интенсивность нормативного давления со стороны кровли и боков выработки по расчетной схеме, представленной на рис. 2.13.

а. Высота свода обрушения при запасе прочности пород кровли $n_k \leq 1$ будет равна, м

$$b_1 = \frac{0,5 \cdot l + h_0 \cdot ctg \Theta}{tg \varphi}, \quad (2.27)$$

где h_0 — высота арки, м;

l — ширина арки по почве, м;

φ — угол внутреннего трения горных пород,

$$\Theta = (45 + \varphi/2), \quad (2.28)$$

б. Интенсивность нормативной нагрузки на 1 м ширины выработки со стороны кровли, кН/м

$$q = b_1 \cdot \gamma \cdot L, \quad (2.29)$$

где b_1 — высота свода обрушения, м;

γ — удельный вес пород, Н/м³;

L — расстояние между арками, м.

в. Нормативная боковая нагрузка на арку, (Н перевод в кН), кН

$$D = 0,5 \cdot \gamma \cdot L \cdot h_0 (2 b_1 + h_0) \cdot tg^2 \frac{90-\varphi}{2}, \quad (2.30)$$

где γ — удельный вес пород, Н/м³;

2. Рассчитывается горизонтальный распор H , кН

$$H = \frac{ql^2}{8h_0} - \frac{D \cdot r}{h_0}, \quad (2.31)$$

где l — ширина выработки по почве, м;

h_0 — высота арки, м;

D — упругий отпор боковых пород, кН;

r — радиус верхней дуги арки, м.

3. Рассчитывают опорные реакции, кН

$$A = B = \frac{ql}{2}, \quad (2.32)$$

где l — ширина выработки по почве, м.

4. Рассчитываются координаты опасного сечения, м

$$x_0 = \sqrt{r^2 - \frac{(H+D)^2}{q^2}}, \quad y_0 = \sqrt{r^2 - x_0^2} + h, \quad (2.33)$$

где H — горизонтальный распор, кН;

D — упругий отпор боковых пород, кН;

r — радиус верхней дуги арки, м;

q — интенсивность нагрузки со стороны кровли, кН/м;

x_0 - координаты по оси x , м;

h - высота выработки от почвы до центра осевой дуги арки, м.

Таблица. 2.10.

Параметры выработок закрепленных арочной крепью

Площадь сечения выработки, м ²	Номер профиля	Ширина арки по почве выработки, м	Высота арки, м	Радиус осевой дуги, м	Высота от почвы выработки до центра осевой дуги, м	Значение коэффициента упругого отпора боковых пород
5,5	14	2,5	2,5	1,2	1,3	38,2
6,5	17	3,2	2,6	1,5	1,1	42,8
7,5	17	3,2	2,8	1,5	1,3	47,8
8,5	19	3,5	2,8	1,7	1,1	53,5
10,5	22	4,2	3,1	2,0	1,1	66,0
12,0	27	4,7	3,3	2,2	1,1	76,5
14,5	27	5,0	3,3	2,3	1,1	89,5
17,2	27	5,2	3,4	2,4	1,2	98,3

5. Рассчитывается максимальный изгибающий момент. кН·м

$$M_{max} = A \left(\frac{l}{2} - x_0 \right) - \frac{q}{2} \left(\frac{l}{2} - x_0 \right)^2 - H \cdot y_0 - D(y_0 - h), \quad (2.34)$$

где A - опорные реакции, кН;

l — ширина выработки по почве, м;

x_0 - координаты по оси x , м;

H - горизонтальный распор, кН;

y_0 - координаты по оси Y , м;

D — упругий отпор боковых пород, кН;

h - высота выработки от почвы до центра осевой дуги арки, м.

6. Определяется момент сопротивления изгибу, м³

$$W = \frac{M_{max}}{[\delta_{и}]}, \quad (\text{получаем в м}^3 \text{ перевод в см}^3) \quad (2.35)$$

где M_{max} - максимальный изгибающий момент, кПа;

$[\delta_{и}]$ — допускаемое напряжение на поперечный изгиб материала крепи, (2100 (ст.3) ... 2300 (ст.5) кПа) кПа.

7. Подбирается номер проката спец.профиля по табл. 2.11.

Таблица. 2.11.

Характеристика профиля СВП - Сталь горячекатаная профильная для крепи горных выработок типа СВП ГОСТ 18662—73

Наименование и профиля (ГОСТ)	Площадь поперечного сечения, см ²	Теоретическая масса, кг	Ось X-X		Ось Y-Y		$\frac{W_x}{W_y}$	Коэф. использования материала	
			момент инерции, J _x , см ⁴	момент сопротивления, W _x , см ³	момент инерции, J _y , см ⁴	момент сопротивления, W _y , см ³		$\frac{W_x}{Q}$	$\frac{W_y}{Q}$
14	18,70	14,7	184,0	40,7	282,3	46,1	0,88	2,77	3,14
17	21,73	17,1	243,4	50,3	382,3	57,9	0,87	2,94	3,38
19	24,44	19,2	322,8	61,3	464,0	67,0	0,91	3,20	3,48
22	27,91	21,9	428,6	74,8	566,3	77,8	0,94	3,40	3,54
27	34,37	27,0	646,1	100,2	731,5	97,8	1,04	3,78	2,62

8. Определяется сила осевого сжатия, кН

$$N_{x_0} = A \frac{x_0}{r} - q \left(\frac{l}{2} - x_0 \right) \frac{x_0}{r} - H \cdot \frac{y_0 - h}{r} - D \frac{(y_0 - h)}{r}, \quad (2.36)$$

9. Рассчитывается общее напряжение в опасном сечении, Па

$$\sigma = \frac{M_{max}}{W} + \frac{N}{F}, \quad (2.37)$$

где F — площадь поперечного сечения профиля, см² (табл.).

10. Если $\sigma < [\sigma_{и}]$, то арка будет прочной. В противном случае следует уменьшить расстояние между арками или увеличить профиль проката.

Пример. Рассчитать металлическую арочную податливую крепь при следующих условиях. Площадь поперечного сечения выработки в свету 8,5 м² (см. табл. 2.10). Ширина арки $l = 3,5$ м, высота арки $h_0 = 2,8$ м, радиус осевой дуги $r = 1,7$ м.

Угол внутреннего трения пород $\varphi = 39^\circ$; $\operatorname{tg}\varphi = 0,809$; породы в кровле и боках неустойчивы (при глубине заложения $H = 500$ м и $f = 7$ запасы прочности составляют $n_6 = 0,3$, $n_k = 0,4$). Удельный вес пород $\gamma = 26000$ Н/м³. Расстояние между рамами (арками) $L = 0,5$ м. [20]

Решение.

1. Определяем высоту свода обрушения

$$b_1 = \frac{0,5 \cdot l + h_0 \cdot \operatorname{ctg}\Theta}{\operatorname{tg}\varphi} = \frac{0,5 \cdot 3,5 + 2,8 \cdot \operatorname{ctg}(45+39/2)}{\operatorname{tg}39} = 3,8 \text{ м}$$

интенсивность нагрузки со стороны кровли

$$q = b_1 \cdot \gamma \cdot L = 3,8 \cdot 26000 \cdot 0,5 = 49400 \text{ Н/м} = 49,4 \text{ кН/м}$$

нормативная боковая нагрузка

$$D = 0,5 \cdot \gamma \cdot L \cdot h_0 (2 b_1 + h_0) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90-\varphi}{2} = 0,5 \cdot 26000 \cdot 0,5 \cdot 2,8 (2 \cdot 3,8 + 2,8) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90-39}{2} = 42970 \text{ Н} = 42,97 \text{ кН}$$

2. Рассчитываем горизонтальный распор

$$H = \frac{ql^2}{8h_0} - \frac{D \cdot r}{h_0} = \frac{49,4 \cdot 3,4^2}{8 \cdot 2,8} - \frac{42,97 \cdot 1,7}{2,8} = -0,5 \text{ кН}$$

3. Находим реакции опор

$$A = B = \frac{ql}{2} = \frac{49,4 \cdot 3,5}{2} = 86,5 \text{ кН}$$

4. Рассчитываем координаты опасного сечения

$$x_0 = \sqrt{r^2 - \frac{(H+D)^2}{q^2}} = \sqrt{1,7^2 - \frac{(-0,5+42,97)^2}{49,4^2}} = 0,96 \text{ м}$$

$$y_0 = \sqrt{r^2 - x_0^2} + h = \sqrt{1,7^2 - 0,96^2} + 1,1 = 2,65 \text{ м}$$

5. Находим максимальный изгибающий момент

$$M_{max} = A \left(\frac{l}{2} - x_0 \right) - \frac{q}{2} \left(\frac{l}{2} - x_0 \right)^2 - H \cdot y_0 - D(y_0 - h)$$

$$M_{max} = 86,5 \left(\frac{3,5}{2} - 0,96 \right) - \frac{49,4}{2} \left(\frac{3,5}{2} - 0,96 \right)^2 - (-0,5) \cdot 2,65 - 42,97(2,65 - 1,1) = -12,37 = 12,27 \text{ кН} \cdot \text{м}$$

6. Определяем момент сопротивления, в расчете принимаем для стали марки Ст.5 - $[\sigma_{и}] = 270 \cdot 10^3$ кПа, тогда

$$W = \frac{M_{max}}{[\delta_{и}]} = \frac{12,27}{270000} = 0,0000454 \text{ м}^3 = 45,4 \text{ см}^3$$

7. По полученному моменту сопротивления подбираем по табл. 2.11. профиль 19 кг/м СВП-19 с моментом сопротивления $W = 61,3 \text{ см}^3$ и $F = 24,4 \text{ см}^2 = 24,4 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$.

8. Определяем силу осевого сжатия

$$N_{x0} = A \frac{x_0}{r} - q \left(\frac{l}{2} - x_0 \right) \frac{x_0}{r} - H \cdot \frac{y_0 - h}{r} - D \frac{(y_0 - h)}{r},$$

$$N_{x0} = 86,5 \frac{0,96}{1,7} - 49,4 \left(\frac{3,5}{2} - 0,96 \right) \frac{0,96}{1,7} - (-0,5) \cdot \frac{2,65 - 1,1}{1,7} -$$

$$42,97 \frac{(2,65 - 1,1)}{1,7} = -11,8 \text{ кН.}$$

9. Общее напряжение в опасном сечении по формуле

$$\sigma = \frac{M_{max}}{W} + \frac{N}{F} = \frac{12,27 \cdot 10^3}{61,3 \cdot 10^{-6}} + \frac{11,8 \cdot 10^3}{24,4 \cdot 10^{-4}} = 205 \cdot 10^6 \text{ Па} < [\sigma_{и}] = 270 \cdot 10^6 \text{ Па}$$

Принятая арка будет прочной. Окончательно принимаем профиль проката СВП 19 – 19,2 кг/м и расстояние между арками 0,5 м.

2.3. Составление паспорта крепления горной выработки

Основным документом производства работ по креплению горной выработки является паспорт крепления, который должен содержать графическую часть и пояснительную записку (текстовую часть) (рис. 2.15).

ПАСПОРТ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Наименование выработки

<p>Поперечный разрез выработки</p>	<p>Продольный разрез выработки</p>	<p>Детали крепи</p>
---	---	----------------------------

Характеристика выработки и крепи

1. Площадь поперечного сечения в свету _____ м²;
в черне _____ м²;
2. Материал и конструкция крепи _____
3. Дополнительные замечания _____

Таблица расхода материалов на 1 п.м. выработки			
Элементы крепи	Размеры крепи (для стоек, верхняков - диаметр, длина в см; для металлической крепи - типоразмер и профиль)	Число рам на 1 п.м. материалов в кг (м ³)	Примечание
Стойки			
Верхняки			
Металлические арки			
Затяжки (доска, обпл), м ³			
Прогоны			
Металлические балки, болты			
Объем сплошной крепи: цемент, кг; песок, кг; вода, м ³ ; добавка, кг			
Шпалы			
Рельсы			

Рис. 2.15. Состав паспорта крепления горной выработки

Пояснительная записка (текстовая часть) паспорта крепления должна содержать:

- *характеристику выработки* (форма, площадь и размеры сечения), вид откатки, характеристику откаточных путей, тип и емкость откаточных сосудов и пр.;
- *характеристику пород* (их наименование, категорию крепости, устойчивость и пр.);
- обоснование выбора типа и конструкции крепи;
- *характеристику крепи* (конструкция крепи, материал, расстояние между рамами, глубина лунок, характеристика затяжки кровли и боков выработки, количество рам на 1 м выработки, расстояние между анкерами, тип и размер опорных элементов, способ закрепления замка анкеров и т. д.);
- *размеры элементов крепи* (длина и диаметр стоек, верхняков, затяжек, анкеров, диаметр и глубина шпуров под анкера), сортамент материалов;
- *расход материалов на 1 м крепления*;
- *дополнительные замечания* (наличие притока воды в выработке и пр.).

Графическая часть паспорта крепления должна содержать:

- *поперечный разрез выработки в масштабе 1:50*, на котором должны быть показаны конфигурация и размеры выработок, конструкция и размеры постоянной и временной крепи, угол наклона стоек, расположение затяжек, размеры зазоров между крепью и вагонеткой, размеры водосточной канавки, расположение откаточных путей;
- *продольный разрез выработки в масштабе 1:50* с указанием расстояний между крепежными рамами, анкерами, а также допустимого отставания от забоя постоянной и временной крепи;

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

Контрольные вопросы

1. Определение горного давления в горизонтальной выработке по гипотезе М.М. Протодяконова
2. Классификация крепи по конструктивным и технологическим признакам.
3. Виды и типы крепи горных выработок.
4. Деревянная крепь, расчет прочных размеров рамной крепи.
5. Классификация металлических крепей и условия их применения.
6. Монолитная бетонная, железобетонная крепь, применение и изготовление.
7. Торкретирование и набрызг-бетонная крепь, технология возведения.
8. Виды анкерной крепи и технология её возведения.
9. Назначение и состав паспорта крепления горной выработки.

3. Проведение горных выработок буровзрывным способом

3.1. Расчет параметров БВР на проведение горной выработки

3.1.1. Выбор и расчет зарядов ВВ и средств инициирования

Выбор марки взрывчатого вещества.

Марка взрывчатого вещества для разрушения пород в конкретных горно-геологических условиях должна соответствовать необходимой теплоте взрыва и скорости детонации.

Начальное детонационное давление, кПа

$$P_H = (0,00126 \rho_n C_n - 1,7 \cdot 10^3), \quad (3.1)$$

где ρ_n – плотность горных пород, кг/м³;

C_n – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с

Если в геологических отчетах не имеются данные о скорости распространения продольных волн в разных породах, то ее следует вычислить по формуле, м/с ($C_n = 800 \dots 8700$ м/с)

$$C_n = \sqrt{\frac{E}{\rho_n} \frac{1-\mu}{(1+\mu)(1-2\mu)}}, \quad (3.2)$$

где E – модуль Юнга, Н/м²;

μ – коэффициент Пуассона

Скорость детонации, м/с

$$D = 1450 [P_H / \rho_{ВВ}]^{0,5}, \quad (3.3)$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность патронированного ВВ (при гранулитах – плотность заряжания), кг/м³.

Теплота взрыва, кДж/кг

$$Q_v = [P_H / (2(n-1) \rho_{ВВ})] 10^3, \quad (3.4)$$

где n – показатель адиабаты, зависящий от плотности ВВ, кг/м³ (табл 3.1).

Таблица 3.1.

Показатель адиабаты от плотности ВВ

n	2,2	2,3	3,0	3,2	3,4
$\rho_{\text{ВВ}}$	500	750	1000	1250	1750

По значениям скорости детонации D и теплоте взрыва Q_v выбирают марку ВВ и определяют скорость детонации при фактической плотности заряжания.

- для гранулитов $D_{\text{ф}}=D_{\text{т}}+3500(\Delta z-\Delta n)$, м/с;
- для патронированных ВВ $D_{\text{ф}}=D_{\text{т}}+3500(\rho_{\text{ВВ}}-1)$, м/с;

где Δz и Δn – плотность заряжания и насыпная плотность ВВ, г/см³;

$D_{\text{т}}$ – табличная скорость детонации (для гранулитов при насыпной плотности, для патронированных ВВ при плотности 1г/см³).

Перечень взрывчатых веществ разрешенных к применению Ростехнадзором РФ приведены в табл. 3.2 и 3.3.

Таблица 3.2.

Характеристика порошкообразных ВВ (II класс)

№	Марка ВВ	Кислородный Баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Плотность патронированного ВВ, г/см ³	Скорость Детонации, км/с	Идеальная работа взрыва, кДж/кг
1	Аммонал, dп=32мм	+0,18	4932	0,95...1,1	4,2*...4,6**	3940
2	Аммонал М10, dп=32мм	-4,82 (-5,8)	5645 (5290)	0,95...1,2	4,2*...4,8**	4450
3	Аммонал М10 в полиэтилене dп=32, 60,90	-4,82	5645	0,95...1,2	4,2*...4,8**	4450
4	Аммонал скальный №1	-0,78	5684 (5710)	1,0...1,1	4,2*...4,6**	4440 (4670)
5	Аммонал Э-5, патронированный	Нет данных. При испытаниях равноценен Детониту М				

6	Аммонит 6ЖВ dп=31- 32мм. 36-37 мм	-0,53	4305	1,0...1,2	3,6*...4,8**	3561
7	Аммонит 6ЖВ в полиэтилене dп=60, 90мм	-0,53	4305	1,0...1,2	3,6*...4,8**	3561
8	Детонит М dп=28,32,36 мм	+0,18	5786	0,92...1,2	4,9...5,3	4316

* - Нормативная скорость детонации при плотности 1 г/см³.

** - Достигнутая скорость детонации.

Таблица 3.3.

Характеристика гранулированных ВВ (II класс)

№	Марка ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Насыпная плотность, г/см ³	Плотность заряжения, г/см ³	Скорость детонации, км/с
1	Акванал АРЗ-8Н	-2,7	5018	4140	0,9...0,92	1,2...1,25	2,5*...3,5
2	Акванит АРЗ-8	-1,3	6040	496	0,8...0,85	1,25...1,3	
3	Гранулит А-б	-2,0	4640	3570	0,8...0,85	1,2	4,2*...5,0
4	Гранулит АС-4	+0,41	4522	3645	0,85...0,9	1,2...1,25	3,6*...4,2
5	АС-4В	+0,35	4522	3645	0,8...0,85	1,2...1,25	3,6*...4,2
6	Гранулит АС-8	+0,34	5191	3993	0,87...0,9	1,2...1,25	3,6*...4,2
7	АС-8В	-3,3	5233	3997	0,8...0,85	1,2...1,25	3,6*...4,2
8	Гранулит Д-5	+1,2	3788	-	0,9...0,95	1,2...1,25	3,6*
9	Гранулит М	+0,14	3852	3163	0,7...0,82	1,2...1,25	3,0*...3,2
10	Граммонит 79/21	+0,02	4285	3561	0,8...0,85	0,85...0,9	3,8*...4,8
11	Гранулит-игданит	Нет данных.					

* - Нормативные характеристики при насыпной плотности.

3.1.2. Расчет параметров БВР

Определение оптимальных параметров шпуровых зарядов.

Параметрами шпуровых зарядов являются длина, глубина, число и диаметр шпуров, расстояние между ними и линия наименьшего сопротивления, масса заряда в шпуре и расход взрывчатых веществ на цикл.

Расчетное определение параметров шпуровых зарядов является прогнозным и требует обязательной проверки взрыванием трех комплектов шпуровых зарядов, на основании которых в паспорт БВР вносят коррективы.

Сущность методики расчета параметров шпуровых зарядов предложенной Н.М. Покровским состоит в следующем:

- по нормативной скорости проведения горной выработки определяют глубину шпуров, м

$$l_{\text{шп}} = \frac{V_m \cdot T_{\text{см}}}{n \cdot m \cdot \eta \cdot T_{\text{ц}}}, \quad (3.5)$$

где V_m – нормативная скорость, м/мес (табл.3.4 и 3.5);

n – число рабочих смен в сутки;

m – число рабочих дней в месяц;

η – коэффициент использования шпура (КИШ), неудовлетворительный 0,65-0,87, нормальный 0,8-0,9, хороший более 0,9;

$T_{\text{см}}$ и $T_{\text{ц}}$ – продолжительность смены и проходческого цикла, соответственно, ч.

Таблица 3.4.

Нормативы скоростей проведения откаточных выработок

Основное проходческое оборудование	Площадь сечения выработки в свету, м ²	Скорость проходки, м/мес.						
		Без крепи	Анкерная крепь	Анкерная крепь в сочетании с торкретбетоном ($\sigma=30-50$ мм)	Анкерная крепь в сочетании с набрызгбетоном ($\sigma=150-170$ мм)	Арочная крепь	Бетонная крепь	Железобетонная крепь
СБУ-2 и ПМ с технической производительностью 5,0-5,3, м ³ /мин.	12-18	120-100	145-110	130-100	100-80	f=10-15	7-12	
		140-120	165-130	145-115	105-85	f=16-18		
		105-80	125-95	115-85	95-75	f=19-20		
		125-100	145-110	130-100	105-85	f=10-15		
		85-60	105-75	135-105	95-75	f=7-9		
		105-80	125-90	150-120	100-80	f=10-15		
		110-90	130-100	125-95	110-90	f=4-9		
		130-110	145-115	140-110	115-95	f=10-15		
		95-70	115-85	105-85	100-80	f=4-9		
		115-90	130-100	105-85	105-85	f=10-15		
		115-95	135-105	135-105	95-75	f=4-9		
		135-115	150-120	150-120	100-80	f=10-15		
		105-85	125-95	125-95	110-90	f=4-9		
		125-105	140-110	140-110	115-95	f=10-15		
		90-75	100-80	100-80	100-80	f=4-9		
		100-85	105-85	105-85	105-85	f=10-15		
		85-70	95-75	95-75	95-75	f=4-9		
		95-80	100-80	100-80	100-80	f=10-15		
		100-80	110-90	110-90	110-90	f=4-9		
		110-90	115-95	115-95	115-95	f=10-15		
		90-70	100-80	100-80	100-80	f=4-9		
		100-80	110-85	110-85	110-85	f=10-15		
		70-60	85-65	85-65	85-65	f=4-9		
		75-65	90-70	90-70	90-70	f=10-15		
		65-60	80-60	80-60	80-60	f=4-9		
		70-65	85-65	85-65	85-65	f=10-15		

Примечание. В числителе - нормативы при применении бурильных установок с пневматическими перфораторами, в знаменателе - с гидравлическими.

f - коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодяконом.

Таблица 3.5.

Нормативы скоростей проведения подэтажных выработок

Основное проходческое оборудование	Площадь сечения выработки в свету, м ²	Скорость проходки, м/мес.								
		Без крепи			Анкерная крепь		Анкерная крепь в сочетании с набрызгбетоном (σ=30-50 мм)		Арочная крепь	
		f=10-15	f=16-18	f=19-20	f=10-15	f=16-18	f=7-9	f=10-15	f=4-9	f=10-15
Самоходная бурильная установка с двумя перфораторами (СБУ-2) и ковшовая погрузочно-транспортная машина (ПТМ) грузоподъемностью 2т	6-9	<u>185-160</u> <u>215-180</u>	<u>165-135</u> <u>185-160</u>	<u>135-105</u> <u>165-130</u>	<u>170-140</u> <u>190-165</u>	<u>145-120</u> <u>160-140</u>	<u>165-135</u> <u>185-150</u>	<u>150-125</u> <u>165-145</u>	<u>100-90</u> <u>110-100</u>	<u>95-85</u> <u>105-95</u>
СБУ-2 и ковшовая ПТМ грузоподъемностью 3 т	8-10	<u>170-160</u> <u>200-180</u>	<u>150-135</u> <u>175-160</u>	<u>120-100</u> <u>150-130</u>	<u>155-140</u> <u>180-170</u>	<u>130-120</u> <u>160-140</u>	<u>150-140</u> <u>165-155</u>	<u>140-125</u> <u>155-145</u>	<u>100-90</u> <u>105-100</u>	<u>95-85</u> <u>100-95</u>
СБУ-2 и ковшовая ПТМ грузоподъемностью 5 т	9-15	<u>170-140</u> <u>205-165</u>	<u>145-115</u> <u>170-140</u>	<u>115-85</u> <u>145-105</u>	<u>160-120</u> <u>180-145</u>	<u>130-95</u> <u>155-120</u>	<u>150-120</u> <u>170-140</u>	<u>140-110</u> <u>160-130</u>	<u>100-80</u> <u>110-90</u>	<u>95-75</u> <u>105-85</u>
СБУ-2 и ковшовая ПТМ грузоподъемностью 8 т	12-15	<u>160-145</u> <u>185-170</u>	<u>135-120</u> <u>160-145</u>	<u>105-90</u> <u>130-110</u>	<u>140-125</u> <u>165-150</u>	<u>115-100</u> <u>140-125</u>	<u>135-125</u> <u>155-145</u>	<u>125-115</u> <u>145-135</u>	<u>90-85</u> <u>100-95</u>	<u>85-80</u> <u>95-90</u>
СБУ-2 и ПТМ с ковшом и кузовом грузоподъемностью 4 т	7-11	<u>160-120</u> <u>175-140</u>	<u>140-105</u> <u>160-125</u>	<u>115-85</u> <u>135-105</u>	<u>140-110</u> <u>165-130</u>	<u>120-95</u> <u>140-110</u>	<u>135-110</u> <u>150-120</u>	<u>125-100</u> <u>145-115</u>	<u>90-75</u> <u>100-85</u>	<u>85-70</u> <u>95-80</u>
СБУ-2 и ПТМ с ковшом и кузовом грузоподъемностью 7 т	10-15	<u>155-125</u> <u>170-145</u>	<u>130-100</u> <u>150-120</u>	<u>105-75</u> <u>120-90</u>	<u>135-110</u> <u>160-125</u>	<u>115-85</u> <u>130-100</u>	<u>145-120</u> <u>135-110</u>	<u>120-100</u> <u>135-120</u>	<u>85-75</u> <u>95-85</u>	<u>80-70</u> <u>90-80</u>

Примечание. В числителе - нормативы при применении бурильных установок с пневматическими перфораторами, в знаменателе - с гидравлическими.

f - коэффициент крепости пород по шкале проф. Протоdjаконом.

- рассчитывают количество шпуров на забой:

Для расчета удельного расхода ВВ применяется эмпирическая формула М. В. Покровского, которая определяет количество ВВ, необходимое для подрыва 1 м³ породы, кг/м³

$$q = q_0 \cdot k_w \cdot k_c \cdot e, \quad (3.6)$$

где q_0 – удельный нормальный расход ВВ, рассчитанный для некоторых стандартных условий, (табл.3.6) кг/м³;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

$$e = A_{эт} / A_{ВВ}, \quad (3.7)$$

где $A_{ВВ}$ - идеальная работа взрыва принятого ВВ (табл. 3.2, 3.3), кДж/кг;

$A_{эт}$ - идеальная работа взрыва эталонного ВВ – аммонита 6ЖВ, 3561 кДж/кг;

k_w – коэффициент, учитывающий зажим породы;

$$k_w = \frac{3 \cdot l_{шп}}{\sqrt{S}}, \quad (3.8)$$

где $l_{шп}$ – длина шпура, м;

S – площадь забоя, м².

k_c – структурный коэффициент, (табл.3.7).

Таблица 3.6

Удельный нормальный расход ВВ

Коэфф. крепости пород	Породы	Удельный расход условного ВВ, кг/м ³
15-20	Очень крепкие породы (граниты, гнейсы, базальты, кварцитовые песчаники, филлиты, известняки, песчаники и др.)	1,2-1,5
10-14	Плотные граниты, кварцитовые песчаники, диориты, монолитные мелкозернистые песчаники и известняки	1,0-1,1
7-9	Некрепкие граниты, плотные песчанки и известняки, колчеданы, крепкие мраморы, доломиты	0,7-0,9
4-6	Крепкие песчанистые и песчанисто-глинистые сланцы. Сланцевые и глинистые песчаники, мягкие песчаники	0,4-0,6

	и известняки.	
2-3	Сланцы средней крепости, плотный мергель, слабые песчанистые сланцы	0,2-0,3
до 2	Слабые сланцы. уголь	0,15

Таблица 3.7.

Структурный коэффициент пород

Типы пород	структурный коэффициент k_c
Вязкие, упругие, пористые породы	2,0
Дислоцированные с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью	1,4
Со сложным залеганием и меняющийся крепостью; с напластованием, перпендикулярным направлению шпура	1,3
Массивно-хрупкие	1,1
Монолитные средней крепости	1,0

Расход ВВ на одну заходку определяется из соотношения, кг

$$Q_{\text{зар}} = q \cdot V_{\text{зах}}, \quad (3.9)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³.

$V_{\text{зах}}$ – объем заходки, м³.

Объем отбитой горной массы в заходке, м³

$$V_{\text{зах}} = S \cdot l_{\text{шп}} \cdot \eta, \quad (3.10)$$

где $l_{\text{шп}}$ – длина шпура, м;

η – коэффициент использования шпура (КИШ);

Средняя масса шпурового заряда, кг

$$q_{\text{ср}} = \frac{\pi \cdot d_z^2}{4} \cdot l_{\text{шп}} \cdot k_z \cdot \Delta, \quad (3.11)$$

где d_z – диаметр заряда в шпуре, м;

$l_{\text{шп}}$ – длина шпура, м;

k_z – коэф. заполнения шпура 0,5-0,85;

Δ – плотность ВВ, кг/м³.

Количество шпуров в забое, шт

$$N = \frac{Q_{\text{зар}}}{q_{\text{ср}}}. \quad (3.12)$$

- рассчитывают линию наименьшего сопротивления и расстояние между шпурами:

Линия наименьшего сопротивления (обычно 0,5...0,8 м), м

$$W = d_3 \sqrt{\frac{0.786 \cdot k_3 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \quad (3.13)$$

где d_3 - диаметр заряда в шпуре (при патронированных ВВ меньше диаметра шпура при $f=3...20$ соответственно на 7...11 мм), м;

k_3 – коэффициент заполнения шпура;

Таблица 3.8

Коэффициенты заполнения шпуров по СНиП 3.03.02-84 при использовании патронированных ВВ в шахтах, неопасных по газу и пыли

Вид выработок, диаметр патрона, мм	Коэффициенты заполнения шпуров при прочности пород, МПа (по ГОСТ 25100—82)	
	от 30 до 90	от 91 до 200
Вертикальные: 32; 36; 40 45	0,4 - 0,5 0,35 - 0,45	0,5 - 0,65 0,45 - 0,5
Горизонтальные и наклонные: 24; 28 32; 36 40	0,35 - 0,7 0,3 - 0,6 0,3 - 0,5	0,75 - 0,85 0,6 - 0,85 0,5 - 0,75

Δ – плотность ВВ, кг/м³;

m – коэффициент сближения зарядов (табл. 3.9);

Таблица 3.9.

Коэффициент сближения зарядов

f	10	12	14	16	18	20
m	0,8	0,9	1,0	1,2	1,3	1,4

q – удельный расход ВВ, кг/м³.

Расстояние между шпурами, м

$$a = W \cdot m. \quad (3.14)$$

- выбирают тип вруба и рассчитывают количество шпуров по группам:

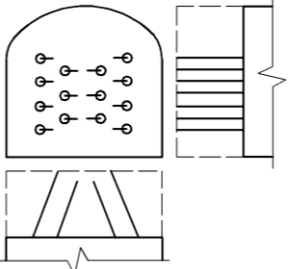
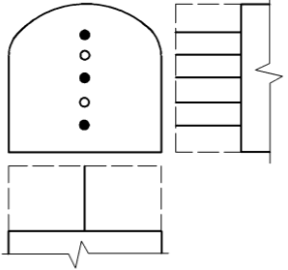
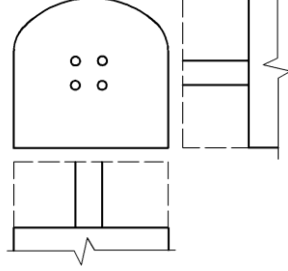
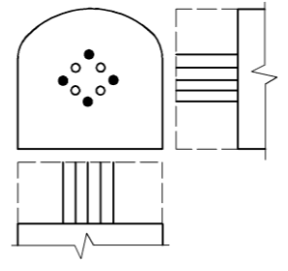
По принципу действия врубы разделяются на *отрывающие* (клиновые, пирамидальные), в которых шпуровые наклонены к оси выработки и *разрушающие* (прямые, призматические, щелевые) с ориентировкой шпуров параллельно оси выработки.

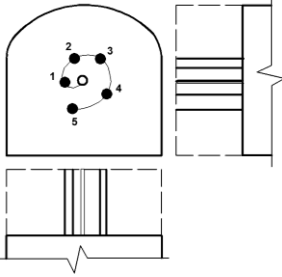
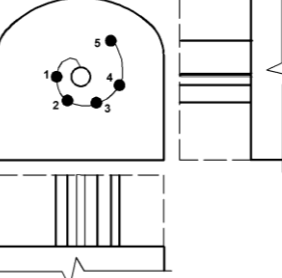
На основе практических данных установлена область применения различных врубов (табл. 3.10): в массивных породах наиболее эффективным является пирамидальный вруб в центральной части забоя, клиновый вруб применяют в слоистых породах. Прямые врубы (щелевой и призматический) могут применяться в выработках малых сечений и при глубине шпуров более 2 м, когда невозможно использовать отрывающие врубы.

Таблица 3.10.

Условия применения врубов при проведении выработок БВР способом

Тип вруба	Схема вруба	Характеристика и условия применения
Вертикальный клиновый вруб		Состоит из 4...10 шпуров. Применяют в однородных породах любой крепости при вертикальном направлении трещиноватости или напластования в горизонтальных и наклонных выработках с площадью сечения более 6 м ² . Угол наклона к плоскости забоя 65-70°. Глубина заходки 1,5...2,2 м., длина врубовых шпуров 1,8...2,6 м.
Горизонтальный клиновый вруб		При горизонтальном напластовании пород. В выработках с площадью сечения более 4 м ² . Угол наклона к плоскости забоя 65...75°. Глубина заходки 1,5...2,0 м., длина врубовых шпуров 1,8...2,6 м.
Пирамидальный вруб		Число шпуров 4, располагаются в виде четырехгранной пирамиды. Применяется в плотных монолитных крепких, реже в слоистых крепких породах при проведении горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок. Угол наклона

Тип вруба	Схема вруба	Характеристика и условия применения
		к плоскости забоя $65...75^\circ$. Глубина заходки $1,5...2,0$ м, длина врубовых шпуров $1,8...2,6$ м.
Двойной клиновой вруб		Состоит из $4...6$ шпуров вспомогательного вруба и $4...10$ шпуров основного вруба. Шпуры вспомогательного вруба имеют глубину около половины глубины основных шпуров. Применяется по особо крепким монолитным породам, позволяет применить шпуры большой глубины в горизонтальных и наклонных выработках
Щелевой вруб		Шпуры вруба располагаются в один ряд на расстоянии $10...20$ см друг от друга, заряжаются через один, взрывают одновременно, незаряженные шпуры исполняют роль дополнительных обнаженных поверхностей. Применяется в породах крепких или средней крепости, а также при наличии прослойки более мягкой породы, в выработках любого сечения. Щелевой вруб может быть на всю высоту выработки или только на ее часть. Длина врубовых шпуров $2,5...4,0$ м.
Призматический вруб		Состоит из $3...5$ шпуров, образующих трех-пятигранную призму. Применяется в породах монолитных средней крепости, слабых и в угольных забоях горизонтальных и наклонных выработок шахт. Расстояние между врубовыми шпурами $10...20$ см, Длина врубовых шпуров $2,5...4,0$ м.
Крестообразный вруб		Состоит из 8 шпуров, расположенных по углам двух четырехгранных призм. Шпуры, расположенные по углам меньшей призмы, не заряжаются. Расстояние между шпурами $10...20$ см. Применяется в породах крепких и очень крепких монолитных при проведении горизонтальных и наклонных

Тип вруба	Схема вруба	Характеристика и условия применения
		выработок.
Спиральный вруб		Состоит из 5...10 шпуров, расположенных по спирали и пробуренных перпендикулярно забою выработки. Расстояние между шпурами увеличивается по спирали от 8...15 до 30...50 см. Заряжаются все шпуры, кроме центрального. Применяется в горизонтальных и наклонных выработках малой площади сечения (меньше 3,5 м ²) в породах монолитных крепких и весьма крепких, или с напластованием параллельным забоем.
Призматический с центральной скважинной		Состоит из 4 шпуров и центральной незаряжаемой скважины. Расстояния от всех шпуров до скважины одинаковы. Применяется при проведении горизонтальных и наклонных выработок в крепких трудно взрываемых породах.
Спиральный с центральной скважинной		Состоит из 4...6 шпуров и центральной незаряжаемой скважины. Расстояние между шпурами и скважиной увеличивается по спирали. Применяется при проведении горизонтальных и наклонных выработок в крепких и весьма крепких трудно взрываемых породах.
Призматический ярусный вруб		Состоит из 6 шпуров, образующих шестигранную призму. Применяется в породах средней крепости и крепких забоев горизонтальных и наклонных выработок. Расстояние между врубовыми шпурами 10...20 см, Длина врубовых шпуров более 2,0 м. Во врубе сперва взрываются 3 шпура первого яруса, образуя полость, а затем с замедлением взрываются шпуры второго яруса.

Врубы отрывающей группы более распространены, но их глубина лимитируется шириной выработки (В), м

$$l_{\text{вр}} = (0,5 \dots 0,9)B. \quad (3.15)$$

Ориентировочная глубина шпура (заходки) при клиновом врубе определяется из условия размещения бурового оборудования, м

$$l_3 = \frac{B}{4 \cdot \text{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right)}, \quad (3.16)$$

где B – ширина выработки, м;

α – угол наклона врубовых шпуров, °.

Количество врубовых шпуров при клиновом врубе, м

$$N_{\text{вр}} = \frac{2h}{a} + 2, \quad (3.17)$$

где h – высота (длина) вруба, м;

a – расстояние между парами врубовых шпуров, м.

Расстояние между устьями врубовых шпуров, м

$$a_{\text{вр}} = \frac{2l_3}{\text{tg}\alpha} + 0,2, \quad (3.18)$$

где l_3 – величина заходки, м;

α – угол наклона врубовых шпуров, °.

Таблица 3.11.

Рациональные параметры клиновых врубов в различных группах пород

Группа крепости пород по СНИП	Коэф. крепости пород	Расстояние между парами сходящихся шпуров, м	Угол наклона врубовых шпуров, град	Значение коэф. С
IV-V	1-6	0,5	70	9
VI	6-8	0,45	68	8
VII	8-10	0,40	65	7
VIII	10-13	0,35	63	6
IX	13-16	0,30	60	5
X	16-18	0,25	58	4
XI	20	0,20	55	3

Длина врубового шпура, м

$$l_{\text{вр}} = \frac{l_{\text{шп}}}{\sin\alpha}, \quad (3.19)$$

где $l_{\text{шп}}$ – длина шпура, м;

α - угол наклона врубовых шпуров, °.

Шпуры разрушающей группы позволяют осуществлять заходки большей величины, м

$$l_{вр} = (1,1 \dots 1,3)B. \quad (3.20)$$

Минимальное расстояние между шпурами, при котором образуется щель, м

$$a_{щ} = c \cdot d_з \cdot \sqrt{\frac{\rho}{e \cdot \rho_п}}, \quad (3.21)$$

где c – коэффициент акустической жесткости взрываеваемой породы, (табл. 3.11);

$d_з$ - диаметр заряда в шпуре, м;

ρ – плотность заряжания, кг/м³;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

ρ – плотность породы, кг/м³.

Количество врубовых шпуров при щелевом врубе, м

$$N_{вр} = \frac{2h}{a_{щ}} + 1, \quad (3.22)$$

где $h_{щ}$ - высота (длина) вруба $h_{щ} = 1,4W$, м;

$a_{щ}$ – расстояние между шпурами щелевого вруба, м.

Количество врубовых шпуров при прямых врубах определяется опытным путём взрыванием зарядов в забое при этом расстояние между шпурами принимают от $2d_{шп}$ до $(5 \dots 6)d_{шп}$, расстояние между незаряжаемыми и первыми заряжаемыми шпурами рекомендуется устанавливать в $1,5 \dots 2,0 d_{н.шп}$ (диаметра незаряжаемого шпура).

Длина врубового шпура при прямых врубах принимается на $20 \dots 30$ см больше средней длины шпура.

После выбора типа и размеров вруба отбойные и оконтуривающие шпуры располагают равномерно по всей оставшейся площади забоя.

Число оконтуривающих шпуров

$$N_{ок} = \frac{P}{a} - 1, \quad (3.23)$$

где P – периметр выработки, м;

a – расстояние между оконтуривающими шпурами, м.

Расстояние между шпурами принимают равным, м

- для отбойных шпуров

$$a = W \cdot t = 0,6 \dots 1,2 \text{ м.} \quad (3.24)$$

где t – коэффициент сближения зарядов.

- для оконтуривающих шпуров

$$a = W = 0,6 \dots 0,8 \text{ м.} \quad (3.25)$$

Число отбойных шпуров

$$N_{\text{от}} = N - (N_{\text{вр}} + N_{\text{ок}}). \quad (3.26)$$

3.1.3. Составление схемы расположения шпуров и расчет показателей БВР

Схема расположения шпуров в забое.

После определения количества шпуров на забое выработки необходимо составить схему размещения шпуров на забое горной выработки (рис. 3.1). При размещении шпуров следует учитывать следующие правила:

- 1 – шпуры размещаются по площади забоя относительно равномерно, чтобы была обеспечена равномерная работа каждого шпура;
- 2 – минимальное расстояние между зарядами должны быть таким, чтобы исключалась возможность детонации;
- 3 – размещение шпуров должно обеспечивать отбойку породы в контурах выработки согласно проекта с наибольшим КИШ;
- 4 – необходимо обеспечить равномерное дробление породы до необходимой крупности кусков.

Оконтуривающие шпуров располагают на расстоянии от контура выработки при коэффициенте крепости пород $f < 16$ на 15...25 см и при $f \geq 16$ на 10...15 см.

Схема заряда взрывчатого вещества в шпуре.

Далее находят расход ВВ, СВ и строят схему заряда ВВ в шпуре. Взрывчатое вещество распределяется по шпурам в соответствии с их назначением: масса заряда в отбойных шпурах $q_{отб} = q_{ср}$, врубовых шпурах $q_{вр} = (1,1..1,2)q_{ср}$, оконтуривающих шпурах $q_{ок} = (0,8 \dots 0,9)q_{ср}$.

Схема расположении шпуров в забое

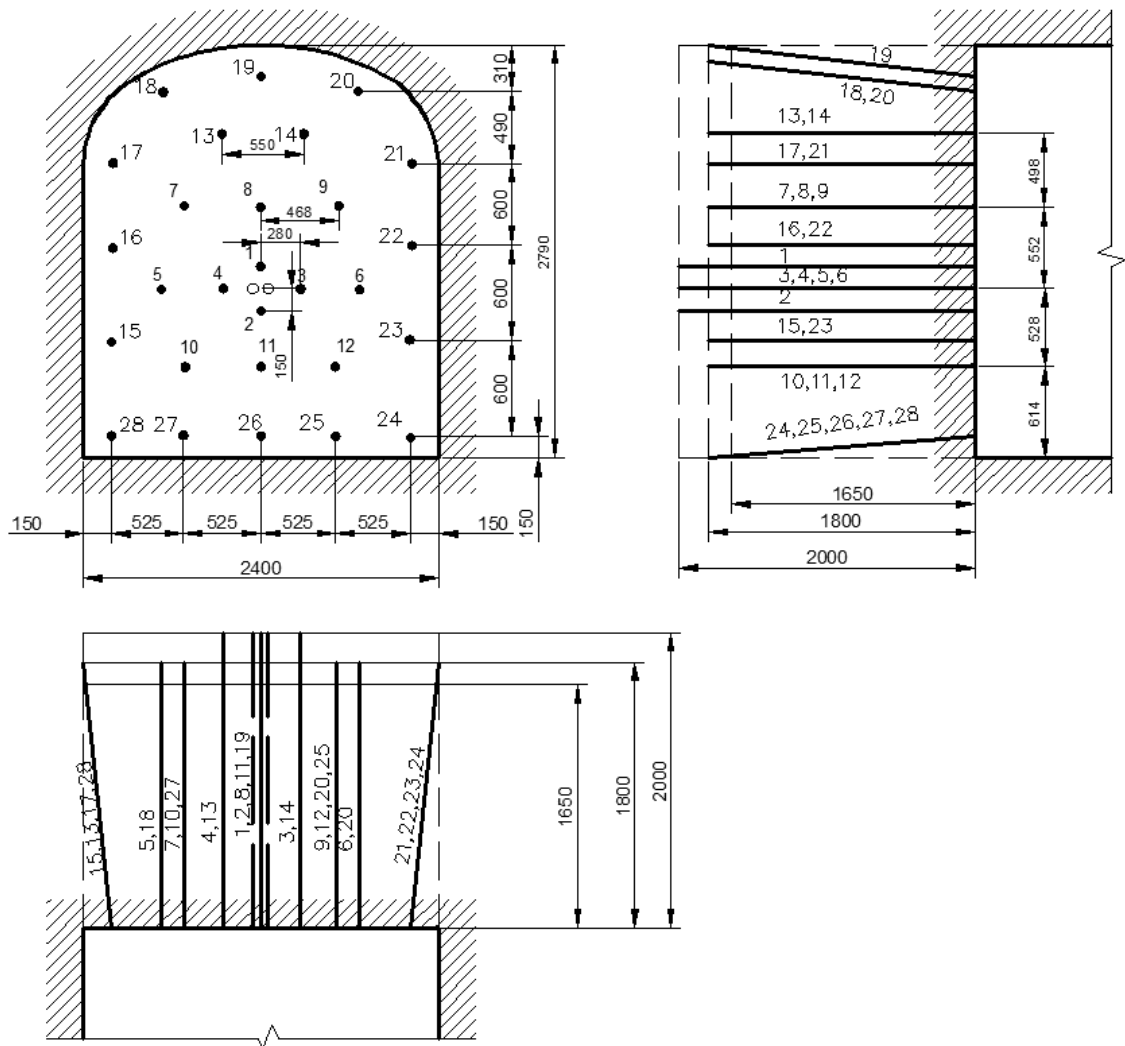


Рис. 3.1. Пример схемы расположения шпуров в забое выработки

Размеры и масса патронов ВВ

Диаметр патрона, мм	Длина патрона, мм	Масса ВВ, гр
24	210...250	100
28	220...260	150
32	220...265	200
36	250...255	250
	240...320	300
40	270...320	400

При использовании патронированных ВВ находится количество патронов в шпуре по группам

$$n = q/q_{п}, \quad (3.27)$$

где $q_{п}$ - масса патрона ВВ (табл. 3.12), кг.

Фактический расход ВВ, кг

- для гранулированного ВВ

$$Q_{\phi} = q_{вр}N_{вр} + q_{отб}N_{отб} + q_{ок}N_{ок}. \quad (3.28)$$

том числе: на патроны боевики - $q_{п.б} = q_n \cdot N$

гранулированного ВВ - $q_{гр} = Q_{\phi} - q_{п.б}$.

- для патронированного ВВ

$$Q_{\phi} = q_n(n_{вр}N_{вр} + n_{отб}N_{отб} + n_{ок}N_{ок}). \quad (3.29)$$

При построении схемы заряда в шпуре выбирают способ взрывания и порядок инициирования заряда, рассчитывают длину заряда, длину забойки.

Конструкция заряда в шпуре

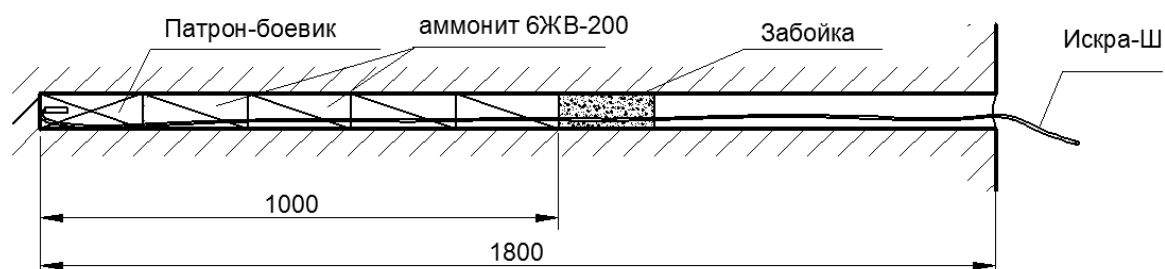


Рис. 3.1. Пример схемы конструкции заряда в шпуре

Взрывание шпуровых зарядов при проведении горных выработок разрешено Ростехнадзором РФ двумя способами: электрическим и при помощи систем неэлектрического инициирования (типа Нонель, Искра).

Порядок инициирования зарядов прямой – при электрическом способе и системе неэлектрического взрывания и обратный – при электрическом при применении достаточно защищенных электродетонаторов от блуждающих токов и электростатического электричества, системе неэлектрического инициирования.

Длина заряда, м

- для гранулированного ВВ

$$l_3 = l_{n.б} + l_{зр}, \quad (3.30)$$

$$l_{зр} = \frac{4 \cdot q_{зр}}{\pi \cdot d_3^2 \cdot \Delta}, \quad (3.31)$$

- для патронированного ВВ

$$l_3 = n \cdot l_n, \quad (3.32)$$

где $l_{n.б}$ – длина патрона боевика, м

$l_{зр}$ – длина заряда гранулированного ВВ, м,

d_3 – диаметр заряда в шпуре, м;

Δ – плотность ВВ, кг/м³.

Длина забойки должна быть не менее 30% от длины шпура.

Рассчитывают взрывную сеть.

Средства инициирования шпуровых зарядов приведены в табл. 3.13. В таблице не приведены электродетонаторы предохранительного типа ЭДКЗ-П, ЭДКЗ-ОП, (мгновенного действия), ЭД-КЗ-35-П, ЭД-КЗ-ПК, ЭД-КЗ-ПМ.

Таблица 3.13.

Средства инициирования взрывчатых веществ

п/п	Наименование	Группа совместимости	ГОСТ (ТУ)	Условия применения, назначения
1	Капсуль-детонатор КД-8С	В	ГОСТ 6254-85	Для изготовления ЗТ и инициирования боевиков.
2	Огнепроводные шнуры ОША ОШП	G G	ГОСТ 3470-80	В сухих и обводненных условиях
3	ЗП-Б	G	ТУ 84-207-81	Для поджигания пучка ОШ
4	ЭЗ-ОШ ЭЗ-ОШ-К	G	ТУ 84-207-81	Для поджигания ОШ
5	Трубка электрозажигательная ЭЗТ-2	G	ТУ 84-205-80	Для поджигания ОШ
6	ЭД-8Э, ЭД-8-Ж	В	ГОСТ 9089-75	Для инициирования боевиков
7	Система ЭД-24 (не чувствительны к блуждающим токам и статическому электричеству) взрывное устр-во УВВ-1 Прибор контроля Р-214	В	ДИМВ 773957 003 ТУ ТУ 25-04-90 ТУ 25-04-90	Для инициирования боевиков с замедлением до 10с (15 серии)
8	ЭД-1-8-Т мгновенного и ЭД-1-3-Т замедленного действия (36 серии) (антистатический)	В В	ДИМВ 773951 300 ТУ	Для инициирования боевиков с замедлением до 10с.
9	ЭД-3-Н короткозамедленного и замедленного действия (непредохранит.)	В	ДИМВ 773951 300 ТУ	Для инициирования боевиков с замедлением до 10с. (36 серии)
10	Нонель (фирмы «Дино Нобель», Швейцария)	В	SS4990707	Для инициирования боевиков
11	Искра, включает устройства Искра -П, Искра -С, Искра -Ш	D	ДИШВ 773979.008 (007 и 010) ТУ	Для инициирования боевиков с замедлением до 10с (49 серий)

Заряжание и забойку шпуров выполняют вручную или механизированным способом.

После подачи предупредительного сигнала взрывник при заряжании шпуров вручную подает необходимое число патронов в каждый шпур, свободно, без ударов. Если патрон застрял в шпуре и его невозможно протолкнуть, то следует ввести патрон боевик и взорвать вместе с остальными зарядами. Затем в каждый шпур размещает по патрону-боевику и приступает к монтажу взрывной сети, предварительно подав боевой сигнал.

При обратном порядке инициирования и механизированном заряжании патрон-боевик должен предохраняться от действия потока ВВ еще одним патроном.

При механизированном заряжании разрешается применять только ВВ разрешенные в установленном порядке. Транспортирование ВВ с помощью сжатого воздуха должно осуществляться по токопроводящим или полупроводящим трубопроводам при обязательном заземлении всей зарядной системы.

Для пневмозаряжания шпуров гранулированными ВВ разрешены к применению следующие зарядчики: Курама, РПЗ-0,6; типа ЗП (ЗП-2; ЗП-5; ЗП-12; ЗП-25), ПЗЛ, ПЗЖ (ПШК), Ульба-10, Ульба-50; Ульба-150, Ульба-150И. Для доставки гранулитов, заряжания или шпуров в подземных выработках разрешена зарядная машина «Чармек» (Финляндия).

Эжекторные зарядчики «Курама-7», «Курама-8» (ЭЗП-7 и ЭЗП-8) предназначены для заряжания россыпными ВВ горизонтальных, наклонных и вертикальных («Курама-8») шпуров диаметром от 34 до 56 мм. Зарядчики состоят из открытого бункера, эжектора, клапанного устройства и зарядной трубки.

Эжекторные пневмозарядчики ЗЭП («Курама») применяются на многих предприятиях и выпускаются двух типов: для зарядания горизонтальных и слабонаклонных шпуров ЗЭП-1 («Курама-7м»), и зарядания вертикальных шпуров ЗЭП-В («Курама-8»). Элементы обоих типов аналогичны: конический бункер, корпус, зарядная трубка, рукоятка с шариковым клапаном, штоком, пусковым рычагом и сопло. У зарядчика ЗЭП-1 зарядная трубка крепится сбоку к корпусу эжектора, а бункер сверху; у зарядчика ЗЭП-В и трубка и бункер крепятся вверху.

Таблица 3.14.

Техническая характеристика зарядчиков типа «Курама»

Марка зарядчика	«Курама-7» ЗЭП-1	«Курама-8» ЗЭП-В
Емкость бункера, кг	8	8
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5-0,7	0,5-0,7
Максимальная производительность, кг/мин	12	18
Масса, кг	2,5	2,2
Внутренний диаметр подводящего шланга, мм (не менее)	25	25
Длина зарядной трубки, м	2,5	2,5

Нагнетательные порционные зарядчики типа ЗП с дозирующим устройством конструкции Казахского политехнического института им. В. И. Ленина предназначены для зарядания шпуров и скважин любого направления. Порционные зарядчики типа ЗП конструктивно состоят из загрузочного устройства (бункера), камеры дозирования подающей порцию ВВ в зарядный шланг. Конструкции загрузочного устройства различаются по способу подачи ВВ в зарядчик.

Таблица 3.15.

Техническая характеристика порционных зарядчиков типа ЗП

Марка зарядчика	ЗП-2	ЗП-5	ЗП-12	ЗП-25
Мах объем дозирующей камеры, л	2	5	12	25
Мах диаметр шпуров (скважин), мм	56	80	105	150

Мах длина шпуров (скважин), мм	25	35	40	40
Плотность заряжания, г/см ³	1,2	1,2	1,2	1,2
Рабочее давление сж.воздуха, МПа	0,5-0,7	0,5-0,7	0,5-0,7	0,5-0,7
Масса регулируемой порции, кг	0,8-2,0	0,8-2,0	0,8-2,0	0,8-2,0

Порционные пневматические зарядчики типа ЗП предназначены для заряжания шпуров и скважин любого направления гранулированными ВВ, допущенными к механизированному заряданию. Зарядчик ЗП прост по устройству и позволяет контролировать величину заряда объемом дозирующей камеры зарядчика.

Таблица 3.16.

Характеристика взрывных приборов и машинок

Показатели	КВП - 1/100М	ПИВ - 100М	КПМ - 3	ВМК - 500
Максимальное число одновременно взрываемых ЭД нормальной чувствительности при их последовательном соединении	100	100	200	800
Номинальное сопротивление взрывной электрической сети при последовательном соединении детонаторов, Ом	320	320	600	2100
Номинальная емкость конденсатора-накопителя, мкф	10	10	4	3,3
Номинальное напряжение на конденсаторе-накопителе, В	600—650	610—670	1600	3000
Расчетный взрывной импульс тока, А ² -мс	3	3	3	3
Время подачи импульса, мс	2-4	2-4	Не ограничено	Не ограничено
Время заряжания конденсатора-накопителя до номинального напряжения, с	8-15	8	-	20
Источник питания	Три	Три	Генератор	Генератор

	элемента 373	элемента 373	переменног о тока	переменног о тока
Масса (без футляра), кг	2,5	2,7	1,6	6,5

Определяют параметры БВР и заносят их в табл. 3.17.

Таблица 3.17.

Параметры БВР

№ серии	№ шпура	Степень замедления, мс	Марка средства инициирования	Глубина шпура, м	Масса заряда, кг	Масса зайбойки, кг
1						
2						
...						

Степень замедления зарядов - зависит от вида взрывааемых зарядов (врубовые, оконтуривающие, отбойные) и от групп соединения. При электрическом способе и системе неэлектрического инициирования заряды шпуров клинового вруба взрываются мгновенно, у прямых врубов замедление между зарядами зависит от типа вруба. Отбойные шпуры взрываются с замедлением в десятки миллисекунд, оконтуривающие от десятка до сотни миллисекунд.

Таблица 3.18.

Номинальное время замедления устройства ИСКРА-Ш

Условное наименование устройства	Номинальное время замедления (tН), мс	Интервал, мс
ИСКРА-Ш-0	0	–
ИСКРА-Ш-	25	25
ИСКРА-Ш	50	25
ИСКРА-Ш	75	25
ИСКРА-Ш	100	25
ИСКРА-Ш	125	25
ИСКРА-Ш	150	25
ИСКРА-Ш	175	25
ИСКРА-Ш	200	25
ИСКРА-Ш	225	25
ИСКРА-Ш	250	25

Условное наименование устройства	Номинальное время замедления (тН), мс	Интервал, мс
ИСКРА-Ш	300	50
ИСКРА-Ш	350	50
ИСКРА-Ш	400	50
ИСКРА-Ш	450	50
ИСКРА-Ш	500	50
ИСКРА-Ш	600	100
ИСКРА-Ш	700	100
ИСКРА-Ш	800	100
ИСКРА-Ш	900	100
ИСКРА-Ш	1000	100
ИСКРА-Ш	1250	250
ИСКРА-Ш	1500	250
ИСКРА-Ш	1750	250
ИСКРА-Ш	2000	250
ИСКРА-Ш	2250	250
ИСКРА-Ш	2500	250
ИСКРА-Ш	3000	500
ИСКРА-Ш	3500	500
ИСКРА-Ш	4000	500
ИСКРА-Ш	4500	500
ИСКРА-Ш	5000	500
ИСКРА-Ш	6000	1000
ИСКРА-Ш	7000	1000
ИСКРА-Ш	8000	1000
ИСКРА-Ш	9000	1000
ИСКРА-Ш	10000	1000

Рассчитывают показатели БВР.

Общая длина шпуров, м

$$\Sigma L = l_{вр} N_{вр} + l_{отб} N_{отб} + l_{ок} N_{ок} . \quad (3.33)$$

Удельный расход бурения на 1 м³ горной массы, м/м³

$$\Delta l = \frac{\Sigma L}{S \cdot l_{шп} \cdot \eta} . \quad (3.34)$$

Удельный расход ВВ на 1 м³ горной массы, кг/м³

$$\Delta q = \frac{Q_{\phi}}{S \cdot l_{шп} \cdot \eta} . \quad (3.35)$$

По результатам проведенного расчета параметров БВР на проведение горной выработки заполняют табл. 3.19.

Таблица 3.19.

Показатели буровзрывных работ

№	Показатели	Ед.измерения	Количество
1	Тип выработки		
2	Площадь сечения вчерне	м ²	
3	Длина выработки	м	
4	Категория пород		
5	Коэффициент крепости		
6	Диаметр шпура	мм	
7	Тип вруба		
8	Общее количество шпуров – в т.ч. врубовых – вспомогательных – оконтуривающих		
9	Общая длина шпуров	м	
10	Длина шпура: – врубового – вспомогательного – оконтуривающего	м м м	
11	Подвигание забоя за взрыв	м	
12	Коэффициент использования шпуров		
13	Объём отбитой горной массы	м ³	
14	Расход взрывчатых веществ	кг	
15	Расход средств взрывания	(шт, м)	
16	Способ взрывания		
17	Источник тока		
18	Удельный расход шпурометров	м/м ³	
19	Удельный расход ВВ	кг/м ³	

3.2. Составление паспорта БВР на проведение горной выработки

Основным документом производства буро-взрывных работ при проведении горных выработок является паспорт БВР (рис. 3.3), который состоит из семи разделов и графической части.

ПАСПОРТ БУРО-ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Схема расположения шпуров в забое



Характеристика выработки и пород

1. Площадь поперечного сечения в свету _____ м²;
в черне _____ м²;
2. Характеристика пород _____
3. Меры безопасности _____

Показатели БВР

№	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Тип выработки		
2	Площадь сечения в черне	м ²	
3	Длина выработки	м	
4	Категория пород		
5	Коэффициент крепости		
6	Диаметр шпура	мм	
7	Тип вруба		
8	Общее количество шпуров: врубовых вспомогательных оконтуривающих	шт	
9	Общая длина шпуров	м	
10	Длина шпура: врубового вспомогательного оконтуривающего	м	
11	Подвигание забоя за взрыв	м	
12	Коэффициент использования шпура		
13	Объем отбитой горной массы	м ³	
14	Расход ВВ	кг	
15	Расход СВ	шт (м)	
16	Способ взрывания		
17	Источник тока		
18	Удельный расход шпурометров	м/м ²	
19	Удельный расход ВВ	кг/м ²	

Параметры БВР

№ серии	№ шпура	Степень замедления, мс	Марка средства инициирования	Глубина шпура, м	Масса заряда, кг	Масса забойки, кг
1						
2						
3						

Схема взрывной сети

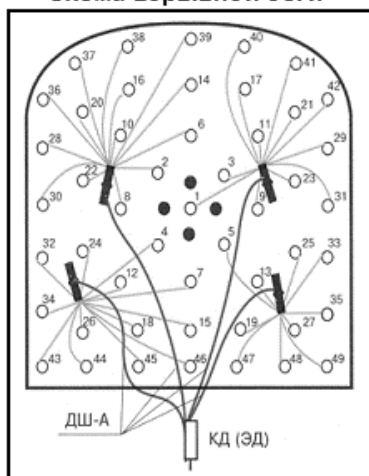


Схема конструкции заряда в шпуре

- **врубового шпура;**
- **отбойного шпура;**
- **оконтуривающего шпура**

Рис. 3.3. Состав паспорта буровзрывных работ на проведение горной выработки

Разделы паспорта БВР включают:

- *Характеристику выработки* (сведения о наименовании выработки, форме, площади и размерах поперечного сечения (ширина, высота) в проходке).

- *Характеристику пород* (наименование пород, их категории крепости согласно единой классификации по буримости и коэффициенты крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова. Сведения о трещиноватости и обводненности пород).
- *Исходные технологические данные* (наименования типа вруба, характеристик средств бурения, наименование ВВ и средств инициирования (СИ), способов зарядания и взрывания, источника электрического тока).
- *Параметры буровзрывных работ* (номера шпуров, их глубина (длина), углы наклона, массу зарядов в каждом шпуре; число серий взрывания и последовательность, материал забойки и ее величина).
- *Основные показатели буровзрывных работ* (КИШ, число шпуров на забой, величину продвижения забоя за взрыв, объем горной массы, оторванной за взрыв. Расход ВВ и СИ на цикл, удельные расходы ВВ и СИ на 1 м проходки и на 1 м³ горной массы).
- *Меры безопасности* (сведения о месте расположения взрывного пункта, укрытия взрывника и рабочих, о размерах опасной зоны, месте расположения постов оцепления, времени производства взрывов, сигналах и об ответственных за выставление постов оцепления и вывод людей, а также механизмов из забоя или за пределы опасной зоны; время проветривания забоя после взрыва, применяемые при этом вентиляторы (марка и тип) и мероприятия по осаждению пыли).
- *Дополнительные сведения и замечания.*

Графическая часть включает:

- *схему расположения шпуров* (масштаб 1:50, на схеме показывают три вида: вид на забой, вид сверху и вид с сбоку или вид на забой и два взаимно перпендикулярных вида сбоку для вертикальных выработок);

- *схему конструкции заряда* (вид и место основного заряда ВВ в шпуре и патрона-боевика с указанием марки ВВ, величины забойки);
- *схему монтажа взрывной сети.*

Контрольные вопросы

1. Буро-взрывной способ отбойки, машины и механизмы для бурения и заряжания шпуров.
2. Порядок расчета параметров БВР при проведении выработок по удельному расходу ВВ.
3. Выбор типа ВВ в зависимости от характеристики пород.
4. Типы врубов, их назначение, схемы расположения шпуров в забое выработки.
5. Конструкции шпуровых зарядов ВВ (по расположению, по форме и т. п.).
6. Проектная документация на производство буро-взрывных работ.
7. Разделы паспорта БВР и графической части.
8. Механизация заряжания шпуров и скважин. Обеспечение безопасности работ.

4. Технология проведения горизонтальных и наклонных горных выработок

4.1. Организация работ по проведению горных выработок

Проведение горизонтальных и наклонных выработок по крепким горным породам осуществляется буровзрывным способом.

В цикл проходческих работ при этом входят следующие операции: бурение и зарядание шпуров и взрывание шпуровых зарядов, проветривание забоя, приведение забоя в безопасное состояние, погрузка и транспортирование породы, возведение крепи, настилка рельсовых путей или устройство дорожного покрытия и устройство водоотливной канавки.

Выбор проходческого оборудования и той или иной технологической схемы обуславливается не только крепостью породы, но также параметрами поперечного сечения и длиной выработки и наличием необходимого фронта работ.

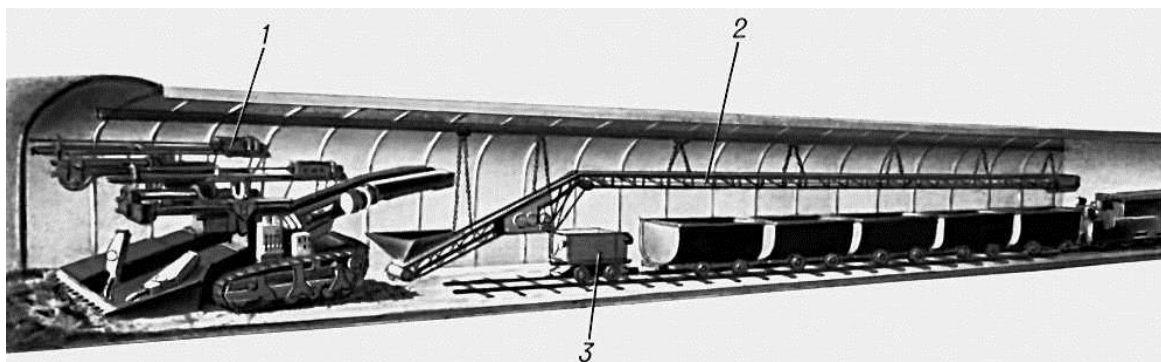


Рис. 4.1. Комплекс проходческого оборудования для проведения выработок БВР: 1 - буропогрузочная машина; 2 - ленточный перегружатель; 3 - консольная стрела

Современному уровню развития технологии горнопроходческих работ отвечает бурение шпуров с использованием бурильных установок (бурильных кареток) с гидроперфораторами, погрузка породы

погрузочными машинами, самоходными погрузчиками и скреперными установками, транспортирование грузов высокопроизводительными электровозами в шахтных вагонах, погрузочно-транспортными машинами и автосамосвалами, применение при креплении выработок современных типов крепи (набрызг-бетонной, анкерной, комбинированной).

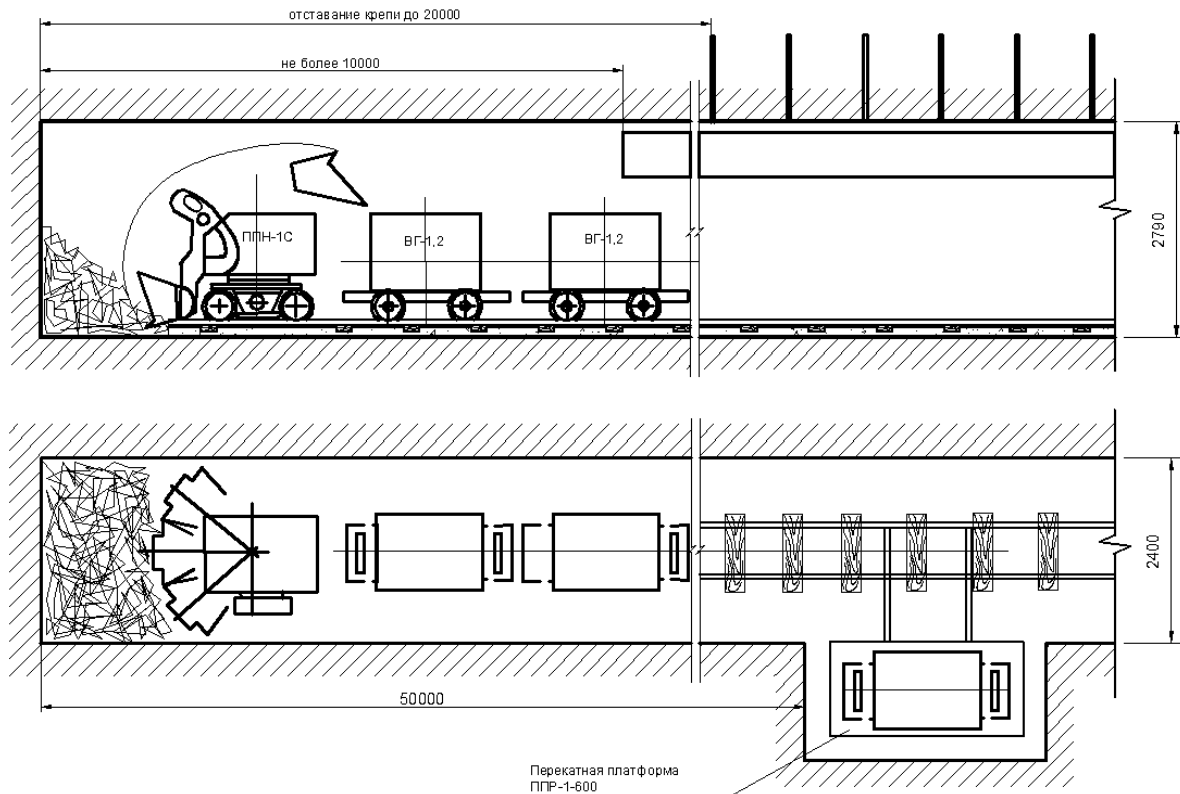


Рис. 4.2. Процесс погрузки машиной ППН-1с в вагоны ВГ-1.2

Технологическая схема проведения горной выработки — включает описание и графическое изображение параметров горной выработки и ее крепи, расстановка проходческого оборудования, последовательность и время выполнения проходческих операций, расчетные технико-экономические показатели.

Различают две основные технологические схемы организации работ по проведению выработок: поточную и цикличную. При поточной схеме происходит непрерывное извлечение горной массы из забоя, в результате совмещения всех производственных процессов, что

происходит при комбайновом способе проходки. При цикличной схеме процесс разрушения породы осуществляется с перерывами, вызванными необходимостью выполнения других работ в определенной последовательности, что происходит при буровзрывном способе проведения выработок.

В технологических схемах наряду с классификацией их по способам проходки и организации работ конкретно указываются совмещение или последовательность выполнения процессов проходки и характер их механизации.

При выборе технологических схем при проведении горных выработок учитывают физико-механические свойства горных пород, горно-геологические и производственно-технические условия. Если горно-геологические условия влияют на выбор способа проведения выработки, то производственно-технологические — на выбор оборудования и основные показатели работ.

В горной промышленности, где применяются разнообразные горнопроходческие машины и механизмы, при выборе машин и проходческих комплексов учитывают крепость пород, сечение выработок, требования техники безопасности, экономичность и др.

При проведении выработок различают два вида горнопроходческих процессов: основные и вспомогательные.

Основные процессы — это такие процессы, которые выполняют в забое проводимой выработки и относят непосредственно к проведению и креплению выработки.

К *вспомогательным процессам* относят процессы, которые обеспечивают нормальные условия для выполнения основных проходческих операций.

4.1.1. Основные процессы проходческого цикла

При проведении выработок по крепким породам к основным процессам относятся: бурение шпуров, их зарядание и взрывание, проветривание забоя, приведение забоя в безопасное состояние, погрузка породы и возведение постоянной крепи.

Бурение шпуров. Бурение шпуров занимает 20...40% общей продолжительности и трудоемкости проходческого цикла и производится ручными и колонковыми электросверлами, переносными перфораторами на пневмоподдержках или распорных колонках (УПБ, ЛКР-ГУ) и бурильными установками с гидро и пневмоперфораторами. Бурение шпуров производится в строгом соответствии с паспортом БВР, утверждаемым главным инженером.

Зарядание шпуров производится патронированными или гранулированными взрывчатыми веществами, тип ВВ выбирается в зависимости от взрываемости горных пород. Взрывание шпуровых зарядов при проведении горных выработок разрешено Росгортехнадзором РФ двумя способами: электрическим и при помощи систем неэлектрического инициирования (типа Нонель, Искра).

Проветривание забоев горизонтальных выработок производят в строгом соответствии с паспортом проветривания, утверждаемым главным инженером. В выработках длиной до 300 м применяются нагнетательный, реже всасывающий способы проветривания. Выработки длиной более 300 м, в соответствии с требованием федеральных ПБ [18], необходимо проветривать по комбинированному способу. Нагнетательный способ при длине выработок более 300 м применяется в тех случаях, когда выработка относится к категории опасных по газу или пыли или когда в тупиковой выработке применяется оборудование с двигателями внутреннего сгорания.

Приведение забоя в безопасное состояние. После проветривания забой выработки приводится в безопасное состояние. Горный мастер и взрывник осматривают забой и проверяют, все ли шпуровые заряды взорвались. Если обнаружены невзорвавшиеся заряды («отказы»), взрывник производит их ликвидацию. Если немедленно ликвидировать «отказ» не представляется возможным, то дальнейшая ликвидация «отказа» в этом случае производится по указанию и в присутствии лица технического надзора.

Горный мастер проверяет состояние крепи, кровли и боков выработки. Состояние породы проверяется остукиванием. Поврежденная крепь исправляется. Отслоившиеся и нависающие куски породы в кровле и в боках отделяют специальным ломиком с плоско заостренным и отогнутым концом (оборником). Оборку кровли и боков производят из безопасного места.

Погрузка породы. После выполнения перечисленных мероприятий рабочие приступают к погрузке породы. Схема механизации работ при уборке породы определяется площадью поперечного сечения и протяженностью выработки. При проведении горизонтальных выработок значительной протяженности наиболее эффективной является технологическая схема, основанная на использовании в качестве основного погрузочно-транспортного оборудования ковшовых погрузочных машин, вагонеток емкостью 1,2...2,2 м³ и контактных электровозов. При проведении выработок для самоходного оборудования длиной до 400 м используют погрузочно-транспортные машины, большей длины самоходные погрузочные машины в комплексе с автосамосвалами.

Возведение постоянной крепи. Около 60% горизонтальных выработок проходится с креплением. Стоимость работ по креплению достигает 30% и более от всех затрат на проведение выработок.

Материал и конструкции крепи полностью определяются паспортом крепления выработки.

В горизонтальных выработках сроком службы 3...5 лет основной конструкцией крепи в недостаточно устойчивых породах является деревянная крепежная рама, при большем сроке службы металлическая крепь из спец. профиля СВП. В выработках с прямоугольно-сводчатой формой поперечного сечения применяется анкерная крепь, набрызг-бетонная (торкрет-бетонная) и комбинированная — анкеры с торкретбетоном.

4.1.2. Вспомогательные процессы проходческого цикла

К вспомогательным работам при проведении выработок относятся: установка предохранительной крепи, устройство водоотводной канавки, настилка рельсового пути, прокладка трубопроводов и кабелей, оборудование освещения, устройство проезжей части (при самоходном безрельсовом транспорте), такелажно-доставочные работы и др. Достижение высокой скорости проведения выработок при минимальной себестоимости возможно лишь при максимальном совмещении и взаимоувязке основных процессов проходческого цикла со вспомогательными работами и высоким уровне механизации.

Временная крепь. Травматизм от вывалов породы на рудных и угольных шахтах составляет более 50% от общего числа несчастных случаев. При этом более 30% из них происходят в забоях выработок. Поэтому для безопасного ведения работ в призабойной зоне выработок до возведения постоянной крепи устанавливаются временная крепь. Различают предохранительные и поддерживающие конструкции временных крепей. Предохранительные крепи предназначены для

предупреждения травматизма рабочих в призабойной зоне выработок от вывалов кусков породы. Широкое применение имеют консольные конструкции предохранительной крепи. Наиболее простая конструкция представляет собой две металлические балки (двутавр, профиль СВП), подвешенные на специальных скобах к верхнякам первых 3...4 рам постоянной крепи. На балки укладывают верхняки и затяжку. По мере подвигания забоя под верхняками перекрытия подводят стойки. Консольные балки выдвигают к забою и на них вновь укладывают верхняки с затяжкой.

В качестве переносной поддерживающей крепи часто применяют трапециевидные рамы, каждая из которых состоит из двух гидростоек типа ГС и деревянного верхняка. При креплении выработок монолитной железобетонной крепью в качестве временной рамной крепи используют крепь из проката, оставляемую в качестве аркатуры.

Устройство водоотводных канавок. Форму и размеры площади сечения водоотводных канавок выбирают в зависимости от притока воды. Канавки обычно имеют трапециевидное сечение с уклоном до 0,005 в направлении центрального водосборника.

Живая площадь сечения канавки, м³

$$S_k = Q / v, \quad (4.1)$$

где Q - приток воды, м³/с;

v - скорость потока воды ($0,5 \leq v \leq 2,5$ м/с).

Для образования водоотводной канавки при проведении выработок по крепким породам одновременно с взрыванием шпуров в забое в почве выработки взрывают один дополнительный шпур, пробуренный в месте расположения канавки. После уборки породы канавку оформляют с помощью отбойных молотков до проектного сечения. Уклон канавки должен соответствовать уклону выработки. Если породы склонны к размоканию, то канавки крепят деревом,

монолитным бетоном, железобетоном и асбоцементными лотками и сверху закрывают железобетонными плитами или деревянным настилом.

Доля ручного труда при устройстве водоотводной канавки составляет 40...60 %, поэтому в ряде шахтостроительных организаций применяют специальные машины: «Штрек-1», ДМ-2, универсальный ковшовый погрузчик ПКУ (производительность при $S_k = 0,2 \text{ м}^2$ - 90 м/смену). Он укомплектован сменным оборудованием: ковшом, крюком, грейдером и вилочным захватом. Сменное оборудование позволяет механизировать ремонт рельсовых путей, подвеску трубопроводов, некоторые операции по креплению выработки.

Настилка рельсового пути. Временные пути настилают вслед за подвиганием забоя. В призабойной зоне их наращивают временками: переносными звеньями, выдвигными рельсами или используют швеллеры. Переносное звено состоит из рельсов длиной 2,0 м, приваренных к металлическим шпалам. Звенья соединяют между собой крючками. Выдвигные рельсы длиной до 8,0 м укладывают головкой к рельсам временного пути и перед взрывом распорками прижимают к ним. Укладку временного пути (замена временок на временной путь) производят по мере подвигания забоя на длину стандартного рельса.

Постоянный рельсовый путь настилают от забоя выработки с отставанием на 25...100 м или после ее проведения.

Дорожное покрытие. В выработках, в которых для транспортирования используют ПТМ, автосамосвалы и самоходные вагоны, устраивают дорожное покрытие. При высококачественном дорожном покрытии скорость движения может достигать максимальной (до 40 км/час), улучшаются условия работы водителей, снижается износ шин.

Конструкция дорожного покрытия определяется интенсивностью движения и грузоподъемностью самоходного оборудования: щебеночное, бетонное, сборное из железобетонных панелей, асфальтовое, асфальтобетонное. Широко применяется щебеночное покрытие, как наиболее простое и дешевое и состоящее из 2...3 слоев щебня с пропиткой или без пропитки вяжущим веществом. Для устройства щебеночного покрытия укладывают основание толщиной 200 мм. В зависимости от интенсивного движения на основание укладывают при интенсивности до 100 машин/сутки второй слой щебня толщиной 70 мм и верхний слой с пропиткой вяжущим веществом толщиной 30 мм; от 100 до 500 машин – второй слой толщиной 40 мм и третий слой толщиной 60 мм с пропиткой вяжущим; более 500 машин в сутки - второй (верхний) слой с пропиткой вяжущим толщиной 100 мм.

Прокладка в выработке трубопроводов и кабелей. Трубы и кабели прокладывают в выработке таким образом, чтобы они не могли повреждаться подвижным составом при нормальном его движении и при сходе с рельсов на высоте не ниже 1800 мм, и не мешали проходу людей и были удобны для обслуживания. Водопроводные трубы и трубы для сжатого воздуха из-за их большой массы и достаточной прочности прокладывают в нижней части выработки так, чтобы они не мешали движению людей. Слаботочные кабели обычно располагают выше трубопровода на 300...400 мм. Силовые кабели прокладывают по противоположной от трубопроводов стороне выработка; подвешивают на гибких или жестких подвесках, а также можно укладывать их на почву выработки при условии защиты от механических повреждений.

Вентиляционные трубы прокладывают в верхней части выработки, причем размещение на одной стороне выработки кабелей и вентиляционных труб из прорезиненных тканей не допускается.

Освещение. Хорошая освещенность выработки повышает комфортность условий и безопасность труда. Минимальная освещенность должна быть на почве выработки 15 лк, а на плоскости забоя 10 лк. Для питания подземных осветительных установок необходимо применять напряжение не выше 127 В. Необходимая освещенность обеспечивается лампами мощностью до 100 Вт, подвешенных через 4...6 м и светильниками буровых установок, погрузочных машин.

Все проходчики должны обеспечиваться индивидуальными светильниками со световым потоком не менее 30 лм.

Такелажно-доставочные работы – наиболее трудоемкие вспомогательные работы при проведении капитальных горных выработок – погрузка, разгрузка, доставка материалов, оборудования. Одним из резервов снижения трудоемкости является их комплексная механизация.

Прогрессивной считается система пакетно-конвейерной доставки, где предусмотрено формирование материалов и изделий в пакеты, поддоны, разгрузки, складирования и транспортирования различными видами транспорта без переупаковки на всем пути перемещения.

Маркшейдерская служба выполняет комплекс работ, направленный на геометрическое обеспечение проведения горных выработок в соответствии с технической проектной документацией. С этой целью служба задает проектные направления и уклоны горных выработок, подземных коммуникаций и сооружений; производит систематическую проверку направлений, уклона и размеров выработок, выполняет ежемесячные маркшейдерские замеры и контрольный учет объемов выполненных работ.

4.1.3. Проведение наклонных горных выработок

При разработке месторождений для подготовки к эксплуатации шахтного поля проводят наклонные выработки — бремсберги и уклоны. В зависимости от свойств горных пород проведение наклонных выработок ведется по разным технологическим схемам, представленным на рис. 4.3.



Рис. 4.3. Систематизация технологических схем проведения наклонных горных выработок

Наклонные выработки имеют различную форму сечения. Для выработок с ограниченным сроком службы (участковые бремсберги и уклоны) применяют арочную металлическую крепь, а при длительном сроке — монолитную бетонную. Размеры сечения наклонных выработок определяются ПБ[18]. Передвижение людей по наклонным выработкам (уклонам и наклонным шахтам) должно осуществляться с помощью механизированной перевозки.

Запрещается передвижение людей по наклонным выработкам, по которым производится откатка грузов вагонетками или другими откаточными сосудами. Параллельно уклонам и бремсбергам должны одновременно проводиться ходки. Ходки, не оборудованные средствами механизированной перевозки людей, должны иметь высоту не менее 1,8 м в свету и свободный проход шириной не менее 0,7 м. В зависимости от угла наклона они оборудуются перилами, трапами с перилами и сходнями со ступеньками, перилами и лестницами. Запрещается производить эксплуатационные работы в уклонах и бремсберговых полях шахты без наличия указанных людских ходков.

Уклоны проводят сверху вниз с применением буровзрывных работ. Погрузка горной массы осложняется наклонным положением забоя, и в связи с этим обычно осуществляется в выработках с углами наклона до 8° использованием обычных погрузочных машин с нагребными лапами или ковшовых машин, но подвешиваемых на тяговых лебедках. При увеличении угла наклона выработки с 8 до 25° уборка и погрузка породы особенно затрудняются и, как правило, производятся специальными погрузочными машинами ковшового типа на конвейер, проходческие скипы или вагонетки, перемещаемыми лебедками с тяговыми канатами.. Проведение выработок с углами наклона $25...30^\circ$ обычно происходит со скреперной погрузкой горной массы, для транспортирования горной массы из забоя применяют скипы.

В современной практике при разработке рудных месторождений широкое применение получают различные самоходные горные машины и механизмы — погрузочные и погрузочно-доставочные машины, бурильные установки для бурения шпуров и скважин, оборудование для зарядания шпуров, самоходные полки для оборки породы в выработках и камерах, для производства крепления выработок монолитным

бетоном, набрызг-бетоном, анкерами и т. п. Машины обычно монтируют на пневмоколесном шасси или гусеницах. Для осуществления перевода самоходных машин с одного горизонта на другой, выдачи их на земную поверхность для капитального ремонта, доставки различных материалов, и учитывая значительные основные размеры самоходного оборудования, исключающие возможность спуска в рудник и выдачу на поверхность по стволу, проходят наклонные спиральные съезды.

Проведение уклонов осложняется наличием притока воды, скапливающейся в забое, что вызывает снижение скорости проведения.

При проведении уклона в породах небольшой прочности, а также при малых углах наклона до $10...12^\circ$ возможно применение комбайнов избирательного действия.

Среднемесячные скорости проведения уклонов БВР способом 35 м/мес, комбайновым до 210 м/мес.

Бремсберги по своему назначению и сроку службы подразделяются на капитальные, панельные и участковые. Бремсберги проводят в направлении снизу вверх.

Капитальные бремсберги проводятся при сооружении шахт для подготовки шахтного поля к эксплуатации. Они отличаются значительной протяженностью (обычно равной размерам шахтного поля по восстанию) и большим сроком службы.

Капитальные бремсберги принимаются обычно сводчатой формы. Конструкция крепи — металлическая арочная или анкерная. В отдельных случаях возможно применение монолитной бетонной крепи. Учитывая длительный срок службы капитальных бремсбергов, они обычно проводятся узким забоем, а при наличии сложных горно-геологических условий, при угольных пластах, склонных к внезапным

выбросам угля и газа, бремсберги целесообразно проводить по породе (полевые бремсберги) в лежащем боку угольного пласта.

Бремсберги по пласту угля обычно проводятся узким забоем (с отдельной выемкой угля и породы) и с подрывкой пород почвы. Выемку угля и породы, учитывая обычно газовый режим шахты, осуществляют с помощью комбайнов избирательного действия с доставкой горной массы из забоя конвейерами с последующей перегрузкой в вагонетки.

Работы по углю и породе в основном такие же, как и при проведении горизонтальных пластовых выработок. Выемка угля и породы осуществляется буровзрывным способом и в отдельных случаях комбайнами. Бурение шпуров по углю обычно производится электросверлами, а по породе колонковыми сверлами. При наличии крепких пород почвы возможно применение пневматических бурильных машин на подпорках, а при стремлении достигнуть высоких скоростей возможно использование бурильных установок, но для их перемещения необходимо иметь в забое лебедку.

Погрузку угля и породы наиболее целесообразно производить машинами типа ПНБ. Доставку угля и породы из забоя бремсберга и ходка целесообразно сконцентрировать в какой-либо одной выработке (обычно в бремсберге). Для доставки угля и породы из забоя бремсберга и ходка возможно применение скребковых конвейеров. Для большей непрерывности работы транспорта между погрузочной машиной и конвейером целесообразно разместить перегружатель. Собственно доставку угля и породы по бремсбергу до откаточного штрека можно осуществлять в вагонетках поездами с помощью одноканатного подъема или применять ленточные конвейеры. Доставку в забой крепких материалов можно производить с помощью грузового подъема, когда он не загружен работой по выдаче породы и угля, а также с помощью монорельсовой дороги.

В практике проведения выработок находят применение проходческие комбайны избирательного действия. Наиболее часто комбайны применяются в достаточно мощных пластах, не требующих при проведении бремсберга присечки породы, или породах малой прочности, позволяющих разработку осуществлять совместно с углем. При проведении наклонных выработок применение комбайнов обычных конструкций ограничивается углом их наклона до 10° . При больших углах наклона комбайны скользят по почве и для их удержания и перемещения необходимо применять специальные устройства.

Среднемесячные скорости проведения бремсбергов БВР способом 40 м/мес, комбайнами до 270 м/мес.

4.2. Выбор проходческого оборудования

Бурение шпуров занимает 20...40 % общей продолжительности и трудоемкости проходческого цикла и производится переносными перфораторами на пневмоподдержках или распорных колонках (УПБ, ЛКР-ГУ) и самоходными бурильными установками.

В выработках сечением от 6 м^2 и более рекомендуется применять шахтные бурильные установки (буровые каретки) с колонковыми пневматическими перфораторами или гидроперфораторами Российского производства или ведущих производителей горного оборудования фирм "Atlas Copco" и "Линден Алимек" (Швеция), "Ингерсол Рэнд" и "Гарднер Денвер" (США), "Sandvik" (Финляндия).

На выбор погрузочной машины влияют крепость и крупность погружаемой породы, а также размеры выработки.

При выборе машины ковшового типа на рельсовом ходу необходимо руководствоваться следующим:

- Ширина фронта погрузки не должна быть меньше ширины выработки вчерне (в проходке) по почве во избежание ручной уборки породы у боков выработки. Разница ширины фронта погрузки, и ширины выработки по почве допускается не более чем на 20%.
- Высота машины в рабочем положении (максимальная высота) должна быть меньше высоты выработки от головки рельсов до кровли (при отсутствии крепи) или до крепи не менее чем на 50 мм.
- Ось выработки в призабойной зоне должна совпадать с осью временного рельсового пути.
- Крепость пород не влияет на выбор машины ковшового типа.

На выбор погрузочных машин типа ПНБ (непрерывного действия с нагребными лапами) в значительной мере влияют крепость и крупность погружаемой породы. Высота выработки 1,8 м является достаточной для всех погрузочных машин этого типа (при отсутствии навесного бурильного оборудования), а наличие рельсовых путей не препятствует их применению. Благодаря гусеничному ходу фронт погрузки неограничен. Они применяются, в основном, в двухпутных выработках, так же как и машины ковшового типа со ступенчатой погрузкой, имеющие большой фронт погрузки (1ППН-5, ППМ-4У).

Для проведения и крепления горизонтальных и наклонных выработок по буровзрывной технологии выбирают, как правило, соответствующий набор оборудования, обеспечивающий выполнение основных и вспомогательных проходческих процессов, определяющей в котором является погрузочная машина. Выбранный состав проходческого оборудования рекомендуется представлять в виде табл. 4.1.

Примерный состав проходческого комплекса оборудования

№	Наименование проходческого процесса	Тип оборудования	Габариты, вид привода
1.	Уборка горной массы		
2.	Крепление - бурение шпуров под анкера		
3.	- установка анкеров и навеска полимерной сетки		
4.	- бетонирование поверхности		
5.	Навеска вент. трубопровода		
6.	Устройство дорожного покрытия		
7.	Устройство водоотливной канавки		
8.	Бурение шпуров		
9.	Заряжание, взрывание		

4.2.1. Выбор и расчет производительности шахтных бурильных установок

Проведение выработок в крепких породах осуществляют буровзрывным способом, в мягких — механическим с использованием проходческих комбайнов.

Более 90 % всего объема проходки выработок приходится на породы крепостью более XII категории $f > 6$ (классификация по буримости ЦБНПТ), которые отбиваются шпуровыми зарядами. Разрушение горных пород с помощью буровзрывных работ будет доминирующим еще долгие годы.

Буровзрывные работы при проведении горизонтальных и наклонных выработок включают: бурение комплекта шпуров, заряжание и взрывание.

При крепости пород (по М.М. Протодяконову) $f < 8$ обычно выбирают вращательное бурение, при крепости $f = 8 \dots 12$ - вращательно-ударное бурение, при $f > 12$ - ударно-поворотное и ударно-вращательное бурение.

Пневматические переносные перфораторы предназначены для бурения шпуров с пневматических поддержек или с рук при проведении горизонтальных и слабонаклонных горных выработок, а также при проходке стволов шахт. Параметры бурения: диаметр — 32...46 мм; глубина бурения до 5 м, коэффициент крепости пород — 6...20.

В соответствии с ГОСТом 10750-80 предусматривается выпуск четырех типов переносных перфораторов: ПП36В, ПП50В, ПП54ВБ, ПП63СВП.

Акционерная компания «Туламашзавод» выпускает принципиально новой конструкции перфораторы ПП-80НВ и ССПБ-1К. Традиционно применяемая в мировой практике зависящая геликоидальная (храповая) система вращения и удара была заменена на отдельный привод удара и вращения с использованием автономного планетарного пневмодвигателя и поршня ударника новой геометрии.

Для эффективного бурения шпуров и облегчения труда рабочих переносные перфораторы обычно устанавливаются на пневмоподдержках. Кроме пневмоподдержек крепление, удержание перфораторов во время работы и создание необходимых усилий осуществляется с помощью универсальной бурильной установки УБТУ-1, распорных колонок УПБ-1Б, КБРП, ЛКР-Т, манипуляторов различных типов.

Поддержки выпускаются трех типов: П8, П11, П13. Основным параметром пневмоподдержек является рабочий ход поршня. У поддержки П8 он составляет 800 мм, у П11 - 1100 мм, а у П13 - 1300 мм.

Колонковые перфораторы относятся к машинам ударно-вращательного действия. В этих машинах непрерывное вращение буровой штанги обеспечено от отдельного двигателя.

Колонковые перфораторы предназначены для бурения шпуров и скважин любого направления в крепких породах. Это машины повышенной мощности, использование их по назначению возможно лишь с распорных колонок, либо манипуляторов. Подача перфоратора на забой обеспечивается механическим способом посредством специального устройства. Параметры буримых шпуров и скважин: диаметр — до 85 мм; глубина — до 50 м; коэффициент крепости пород — до 20.

В соответствии с ГОСТом 18092-79 выпускают колонковые перфораторы ПК 60А, ПК 75А. В качестве основного параметра принята масса перфоратора.

Шахтные бурильные установки (рис. 4.4) предназначены для бурения шпуров в породах различной крепости при проведении горных выработок, строительстве тоннелей, а также при ведении очистных работ в рудниках. Шпуры бурят вдоль оси выработки, в кровлю, бока и почву выработки. Бурильные установки полностью механизмируют процесс бурения, улучшают санитарно-гигиенические условия работы и частично механизмируют процессы зарядания шпуров и крепления, выработки.

Бурильные установки разделяют на фронтальные и радиально-фронтальные. Фронтальными установками шпуры бурятся только вдоль оси выработки, радиально-фронтальными — вдоль оси выработки и перпендикулярно к ней.



Рис. 4.4. Общий вид установки бурильной шахтной Boomer L1

По типу бурильных головок бурильные установки подразделяют на оборудованные бурильными головками вращательного ($f < 8$), вращательно-ударного ($f = 8 \dots 14$) и ударно-вращательного ($f = 12 \dots 20$ и более) действия.

Бурильные установки подразделяют по роду потребляемой энергии - на пневматические, электрические и комбинированные; по типу ходовой части - пневмошинные, колесно-рельсовые и гусеничные, а также по числу бурильных головок - 1...3.

Шахтная бурильная установка состоит из следующих основных сборочных единиц: бурильной головки с податчиком, манипулятора, рамы с ходовой частью, привода, пульта и системы управления.

В качестве бурильных головок используют гидровращатели, пневматические и гидравлические перфораторы.

Расчет бурильных шахтных установок.

При ударно-вращательном бурении перфораторами с независимым вращением бура оптимальная частота вращения (c^{-1}) бурового инструмента (формула справедлива при $35 < d < 80$ мм)

$$n_{ер} = 145/d, \quad (4.2)$$

где d —диаметр шпура, мм.

Начальная механическая скорость бурения (мм/с) (перевести после расчета в м/мин) — скорость бурения первого метра шпура или скважины ударно-вращательными установками

$$v_n = \frac{50 \cdot A \cdot n}{d^2 \cdot f}, \quad (4.3)$$

где A —энергия удара перфоратора, Дж;

n —частота ударов, Гц;

d —диаметр шпура, мм;

f —коэффициент крепости пород.

Таблица. 4.2.

**Технические характеристики гидравлических перфораторов системы
COPROD фирмы «Atlas Copco»**

Тип перфоратора	COP 1132	COP 1238	COP 1638	COP 1838ME	COP 2238
Ударная мощность max, кВт	11	15	16	18	22
Энергия удара, Дж	110	250	266	330	350
Частота ударов, Гц	100	60	60	60	73
Рабочее давление, max, бар	210	250	266	300	340
Скорость вращения, об/мин	0-320/500	0-300	0-190/310	0-210	0-210/ 275/340/460
Рабочее давление вращателя, бар	225		210	210	150/175
Крутящий момент, max, Н м	330/550	500	520/660	545/740	430/545/ 700/740
Масса (с хвостовиком), кг	75	151	170	170	170
Длина (без хвостовика), мм	735	1002	1008	1008	1008
Диаметр бурения, мм	33-51		38-76	38-76	41-76

Таблица. 4.3.

Техническая характеристика перфораторов HL фирмы «Sandvik»

Параметр	Показатель		
	HL300	HL510	HLX5
Диаметр коронки, мм	43-64	43-51	43-64
Энергия удара, Дж	133	250	320
Частота удара, Гц	50	59	67
Ударная мощность, кВт	8	16	20
Рабочее ударное давление, бар	100-160	120-175	120-220
Рабочее давление вращателя, бар	175	175	175
Крутящий момент, Н м	245 (400)	400	400
Масса, кг	92,0	130,0	210,0

Эксплуатационная производительность (м/смену) подсчитывается исходя из длительности смены, затрат времени на подготовительно-заключительные операции и простои по организационным причинам

$$Q_{\text{э}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{нз}} - T_{\text{он}}) \cdot k_2 \cdot k_o \cdot R}{\frac{\alpha \cdot L}{v_{\text{н}}(1 - e^{-\alpha L})} + \frac{1}{v_{\text{ох}}} + \frac{T_3}{B} + \frac{T_{\text{н}} + (T_{\text{н}} + T_{\text{зб}})m}{m \cdot L}}, \quad (4.4)$$

где $T_{\text{см}}$ — длительность смены, мин;

$T_{\text{нз}}$ — время на подготовительно-заключительные операции, 20...40 мин;

$T_{\text{он}}$ — время организационных простоев, 30 мин;

$T_{\text{н}}$ — время перегона установки, 20...30 мин;

k_2 — коэффициент готовности 0,9;

R — число бурильных машин на установке;

k_o — коэффициент одновременности, $k_o = 1; 0,8; 0,7$ при числе бурильных машин соответственно 1; 2; 3;

$v_{\text{н}}$ — начальная механическая скорость бурения шпуров, м/мин;

$v_{\text{ох}}$ — скорость обратного хода бурильной головки, 16 (12...24) м/мин;

T_3 — время замены резца (коронки), 2 мин;

B — стойкость резца (коронки) на одну заточку, м;

$T_{\text{н}}$ — время наведения бурильной машины с одного шпура на другой, 1 мин;

$T_{\text{зб}}$ — время забуривания шпура (скважины), 2 мин;

m — число шпуров в забое.

L — глубина шпура, м.

Здесь α — декремент затухания энергии силового импульса. Его величина зависит от глубины шпура или скважины, типа перфоратора. Для перфоратора с геликоидальной парой величина декремента α наибольшая.

Таблица 4.4.

Декремент затухания энергии силового импульса

Тип перфоратора	ПП54В	ВВС-53	ПК60А	ПК75А	URA-475	Гидро-перфоратор
Декремент затухания α	0,24	0,062	0,05	0,04	0,03	0,02

Перфораторы с независимым вращением и большой массой поршня имеют α наименьшие.

Таблица 4.5.

Расход коронок, буровой стали и сжатого воздуха для пород различной крепости на 1000 м шпуров при ударно-вращательном бурении.

Коэффициент крепости пород	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18	18-20
Число коронок при диаметре шпура:							
40мм	17	21	26	33	45	66	111
43мм	19	24	30	38	52	76	130
46мм	22	27	34	43	59	86	144
Масса буровых штанг, кг	30	45	65	90	135	165	330
Объем сжатого воздуха, м ³	31000	35000	41000	48000	51000	62000	71000

4.2.2. Выбор и расчет погрузки и транспортирования горной массы из забоя*Погрузка горной массы.*

Уборка горной массы из проходческого забоя может производиться следующими способами:

- погрузочными машинами в вагоны, или на конвейер;
- скреперными установками через проходческий полук в вагоны, скип или на конвейер;
- самоходными погрузочно-транспортными машинами на расстояние до 400 м;

- погрузочными (или погрузочно-доставочными, используемые как погрузчики) машинами в комплексе с автосамосвалами на расстояние от 400...2000 м;

Погрузочные машины применяются на угольных и рудных шахтах и предназначены для механизации процесса погрузки отделенной от массива буровзрывным способом горной массы в транспортные средства при проведении подземных горных выработок, а также при очистных работах при камерно-столбовой системе разработки руд.

Скреперные установки. Погрузка породы скреперными установками производится в горизонтальных выработках малого сечения и наклонных выработках с углом наклона до 35...40°, в наклонных стволах (до 29°) при разведке и отработке мёрзлых россыпей подземным способом.

Погрузочно-транспортные машины на пневматическом ходу сочетают в себе функции погрузочных машин и средств доставки. Они имеют грузонесущий ковш или грузонесущий кузов и погрузочный ковш. Их целесообразно применять при проведении выработок под самоходное оборудование, подэтажных выработок, сооружении подземных бункеров, камер и других безрельсовых выработок.

По принципу работы погрузочные машины могут быть периодического действия с ковшовым погрузочным органом и непрерывного действия с нагребными лапами.

Машины периодического действия работают по принципу захвата горной массы периодически, т.е. через определенные интервалы времени и машинист управляет каждым циклом захвата. У машин непрерывного действия захват горной массы осуществляется через более короткие интервалы времени, машина после пуска работает в автоматическом режиме и машинист не управляет захватом каждой порции груза.

В погрузочных машинах периодического действия применяют в основном ковшовый исполнительный орган, реже грейферный и гребковый, а в машинах непрерывного действия — парные нагребавшие лапы для кусковатой горной массы, барабанно-лопастной рабочий орган для липких горных пород.

По способу захвата горной массы различают погрузочные машины с нижним захватом — в основном почти все типы ковшовых погрузочных машин; верхним захватом — некоторые типы ковшовых машин, машин с нагребавшими лапами и гребковым рабочим органом; боковым захватом — погрузочные машины с парными нагребавшими лапами.

По способу передачи груза на транспортное средство — с прямой задней и боковой погрузкой (ковшовые машины) и со ступенчатой задней погрузкой (ковшовые машины и машины с нагребавшими лапами и ленточным или скребковым конвейером для подачи горной массы от нагребавших лап в транспортное средство), когда горная масса перегружается на передаточный конвейер, расположенный на самой погрузочной машине.

По способу разгрузки ковшовые погрузочные машины разделяют на три типа: с задней, боковой и фронтальной разгрузкой ковша.

Привод погрузочных машин обычно пневматический или электрический с питанием по шлангу или кабелю, а механизм перемещения — колесно-рельсовый или гусеничный, реже пневмошинный.

Отечественные ковшовые погрузочные машины имеют колесно-рельсовый механизм передвижения, реже — гусеничный. Некоторые типы зарубежных погрузочных машин имеют пневмошинный механизм передвижения.

Погрузочные машины периодического действия. Ковшовые погрузочные машины периодического действия могут быть машинами прямой и ступенчатой погрузки. Они широко применяются при проведении выработок и имеют достаточно большое число типоразмеров. В ковшовых погрузочных машинах ковш может быть закреплен на перекатывающейся рукояти или на шарнирной стреле.

Принцип работы погрузочной машины периодического действия типа ППН (рис.4.5) заключается в следующем: машину с прицепленной к ней вагонеткой и опущенным ковшом по рельсовым путям подгоняют к штабелю разрыхленной горной массы. При соприкосновении ковша со штабелем механизм передвижения создает напорное усилие внедрения ковша. После его заполнения включают механизм подъема и горная масса разгружается в вагонетку, затем механизм подъема переключают на обратное вращение и рабочий орган под действием силы тяжести опускается в исходное положение, после чего цикл работы машин повторяется.

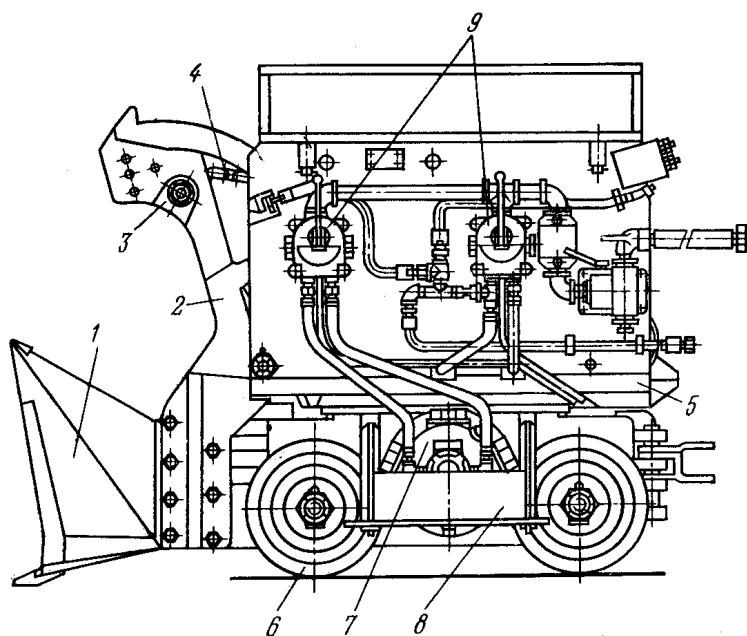


Рис. 4.5. Погрузочная машина циклического действия ППН-1 с ковшом на перекатывающейся рукояти:

1 – ковш; 2 – перекатная рукоять; 3 – траверса; 4 – цепь; 5 – поворотная платформа; 6 – ходовая тележка; 7 – два пневматических двигателя; 8 – подножка; 9 – пульт управления;

Таблица 4.6.

Технические данные ковшовых погрузочных машин

Показатели	Ед. изм.	Марка машины				
		ППН-1С	ППН-2Г	ППН-3А	1ППН-5	МПК-3
Техническая производительность	м ³ /мин.	1,0	1,0	1,25	1,25	2,4
Фронт погрузки	м	2,2	-	3,2	4,0	-
Высота разгрузки	м	1,3	1,5	1,65	1,45	1,5
Вместимость ковша	м ³	0,25	0,32	0,55	0,32	1,0
Колея	мм	600-900	-	750-900	600-750-900	-
Мощность двигателя	кВт	17,5	36,8	38,8	21,5	55
Габариты:	мм	2250	2600	3200	7000	5200
длина	мм	1250	1450	1450	1400	1450
ширина	мм	1500	1750	1800	1750	2150
высота	мм	2270	2250	2800	-	-
высота рабочая						

Погрузочные машины непрерывного действия (рис. 4.6) — это машины с нагребными лапами; преимущество их — более высокая производительность, чем у ковшовых машин, но вместе с этим они имеют более сложную конструкцию и более высокую стоимость.

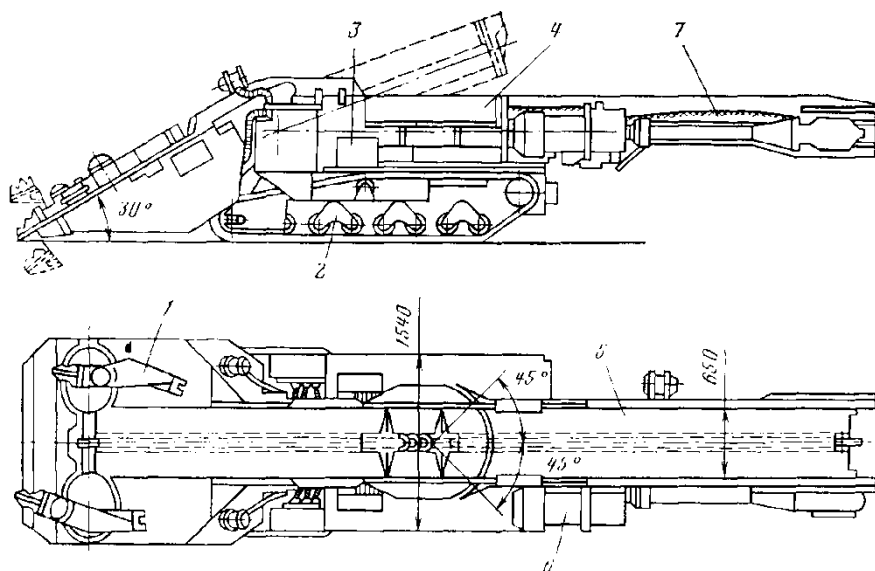


Рис. 4.6. Погрузочная машина 2ПНБ2: 1 - рабочий орган (нагребные лапы) расположенные на столе питателя; 2 - ходовое оборудование; 3 - гидросистема; 4 - став конвейера; 5 - скребковый конвейер; 6 - привод конвейера; 7 - хвостовая секция конвейера

В погрузочных машинах непрерывного действия рабочий орган — нагребавшие лапы, захватывает горную массу отдельными порциями и проталкивает ее на конвейер, установленный на погрузочной машине.

Погрузочные машины с нагребавшими лапами по массе и производительности подразделяются четырех основных типоразмеров: легкие — ПНБ-1; средние — ПНБ-2; тяжелые — ПНБ-3; особо тяжелые — ПНБ-4. Материал соответствующих деталей всех типов погрузочных машин типа ПНБ одинаковый.

Таблица 4.7.

Техническая характеристика погрузочных машин ПНБ

Показатели	Ед. изм.	1ПНБ-2	2ПНБ-2	ПНБ-3Д2	ПНБ-4
Техническая производит.	м ³ /мин	2,2	2,5	4,0	6,0
Ширина захвата с одной установкой	м	1,6	1,8	2,7	2,7
Максимальная кусковатость	мм	400	500	600	600
Коэффициент крепости пород	-	6	12	16	16
Мощность двигателей	кВт	31	70	114	142
Основные размеры:					
длина	мм	7800	7800	9000	10000
ширина	мм	1600	1800	2700	2700
высота	мм	1250	1450	1900	200
масса	т	7,0	11,8	26,0	34

Машины первого типоразмера предназначены для погрузки на транспортные средства отделенной горной массы с коэффициентом крепости $f \leq 6$ и размером кусков не более 400 мм, а второго типоразмера — горной массы с $f \leq 12$ и крупностью кусков до 500 мм. Машины третьего и четвертого типоразмера применяют для погрузки крупнокусовых грузов с $f \leq 16$.

Все погрузочные машины с нагребавшими лапами имеют гусеничное ходовое оборудование, электрический привод и идентичную компоновку.

Преимуществами погрузочных машин непрерывного действия по сравнению с машинами периодического действия являются, более высокая производительность и маневренность, недостатками — более сложная и дорогая конструкция, меньшая надежность при погрузке крупнокусковой абразивной горной массы.

Самоходные машины с дизельным приводом широко применяют при доставке горной массы непосредственно из забоев на короткие расстояния (до 400 м). Радиус действия ПТМ с электрическим приводом ограничен длиной кабеля (для отечественных конструкций 200 м). Радиус действия ПТМ с пневматическим приводом ограничен длиной шланга и составляет 80...100 м.

Погрузочно-транспортные машины по конструктивному исполнению разделяют на два типа:

1. с совмещенным погрузочно-транспортным ковшом (тип ПД);
2. с ковшом и транспортным кузовом (тип ПТ) (в России не выпускаются).

Погрузочно-транспортные машины ПД (рис. 4.7) предназначены для погрузки горной массы насыпной плотностью до 2 т/м^3 в другое транспортное средство или доставки ее в ковше к месту погрузки по горным выработкам с предельным углом подъема 18° при ведении очистных и подготовительных работ в шахтах, не опасных по газу и пыли. Эти машины могут также использоваться и для выполнения различных вспомогательных работ.

Погрузочно-транспортные машины ПД представляют собой ковшовый погрузчик нижнего черпания на пневмошинном шасси, с дизельным или электрическим приводом.

Конструктивная схема шасси — шарнирно-сочлененная рама, состоящая из двух полурам: передней и задней. На передней полураме

монтируется рабочий орган машины, а на задней — силовая установка, система управления и кабина водителя.

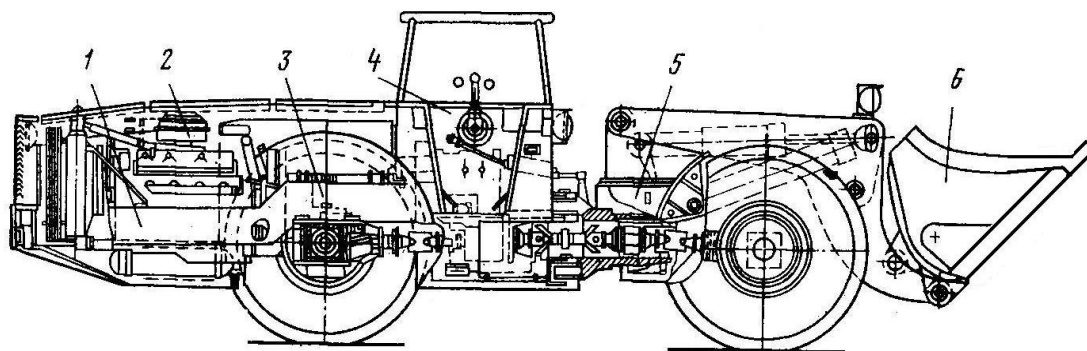


Рис. 4.7. Погрузочно-транспортная машина ПД-8В ПАО «Донецкгормаш»: 1 — задняя полурама; 2 — дизельный привод; 3 — ходовая часть; 4 — кабина водителя; 5 — передняя полурама; 6 — ковш

ПТМ выпускаются фирмами: Atlas Copco – марки ST, с емкостью ковша 1,3...5,2 м³; Vumar (Польша) – марки LK, 1,6...7,0 м³; Caterpillar – марки R, 2,4...8,2 м³; Hermann Paus Maschinenfabric Cmbn – марки PFL, 0,8...5,0 м³; Sandvic – марки Lh, 1,5...10,0 м³.

Скреперные установки. Наибольшее распространение скреперные установки получили в подземных рудниках черной и цветной металлургии для уборки взорванной горной массы при проходке горизонтальных и наклонных выработок с уклоном до 30°. Доставка горной массы в подземных условиях производится, в основном, на грохот или полук по прямой или переменной трассе с помощью двух барабанных лебедок, длина доставки составляет от 5 до 100 м. Погрузка породы производится в вагоны, скрепер или конвейер через погрузочный полук.

Транспортироваться могут любые кусковые грузы размером до 1000 мм, насыпной плотностью до 3 т/м³.

Основными элементами скреперной установки (рис. 4.8) являются скрепер, лебедка, канаты и блоки. Наибольшее распространение на подземных работах получили гребковые односекционные жесткие

скреперы и ящичные. Скреперы изготавливают вместимостью от 0,1 до 4,0 м³. Наибольшее распространение для проведения выработок получили скреперы вместимостью от 0,25 до 0,8 м³.

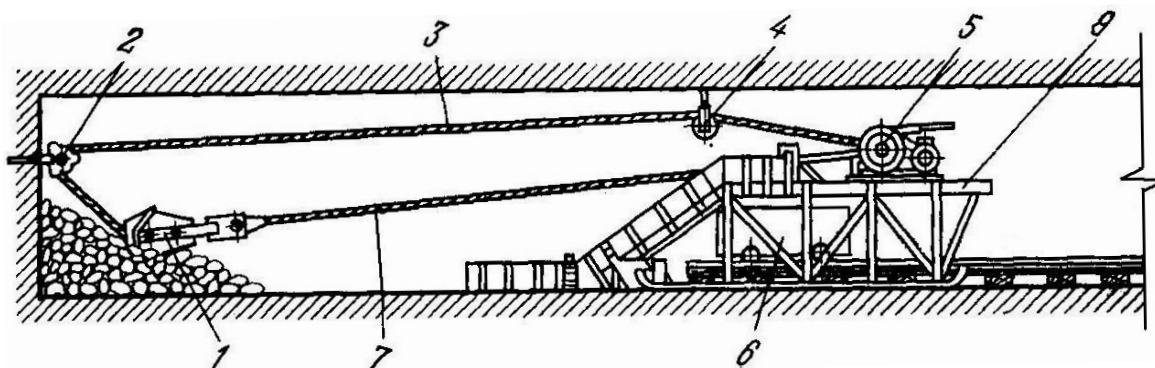


Рис. 4.8. Скреперная установка с погрузкой горной массы через погрузочный полок в вагоны:

1 – скрепер; 2 – концевой блок; 3 – хвостовой канат; 4 – отклоняющий блок; 5 – скреперная лебедка; 6 – вагонетка; 7 – головной канат; 8 – погрузочный полок

Транспортирование горной массы

Транспортирование горной массы из проходческого забоя может производиться следующими способами:

- в вагонах локомотивным транспортом;
- на телескопном участковом конвейере;
- самоходными погрузочно-транспортными машинами на расстояние от 50 до 400 м;
- автосамосвалами на расстояние от 400...2000 м;
- самоходными вагонами на расстояние 100...400 м;
- скреперными установками на расстояние от 5 до 100 м.

Локомотивный транспорт является основным видом транспорта на шахтах горнодобывающей промышленности и служит для перевозки основных и вспомогательных грузов, перевозки людей и производства маневровых работ. Локомотивная откатка применяется в выработках с уклоном до 5‰.

Применяются следующие виды локомотивов:

- - аккумуляторные и контактные электровозы постоянного тока;
- - электровозы переменного тока повышенной частоты с бесконтактным съемом энергии с питающей линии;
- - инерционные локомотивы (гировозы);
- - дизелевозы.

Контактные электровозы получили наибольшее распространение на рудниках черной и цветной металлургии, аккумуляторные электровозы применяются на угольных шахтах и составляют 80% от общего числа работающих локомотивов (рис. 4.9).

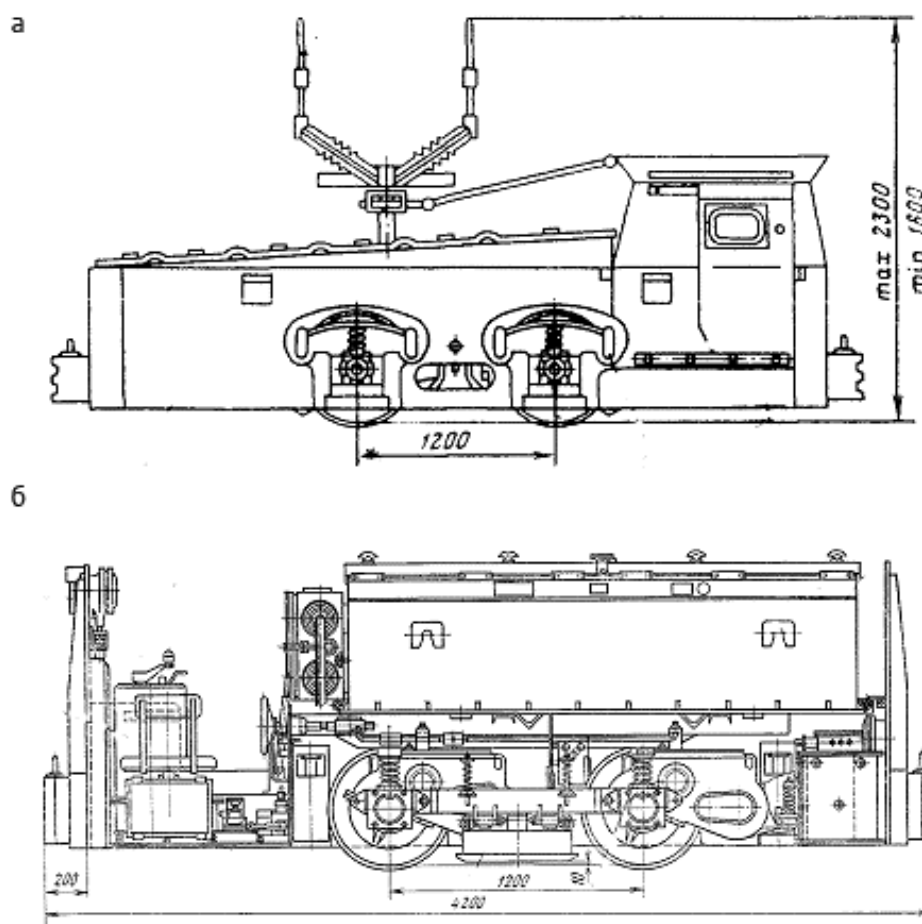


Рис. 4.9. Рудничные электровозы постоянного тока: а - контактный электровоз К10; б - аккумуляторный АРП-7

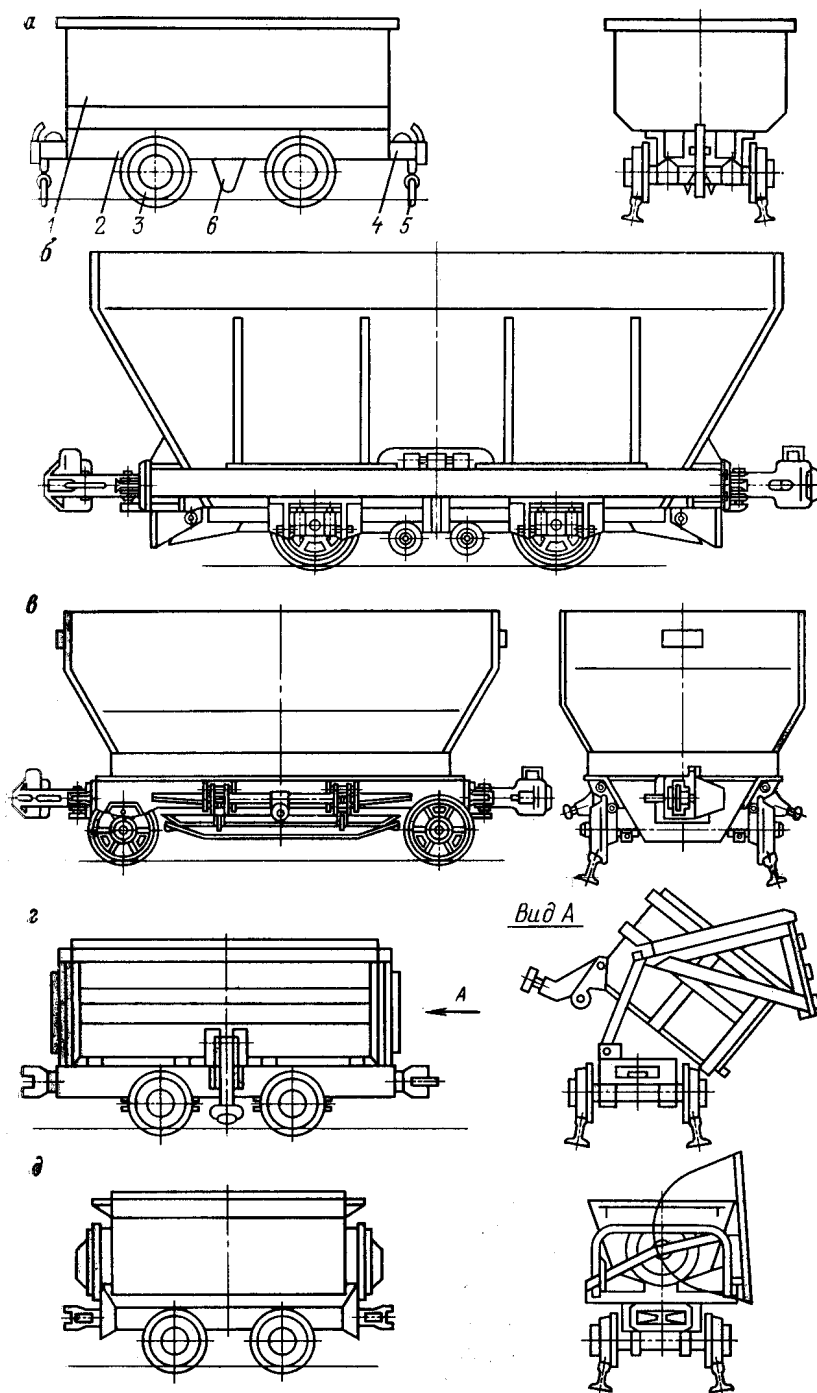


Рис. 4.10. Основные типы рудничных грузовых вагонов:
 а — с глухим кузовом типа ВГ на полускатах (1 — кузов, 2 — рама, 3 — полускаты, 4 — буфера, 5 — сцепки, 6 — подвагонный упор); б — саморазгружающиеся через донные клапаны типа ВД; в — саморазгружающиеся через донные клапаны типа ВДК; г — саморазгружающиеся с откидным бортом типа ВБ; д — с опрокидным кузовом типа ВО

Для транспортирования грузов применяют рудничные вагонетки. В зависимости от назначения рудничные вагонетки разделяют на грузовые для транспортирования насыпных грузов, пассажирские —

для перевозки людей и специальные — для доставки различных вспомогательных грузов.

Грузовые вагонетки можно классифицировать по выполнению кузова (рис. 4.10):

1. с глухим, жестко закрепленным на раме вагонетки кузовом (тип ВГ) с разгрузкой в круговых опрокидывателях;
2. с кузовом, снабженным откидными днищами (тип ВД и ВДК) с разгрузкой через днище;
3. с кузовом, шарнирно закрепленным на раме и поднимающимся откидным бортом (тип ВБ) с разгрузкой при наклоне кузова и подъеме борта;
4. с глухим опрокидным кузовом (тип ВО) с разгрузкой при опрокидывании кузова;
5. саморазгружающимся кузовом с донным конвейером для загрузки и разгрузки (тип ВПК).

Ленточные конвейеры, являясь основным типом машин непрерывного транспорта на горных предприятиях, получили широкое применение благодаря своим высоким эксплуатационным качествам. Наибольшее распространение они получили в угольных и сланцевых шахтах, соляных, калийных и асбестовых рудниках в качестве магистрального и участкового транспорта.

Все подземные ленточные конвейеры состоят из следующих основных частей (рис. 4.11): приводной, натяжной и хвостовой станций; става; конвейерной ленты; загрузочного устройства; электрооборудования и аппаратуры автоматизации. У конвейеров натяжная станция объединена с хвостовой или головной станцией, некоторые конвейеры оснащены выносными секциями разгрузочного барабана (удлинителями разгрузочной консоли).

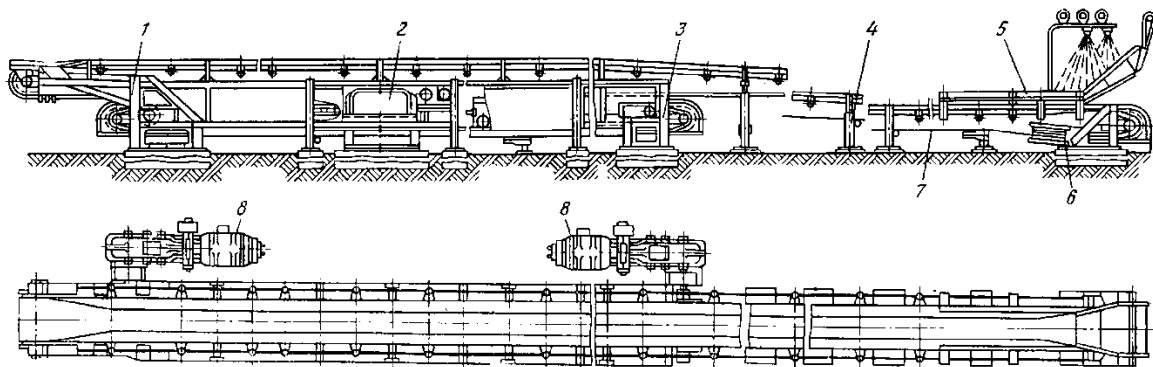


Рис. 4.11. Схема ленточного конвейера 1L1000A-01:

1 – головная приводная секция; 2 – натяжные устройства; 3 – промежуточная приводная станция; 4 – став; 5 – загрузочное устройство; 6 – концевая станция; 7 – конвейерная лента; 8 – приводные блоки

Транспортирование насыпных грузов *скребковыми конвейерами* осуществляется волочением по неподвижному желобу с помощью тягового органа, состоящего из одной или нескольких цепей с укрепленными на них перегородками-скребками, погруженными в слой насыпного груза (рис. 4.12). Скребковые конвейеры, предназначенные для доставки руды, перемещают груз с помощью скребкового тягового органа непосредственно по почве или по специальному настилу.

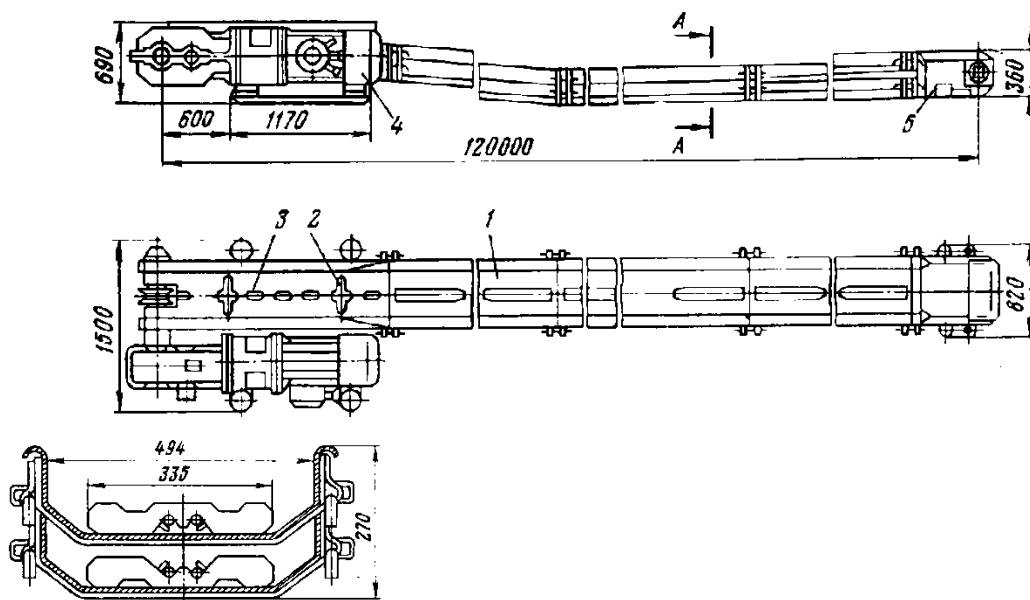


Рис. 4.12. Переносной скребковый конвейер 1C-50:

1 – желоб-рештак, 2 – скребки, 3 – тяговая цепь, 4 – приводная станция, 5 – концевая головка

Подземные автосамосвалы по сравнению с погрузочно-транспортными машинами имеют значительно более высокую (в 5...10 раз) грузоподъемность, лучшие значения коэффициента тары и соотношения между массой полезно перевозимого груза и мощностью двигателя. Скорость движения автосамосвалов в 2...4 раза выше, поэтому они более экономичны. Однако для загрузки их требуется самостоятельный погрузчик. Ориентировочной областью эффективного применения автосамосвалов следует считать транспортирование горной массы из очистных и подготовительных рудных забоев на расстояние от 400 м до 2 км.

Автосамосвалы с дизельным приводом получили широкое распространение для доставки горной массы по подземным горным выработкам рудников горнорудной промышленности (рис. 4.13).

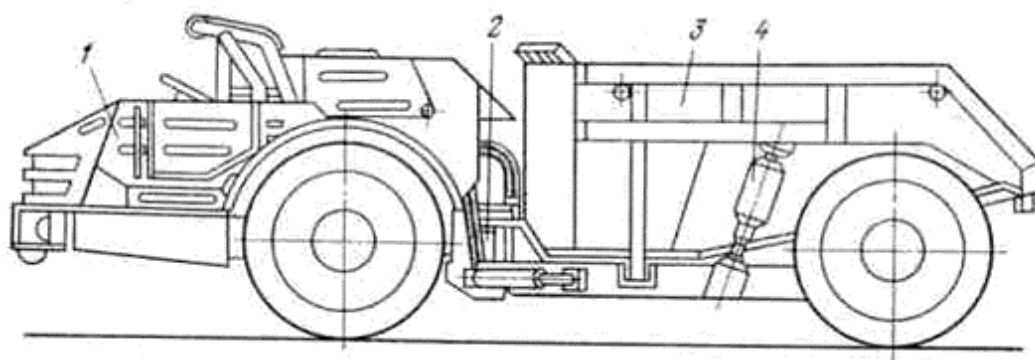


Рис. 4.13. Автосамосвал МоАЗ-7401-9586 (Могилевский автомобильный завод, филиал АО "БелАЗ"): 1 - одноосный тягач; 2 - шарнирная система; 3 - полуприцеп; 4 - гидроцилиндры

Подземные автосамосвалы выпускаются фирмами: Atlas Copco – марки MT, грузоподъемностью 20...50 т ; Caterpillar – марки AD, 45...60 т ; Hermann Paus Maschinenfabric Cmbn – марки PMKT и PSWF, 9...20 т ; Sandvic – марки Th, 40...60 т ; Mining Technologies International INC. (Канада) - DT, 6,3...27,2 т.

Шахтные самоходные вагоны применяются, в основном, на калийных рудниках и сланцевых шахтах. По конструкции самоходные вагоны выпускают с донным скребковым конвейером и электрическим

приводом, питающимся по гибкому кабелю, и с опрокидным кузовом и пневматическим приводом, питаемым по шлангу.

Расчет самоходных погрузочно-транспортных машин.

Эксплуатационная производительность погрузочно-транспортной машины, м³/смену

$$Q_э = \frac{60Vk_з(T_{см} - t_{пер})}{t_p}, \quad (4.5)$$

где V – вместимость грузонесущего органа (кузова или ковша), м³;

$T_{см}$ - длительность смены, ч;

$t_{пер}$ – время перерывов в работе транспортной установки, включающее технологические перерывы в работе забоя (взрывание, проветривание и др.), при работе самоходных машин

$t_{пер} = 0,7 \dots 0,8$ ч.;

$k_з$ - коэффициент заполнения грузонесущей емкости ($k_з = 0.75$ – коэффициент заполнения ковша для крепких руд, $k_з = 0.9$ – коэффициент заполнения кузова);

t_p - продолжительность одного рейса, мин.

Продолжительность рейса, мин

$$t_p = t_n + t_{дв} + t_{раз} + t_{разм}, \quad (4.6)$$

где $t_n, t_{дв}, t_{раз}, t_{разм}$ – время соответственно загрузки, движения, разгрузки, ожидания на разминовке, мин.

Время загрузки для машин с ковшом и грузонесущим кузовом, мин

$$t_n = \frac{\xi V_{куз} t_u k_m}{60 V_k k_з}, \quad (4.7)$$

где ξ - коэффициент учитывающий время, затрачиваемое на разборку негабарита в забое, $\xi = 1,15 \dots 1,2$;

$V_{куз}, V_k$ – вместимость соответственно кузова и ковша, м³;

t_u – время цикла черпания погрузочным ковшом, $t_u = 30$ с;

k_m – коэффициент, учитывающий время на маневры машины в забое, $k_m=1,3$;

k_3 – коэффициент заполнения ковша.

Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом, мин

$$t_n = \xi t_u K_{ман}/60, \quad (4.8)$$

где t_u – время цикла черпания грузонесущим ковшом, $t_u = 50$ с.

Время движения машины, мин

$$t_{дв} = 60L \left(\frac{1}{v_{зп}} + \frac{1}{v_{ноп}} \right) k_{дв}, \quad (4.9)$$

где L – длина транспортирования, км;

$v_{зп}$, $v_{ноп}$ – скорость движения соответственно грузенной и порожней машины, км/ч;

$k_{дв}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины, $k_{дв}=1,25..1,3$.

Время разгрузки машины $t_{раз}$ принимается равным с учетом маневров у рудоспуска $t_{раз} = 0,5...0,7$ мин (30...40с).

Возможное число рейсов машины за смену

$$N_p = 60 (T_{см} - T_{нз}) / t_p, \quad (4.10)$$

где $T_{см}$ – длительность смены, ч;

$T_{нз}$ – время, затрачиваемое на прием и сдачу смены и профилактическое обслуживание, $T_{нз}=0,7...0,8$ ч.

Комплекс автосамосвал (самоходный вагон) и погрузочная машина.

Эксплуатационная производительность автосамосвала или самоходного вагона находится по следующей формуле, м³/смену:

$$Q_э = \frac{60V_{куз}k_{зк}(T_{см} - t_{пер})}{t_p k_n}, \quad (4.11)$$

где V – вместимость кузова, м³;

$k_{зк}$ – коэффициент заполнения кузова ($k_{зк} = 0.8$ - для самоходного вагона, $k_{зк} = 0,95$ - для автосамосвалов);

$T_{см}$ - длительность смены, ч;

k_u - коэффициент использования машины во времени;

k_n - коэффициент неравномерности грузопотока, равный 1,5 и 1,25 соответственно при отсутствии и наличии аккумулирующей емкости;

t_p - продолжительность одного рейса, мин.

Продолжительность рейса, мин

$$t_p = t_n + t_{дв} + t_{раз} + t_{мз} + t_{мр} + t_{разм}, \quad (4.12)$$

где $t_n, t_{дв}, t_{раз}, t_{мз}, t_{мр}, t_{разм}$ – время соответственно загрузки, движения, разгрузки, маневров в забое, маневров у мест загрузки, ожидания на разминовке, мин

При работе с погрузчиком с ковшовым рабочим органом время погрузки, мин

$$t_n = \frac{V_{куз} \cdot k_{зк} \cdot t_{ц}}{60 \cdot V_k \cdot k_3}, \quad (4.13)$$

где $t_{ц}$ – продолжительность цикла средств погрузки, с.

Для машин прямой погрузки с ковшом на перекатывающееся рукояти и пневматическом приводе теоретическая продолжительность цикла составляет $t_{ц} = 8 \dots 10$ с, а для машин ступенчатой погрузки с ковшом на шарнирной рукояти с электрическим приводом $t_{ц} = 12 \dots 15$ с.

При работе комплекса с погрузочной машиной непрерывного действия время погрузки, мин

$$t_n = \frac{V_{куз} \cdot k_3}{Q_n}, \quad (4.14)$$

где Q_n – эксплуатационная производительность погрузочной машины непрерывного действия (машина 2ПНБ-2 $Q_n = 128 \dots 146$ м³/смену, ПНБ-3Д $Q_n = 175 \dots 196$ м³/смену, ПНБ-4Д $Q_n = 222 \dots 256$ м³/смену), м³/мин.

Время движения автосамосвала или самоходного вагона, мин

$$t_{\text{дв}} = \frac{60L}{k_{\text{сх}}} \left(\frac{1}{v_{\text{зп}}} + \frac{1}{v_{\text{пор}}} \right), \quad (4.15)$$

где $v_{\text{зп}}$, $v_{\text{пор}}$ – скорость движения соответственно груженой и порожней машины, км/ч;

L – длина транспортирования, км;

$k_{\text{сх}}$ – коэффициент среднеходовой скорости движения:

$k_{\text{сх}} = 0,6$ – при длине транспортирования до 0,3 км;

$k_{\text{сх}} = 0,7$ – при длине транспортирования свыше 0,3 км.

Время разгрузки для автосамосвалов с опрокидным кузовом $t_{\text{раз}} = 0,7$ мин, для самоходных вагонов $t_{\text{раз}} = 2 \dots 3$ мин.

Время маневров в забое $t_{\text{мз}}$ (0,3 мин для вагонов, 0,7 мин для автосамосвалов) и у мест загрузки $t_{\text{мр}}$ (0,5 для вагонов, 1,4 для автосамосвалов) определяется в конкретных условиях эксплуатации согласно хронометражу, мин.

При движении нескольких машин в однополосной выработке время ожидания на разминовках, мин

$$t_{\text{разм}} = n_{\text{разм}} \cdot t_1, \quad (4.16)$$

где $n_{\text{разм}}$ – число разминок;

t_1 – время на ожидание на разминовке, $t_1 = 3$ мин.

4.2.3. Выбор механизации крепления горных выработок

Классификация средств механизации крепежных работ:

- средства механизации возведения рамных крепей — машины, механизмы и приспособления, механизующие установку отдельных элементов рамных крепей, а также машины, производящие доставку и разгрузку элементов крепи, забутовку пространства между выработкой и крепью;

- крепеукладчики — машины и механизмы, производящие операции по возведению крепей из бетонов, мелких и крупных блоков и тюбингов;
- средства механизации возведения монолитных крепей — механизированные опалубки, бетономешалки, бетононасосы, приготовляющие и укладываемые бетон за опалубку, торкрет-пушки и машины для безопалубочного бетонирования, а также различные агрегаты, производящие весь комплекс работ по возведению монолитной крепи;
- средства механизации возведения анкерных крепей — механизмы для бурения шпуров и установки анкеров, а также приборы и устройства для контроля за качеством установки анкерных крепей и их работы в процессе эксплуатации.

Машины для возведения набрызг и торкрет-бетона.

При проведении выработок в относительно устойчивых породах с коэффициентом крепости более 4...5 применяют нанесение на их стенки без опалубки нескольких слоев бетона толщиной по 4...7 см методом набрызга.

Набрызг-бетон состоит из смеси цемента марки не ниже 400, гравия или щебня крупностью до 20...25 мм, песка, ускорителя твердения и воды. Наносимый на поверхность пород специальными машинами набрызг-бетон в зависимости от условий применения может служить самостоятельной крепью, предохранительной отделкой или применяться в комбинации с анкерной крепью, металлическими сетками и металлической крепью. Применение набрызг-бетона для безопалубочного крепления позволяет снизить стоимость сооружения горных выработок на 18... 25% и повысить производительность труда на 40%.

Машины для нанесения набрызг-бетона и торкретирования по конструктивному исполнению разделяют на камерные, роторные и шнековые. Для нанесения набрызг-бетона под давлением на бетонируемую поверхность могут применяться машины БМ86, производительностью 5...6,5 м³/ч, дальность подачи 300 м, высота подачи 100 м.

Таблица 4.8.

Техническая характеристика машины БМ-86

Параметр	Показатель
Производительность по сухой смеси, м ³ /ч	5,0-6,5
Дальность подачи, м	< 300
Высота подачи, м	< 100
Размер фракции заполнителя, мм	30
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	8,0
Мощность электродвигателя, кВт	3
Длина, м	1,29
Ширина, м	0,82
Высота, м	1,445
Масса, т	0,74

При возведении торкрет и набрызг-бетонной крепи в откаточных выработках зачастую применяют комплекс оборудования, позволяющий механизировать работы по транспортированию сухой смеси, загрузку ее в набрызгмашину и подачу смеси к соплу-смесителю. Такой комплекс оборудования изображен на рис. 4.14.

В этом комплексе транспортирование сухой набрызг-бетонной смеси производится в специальных вагонетках с опрокидным кузовом, а загрузка машины осуществляется шнековым перегружателем. Торкретирование выработки производится цементно-песчаной смесью без щебня или гравия.

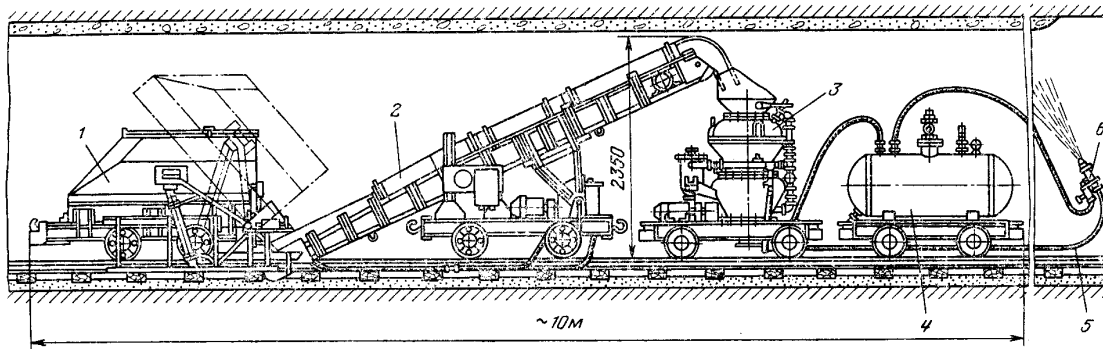


Рис. 4.14. Комплекс оборудования для возведения набрызг-бетонной крепи: 1 — вагонетка; 2 — перегружатель; 3 — машина БМ; 4 — бак для воды, 5 — материальный шланг; 6 — сопло-смеситель

Мокрый метод торкретирования

Для набрызга мокрого торкрет-бетона обычно применяется гидравлическая подача с помощью поршневых насосов. Кроме этого, для набрызга мокрых торкрет-смесей может применяться и пневматическая подача с помощью соответствующих роторных насосов.

При гидравлической подаче торкрет-смесей чаще всего применяются двухпоршневые насосы. Готовая мокрая смесь подаётся в приёмный бункер насоса и перекачивается по трубам и шлангам к торкрет-форсунке. Технология торкретирования бетона требует снижения пульсации при перекачке до минимума с целью обеспечения непрерывного распыления смеси форсункой. Для этого применяются различные методы повышения степени заполнения подающих поршней насоса, а также сокращения времени переключения шиберов.

С помощью компрессора сжатый воздух подаётся по отдельным шлангам к форсунке. С помощью дозирующего насоса добавка (ускоритель твердения) также подаётся по отдельным шлангам к форсунке. Объём подачи добавки синхронизован с объёмом подачи бетона, благодаря чему постоянно обеспечивается заданное соотношение количества подмешиваемой добавки и объёма подаваемого бетона.

Для пневматической подачи мокрого торкрет-бетона используются специально разработанные роторные насосы.

Сухой метод торкретирования

При использовании сухого метода торкретирования сухие торкрет-смеси подаются сжатым воздухом (пневматическая подача). Наиболее часто подача сухих торкрет-смесей ведётся с помощью роторных насосов. Через приёмный бункер смесь попадает в камеры ротора, имеющего револьверную конструкцию. Из камеры сухая смесь выдувается сжатым воздухом и с высокой скоростью транспортируется по шлангам или трубам к форсунке.

Дозирующий насос подаёт добавку ускоряющую твердение по отдельным шлангам к форсунке. Объём подачи дозирующего насоса синхронизован с количеством подаваемой торкрет-смеси, таким образом, обеспечивается постоянная подача заданного количества добавки. Вместо добавки при сухом методе торкретирования могут использоваться специальные торкрет-смеси, которые быстро твердеют при смешивании с водой.

Крепление выработок набрызг-бетоном должно осуществляться звеном крепильщиков, состоящих не менее чем из двух человек, один из которых (машинист) управляет работой машины, а второй (сопловщик) осуществляет нанесение набрызг-бетона, является старшим и руководит работой машиниста.

Перед началом работ стенки и свод выработки тщательно обираются и промываются воздушно-водяной струей. Набрызг-бетон наносят сначала на стены, а затем на свод выработки равномерными слоями толщиной 3...5 см при круговом движении сопла. Каждый последующий слой должен наноситься через 15...20 мин. Расстояние от

сопла до торкретируемой поверхности не должно превышать 0,7...1,2 м. Смесь должна наноситься перпендикулярно поверхности.

Фирма Putzmeister предлагает надёжное высококачественное оборудование для мокрого и сухого торкретирования (набрызга) бетона, основные виды машин показаны на рис. 4.15 и рис. 4.16.



Aliva-246.5

роторный
сухое
торкретирование
0,2 - 4 м³/час

Aliva-252

роторный
сухое
торкретирование
5 - 8 м³/час

Aliva-263

роторный
сухое / мокрое
торкретирование
4 - 15 м³/час

Aliva-285.2

роторный
сухое / мокрое
торкретирование
8 - 21 м³/час

Рис. 4.15. Установки для нанесения торкрет-бетона марки Aliva



Sika-PM500

Тип насоса: поршневой / роторный
Самоходный комплекс для торкретирования
Производительность: 4 - 30 м³/ч
Рабочая высота: 4,5 - 17,5 м (стандарт),
до 23 м (опцион - **Sika-PM622**)
Привод: электро + дизель

Sika-PM407

Тип насоса: поршневой / роторный
Самоходный комплекс для торкретирования
Производительность: 4 - 20 м³/ч
Рабочая высота: 2 - 8,5 м
Привод: электро + дизель

Рис. 4.16. Самоходные установки для нанесения торкрет-бетона Sika

Установка анкерного крепления.

Наибольшее распространение для поддержания выработанного пространства в открытых камерах и выработках получило анкерное крепление. При неустойчивой маломощной непосредственной кровле камер его применение является обязательным, причем отстояние крепления от забоя не должно превышать 5...7 м.

Крепление кровли анкерами включает в себя бурение восстающих шпуров и установку анкерных болтов. Установка анкерной крепи производится с соблюдением общих для всех видов крепи правил и мер предосторожности. В зависимости от размеров выработок и способов крепления кровли созданы различные типы приспособлений, машин, устройств и приборов для механизации возведения штанговой крепи.

Для установки анкерных болтов в выработках высотой до 5 м используются переносной комплект аппаратуры в комплексе со специальными полками. В выработках большей высоты применяются машины, смонтированные на самоходных шасси.

Таким образом, при анкерном креплении необходимо обеспечить бурение шпуров, подачу анкеров в шпур, расклинивание и затяжку гаек, а также (при извлечении крепления) развинчивание гаек и выдергивание анкерных болтов.

Поскольку бурение шпуров и скважин производится с помощью бурильных машин, развивающих значительный крутящий момент, зачастую последние оборудуют дополнительными приспособлениями для затяжки гаек анкерной крепи с определенным крутящим моментом. Последнее представляет значительное удобство, так как дает возможность использовать уже имеющиеся в забое бурильные машины, самоходные буровые установки, полки для обурирования кровли выработок большого сечения или камер. При этом в качестве вспомогательного оборудования используются пневмосболчиватели,

динамометрические ключи, насадки-сболчиватели, установочные и выдергивающие муфты. Комплекс оборудования, состоящий из пневмосболчивателя ПИ-35, ключа М-40 и насадки М-35, может использоваться и с большинством серийно выпускаемых бурильных машин и крепеукладчиками.

Бурение шпуров под анкерные болты производят телескопными перфораторами с почвы выработки или с использованием передвижных тележек. Бурение шпуров в выработках высотой более 5 м производят с использованием самоходных установок для крепления анкерами.

Установка металлических распорных анкеров выполняется вручную или установками для крепления анкеров. После закрепления анкеров производится их натяжение. Для распорных анкеров эта операция выполняется сразу после установки, а для анкеров с закреплением вяжущими в зависимости от длительности твердения закрепляющих составов. Натяжение анкеров с химическим закреплением производится через 0,3...1,5 ч в зависимости от закрепляющего состава, с закреплением патронированными цементными смесями — через 3 ч, а с использованием песчано-цементного раствора на основе быстросхватывающегося цемента через 24ч после их установки.

Таблица 4.9.

Техническая характеристика установки Boltec 235H-DCS компании Atlas Copco

Параметр	Показатель
Перфоратор	СОР 1132
Длина анкеров, м	10
Количество анкеров в магазине, шт.	1,5-2,4
Диаметр анкеров, мм	16-32
Максимальная мощность, кВт	66
Длина	6,192
Ширина	1,93
Высота	2,3-3,0
Масса, т	17,5

Установка для крепления анкерами Boltec 235H-DCS (рис. 4.17) предназначена для крепления горных выработок анкерами длиной 1,5...2,4 м при высоте выработок менее 8 м (табл. 4.9), позволяет полностью механизировать процесс крепления анкерной крепью.



Рис. 4.17. Общий вид установки для крепления анкерами Boltec

4.3. Проветривание тупиковых горных выработок

Нормальный атмосферный воздух представляет собой довольно постоянную смесь газов и паров воды. Обычно в сухом атмосферном воздухе содержится около 79 % азота, 20,6 % кислорода и 0,4 % углекислого газа (по объему).

Содержание кислорода в воздухе выработок, в которых находятся или могут находиться люди, должно составлять не менее 20% (по объему). Содержание углекислого газа в рудничном воздухе не должно превышать на рабочих местах 0,5 %, в выработках с общей исходящей струей шахты - 0,75 %, а при проведении и восстановлении выработок по завалу – 1 %. Суммарное содержание горючих газов метана и водорода в выработках не должно превышать 0,5 % по объему (10% - нижней концентрации предела взрываемости, НКПР).

Установка вентиляторов местного проветривания (далее - ВМП) в тупиковых выработках при любом угле наклона выработки должна

производиться по паспорту проветривания, утвержденному техническим руководителем шахты. При этом производительность ВМП не должна превышать 70 % количества воздуха, подаваемого к его всасу за счет общешахтной депрессии; ВМП должен устанавливаться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от выхода исходящей струи, а расстояние от конца нагнетательного трубопровода до забоя или до пульта управления комбайном (при проходке выработок комбайнами) не должно превышать 10 м. При проходке восстающих выработок запрещается отставание вентиляционного трубопровода от забоя более 6 м.

Количество воздуха, подаваемого в каждый забой горноподготовительных, капитальных или нарезных выработок, в которых ведутся взрывные работы, должно быть таким, чтобы перед допуском людей в забой образовавшиеся при взрывании ядовитые продукты взрыва (окись углерода, окись азота и др.) были разжижены не менее чем до 0,008% по объему при перерасчете на условную окись углерода, такое разжижение должно достигаться в течение не свыше 30 мин.

Затем после допуска рабочих в забой воздуха должен подаваться в места взрывания в том же количестве и в течении не менее 2 часов.

При взрыве 1 кг ВВ образуется в среднем 40 л условной окиси углерода, в т.ч. включающей и окислы азота.

При проведении горных выработок проветривание осуществляется вентиляторами местного проветривания (ВМП) по нагнетательной, всасывающей или комбинированной схемам (рис. 4.18).

а) *Нагнетательному способу проветривания* присущи высокая эффективность омывания забоя свежим воздухом, простота выполнения и возможность применения гибких трубопроводов. При нагнетательном способе проветривания чистый воздух подается в призабойную зону

выработки по трубопроводу, а загрязненный удаляется непосредственно по выработке. Скорость движения пылегазового облака по выработке меньше, чем по трубам, поэтому при нагнетательном способе при прочих равных условиях требуется большее количество воздуха, чем при всасывающем.

Основной недостаток этого способа – загазовывание всей выработки и необходимость постепенного разжижения этих газов до санитарной нормы. Нагнетательный способ является рациональным при длине выработки до 300 м и широко применяется на практике.

б) *При всасывающей схеме проветривания* загазованный воздух из забойного пространства (камерной выработки) вентилятором засасывается в став, а свежий перемещается по выработке. Зона действия всасываемого воздуха не превышает 1,5 м от конца трубопровода.

Достоинства этого способа в том, что всасываемый воздух, содержащий продукты взрыва, удаляется по вентиляционным трубам, а свежий воздух движется от устья выработки.

Основной недостаток этого способа - малая эффективность проветривания, потому что воздушная среда, находящаяся от конца трубопровода на расстоянии более 1,5 м, практически не засасывается в него, невозможность применения гибких трубопроводов. Этот недостаток можно устранить, разместив вентилятор вблизи забоя, в этом случае трубопровод на всасе делается жестким, а на выбросе - гибким. По мере подвигания выработки вентилятор переносят ближе к забою и гибкий трубопровод наращивают.

в) *Комбинированный способ проветривания* тупиковых выработок представляет собой сочетание нагнетательного и всасывающего способов. Он позволяет до максимума сократить время удаления газов, но является сложным по осуществлению из-за наличия двух

вентиляционных ставов. Этот способ эффективен при скоростных проходках.

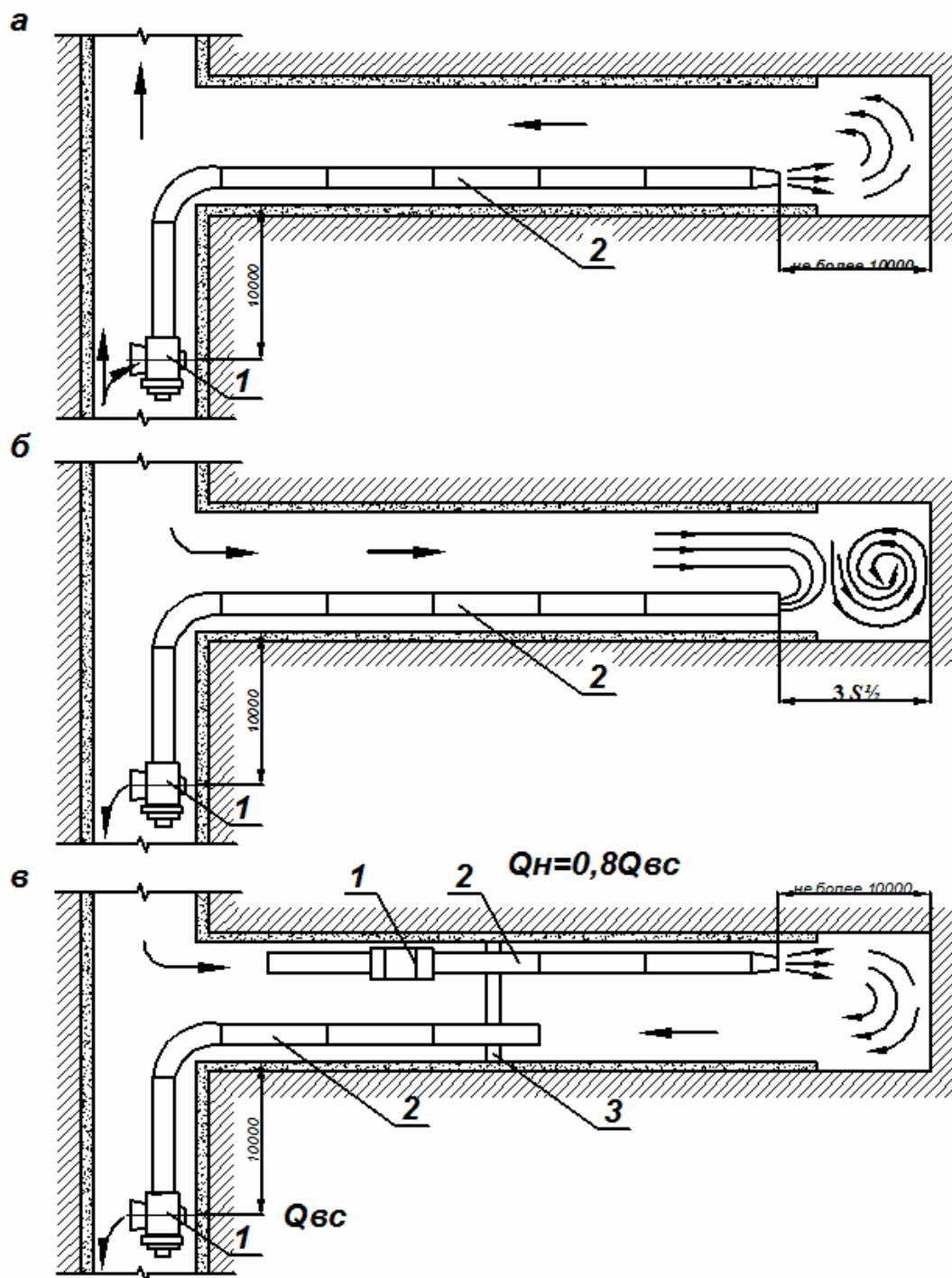


Рис. 4.18. Схемы проветривания тупиковых забоев:

а - нагнетательная; б - всасывающая; в – комбинированная; 1- вентилятор; 2 - трубопровод; 3 - перемычка Q_H и Q_{BC} - подача воздуха нагнетательного и всасывающего вентилятора, m^3/c

На шахтах не опасных по газу или пыли, при комбинированном способе проветривания, тупиковых выработок протяженностью более 200 м допускается, по согласованию с органами Ростехнадзора РФ, установка вентиляторов местного проветривания в тупиковой части выработок и, при необходимости, рассредоточению их по всасывающему трубопроводу. При этом расположение воздухопроводов должно исключать рециркуляцию и осуществляться надлежащий контроль за работой всех вентиляторов.

Комбинированный способ проветривания может осуществляться двумя или одним вентиляторами.

Первый вариант сочетает достоинства нагнетательного всасывающего способов, однако выработка загромождается двумя ставами труб. В случае использования одного вентилятора после взрывания зарядов он работает на всасывание, а через некоторое время на нагнетание через перемычку на расстоянии не более 50 м от забоя.

Расчет вентиляции тупиковых выработок сводится к определению необходимого количества воздуха, подаваемого в забой, депрессии вентилятора, выбору трубопроводов и вентиляторов.

Количество воздуха по выносу пыли, м²/мин (переводим м³/с)

$$Q_v \geq 60 \cdot V \cdot S_{св}, \quad (4.17)$$

где V – скорость движения воздуха, обеспечивающая вынос витающей пыли, 0,35 м/с;

$S_{св}$ - площадь сечения в свету, м².

По количеству людей, м³/мин (переводим м³/с)

$$Q_v = 6 \cdot N_l, \quad (4.18)$$

где N_l – количество рабочих в тупиковой выработке, чел.

Количество воздуха для выноса газов при использовании самоходных машин с дизельным приводом, м³/мин (переводим м³/с)

$$Q_{\varepsilon} = 6,8 \cdot N_{\text{дв}} , \quad (4.19)$$

где $N_{\text{дв}}$ - мощность двигателя, кВт.

Количество воздуха по расходу ВВ при нагнетательном способе – находится по формуле В.Н. Воронина, которая наиболее полно отражает фактическое положение, т.к. разработана на современных представлениях о теории турбулентных потоков, м³/мин (переводим м³/с)

$$Q_{\varepsilon}^n = (2,3 / t) (A \cdot S^2 \cdot L^2 \cdot B)^{1/3} , \quad (4.20)$$

где t – расчетное время проветривания (не более 30 мин.);

A – количество ВВ, взрываемого в забое, кг;

S – площадь сечения выработки, м²;

L – длина проветриваемой выработки, м;

B – газовость ВВ, в пересчете на условную окись углерода (40 л/кг).

Для формулы В.Н. Воронина расстояние от конца трубопровода до забоя должно удовлетворять условию, м

$$L_y \leq 0,5(S)^{0,5} [1 + 1 / (2a)] , \quad (4.21)$$

где a – коэффициент структуры свободной струи, для новых вентиляционных труб $a = 0,06$; для старых $a = 0,08$.

Количество воздуха по расходу ВВ при всасывающем способе проветривания, м³/мин (переводим м³/с)

$$Q_{\varepsilon}^e = (2,83 / t) (A \cdot S \cdot L_{3,0})^{0,5} , \quad (4.22)$$

где $L_{3,0}$ - длина зоны отброса газов после взрыва, 50...90 м.

Формула справедлива при условии $l_y \leq 3 (S)^{0,5}$.

Количество воздуха по расходу ВВ при комбинированном способе проветривания, м³/мин (переводим м³/с)

$$Q_{\varepsilon}^k = (z \cdot 2,3 / t) (A \cdot S^2 \cdot L_{3,0}^2 \cdot B)^{1/3} , \quad (4.23)$$

где z - коэффициент запаса, 1,3;

$L_{3,0}$ - длина зоны отброса газов после взрыва, 50...90 м.

При этом должно соблюдаться условие $Q_B^H = 0,8 Q_B^B$.

Максимальный диаметр вентиляционных труб, м

$$D = 0,22 (S)^{0,5}. \quad (4.24)$$

Аэродинамическое сопротивление трубопровода, $H \cdot c^2 / m^8$

$$R = 6,5 \alpha \cdot L_{mp} / d_{mp}^5, \quad (4.25)$$

где L_{mp} - длина трубопровода, м;

d_{mp} - диаметр трубопровода, м;

α - коэффициент аэродинамического сопротивления ($Pa \cdot c^2 / m^4$),

табл. 4.10.

Таблица 4.10.

Значения коэффициента аэродинамического сопротивления

Тип труб	α ($Pa \cdot c^2 / m^4$) для труб диаметром, мм				
	300	400	500	600	800
Фанерные	0,0030 ...0,0035	-	-	-	-
Металлические	-	0,00423	0,00396	0,00374	0,0030
Прорезиненные «МУ»	-	0,00250	0,00300	0,00350	-
Текстовинитовые	-	0,00166	0,00160	0,00151	0,0013

Если металлические трубы имеют вмятины и подвешены неровно, то « α » увеличивают на 25%, новые уменьшают на 25%.

Качество натяжения трубопровода из прорезиненной ткани учитывают коэффициентом K (на который изменяют величину сопротивления трубопровода):

сильно натянутые - 0,65;

нормально натянутые - 1,0;

слабо натянутые со складкой - 1,25.

Коэффициент утечек воздуха

$$K_y = [1/3 K_e \cdot d (L_{mp} / l_3) (0,1 R)^{0,5} + 1]^2, \quad (4.26)$$

где K_e – коэффициент удельной воздухопроницаемости;

d_{mp} – диаметр труб, м;

L_{mp} – длина трубопровода, м;

l_3 – длина звена труб, м;

$K_g=0,001 \dots 0,003$ при удовлетворительном качестве соединения труб.

Депрессия вентилятора, Па

$$H_g = K_y \cdot R \cdot Q_g^2 + \Sigma h_m, \quad (4.27)$$

где K_y - коэффициент утечек воздуха;

R - аэродинамическое сопротивление трубопровода, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$;

Q_v - необходимое количество воздуха подаваемое в забой, $\text{м}^3 / \text{с}$;

Σh_m – сумма депрессий местных сопротивлений, Па;

Депрессии местных сопротивлений для каждого поворота, Па

$$h_m = \psi \cdot v^2 \cdot \gamma_0 / 2g, \quad (4.28)$$

где ψ – коэффициент местного сопротивления;

v – скорость воздушного потока, ($v = Q_v / S_{тр}$) м/с;

γ_0 – плотность воздуха, $1,2 \text{ кг} / \text{м}^3$;

g – ускорение свободного падения, $\text{м} / \text{с}^2$.

Величина коэффициента местного сопротивления при отношении радиуса закругления трубопровода к диаметру трубопровода (табл. 4.11).

Таблица 4.11.

Значения коэффициента местного сопротивления

R / d_{mp}	0,5	1,0	1,5	2	3	4	5	6
ψ	0,18	0,1	0,09	0,08	0,075	0,073	0,071	0,07

Для случая перехода трубопровода с меньшего d на больший $\psi = 0,06$; с большего на меньший $\psi = 0,07$.

Доставочный коэффициент

$$n_g = 1 / K_y. \quad (4.29)$$

Производительность вентилятора, $\text{м}^3 / \text{с}$

$$Q_n^g = K_y \cdot Q_g = Q_g / n_g. \quad (4.30)$$

На график характеристик вентиляторов наносят расчетный режим (H_B ; Q_B) и подбирают вентилятор с к.п.д. не менее 0,6 (табл. 4.12).

Таблица 4.12.

Техническая характеристика осевых вентиляторов

Показатели	ВМ-3М	ВМ-4М	ВМ-5М	ВМ-6М	ВМ-8М	ВМ-12М
Номинальный диаметр трубопровода, мм	300	400	500	600	800	1200
Производительность m^3/c : оптимальная в рабочей зоне	1,1 0,7-1,7	1,9 0,8-2,6	3,2 1,7-4,7	5,7 2,3-8	10 5,4-13	20 10-32
Полное давление, Па: оптимальное в рабочей зоне	950 400-1000	1300 700-1450	2100 600-2400	2600 750-3400	3200 800-4200	3600 800-3800
Максимальный КПД: Вентилятора Агрегата	0,7 0,58	0,72 0,61	0,75 0,67	0,76 0,68	0,80 0,72	0,76 0,71
Потребляемая мощность в рабочей зоне, кВт	1-2,2	2,8-3,8	5-13	10-22,5	15-50	40-110

В случае если давления одного вентилятора недостаточно, предусматривают установка двух или несколько вентиляторов.

При последовательной установке вентиляторов напоры вентиляторов суммируются. При параллельной работе суммируются производительности вентиляторов.

Вентиляторы в одном трубопроводе можно устанавливать рассредоточенно и сосредоточенно (каскадом). В первом случае вентилятора располагаются один от другого на расстоянии 8...150 м, во втором – друг за другом, обычно в начале трубопровода.

При рассредоточенном расположения вентиляторов устанавливается расход воздуха и утечки в трубопроводе. Производительность первого вентилятора, м³/с

$$Q_n^{sl} = Q_s + Q_y. \quad (4.31)$$

Депрессия первого вентилятора может приниматься произвольно. Затем по Q_n^s и H_s выбирают вентилятор. По характеристике выбранного вентилятора рассчитывается точная депрессия первого вентилятора, соответствующая его производительности. Вторым вентилятором располагают на расстоянии, м

$$L_1 = 0,8 H_s / (r_y Q_{n1}^2). \quad (4.32)$$

где r_y – удельное сопротивление трубопровода, Па·с² / м⁷.

Производительность второго вентилятора, м³/с

$$Q_2^n = Q_1^n + Q_y (L_1 / L), \quad (4.33)$$

где L_1 – длина трубопровода между 1 и 2 вентилятором, м;
 L – общая длина трубопровода, м.

Производительность n-го вентилятора, м³/с

$$Q_n^n = Q_s + Q_y (L_1 - L_n / L), \quad (4.34)$$

где L_n – расстояние от первого вентилятора до n-го, м.

При каскадной установке вентиляторов расстояние между ними назначают равным $10d_T$. Если это условие не выполняется, между вентиляторами помещают отрезки металлических труб со спрямляющими решетками (если они предусмотрены в конструкции вентиляторов) с целью выравнивания потока воздуха, выходящего из вентилятора. Длина трубопровода, на которую эффективно работает каскад вентиляторов, м

$$L = 0,85 \cdot n \cdot L_0, \quad (4.35)$$

где n – число вентиляторов в каскаде, шт.;

L_0 – расстояние, на которое может подать потребное количество воздуха один вентилятор при оптимальном напоре, м.

Паспорт проветривания содержит схему вентиляции, изображенную на плане и поперечном разрезе выработки, характеристики выработки, системы вентиляции, вентилятора, вентиляционных труб, а также содержит необходимые дополнительные сведения о средствах и способах проветривания.

4.4. Расчет графика организации работ на проведение горной выработки

В проходческий цикл проведения горной выработки буровзрывным способом входят следующие процессы: бурение шпуров (t_δ), проветривание ($t_{пр}$), возведение временной или постоянной крепи (t_k), погрузка породы (t_n), устройство водоотводной канавки, наращивание вентиляционных труб, трубопроводов сжатого воздуха, воды и другие работы ($t_{вс}$).

Проходческие процессы могут выполняться во времени последовательно или параллельно (с частичным или полным совмещением).

Продолжительность проходческого цикла при последовательном выполнении процессов находится по формуле, час

$$T_u = t_\delta + t_{зв} + t_{пр} + t_n + t_k + t_{вс}. \quad (4.36)$$

Для построения графика организации работ при проведении выработки используют две методики расчета.

Методика № 1. При расчете графика организации работ по нормативной трудоемкости процессов проходческого цикла длительность последнего предполагается известной.

Трудоемкость (q_i), чел.час и продолжительность (t_i), час нормируемых процессов определяют на основании действующих норм времени (выработки)

$$q_i = V_i \cdot H_i^{sp}; \quad t_i = q_i \cdot \alpha / (n_i \cdot K_e), \quad (4.37)$$

где V_i - объем работ i -го процесса цикла;

H_i^{sp} - норма времени, чел.час;

n_i - число проходчиков;

K_e - плановый коэффициент перевыполнения норм времени 1,05...1,15;

$\alpha = (T_u - t_{н.н.}) / T_u$ - коэффициент, учитывающий уменьшение времени выполнения нормируемых процессов,

где $t_{н.н.}$ - продолжительность ненормируемых процессов цикла (взрывание, проветривания и т.п.), по данным практики.

Методика № 2. Расчет параметров проходческого цикла по эксплуатационной производительности проходческих машин.

Продолжительность выполнения механизированных процессов, час

$$t_i^m = V_i^m / (Q_{эi} \cdot m_i \cdot K_c), \quad (4.38)$$

где V_i^m - объем работ i -го процесса;

m_i - число проходческих машин в забое;

$Q_{эi}$ - сменная производительность машины (механизма);

K_c - коэффициент, учитывающий снижение $Q_э$ при совместной работе машин; $K_c = 0,95$ - для бурильной установки с двумя машинами; $K_c = 0,85$ - для двух погрузмашин.

Продолжительность выполнения немеханизированных процессов, час

$$t_i = V_i^p \cdot H_i^{sp} / (n_i \cdot K_e), \quad (4.39)$$

где V_i^p - объем работ i -го процесса;

H_i^{sp} - норма времени, чел.час;

K_e - коэффициент перевыполнения нормы времени (1,02...1,10).

Продолжительность проветривания, зарядания и взрывания определяют расчетом и по данным практики. Численность проходчиков,

занятых на выполнении механизированных процессов, устанавливают по расстановке их по рабочим местам с учетом правил эксплуатации проходческих машин.

Трудоемкость и планируемую скорость проведения выработки обуславливает численность рабочих на выполнении немеханизированных процессов.

Скорость проведения выработки, м/мес

$$v_{мес} = l_{шп} \cdot \eta \cdot n \cdot m \cdot N_{ц}, \quad (4.40)$$

где $l_{шп}$ – глубина шпура, м;

η – КИШ;

n – число рабочих дней в месяц;

m – число смен в сутки;

$N_{ц}$ – число циклов в смену.

Производительность труда проходчиков зависит от уровня механизации горнопроходческих работ, крепости пород, площади сечения выработки, квалификации проходчиков и других факторов, и находится по формуле, м³/чел.см

$$П = v_{мес} \cdot S_{ч} \cdot K_{ис} / (m \cdot n \cdot \lambda), \quad (4.41)$$

производительность труда проходчиков в погонных метрах находится по формуле, м/чел.см

$$П = v_{мес} / (m \cdot n \cdot \lambda), \quad (4.42)$$

где $v_{мес}$ – скорость проведения выработки, м/мес;

$S_{ч}$ – площадь сечения выработки в черне, м²;

m – число дней по проведению выработок в месяц;

n – число человеко-смен в сутки;

$K_{ис}$ – коэффициент изменения площади сечения, 1,04...1,12;

λ – коэффициент пересчета производительности гуда на 6- часовую смену:

$$\lambda = 6 / t_{см}, \quad (4.43)$$

где $t_{см}$ - продолжительность смены.

Пример расчета графика организации проходческих работ.

Расчет производим по методике № 1, расчета графика организации работ по нормативной трудоемкости процессов.

Проходческие работы в штреке сечением $S_{вч}=8,4 \text{ м}^2$, производят по цикличной организации труда в 7 часовую смену. В состав проходческого цикла входят следующие производственные процессы, приведенные в табл. 4.13.

Таблица 4.13.

Производственные процессы проходческого цикла

Процесс	Объем работ	Норма времени по ЕНВ-85, чел.час	Норма выработки по ЕНВ-85
навеска вентиляционных труб	1,53 м	0,058 чел.час	120,6 м/чел.см
погрузка породы ППН-1 в вагонетку ВГ-1,2	$V=12,8 \text{ м}^3$		42,6 $\text{м}^3/\text{см}$ на звено 2 чел
настилка временного рельсового пути	1,53 м		14,9 м/ чел.см
проведение водоотливной канавки	$V_{кан}=0,2 \text{ м}^3$	0,85 чел. час на 1 м^3	3,05 $\text{м}^3/\text{чел.см}$
бурение шпуров в забое установками ЛКР-1У	$\Sigma l=52,0 \text{ м}$		51,6 м/чел.см
заряжание, электровзрывной взрывание, монтаж цепи и	$\Sigma l_{зар}=39 \text{ м}$	0,03 чел.час на 1 м. шпура	206 м/чел.см

В общем виде выражение для расчета трудоемкости производственного процесса (q_i), чел.см, выглядит следующим образом

$$q_i = V_i / H^i_{выр} ,$$

где V_i – объем работ по I – тому процессу;

$H^i_{выр}$ – норма выработки на выполнение процесса по ЕНВ-85 [2].

Продолжительность выполнения i – того производственного процесса (t_i), ч определяют по выражению

$$t_i = q_i \cdot T_{см} / n_{исп.},$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$n_{исп}$ – количество исполнителей, чел.

Производим расчет трудоемкости по операциям:

1. расчет трудоемкости на навеску вент. трубопровода

$$q_{вен} = V_i / H^{вен}_{выр} = 1,53 / 120,6 = 0,02 \text{ чел.-см.}$$

2. расчет трудоемкости на погрузку породы

$$q_{ног} = V_i / H^{ног}_{выр} = 13,2 / 42,6 = 0,37 \text{ см} \cdot 2 \text{ чел} = 0,74 \text{ чел.-см.}$$

3. расчет трудоемкости на настилку временного пути

$$q_{рел} = V_i / H^{рел}_{выр} = 1,53 / 14,9 = 0,12 \text{ чел.-см.}$$

4. расчет трудоемкости на проведение водоотливной канавки

$$q_{кан} = V_i / H^{кан}_{выр} = 0,2 / 3,05 = 0,07 \text{ чел.-см.}$$

5. расчет трудоемкости на бурение шпуров в забое

$$q_{бур} = V_i / H^{бур}_{выр} = 52,0 / 51,6 = 1,02 \text{ чел.-см.}$$

6. расчет трудоемкости на зарядание и взрывание шпуров

$$q_{зар} = V_i / H^{зар}_{выр} = 39 / 206 = 0,19 \text{ чел.-см.}$$

Общая трудоемкость работ в цикле

$$\Sigma q = q_{вен} + q_{ног} + q_{рел} + q_{кан} + q_{бур} + q_{зар},$$

$$\Sigma q = 0,02 + 0,74 + 0,12 + 0,07 + 1,02 + 0,19 = 2,16 \text{ чел.-см.}$$

Коэффициент выполнения нормы $k = \Sigma q / N_{раб} = 2,16 / 2 = 1,08$

Производим расчет времени на проходческие операции:

1. расчет времени на навеску вент. трубопровода

$$t_{вен} = q_{вен} \cdot T_{см} / k \cdot n_{исп.} = 0,02 \cdot 7 / 1,08 \cdot 2 = 0,06 \text{ ч.}$$

2. расчет времени на погрузку породы

$$t_{ног} = q_{ног} \cdot T_{см} / k \cdot n_{исп.} = 0,74 \cdot 7 / 1,08 \cdot 2 = 2,41 \text{ ч.}$$

3. расчет времени на настилку временного пути

$$t_{рел} = q_{рел} \cdot T_{см} / k \cdot n_{исп.} = 0,12 \cdot 7 / 1,08 \cdot 2 = 0,38 \text{ ч.}$$

4. расчет времени на проведение водоотливной канавки

$$t_{кан} = q_{кан} \cdot T_{см} / k \cdot n_{исп.} = 0,07 \cdot 7 / 1,08 \cdot 2 = 0,23 \text{ ч.}$$

5. расчет времени на бурение шпуров в забое

$$t_{бур} = q_{бур} \cdot T_{см} / k \cdot n_{исп.} = 1,02 \cdot 7 / 1,08 \cdot 2 = 3,30 \text{ ч.}$$

б. расчет времени на зарядание и взрывание шпуров

$$t_{зар} = q_{зар} \cdot T_{см} / k \cdot n_{исп.} = 0,19 \cdot 7 / 1,08 \cdot 2 = 0,62 \text{ ч.}$$

Таблица 4.14.

Время выполнения процессов проходческого цикла

Процесс	Объем работ	Время выполнения процесса, час
навеска вентиляционных труб	1,53 м	0,06
погрузка породы ППН-1 в вагонетку ВГ-1,2	$V=12,8 \text{ м}^3$	2,21
настилка временного рельсового пути	1,53 м	0,38
проведение водоотливной канавки	$V_{кан}=0,2 \text{ м}^3$	0,23
бурение шпуров в забое установками ЛКР-1У	$\Sigma l=52,0 \text{ м}$	3,30
зарядание, монтаж электровзрывной цепи и взрывание	$\Sigma l_{зар}=39 \text{ м}$	0,62

Общие время цикла

$$\Sigma T = t_{вен} + t_{пог} + t_{рел} + t_{кан} + t_{бур} + t_{взар},$$

$$\Sigma T = 0,06 + 2,41 + 0,38 + 0,23 + 3,30 + 0,62 = 7,0 \text{ ч.}$$

№	Наименование процессов	Ед. изм	Объем работ	Норма выработки	Трудоемкость, чел.смен	Кол-во рабочих	Продолжительность час	I смена, час								
								7	8	9	10	11	12	13	перерыв	
1	Погрузка горной массы	м^3	12,8	42,6	0,74	2	2,41	■	■	■						
2	Навеска вент.трубопр.	м	1,53	120,6	0,02	2	0,06									
3	Настилка рельсового пути	м	1,53	14,9	0,12	2	0,38			■						
4	Проведение вод.канавки	м^3	0,2	30,5	0,07	2	0,23			■						
5	Бурение шпуров	м	52,0	51,6	1,02	2	3,30				■	■	■	■	■	
6	Зарядание и взрывание	м	39	206	0,19	2	0,62								■	
7	Проветривание						0,5	■	■	■	■	■	■	■	■	■

Рис. 4.19. График цикличной организации работ по проведению штрека

Месячная скорость проходки штрека

$$V_{мес} = l_{ш.м} \cdot \eta \cdot m \cdot n \cdot N_{ц} = 1,8 \cdot 0,85 \cdot 26 \cdot 3 \cdot 1 = 119 \text{ м/мес}$$

Производительность труда проходчика

$$П = V / (N \cdot m \cdot n \cdot \lambda) = 119 / (2 \cdot 26 \cdot 3 \cdot 1,08) = 0,70 \text{ п.м/чел-см или } 5,8 \text{ м}^3 / \text{чел-см.}$$

4.5. Расчет себестоимости проведения 1 п.м выработки

В качестве калькуляционной единицы счета рекомендуется принимать для проведения горно-капитальной или горно-подготовительной выработки 1 м погонной длины, с последующим переходом на 1 м³ выработки.

Калькуляция себестоимости проведения горной выработки включает четыре статьи расходов, образующих прямые затраты: заработную плату, энергию, материалы, амортизационные отчисления.

Кроме того, в калькуляцию себестоимости горно-капитальных и горно-подготовительных работ включаются услуги вспомогательных цехов и накладные расходы.

Услуги вспомогательных цехов составляют: для шахтного вскрытия – 70...100 % прямых затрат в зависимости от водопритока, глубины работ и количество вспомогательных подъемов; для штольневых вскрытия 45 % прямых затрат.

Накладные расходы для горно-капитальных работ принимаются в размере 25...30 % и для горно-подготовительных 15...20 % основных расходов.

Расчет калькуляции по каждой из статей расходов прямых затрат (зарплата, энергия, материалы, амортизация) производится следующим образом.

По статье «Заработная плата» – исходя из тарифной разбивки профессий рабочих по тарифно-квалификационному справочнику, тарифных ставок, принятых в данной отрасли горной промышленности,

технически обособленных норм выработки и времени. При калькулировании себестоимости сложных технологических процессов (как проведение выработок) предварительно отдельным расчетом определяется комплексная расценка за единицу конечной продукции (1 м погонной длины выработки, табл. 4.15).

Таблица 4.15.

Расчет комплексной нормы выработки и расценки на проходку выработки сечением 8,6 м² (пример)

№	Виды работ, процесс	Объем работ на 1м	Норма выработк и чел/смену	Норма времени чел/смен на 1 п.м	Разряд работы (по ТКС)	Тарифная ставка, р./чел смену	Расцен ка р./1 м
1	Бурение шпуров, шп.м				VI		
2	Заряжение и взрывание, шп. м				VI		
3	Погрузка, м ³ машинист Рабочий				VI V		
4	Навеска вент.труб, п.м				V		
5	Проходка канавки, м ³				V		
6	Настилка путей, п. м.				V		
7	Бурение шпуров под анкера, шп. м				VI		
8	Крепление ж/б анкерами, шт				VI		
	Итого						

Полученная величина расценки используется затем в калькуляции как тарифный заработок бригады в целом, приходящийся на калькуляционную единицу счета.

Величину доплат, входящих в фонд основной заработной платы, принимать: за ночное время – до 20 % тарифного заработка, в зависимости от принятого в проекте суточного режима производства;

премии – 10... 20 % тарифного заработка, в зависимости от вида работ (для подземных рабочих 10... 20 %, для рабочих на поверхности 10...15 %); районный коэффициент – по фактическим данным.

Для учета северных надбавок к районному коэффициенту приплюсовывается:

0,25 – для районов, приравненных к Крайнему Северу; 0,50 – для районов Крайнего Севера.

Дополнительная заработная плата принимается в % от основной в размерах для подземных рабочих 20...25%.

Начисления на zapлату (соцстрах) – 40 % суммы основной и дополнительной зарплаты для горных предприятий.

Расход материалов и энергии определяется расчетом на основе технически обоснованных норм или по фактическим данным рудника. Стоимость материалов и энергии принимается по фактическим данным. При определении затрат на материалы необходимо учесть расходы на транспортировку в процентах от их стоимости: 10...20 %, если рудник удален от железной дороги не более 20...30 км; до 50 % и более – для удаленных районов.

Амортизационные отчисления на оборудование определяется отдельным расчетом после составления табл. 4.15. (предварительно проводятся расчеты необходимого количества оборудования).

Стоимость оборудования принимается по данным бухгалтерского учета предприятия.

Затраты на транспорт и монтаж оборудования принимать (в процентах от его стоимости) в тех же размерах, что и на транспортировку материалов (см. выше).

Табл. 4.16. составляется для определения суммы капитальных затрат и годовых амортизационных отчислений на все оборудование, занятое в данном технологическом процессе (с учетом резерва).

Таблица 4.16.

**Капитальные затраты и годовые амортизационные отчисления на
оборудование**

Наименован. оборудования	Оптовая цена, р.	Кол-во един.	Сумма, р.	Трансп орт и монтаж , р. 20%	Полная стоимо сть, р.	Норма аморти зации, %/год	Сумма годово й аморти зации, р.
Итого							

Величина амортизационных отчислений, р. приходящихся на единицу счета калькуляции (1 п.м длины) производится по формуле

$$A = A_{год} / (12 \cdot V), \quad (4.44)$$

$$A_{год} = C_n \cdot H_a / 100, \quad (4.45)$$

где $A_{год}$ – сумма годовой амортизации оборудования, занятого на проходке выработки, р.;

C_n – первоначальная стоимость оборудования, р.;

V – месячная скорость проходки выработки, м погонной длины;

H_a – норма амортизации, %.

Таблица 4.17.

Затраты по статье «Сжатый воздух»

№, п/п	Наименование потребителей	Кол- во	Расход, м ³ /мин	Время работы, мин.	Общий расход, м ³	Цена един., руб/м ³	Затраты, руб	
							всего	на 1 п.м
1								
2								
	ИТОГО расходы на сжатый воздух:							

Таблица 4.18.

Затраты по статье «Электроэнергия»

№, п/п	Наименование потребителей	Кол-во	Мощн., кВт	Общая мощн., кВт	Время работы, ч	Цена, р/кВт.ч.	Затраты, руб.	
							всего	на 1 п.м
1								
2								
ВСЕГО расходы на электроэнергию:								

Расход диз.топлива – 2,5 л/час по 20 р/л

Таблица 4.19.

Калькуляция себестоимости проведения 1 м погонной длины горной выработки

№ п/п	Наименование статей расходов	Разряд	Ед. изм.	Кол-во единиц на 1 п.м	Стоимед., р.	Сумма, р.
1	Зарплата					
	Итого по тарифу Доплата за ночное время (20 % от тарифа) Премия (20% от тарифа) Итого с ночными и премией					
	Итого основная зарплата с районным коэффициентом и северными надбавками (р.к.-80%) Дополнительная зарплата (15-20 % от основной) Итого с дополнительной зарплатой Страховые начисления (40% от осн. и доп. зар.платы.)					
	Всего зарплаты с начислениями					
2	Материалы: Буровая штанга Коронка ВВ (аммонит 6ЖВ) Искра Электродетонатор Вентиляционный рукав Шпалы деревянные Рельсы Р33 Провод троллейный Итого		кг шт кг шт шт м м ³ кг м			
	Итого материалов (с учетом транспортных расходов 20%)					

№ п/п	Наименование статей расходов	Разряд	Ед. изм.	Кол-во единиц на 1 п.м	Стоим. ед., р.	Сумма. р.
3	Энергия: Электроэнергия Сжатый воздух		кВт м ³			
	Итого энергии					
4	Амортизационные отчисления (по отдельному расчету)					
	Итого прямых затрат					
5	Услуги вспомогательных цехов 80%					
	Итого основных затрат					
6	Накладные расходы 20%					
	Всего расход на 1 м пог. длины выработки					
	Всего расход на 1 м ³ выработки					

После проведения необходимых расчетов составляются основные технико-экономические показатели проведения горной выработки (табл. 4.20).

Таблица 4.20.

Технико-экономические показатели проведения горной выработки

№ п/п	Показатели	Ед.изм	Количество
1	Площадь сечения выработки (в свету/вчерне)	м ²	
2	Коэффициент крепости пород		
3	Количество шпуров на цикл	шт	
4	Средняя глубина шпура	м	
5	Коэффициент использования шпуров		
6	Подвигание забоя на цикл	м	
7	Число циклов в сутки		
8	Уход забоя (за сутки/за месяц)	м	
9	Удельный расход материалов: Взрывчатых веществ ИСКРА-ш	кг/м ³ шт/м ³	
10	Производительность труда проходчика	м(м ³)/чел.смену	
11	Стоимость 1 п. м выработки	р.	
12	Стоимость проведения выработки	р.	
13	Время проведения выработки	мес	

Контрольные вопросы

1. Технологическая схема проведения горной выработки, состав комплекса проходческого оборудования и типы технологических схем проходки.
2. Основные и вспомогательные процессы и операции проходческого цикла при буровзрывном способе проходки.
3. Технология проведения горизонтальных выработок БВР способом.
4. Технология проведения наклонных горных выработок БВР способом с самоходным транспортом.
5. Уборка породы погрузочными машинами непрерывного действия (типы, область применения).
6. Уборка породы погрузочными машинами периодического действия (типы, область применения).
7. Уборка породы погрузочно-транспортными самоходными машинами в тупиковых выработках.
8. Уборка породы комплексами самоходных машин в тупиковых выработках (погрузчик и автосамосвал, ПТМ и автосамосвал).
9. Схемы проветривания тупиковых выработок вентиляторами местного проветривания.
10. Методика расчета параметров вентиляции тупиковых выработок.
11. Рассредоченное и каскадное расположение вентиляторов в одном трубопроводе.
12. Организация работ по проведению горизонтальных и наклонных горных выработок.
13. Расчет графика организации проходческих работ по эксплуатационной производительности проходческих машин.
14. Статьи расходов, образующие прямые затраты на проведение горной выработки.

Заключение

В настоящем учебном пособии использованы научные труды, справочники, учебники и учебные пособия ведущих ученых России и материалы интернет-сайтов заводов производителей горного оборудования. В пособии представлены сведения, освещающие теорию проведения и крепления горизонтальных и наклонных горных выработок шахт и рудников. Приведены методики расчета напряженного состояния массива и величины горного давления, технологических процессов и прогрессивных технологических схем проведения горизонтальных и наклонных подземных выработок проходческими машинами и комплексами.

Рассмотрен порядок разработки паспортов буровзрывных работ, крепления и вентиляции горных выработок, а также графиков циклической организации труда при проведении горных выработок. Представлены краткие теоретические положения и методические указания к решению типовых задач по проектированию буровзрывных работ, расчету различных видов крепления горизонтальных и наклонных горных выработок. Дана теория организации работ по проведению горных выработок, выбору проходческого оборудования и расчету его производительности.

Основной документацией на проведение горных выработок является проект производства работ, который требует знаний по теории и методикам расчета технологических процессов проведения подземных горных выработок, поэтому настоящее учебное пособие содержащее основные сведения по проектированию проведения подземных выработок представляет несомненный интерес для студентов, обучающихся по направлению «Горное дело», для разработки курсовых проектов и подготовки выпускных квалификационных работ.

Глоссарий

Бурение шпуров – процесс получения цилиндрического углубления в массиве полезного ископаемого или породы, осуществляемый с помощью бурильных машин.

Буровзрывные работы (БВР) – совокупность взрывания и подготовительного к нему бурения шпуров при проведении горных выработок, строительстве сооружений в крепких горных породах.

Взрывание – процесс возбуждения детонации ВВ в заданной последовательности и в заданный момент времени способами, обеспечивающими безопасность этой работы.

Горная выработка – сооружение в недрах Земли или на ее поверхности, созданное в результате ведения горных работ и представляющее собой полость в массиве горных пород.

Горная крепь – искусственные сооружения, возводимые в горных выработках для предотвращения обрушения окружающих пород и сохранения необходимых площадей сечений выработок, а также для управления горным давлением.

График организации работ (циклограмма) - графическое изображение последовательности и времени выполнения проходческих операций.

Коэффициент использования шпуров (КИШ) – безразмерная величина, характеризующая эффективность действия взрыва шпуровых зарядов при проведении выработок и очистных работах, определяется отношением величины подвигания забоя за взрыв к глубине заложения шпуров.

Крепление горных выработок – работы по возведению, ремонту, перекреплению, перестановки, передвижке горной крепи в выработке.

Погрузка горной массы – процесс перемещения горной массы с почвы выработки в транспортные средства.

Проведение выработки (проходка) – комплекс работ по разрушению и извлечению горных пород в пределах контура поперечной площади сечения горной выработки, установленного соответствующим паспортом.

Проветривание выработки – устойчивое поддержание в горной выработке атмосферы в состоянии надлежащей чистоты и соответствующего теплового комфорта.

Транспортирование горной массы – перемещение пород или полезного ископаемого от забоев до околоствольного двора или рудо- и породоспуска.

Библиографический список

1. Анкерная крепь: Справочник / А.П. Широков, В.А. Лидер, М.А. Дзауров и др. –М.: Недра, 1990. -205 с.
2. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные горные работы. Часть 1. – М.: Недра, 1989. – 423 с.
3. Каретников, В.Н. Крепление капитальных и подготовительных выработок: Справочник / В.Н.Каретников, В.Б.Клейменов , А.Г. Нуждихин – М: Недра, 1989. -571 с.
4. Картозия, Б.А. Шахтное и подземное строительство / Б.А. Картозия, Б.И. Федунец и др. В 2 т. Т. 1. - М: МГГУ, 2003. – 732 с.
5. Картозия, Б.А. Шахтное и подземное строительство / Б.А. Картозия, Б.И. Федунец и др. В 2 т. Т. 2. - М: МГГУ, 2003. – 815 с.
6. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч.1: Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов / Б.Н. Кутузов – М.: Горная книга, 2007. - 471 с.
7. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности: Учебник для вузов / Б.Н. Кутузов. - М.: Горная книга, 2018. -512 с.
8. Кутузов, Б.Н. Проектирование и организация взрывных работ: Учебник. Б.Н. Кутузов , В.А. Белин. - - М.: Горная книга. 2012. -416 с.
9. Лисихин, В.Г. Технология проведения горизонтальных и наклонных горных выработок: учебное пособие/ В.Г. Лисихин, А.И. Соболев. - Чита: ЧитГУ, 2005. - 97 с.
10. Медведев, В.В. Подземный транспорт рудников. / В.В. Медведев. - Чита: ЗабГУ, 2013. – 220 с.
11. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом

разработки ВНТП 13-2-93. – Санкт-Петербург: – 1993. [Электронный ресурс] - Режим доступа: <http://www.norm-load.ru>

12. Покровский, Н. М. Комплексы подземных горных выработок и сооружений. / Н. М. Покровский. - М.: Недра, 1987. – 248 с.

13. Покровский Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 1. Технология сооружения горизонтальных выработок и тоннелей. / Н. М. Покровский. - М.: Недра, 1977. – 400 с.

14. Покровский, Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 2. Технология сооружения вертикальных, наклонных выработок и камер. / Н. М. Покровский. - М.: Недра, 1982. – 295 с.

15. Рудничная вентиляция: Справочник / Н.Ф. Гращенко, А.Э. Петросян, М.А. Фролов и др., Под редакцией К.З. Ушакова. – М.: Недра, 1988. – 440 с.

16. СНиП II-94-80. СП 91.13330.2012. Подземные горные выработки. М.: ВНИМИ ОАО «ВНИМИ», 2012. [Электронный ресурс] - Режим доступа: <http://meganorm.ru>

17. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки. М.: ЦИТП Госстроя СССР, 1985. -16 с.

18. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых". Серия 03. Выпуск 78. – М: ЗАО «НТЦ ИППБ», 2015. – 276 с.

19. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при взрывных работах" Серия 13. Выпуск 14. – М: ЗАО «НТЦ ИППБ», 2016. – 332 с.

20. Шехурдин, В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок / В.К. Шехурдин. – М: Недра, 1985. - 240 с.

21. Шехурдин, В. К. Проведение подземных горных выработок: учеб. пособие / В.К. Шехурдин , Е.Н.Холобаев , В.И.Несмотряев - Москва : Недра, 1991. - 304 с.

22. Сайт компании «Эпирок» Atlas Copco [Электронный ресурс] - Режим доступа: <https://www.epiroc.com>.

23. Сайт компании Sandvik Mining [Электронный ресурс] - режим доступа: <http://www.rocktechnology.sandvik>.

Учебное издание

Медведев Валерий Васильевич

Бейдин Алексей Владимирович

**ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ НА
ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Редактор

Верстка

Подписано в печать

Форм. бум. 60x84/16

Печать цифровая. Гарнитура Times New Roman.

Усл. печ. л. 8,0. Уч.- изд. л. 8,0

Тираж 50 экз. Заказ №

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет»

672039, Чита, ул. Александро-Заводская, 30
