

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное агентство по образованию
Южно-Российский государственный технический университет
(Новочеркасский политехнический институт)

В.А. Ткачев, А.Ю. Прокопов, Е.В. Кочетов

ШАХТНОЕ И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО. ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Допущено Учебно-методическим объединением вузов Российской Федерации по образованию в области горного дела в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся по специальности «Шахтное и подземное строительство» направления подготовки «Горное дело»

Новочеркасск – 2008

УДК 622. 26(075.8)
ББК 33. 15
Т 48

Рецензенты: доктор технических наук, профессор Г.А. Янченко
доктор технических наук, профессор Ф.И. Ягодкин

Ткачёв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В.

Т 48 Шахтное и подземное строительство. Технология строительства горных выработок: учебное пособие / Шахтинский ин-т (филиал) ЮРГТУ (НПИ). – Новочеркасск: ЮРГТУ (НПИ), 2008.- 244 с.
ISBN

Изложены методика выполнения курсового проекта на тему «Технология строительства горных выработок» по дисциплине «Строительство подземных сооружений и шахт», нормативные методики выбора и расчета крепи горных выработок. Рассматриваются основные процессы проходческого цикла при сооружении выработок, технологические схемы проходки горных выработок. Приведена методика расчета графиков организации и стоимости горнопроходческих работ.

Книга предназначена в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся по специальности «Шахтное и подземное строительство».

УДК 622. 26(075.8)

ISBN

© Шахтинский институт (филиал) ЮРГТУ
(НПИ), 2008

© Ткачёв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В., 2008

ВВЕДЕНИЕ

За последние годы на горных предприятиях появилось более совершенное горнопроходческое оборудование и средства добычи угля, новые виды крепи и принципы организации работ в подготовительных и очистных забоях.

Шахтное строительство представляет собой сложный комплекс строительно-монтажных работ, выполняемых в определенной последовательности и взаимосвязи с несколькими специализированными организациями. Среди этих работ наибольший объем приходится на долю горных выработок, проведение которых с каждым годом усложняется из-за более сложных горно-геологических условий, а объёмы увеличиваются.

Для увеличения темпов проведения горных выработок в разных горно-геологических условиях и производительности труда проходчиков предстоит решить ряд важных задач по технологии и комплексной механизации. Необходимо внедрить комплексную механизацию горнопроходческих работ, автоматическое управление проходческими агрегатами и комплексами, улучшить использование имеющихся горных машин и механизмов, усилить работы по изысканию и внедрению новых, экономически целесообразных видов крепёжных материалов и конструкций горной крепи, промышленных методов её возведения.

Успешная реализация поставленных задач во многом зависит от уровня подготовки специалистов. Студенту необходимо усвоить и приобрести практический опыт в составлении графиков организации работ и выходов рабочих по проведению и креплению горных выработок с учетом современных передовых методов механизации и организации горнопроходческих работ.

Основная цель настоящего учебного пособия – способствовать развитию у студентов практических умений и навыков решения задач в области технологии, экономики и организации проведения и крепления горных выработок буровзрывным способом, строительства подземного комплекса горных предприятий.

Учебное пособие предназначено в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся по специальности «Шахтное и подземное строительство».

Информационная база учебного пособия отражает современный уровень научно-технических знаний, технико-экономических показателей и различных нормативов, сложившихся при проведении подземных горных выработок и в шахтном строительстве.

1. ВЫБОР ФОРМЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНЫХ СЕЧЕНИЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В угольной промышленности России на 1000 т добываемого угля проводят около 12 – 15 м выработок. Из общего объема капитальных вложений в горные работы на долю квершлагов и полевых штреков приходится 30 – 35%; штреков по полезному ископаемому и с подрывкой породы 17 – 20%; бремсбергов 4 – %; уклонов 15 – 20%; выработок околоствольного двора 20 – 25%; прочих выработок 7 – 8% .

Геологические условия проходки горных выработок весьма разнообразны. В угольной промышленности выработки проходятся, в основном, по породам с коэффициентами крепости $f = 2 \div 7$, в отдельных бассейнах - с $f = 9 \div 12$ и редко – в более крепких слоях.

В настоящее время на угольных шахтах наибольшую долю занимают крепи арочной формы (79%), на долю крепей с плоским перекрытием приходится 20% и круглой – 1%.

Рост глубины разработки, необходимость сохранения устойчивости выработок после перемещения фронта очистных работ без дополнительной поддержки почвы в условиях повышенной конвергенции, увеличение грузопотоков угля и материалов по выработкам, удовлетворяющим условиям нормального проветривания, обусловило увеличение площадей сечений выработок.

Большие объемы проведения выработок требуют весьма тщательно обоснованных решений в части выбора формы и размеров их поперечного сечения, материала и конструкции крепи.

1.1. Формы поперечного сечения горных выработок и факторы, определяющие их выбор

Основными факторами, определяющими форму поперечного сечения выработки, являются физико-механические свойства горных пород, назначение и срок службы выработки, материал крепи, положение выработки в пространстве, размеры поперечного сечения выработки, величина и направление горного давления [1,2].

В зависимости от указанных факторов горные выработки имеют различные формы поперечного сечения. В производственной практике для горизонтальных и наклонных выработок наибольшее распространение получили арочная, трапециевидная, прямоугольная и сводчатая формы поперечного сечения. В меньшей степени применяются круглая, эллиптическая и полигональная формы.

Арочная форма с металлической рамной крепью применяется при проходке выработок в породах с коэффициентом крепости $f = 3 \div 9$, нахо-

дящихся в зоне установившегося горного давления, а также в зоне влияния очистных работ при отсутствии пучащих пород в почве.

Достоинство арочной формы заключается в том, что по своей конфигурации она приближается к своду естественного равновесия, что уменьшает растягивающие напряжения в кровле и, следовательно, горное давление.

Трапециевидная (прямоугольная) форма позволяет при прочных породах кровли использовать их несущую способность, проще обеспечивать поддержание сопряжения выработки с очистным забоем, более эффективно использовать крепи усиления на сопряжении в виде обычных гидравлических или деревянных стоек. При этой форме в случае нижней подрывки пород существенно улучшается состояние кровли на сопряжении с лавой. Однако, как показывает отечественный и зарубежный опыт, с увеличением глубины разработки область возможного применения трапециевидной формы сокращается, и на больших глубинах более рациональной является сводчатая (кольцевая) форма выработок.

Для вертикальных стволов в современном шахтном строительстве в основном применяется круглая форма поперечного сечения стволов. Такая форма повышает устойчивость породных стен стволов и позволяет в качестве материала крепи использовать бетон. В свою очередь, бетонная крепь увеличивает время эксплуатации ствола, обеспечивает его огнестойкость и малый коэффициент аэродинамического сопротивления. Круглая форма сечения позволяет механизировать выполнение основных технологических процессов – бурение шпуров, погрузку породы и возведение крепи.

Стволы *прямоугольной формы* применяют при геологоразведочных работах. Они имеют деревянную крепь и срок службы их незначителен.

1.2. Определение размеров поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок

Размеры поперечного сечения горных выработок определяются количеством воздуха, пропускаемого по этим выработкам; максимальными размерами транспортных средств, применяемых для транспортирования полезного ископаемого, доставки материалов и оборудования; допустимыми зазорами между наружным размером транспортных средств и внутренней стенкой выработки, предусмотренными правилами безопасности (ПБ) и Строительными нормами и правилами (СНиП) по проектированию поперечного сечения [3,4].

Поперечные сечения горизонтальных и наклонных выработок должны соответствовать их типовым сечениям [5]. В соответствии с действующими правилами безопасности минимальные площади поперечных сечений горных выработок в свету устанавливаются (ПВ§118):

– для главных откаточных и вентиляционных выработок, а также людских ходков, предназначенных для механизированной перевозки лю-

дей, – 9 м^2 при высоте не менее 1,9 м от почвы (головки рельсов) до крепи или размещенного в выработке оборудования;

- для участковых вентиляционных, промежуточных, конвейерных и аккумулирующих штреков, участковых бремсбергов и уклонов – 6 м^2 при высоте не менее 1,8 м;

- для вентиляционных просеков, печей, косовичков и других выработок – $1,5 \text{ м}^2$.

Для участковых выработок, находящихся в зоне влияния очистных работ, и для людских ходков, не предназначенных для механизированной перевозки людей, минимальная площадь поперечного сечения допускается $4,5 \text{ м}^2$ при их высоте не менее 1,8 м.

Размеры поперечного сечения выработок различают в свету и в проходке. Размеры в свету определяют в соответствии с правилами безопасности, а размеры в проходке складываются из размеров в свету, толщины крепи, межрамных ограждений и переборов пород, которые при проведении выработок должны быть не более 5% проектной площади их поперечного сечения.

Ширина выработки в свету определяется суммированием ширины транспортных средств и требуемых зазоров.

Минимальные величины прохода и зазора между крепью и наиболее выступающей частью подвижного состава должны быть не менее 0,7 м и 0,25 м при рамных крепях не менее 0,7 м и 0,2 м при сплошной бетонной, каменной и железобетонной крепи. Зазор между наиболее выступающими кромками габаритов встречных электровозов (вагонеток) должен быть не менее 0,2 м.

На двухпутных участках выработок околоствольных дворов, откаточных и вентиляционных горизонтов, стационарных погрузочных пунктах производительностью 1000 т в сутки и более в местах, где производятся маневровые работы, сцепка и расцепка вагонеток или составов, а также в однопутных околоствольных выработках клетового ствола зазоры должны быть по 0,7 м с обеих сторон.

В местах посадки людей в пассажирские поезда свободный проход должен быть не менее 1 м.

Во всех выработках, оборудованных конвейерной доставкой, ширина прохода должна быть с одной стороны не менее 0,7 м, с другой стороны – 0,4 м. Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка должно быть не менее 0,5 м, а от натяжных и приводных головок до верхняка – не менее 0,6 м.

При монорельсовом транспорте расстояние между днищем сосуда или нижней кромкой перемещаемого груза и почвой выработки должно быть не менее 0,4 м. Зазор между наиболее выступающей частью конвейера и крепью с одной стороны должен быть не менее 0,7 м, а с другой стороны – не менее 0,2 м.

В горизонтальных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовым транспортом, а также в горизонтальных и наклонных выработках, оборудованных конвейерами и монорельсовым транспортом, зазор между конвейером и крепью должен быть не менее 0,4 м, между конвейером и подвижным составом – 0,4 м, между подвижным составом и крепью – 0,7 м.

В наклонных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовым транспортом, зазоры между крепью и конвейером должны быть 0,7 м, между конвейером и подвижным составом – 0,4 м, между подвижным составом и крепью 0,2 – 0,25 м, в зависимости от вида крепи.

Указанные выше боковые зазоры и проходы должны соблюдаться на высоте не менее 1,8 м от почвы (тротуара).

Далее графически - определяют минимальную ширину выработки в свету, а затем аналитически все остальные ее размеры и площадь поперечного сечения.

Сущность графического способа состоит в следующем. На бумагу в определенном масштабе на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейера наносят габариты принятого оборудования, размещаемого в выработке, минимальные зазоры и расстояния между отдельными механизмами, оборудованием и постоянной крепью выработки. Затем по масштабу находят ширину выработки в свету на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейерной установки. После этого аналитически определяют все остальные размеры.

При проектировании поперечного сечения выработки в свету необходимо учитывать запас на возможные осадки пород, зависящий от типа выработки, условий ее поддержания и мощности пласта угля. В типовых сечениях [5] предусмотрены вертикальная податливость крепи 300 мм и горизонтальная на уровне 1,8 м от почвы выработки – 230-290 мм. В выработках, закрепленных податливой крепью, очень важно правильно установить запас на осадку, что может обеспечить ее безремонтное поддержание на весь срок службы. Обозначения и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок трапецевидной формы с рамной крепью (рисунки 1.1) даны ниже:

Высота электровоза (вагонетки от головки рельсов) h (мм) принимается из характеристики оборудования.

Высота от балластного слоя до головки рельсов h_a . Высота балластного слоя $h_б$.

Высота от почвы до головки рельсов

$$h_b = h_a + h_б. \quad (1.1)$$

Высота выработки от головки рельсов до верхняка h_l , мм;
то же до осадки (при деревянной крепи)

$$h' = h_l + 100. \quad (1.2)$$

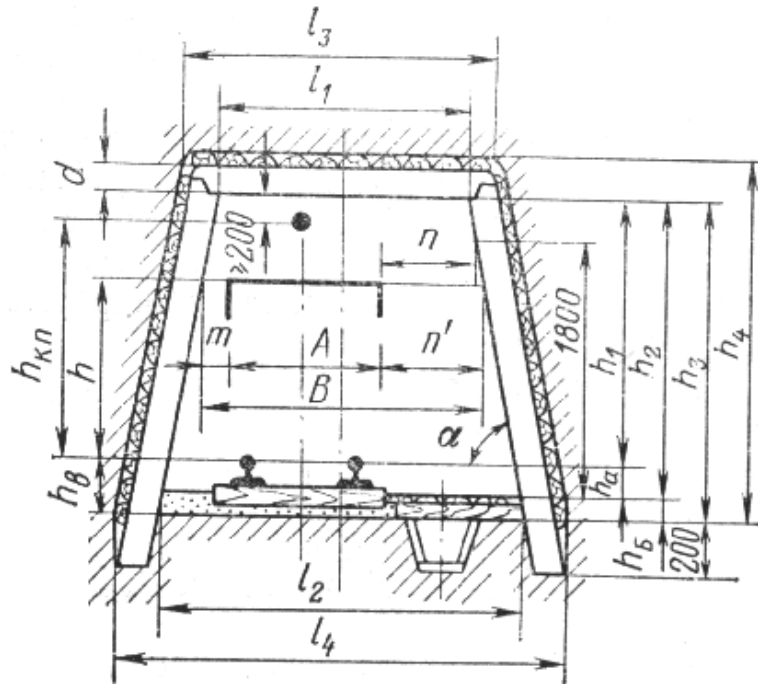


Рисунок 1.1 - Сечение выработки трапецевидной формы с рамной крепью

Высота выработки от балласта до верхняка

$$h_2 = h_1 + h_a; \quad (1.3)$$

то же до осадки (при деревянной крепи)

$$h'_2 = h_2 + 100. \quad (1.4)$$

Высота выработки от почвы до верхняка

$$h_3 = h_1 + h_b; \quad (1.5)$$

то же до осадки (при деревянной крепи)

$$h'_3 = h_3 + 100. \quad (1.6)$$

Высота профиля верхняка (толщина) d , мм.

Проектная высота выработки в проходке (высота в черне)

$$h_4 = h_3 + d + 50; \quad (1.7)$$

то же при сплошной крепи без затяжки

$$h'_4 = h'_3 + d. \quad (1.8)$$

Высота подвески контактного провода должна составлять не менее $h_{кп} = 1800; 2000$ или 2200 мм от головки рельсов.

Ширина электровоза A , мм, принимается из характеристики оборудования.

Угол наклона стоек крепи $\alpha = 80^\circ$.

Размер прохода для людей на высоте 1800 мм от уровня балластного слоя должен быть $h \geq 700$ мм.

Размер прохода для людей на уровне подвижного состава

$$n' = n + [1800 - (h + h_a)] \cdot \operatorname{ctg} \alpha . \quad (1.9)$$

Размер зазора между оборудованием и крепью на уровне подвижного состава m_1 (принимается по ПБ). Ширина однопутной выработки в свету на уровне подвижного состава

$$B = m_1 + A + n'; \quad (1.10)$$

то же для двухпутной выработки

$$B = m_1 + 2A + p + n'. \quad (1.11)$$

Зазор между составами $p = 200$ мм.

Ширина выработки в свету по кровле

$$l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} \alpha . \quad (1.12)$$

Ширина выработки в свету по балластному слою

$$l_2 = B + 2(h + h_a) \operatorname{ctg} \alpha . \quad (1.13)$$

Ширина выработки в черне по кровле

$$l_3 = l_1 + 2d + 100; \quad (1.14)$$

то же при креплении рамами сплошную

$$l_3 = l_1 + 2d. \quad (1.15)$$

Ширина выработки в черне по почве

$$l_4 = B + 2[\cos \alpha (h + h_e) + d + 50] / \sin \alpha . \quad (1.16)$$

Площадь сечения выработки в свету после осадки

$$S_{\text{св}} = 0,5 \cdot (l_1 + l_2) \cdot h_2. \quad (1.17)$$

Площадь сечения выработки в черне до осадки

$$S_{\text{вч}} = 0,5 \cdot (l_3 + l_4) \cdot h'_4. \quad (1.18)$$

При проведении выработки буровзрывным способом имеют место переборы породы. Поэтому фактическое сечение выработки в проходке

$$S = (1,03 \div 1,05) S_{\text{вч}}. \quad (1.19)$$

Периметр выработки после осадки

$$P = l_1 + l_2 + 2h_2 / \sin \alpha . \quad (1.20)$$

По расчетному поперечному сечению в свету принимают ближайшее типовое сечение [5]. Для расчета других форм поперечных сечений следует использовать литературу [2].

Принятое сечение проверяют на скорость движения воздуха аналитическим способом с учетом газообильности шахты по формуле

$$v_{\text{в.р.}} = \frac{k \cdot q \cdot A}{864 \cdot S_{\text{св}} \cdot d} \leq v_{\text{д}}, \quad (1.21)$$

где $v_{\text{в.р.}}$ – расчетная скорость движения воздуха, м/с;

k – коэффициент утечек воздуха и неравномерности добычи угля, $k = 1,45$;

q – выделение метана на 1 т суточной добычи, м³/т;

A – суточное количество угля, транспортируемого по выработке, т/сут;

$S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

d – допускаемое содержание метана в исходящей струе воздуха выработки, %;

$v_{\text{д}}$ – скорость движения воздуха, допускаемая по ПБ, м/с.

Если скорость движения воздуха по выработке превышает величину, установленную ПБ, то необходимо подобрать ближайшее типовое сечение, обеспечивающее допустимую скорость движения воздуха. Согласно ПБ, максимальная скорость движения воздушной струи не должна превышать в квершлагах, откаточных и вентиляционных штреках, капитальных и панельных уклонах и бремсбергах 8 м/с, а в остальных – 6 м/с. Минимальная средняя скорость движения воздуха должна быть не менее 0,25 м/с.

1.3. Размеры поперечного сечения вертикальных стволов

Размеры поперечного сечения стволов обуславливаются их назначением и техническим оснащением. Эти размеры определяют расчетно-графическим путем в зависимости от следующих факторов:

- размеров размещаемых в стволе подъемных сосудов (скапов, клеток), которые, в свою очередь, зависят от производственной мощности горного предприятия, объемов выдаваемой на поверхность пустой породы;
- размеров элементов армировки (расстрелов и проводников);
- зазоров между крепью и подъемными сосудами, подъемными сосудами и элементами армировки, установленных Правилами безопасности;
- размеров лестничного и кабельно-трубного отделений.

Принимаемый типоразмер подъемных сосудов должен соответствовать массе груза, который необходимо поднять из шахты за один раз, и непосредственно зависит от производительности подъемной установки.

Производительность подъемной установки $A_{\text{ч}}$, т/ч, определяется по формуле

$$A_{\text{ч}} = k_p \cdot A / (N_{\text{д}} \cdot t), \quad (1.22)$$

где k_p – коэффициент резерва подъема, учитывающий возможность увеличения добычи по сравнению с проектной, а также неравномерность поступления грузов к стволу (в угольной промышленности $k_p = 1,5$ для последнего проектируемого горизонта, в горнорудной промышленности $k_p = 1,15 - 1,25$);

A – годовая проектная мощность шахты, т/год;

$N_{\text{д}}$ – число рабочих дней в году по выдаче полезного ископаемого, при шести рабочих днях в неделю $N_{\text{д}} = 300$, а при пяти рабочих днях в неделю $N_{\text{д}} = 260$;

t – число часов работы подъемной установки по выдаче полезного ископаемого в сутки (исходя из трехсменной работы $t = 15$ ч).

Масса одновременно поднимаемого полезного груза:

– для угольных шахт

$$Q_y = \frac{4\sqrt{H_{\text{п}}} + \Theta}{3600} A_{\text{ч}}, \quad (1.23)$$

– для рудных шахт

$$Q_p = 0,0057 \cdot \sqrt[4]{H_{\text{п}} \cdot A_{\text{ч}}}, \quad (1.24)$$

где $H_{\text{п}}$ – высота подъема, определяемая по формуле $H_{\text{п}} = h_{\text{ст}} + h_{\text{а}} + h_{\text{п}}$.

Здесь $h_{\text{ст}}$ – глубина ствола от устья ствола до уровня почвы околоствольного двора, м; $h_{\text{п}}$ – высота приемной площадки (при скиповом подъеме берется в пределах от 20 до 32 м, при неопрокидных клетях – от 6 до 12 м; $h_{\text{п}} = 0$, если приемная площадка устроена на уровне устья ствола); $h_{\text{а}} = 15-20$ м – высота загрузки скипа у подъемного бункера (для клеток $h_{\text{а}} = 0$); Θ – время, затрачиваемое на загрузку и разгрузку подъемных сосудов, с.

Установлены следующие величины Θ : при вместимости скипа до 5 м^3 , $\Theta = 7$ с, при вместимости скипа больше 5 м^3 число секунд на загрузку и разгрузку равно числу вместимости скипа в кубических метрах. Для одноэтажных клеток с вагонеткой вместимостью $1,3 \text{ м}^3$ – $\Theta = 12$ с; $2,5 - 4 \text{ м}^3$ – $\Theta = 15$ с; $5,6 - 8 \text{ м}^3$ – $\Theta = 18 - 20$ с. Для двухэтажных клеток при тех же вместимостях вагонеток Θ соответственно 30, 35 и 40 с при постоянном радиусе навивки и 45, 50 и 55 с при переменном радиусе навивки.

По полученным массам одновременно поднимаемого полезного груза, определенным по вышеприведенным формулам, подбирают необходимый типоразмер скипа по таблице 1.1 или клетки по [18, табл. 3.6 и 3.7].

По этим же таблицам устанавливают размеры подъемных сосудов. Выбирают сетку расстрелов из числа типовых, а также величину необходимых зазоров по ПБ [3, § 402, табл. 4.4], размеры расстрелов и проводников – с учетом рекомендации в книге [18, с. 337].

Таблица 1.1 – Характеристики скипов

Типоразмер скипа	Вместимость скипа, м ³	Размеры в плане, мм		Масса, кг
		Ширина	Длина	
С-6НМ	5	1700	1920	10 230
С-7НМ	9,5	1540	1780	10 920
С-12НМ	9,5	1540	1780	13000
С-14НМ	9	1700	1920	12 100
С-9НМ	11	1540	1780	11 700
С-16НМ	11	1540	1780	12 550
С-18НМ	11	1700	1920	11 140
С-ПНМ	11	1740	1980	13200
С-20НМ	11	1740	1980	13000
С-22НМ	15	1700	1920	13 880
С-13НМ	15	1740	1980	14860

Для определения размеров сечения ствола графическим способом на бумагу в масштабе наносят сетку расстрелов и располагают оборудование (подъемные сосуды, лестничное и трубное отделения) с учетом необходимых зазоров. Вокруг этого оборудования описывают окружность с учетом зазоров между крепью и сосудами (рисунок 1.2).

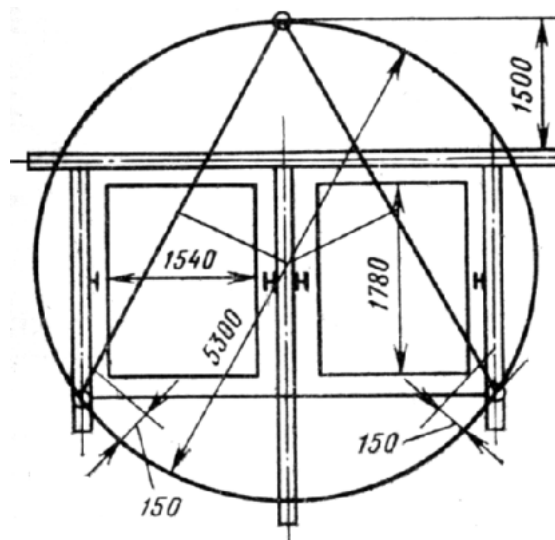


Рисунок 1.2 - Графическое определение диаметра

Для этого необходимо найти три точки, не лежащие на одной прямой и находящиеся в одной горизонтальной плоскости, так как только в этом случае можно провести единственную окружность, которая будет искомой.

Таковыми точками могут быть точки, отстоящие от выступающих частей оборудования (обычно углов скипов, клеток, противовесов) на

расстоянии не менее 150 мм, а также точка, отстоящая на 1,5 – 1,57 м от середины расстрела, отделяющего лестничное и трубокабельное отделение. Затем, согласно принятому масштабу, определяют диаметр этой окружности, т.е. диаметр ствола в свету. По этому диаметру принимают ближайшее большее типовое сечение ствола, которое проверяют на скорость движения воздуха. Это сечение не должно превышать норм, установленных ПБ [3, § 235, табл. 3.2].

Скорость движения вентиляционной струи V_B , м/с, определяют по формуле

$$V_B = \frac{Q}{60 \cdot S \cdot m_2} \leq V_H^B, \quad (1.25)$$

где S – площадь поперечного сечения ствола, м²;

m_2 – коэффициент, учитывающий наличие в стволе армировки и подъемных сосудов, $m_2 = 0,8$ для стволов круглой формы;

V_H^B – максимально допустимая скорость движения воздуха, м/с, значения которой представлены в таблице 1.2.

Т а б л и ц а 1.2 – Допустимая скорость движения воздуха

Горные выработки	Максимальная скорость воздуха, м/с
Вентиляционные скважины.	Не ограничена
Стволы и вентиляционные скважины с подъемными установками, предназначенные для подъема людей в аварийных случаях, вентиляционные каналы.	15
Стволы для спуска и подъема только грузов.	12
Стволы для спуска и подъема людей и грузов.	8

Рассчитанная величина скорости должна удовлетворять неравенству (1.25). Если $V_B > V_H^B$, то следует принимать другой типоразмер сечения ствола, соответствующий требованиям ПБ.

Сечение стволов круглой формы типизировано и в горнодобывающих отраслях промышленности колеблется в пределах 4 – 9 м в свету через каждые 0,5 м.

Так, на шахтах средней производственной мощности (1,0 – 1,5 млн. т/год) в основном предусматривают стволы диаметром в свету 5,5 – 6,5 м, а на шахтах большой производственной мощности (2,4 – 3 млн. т/год) 7 – 8 м. Стволы диаметром менее 5,5 м обычно располагают на флангах шахтного поля для вентиляции и запасного выхода.

Вопросы для самопроверки

1. Какие формы поперечного сечения выработок применяются на практике. Как определяется их выбор?
2. Перечислите требования Правил безопасности (ПБ) к размерам поперечного сечения выработки в свету.
3. Назовите допустимые ПБ скорости движения воздуха по горным выработкам.

2. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД И НАГРУЗОК НА КРЕПЬ, ВЫБОР ТИПА И РАСЧЕТ КРЕПИ

Под устойчивостью горных пород понимается их свойство сохранять форму и размеры обнажений, образуемых при строительстве горных выработок [6], согласно СНиП II-94-80 [4].

Предварительно определяется расчетное сопротивление пород сжатию в массиве R_c и расчетная глубина H_p размещения выработки.

Расчетное сопротивление пород сжатию в массиве определяют по формуле

$$R_c = K_c \cdot \sigma_{сж}, \quad (2.1)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород сжатию, определенный в лабораторных условиях, МПа, ($\sigma_{сж} = 10 \cdot f$, где f – коэффициент крепости породы);

K_c – коэффициент нарушенности пород в массиве (учитывает слоистость, трещиноватость, зеркала скольжения и т.п.), принимаемый в следующей зависимости от расстояния между поверхностями ослабления:

- более 1,5 м – $K_c = 0,9$,
- от 1,5 до 1 м – $K_c = 0,8$,
- от 1,0 до 0,5 м – $K_c = 0,6$,
- от 0,5 до 0,1 м – $K_c = 0,4$,
- менее 0,1 м – $K_c = 0,2$.

Если выработка проводится по однородной породе (в крест простирания) или по простиранию слоистых пород с различием предела прочности их менее чем на 30 %, то принимается единое усредненное значение R_c для пород по всему контуру выработки.

При проведении выработок в слоистых породах с различием пределов прочности слоев мощностью более 0,5 м на 30 % и более расчетное сопротивление определяют отдельно для кровли, боков и почвы выработки как средневзвешенное по формуле

$$R_{c.ср} = \frac{R_{c_1} \cdot m_{c_1} + R_{c_2} \cdot m_{c_2} + R_{c_3} \cdot m_{c_3} + \dots + R_{c_n} \cdot m_{c_n}}{m_{c_1} + m_{c_2} + m_{c_3} + \dots + m_{c_n}}, \quad (2.2)$$

где R_{c_i} – расчетное сопротивление слоев пород сжатию, МПа;

m_{c_i} – мощность отдельных слоев породы.

Особенно это относится к оценке прочности пород в боках выработок, пройденных по пласту угля с подрывкой пород кровли и почвы пласта.

Расчетную глубину размещения выработки H_p следует определять по формуле

$$H_p = H \cdot k, \quad (2.3)$$

где H – проектная глубина размещения 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 $k = 1$ для обычных горно-геологических условий, либо устанавливаемый экспериментально; для районов, подверженных движениям земной коры, и в зонах тектонических разрушений при отсутствии экспериментальных данных k принимается равным 1,5.

2.1. Расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь горизонтальных и наклонных выработок

2.1.1. Расчет устойчивости пород

Выбор типа и расчет параметров крепи горизонтальной и наклонной выработок следует производить в зависимости от категорий устойчивости пород с учетом степени воздействия очистных работ и других выработок.

В качестве критерия определения категорий устойчивости пород принимается величина их смещения на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее службы без крепи (таблица 2.1).

Т а б л и ц а 2.1 – Смещений пород на контуре поперечного сечения выработки

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещения U , мм
I	Устойчивое	До 50
II	Среднеустойчивое	От 50 до 200
III	Неустойчивое	От 200 до 500
IV	Сильно неустойчивое	Свыше 500

Отнесение выработки к той или иной категории устойчивости необходимо производить по абсолютной величине максимальных смещений пород на контуре поперечного сечения, которые определяются дифференцировано в кровле, почве и боках выработки.

Смещения пород кровли, почвы или боков в горизонтальных и наклонных протяженных выработках, поддерживаемых вне зоны влияния очистных работ, определяют по формулам:

$$\begin{aligned}
 U_{\kappa} &= U_{\text{т.к.}} \cdot K_{\alpha} \cdot K_s \cdot K_{\text{в}} \cdot K_t; \\
 U_{\Pi} &= U_{\text{т.п.}} \cdot K_{\alpha} \cdot K_s \cdot K_{\text{в}} \cdot K_t; \\
 U_{\text{б}} &= U_{\text{т.б.}} \cdot K_{\alpha} \cdot K_s \cdot K_{\text{в}} \cdot K_t \cdot K_{\theta},
 \end{aligned}
 \tag{2.4}$$

где $U_{тк}$, $U_{тп}$, $U_{тб}$ - соответственно смещения пород кровли, почвы и боков в типовых условиях, определяемые по графикам (рисунок 2.1) в зависимости от расчетной глубины расположения выработки H_p и расчетного сопротивления пород сжатию R_c ;

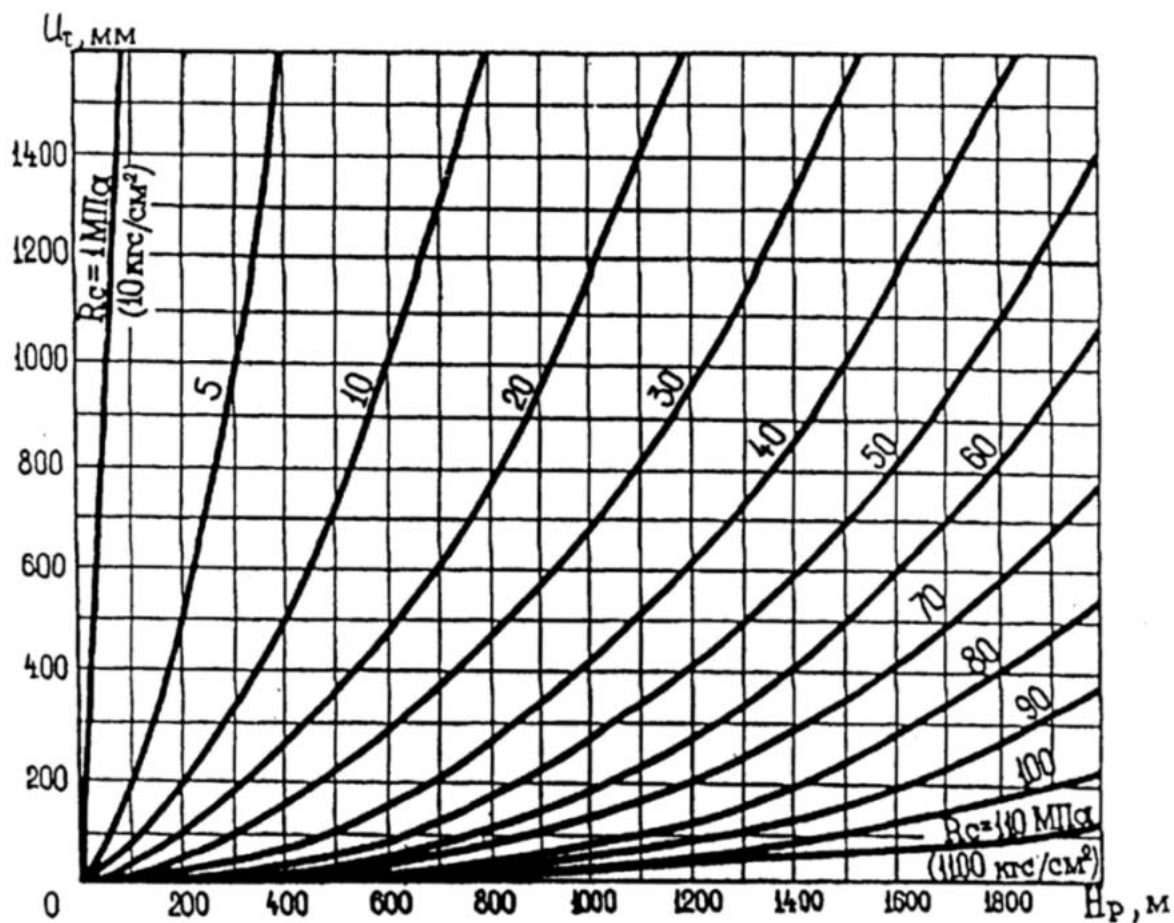


Рисунок 2.1 - Графики для определения типового смещения пород

K_α – коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород, определяемый по табл. 2.1;

K_θ – коэффициент направления смещения пород, при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) K_θ равен 1; при определении боковых смещений пород K_θ принимается по таблице 2.2;

K_s – коэффициент влияния размеров выработки, определяемый для кровли и почвы по формуле $K_s = 0,2 (b - 1)$, а для боков – $K_s = 0,2 (h - 1)$, где b , h – соответственно ширина и высота выработки в проходке, м;

K_B – коэффициент воздействия других выработок, принимаемый для одиночных выработок равным 1, для сопряжений с односторонним примыканием – 1,4; для других случаев смотри [4];

Т а б л и ц а 2.2 – Коэффициентов влияния направления смещения пород K_α и боковых смещений K_θ

Направление проходки выработки	Коэффициенты K_α и K_θ при углах падения пород									
	до 20°		21 - 30°		31 - 40°		41 - 50°		более 50°	
	K_α	K_θ	K_α	K_θ	K_α	K_θ	K_α	K_θ	K_α	K_θ
По простиранию пласта	1,0	0,35	0,95	0,55	0,8	0,8	0,65	1,2	0,6	1,5
Вкрест простирания пласта	0,7	0,55	0,6	0,8	0,45	0,95	0,25	0,95	0,2	0,8
Под углом к простиранию пласта	0,85	0,45	0,8	0,65	0,65	0,9	0,45	1,05	0,35	1,1

K_t – коэффициент влияния времени на смещение пород. Для выработок, срок службы которых менее 15 лет, коэффициент K_t , зависящий от отношения H_p/R_c , определяется по графику рисунка 2.2.

При сроке службы более 15 лет и других значениях H/R_c коэффициент $K_t = 1$.

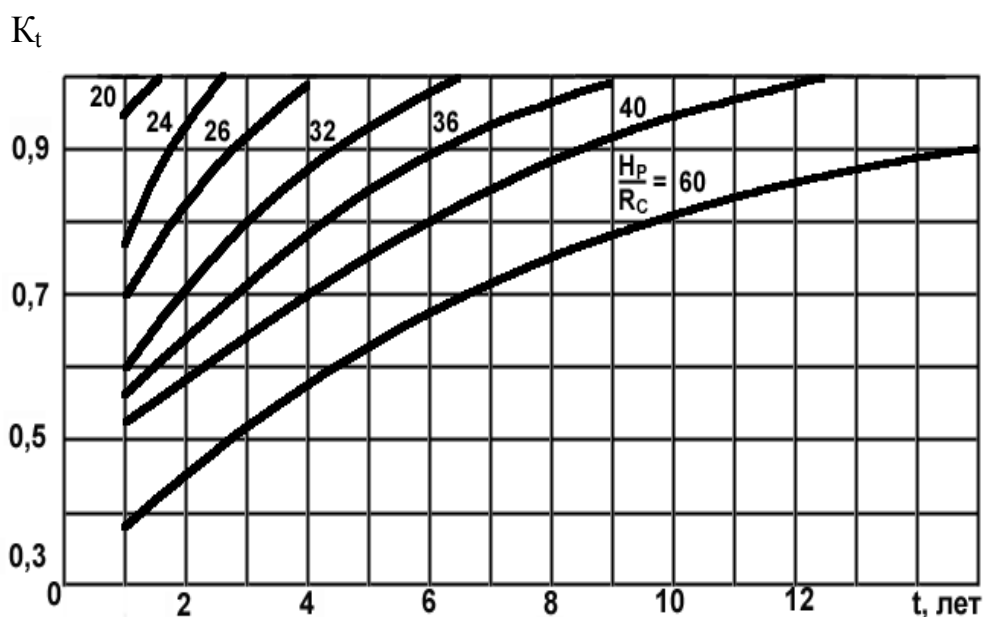


Рисунок 2.2 - Графики для определения коэффициента K_t

По величинам смещений U_κ , U_Π и U_θ с помощью таблицы 2.1 определяем категорию устойчивости пород.

СНиП по проектированию выработок [4] рекомендует применять в выработках, расположенных вне зоны влияния очистных работ, следующие виды крепи:

- в породах I категории устойчивости – анкерную или набрызгбетонную крепь толщиной не менее 30 мм; в мало трещиноватых не выветривающихся породах допускается оставлять выработки без крепи;

- в породах II категории – комбинированную из набрызгбетона толщиной не менее 50 мм и анкеров, рамную крепь из железобетонных стоек с

металлическими верхняками, податливую металлическую арочную крепь, анкер – металлическую комбинированную крепь, монолитную бетонную и сборную тюбинговую железобетонную крепи;

– в породах III и IV категорий – металлическую арочную податливую и анкер – металлические крепи, сборные тюбинговую и блочную крепи, а при соответствующем обосновании – металлобетонную крепь. При породах почвы III и IV категории устойчивости крепи, как правило, должны быть с обратным сводом или должны предусматриваться мероприятия по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород (цементацией, анкерованием и т.д.) или разгрузкой массива.

В выработках, испытывающих воздействие очистных работ и других выработок, следует применять крепи, имеющие конструктивную податливость, достаточную для данных условий.

После окончательного выбора вида крепи принимаются размеры поперечного сечения выработки в свету, вчерне и в проходке по альбомам типовых сечений (смотри раздел 1). Эти размеры используются при расчетах нагрузок на крепь и ее параметров.

По формуле (2.4) находят величины смещений пород отдельно со стороны кровли, почвы и боков выработки. Нормативную нагрузку на замкнутую крепь с обратным сводом определяют по максимальной из этих величин, а на незамкнутую крепь - по максимальным смещениям кровли и с боков.

2.1.2. Определение расчетной нагрузки на крепь

После оценки устойчивости породных обнажений в выработке по величине смещений U определяют расчетную нагрузку со стороны кровли P_k и боков P_b :

$$P_k = p^H K_{\Pi} K_{\Pi p} b, \quad (2.5)$$

$$P_b = p^H K_{\Pi} K_{\Pi p} h, \quad (2.6)$$

где K_{Π} - коэффициент перегрузки (таблица 2.3);

Т а б л и ц а 2.3 - Коэффициентов перегрузки

Смещения пород в выработке U , мм	Коэффициент перегрузки	
	Главные выработки	Прочие подготовительные выработки
До 50	1,25	1,10
от 50 до 200	1,10	1,05
от 200 до 500	1,05	1,00
более 500	1,00	1,00

$K_{пр}$ – коэффициент влияния способа проведения выработок при комбайновом способе принимается в зависимости от отношения глубины H к расчетному сопротивлению породы на сжатие R_c : при H/R_c менее 16 – $K_{пр} = 0,6$; от 16 до 20 – $K_{пр} = 0,8$; более 20 – $K_{пр} = 1,0$; при буровзрывном и других способах проведения $K_{пр} = 1$; b и h – ширина и высота выработки в проходке, м;

p^H – нормативная удельная нагрузка, определяемая по таблице 2.4 в зависимости от смещений горных пород и ширины или высоты выработки в проходке, кПа.

Т а б л и ц а 2.4 – Нормативная удельная нагрузки

Смещения пород U , мм	p^H , кПа, при ширине или высоте выработки, м										
	3,0	3,2	3,4	3,6	4,0	4,2	4,4	5,0	5,4	5,6	6,0
До 25	10	12	14	16	20	22	24	30	34	36	40
0	20	22	24	26	30	32	34	40	44	46	50
5	26	28	30	33	37	39	42	47	52	54	57
00	32	34	37	40	45	47	49	55	59	61	65
50	41	44	53	56	57	60	62	68	72	73	78
00	50	54	58	62	70	72	74	80	84	86	90
250	61	64	68	71	78	81	83	90	94	96	100
300	72	75	78	80	86	89	91	100	104	106	110
400	80	84	88	92	100	102	105	112	118	122	128
500	90	94	98	102	110	113	116	125	132	134	140
600	100	104	108	112	120	123	126	135	142	144	150
700	110	114	117	120	128	131	134	143	149	153	159
800	120	123	127	130	136	139	142	152	158	162	168
900	124	128	132	136	143	146	150	159	165	169	175
1000	128	132	137	141	150	154	158	167	173	176	181
1100	134	138	143	148	155	159	163	173	180	184	190
1200	140	144	148	152	160	164	168	180	188	192	200
1300	142	147	151	156	165	170	174	186	194	198	207
1400	145	150	155	160	170	175	179	192	201	205	214
1500	150	155	160	165	175	180	185	199	208	212	222

2.1.3. Выбор типа крепи и определение ее несущей способности

Тип крепи выбирают в зависимости от размеров сечения выработки, состояния пород ее кровли, расчетной нагрузки P и ожидаемых смещений пород. Параметры некоторых типов податливых крепей приведены в таблицах 2.5–2.8. При выборе типа крепи необходимо изначально знать ее назначение и возможную область применения.

При устойчивых породах кровли предпочтительнее крепь с прямолинейными верхняками, при неустойчивых – арочная крепь.

Т а б л и ц а 2.5 - Параметры некоторых типов податливых металлических крепей

Сечение выработ- ки в свету до осад- ки, м ²	Ширина выработки в свету до осадки, м	Тип спец- профиля	Сопротивление крепи в податливом режиме N_s , с узлами податливости, кН		Конструктив- ная вертикаль- ная податли- вость крепи, мм
			прямые планки и скобы	ЗПК, ОЗШ, АП-ЗУм	
Арочная КМП-А3					
До 10,0	3,2-3,4	СВП-17	150	200	300-360
10,0	3,5-3,8	СВП-19	160	230	300-360
10,0-13,0	4,0-4,8	СВП-22	190	260	300-400
10,0-18,0	4,0-5,5	СВП-27	210	290	300-400
13,0-20,0	5,2-6,0	СВП-33	—	320	400
Арочная КМП-А4					
10,0-13,0	4,0-4,8	СВП-22	—	260	400
14,0-18,0	5,2-5,5	СВП-27	—	290	400
18,0-20,0	5,5-6,0	СВП-33	—	320	400
Арочная КМП-А5					
До 10,0	3,2-3,4	СВП-17	150	200	600-1000
10,0-11,4	3,5-3,8	СВП-19	160	230	600-1000
11,6-14,3	4,0-4,8	СВП-22	190	260	600-1000
14,3-19,0	4,2-5,5	СВП-27	210	290	600-1000
16,4-20,0	5,2-6,0	СВП-33	—	320	600-1000
Кольцевая КМП-К4					
До 8,0	До 3,0	СВП-17	—	200	300
8,0-10,0	3,0-3,8	СВП-22	—	260	300
10,0-14,0	3,8-4,8	СВП-27	—	290	300
Трапецевидная (прямоугольная) КМП-Т(П)					
8,0-13,1	3,8-5,0	СВП-22	—	260	700-1300
8,0-13,1	3,8-5,0	СВП-27	—	290	700-1300
Трапецевидная (прямоугольная) КМП-Т(П) со средней стойкой усиления					
8,0-13,1	3,8-5,0	СВП-22	—	500	700-1300
8,0-13,1	3,8-5,0	СВП-27	—	570	700-1300

КМП-А3 – крепь металлическая податливая арочная трехзвенная предназначена для крепления горизонтальных и наклонных выработок, проводимых и поддерживаемых как вне, так и в зоне влияния очистных работ при прочности пород кровли менее 80 МПа, суммарном смещении пород кровли до 600 мм и боков - до 400 мм и при отсутствии значительного пучения почвы. Желательный срок службы выработок более двух лет, угол падения пластов – до 35°.

В качестве замковых узлов на шахтах РФ в настоящее время используют в редких случаях замки, состоящие из прямых планок и

скоб с резьбой (тип ЗПП) и типа ЗСД конструкции, а в основном - замки типа ЗПК.

КМП-А4 – крепь металлическая податливая арочная четырехзвенная предназначена для крепления горизонтальных и наклонных выработок преимущественно двухпутного сечения с продолжительным сроком службы (более двух лет), поддерживаемых вне и в зоне влияния очистных работ при ожидаемом опускании кровли до 700 мм и сближении боков до 550 мм при небольшом пучении почвы. Применяют КМП-А4 на пластах с углом падения до 35° при мощности до 3,5 м и преимущественно на больших глубинах. При наличии сильного пучения пород почвы применяют замкнутую конструкцию КМП-А4. Для этой крепи используют только надежные замки типов ЗПК, ОЗЩ, АП-ЗУм.

КМП-А5 – крепь металлическая податливая арочная пятизвенная, предназначена для выработок, претерпевающих большие смещения пород кровли (до 1000 мм, учитывая зазоры в закрепном пространстве). КМП-А5 применяется с дополнительными стойками длиной 700, 900, 1200 мм, что позволяет достичь конструктивную податливость крепи соответственно 600, 800, 1000 мм без учета зазоров в закрепном пространстве.

КМП-К4 – крепь металлическая податливая кольцевая четырехзвенная предназначена для крепления горизонтальных и наклонных одно- и двухпутных выработок, проводимых в слабых горных породах вне зоны и в зоне влияния очистных работ, при значительном всестороннем горном давлении или пучащих породах в почве при сроке службы выработки более двух лет.

КМП-Т (П) – крепь металлическая податливая трапецевидная (прямоугольная) предназначена для крепления горизонтальных и наклонных выработок, в основном примыкающих к выемочному участку и подверженных активному влиянию очистных работ, при ожидаемом смещении пород кровли до 600 мм, боков – до 400 мм. Рациональная область применения: при породах нижнего слоя кровли более 60 МПа в выработках шириной до 5400 мм, при породах кровли ($R_c = 50 - 60$ МПа) - в выработках шириной до 4200 мм, в других условиях не рекомендуется. При этом двухстоечную крепь КМП-Т (П) следует применять только в магистральных выработках вне влияния очистных работ и в выемочных выработках, погашаемых после первой лавы, при мощности пласта более 1,2 м. В выработках, эксплуатируемых на границе с выработанным пространством, применяют трехстоечную крепь.

Железобетонные податливые крепи (см. таблицу 2.6) применяют в настоящее время в основном на неглубоких шахтах. Трапецевидная крепь КЖТ предназначена для крепления горизонтальных и наклонных (до 15°) выработок с площадью сечения в свету до 8 м², проводимых в устойчивых и средней устойчивости породах при отсутствии значительного пучения пород почвы, со сроком службы более двух лет. При больших

сечениях выработок железобетонный верхняк заменяется металлическим из спецпрофилей СВП-22 или СВП-27.

Т а б л и ц а 2.6 – Параметры податливых сборных железобетонных крепей

Сечение выработки в свету до осадки, м ²	Ширина выработки в свету до осадки, м	Сопротивление крепи в податливом режиме N_s , кН	Конструктивная вертикальная податливость крепи, мм	Тип крепи
6 – 8	2,4 – 2,8	144	250	Трапецевидная (типа КЖТ)
11 – 13 10,5 – 12,8	3,8 – 4,8 5,0	192 240	60 150	Арочная Кольцевая (типа ЖК)

Смешанная крепь из металлических верхняков и деревянных стоек предназначена для крепления горизонтальных и наклонных выработок, проводимых по пологим и наклонным пластам, как вне зон, так и в зонах влияния очистных работ при расчетном смещении пород кровли до 200 мм, при отсутствии пучения пород почвы, со сроком службы до трех лет.

Площадь поперечного сечения выработок в свету – до 10,5 м², длина верхняка в свету – от 2 до 3,4 м. В качестве верхняка используют спецпрофиль СВП-17 (22, 27) или двутавровые балки из профиля № 18 и 20. Параметры крепи приведены в таблице 2.7.

Т а б л и ц а 2.7 – Параметры смешанной крепи

Сечение выработки в свету, м ²	Длина верхняка в свету, м	Сопротивление рамы смешанной крепи N_s , кН, при профиле проката верхняка				
		СВП-17	СВП-22	СВП-27	I № 18	I № 20
3,7-5,6	2,0	176	-	-	220	-
3,7-5,6	2,2	160	-	-	181	227
5,9-6,5	2,4	147	224	-	167	208
7,0	2,6	136	207	-	155	193
7,5-8,2	2,8	126	192	261	143	179
9,4	2,9	122	185	252	138	173
8,7	3,0	118	179	243	133	167
10,0	3,2	110	168	228	125	156
8,7-9,5	3,3	106	1644	220	122	151
10,5	3,4	102	160	214	120	146

Деревянные рамные крепи предназначены для крепления подготовительных выработок, поддерживаемых вне и в зоне влияния очистных работ, с небольшим сроком службы (до трех лет) при смещениях пород до 150–200 мм (без учета зазоров в закрепном пространстве).

Деревянная крепь имеет трапецевидную или прямоугольную форму, может быть неполной (без лежня), полной (с лежнем) или усиленной (со средней стойкой или с подкосами). Усиленная конструкция крепи применяется в условиях повышенного горного давления и при большой ширине выработки.

Наклонные выработки крепят прямоугольными рамами и лишь при углах наклона до 25° – трапецевидными. Чтобы повысить устойчивость крепи и предохранить рамы от смещения по падению, вдоль выработки устанавливают распорки между рамами. В выработках с углом наклона до 20° распорки между соседними рамами ставят у кровли, при 20° – 30° – у кровли и почвы.

В наклонных выработках крепежные рамы устанавливают перпендикулярно почве выработки. Если породы кровли или почвы склонны к смещению (вниз по падению), то рамы устанавливают с наклоном 5 – 10° вверх по восстанию, т.е. в сторону, противоположную направлению сдвижения пород. Параметры деревянной крепи даны в таблице 2.8.

Т а б л и ц а 2.8 – Параметры деревянной крепи

Сечение выработки в свету, м ²	Длина верхняка, м ²	Сопротивление рамы смешанной крепи N_s , кН, при диаметре верхняка, см				
		16	18	20	22	24
3,7-5,6	2,0	64	91	125	-	-
3,7-5,5	2,2	58	83	114	-	-
4,2-6,5	2,4	54	76	105	-	-
4,8-6,5	2,6	-	70	97	-	-
5,2-7,2	2,8	-	65	90	119	-
5,2-7,2	3,0	-	61	84	111	-
6,4-7,4	3,2	-	57	78	104	-
6,4-8,0	3,4	-	54	74	98	-
6,4-9,4	3,6	-	-	70	93	-
7,4-9,8	3,9	-	-	64	86	-
7,6-10,3	4,1	-	-	61	81	106
7,9-11,1	4,5	-	-	56	74	97
9,5-12,0	4,8	-	-	-	70	90
10,4-12,5	4,9	-	-	-	-	89
10,4-12,5	5,0	-	-	-	-	87

Для выбранной крепи принимают величину ее сопротивления в податливом режиме N_s в зависимости от типа принятого замкового соединения (узла податливости).

Плотность n_l установки рам крепи на 1 м длины выработки находится делением расчетной нагрузки P на сопротивление одной рамы крепи N_s :

$$n_l = P / N_s \quad (2.7)$$

Паспортную плотность установки крепи принимают по ближайшему значению n_i в ряду: 0,8; 1,0; 1,1; 1,25; 1,33; 1,43; 1,67; 2,0; 2,25; 2,5; 2,67; 3,0 ра-
мы/м.

2.1.4. Расчет параметров крепи выработок, расположенных в зоне влияния очистных работ

Расчет крепи в подготовительных выработках, погашаемых за очистным забоем, основывается на смещениях пород кровли выработок [6], определяемых по следующим формулам:

а) для выработок одиночной лавы

$$U_{кр} = U_k + U_I \cdot K_{кр} \cdot K_S \cdot K_K; \quad (2.8)$$

б) для выработок спаренных лав с отставанием второй лавы от первой не более чем на 20 м

$$U_{кр} = U_k + 1,3 U_I \cdot K_{кр} \cdot K_S \cdot K_K \quad (2.9)$$

где U_k – смещение пород кровли выработки, мм, в период ее службы вне влияния очистных работ определяется по формуле (2.1);

$K_{кр}$ – коэффициент влияния класса кровли по обрушаемости, для легкообрушающейся – 0,8, среднеобрушающейся – 1,0 и труднообрушающейся – 1,2;

K_S – коэффициент, учитывающий влияние площади поперечного сечения выработки в свету $S_{св}$, определяется по таблице 2.9;

Т а б л и ц а 2.9 - Коэффициент влияния площади поперечного сечения горной выработки в свету

$S_{св}, м^2$	4	6	8	10	12	14	16	18	20
K_S	0,65	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,25	1,35	1,45

K_K – коэффициент, характеризующий долю смещений пород кровли в общих смещениях пород в выработках, определяемый по графикам рисунка 2.3;

U_I – смещения пород, мм, в зоне временного опорного давления очистного забоя.

Для выработок сохраняемых после прохода лавы смещения пород в зоне временного опорного давления очистного забоя U_I рекомендуют определять по формулам (2.10) – (2.13).

Данные зависимости получены на основе математической обработки большого объема шахтных исследований в подготовительных выработках шахт российского Донбасса [7].

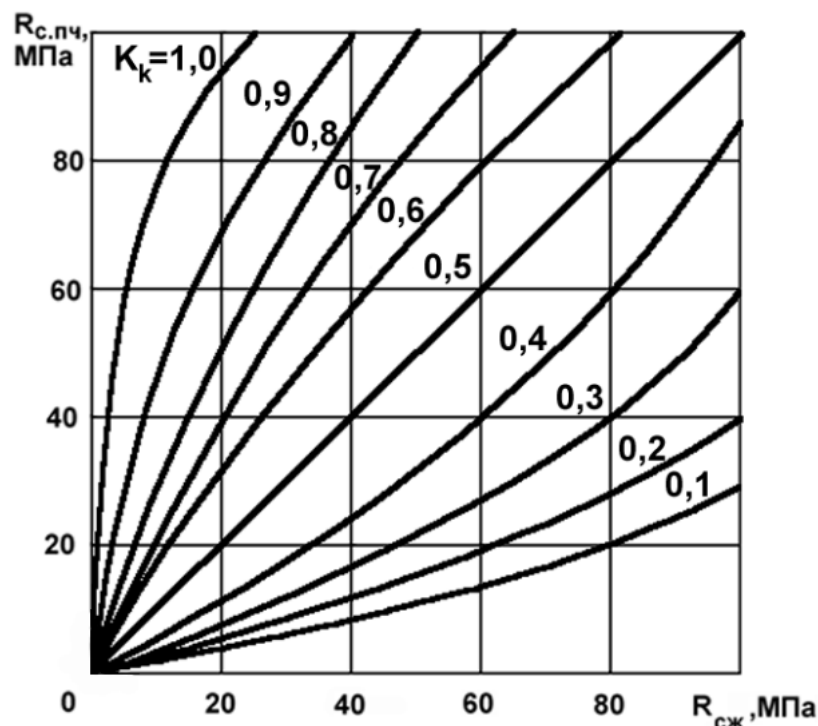


Рисунок 2.3 – График смещения пород кровли

Смещения пород кровли в выемочных штреках в зоне влияния очистных работ при их охране по схеме:

– массив - целик

$$U_k = 63,12 \cdot m + 76,92 \cdot \exp\left(\frac{4,2 \cdot \gamma H_p}{\sigma_{сж}}\right) - 9,8 \cdot b + 33,1 \cdot \ln(L) - 102; \quad (2.10)$$

– массив - бутовая полоса

$$U_{л} = 464 + 9 \cdot l - 318 \cdot \exp(-0,95m) - 0,81q - \frac{6,25}{(\gamma H_p / \sigma_{сж})} - 7,4b; \quad (2.11)$$

– массив - бутокостры

$$U_k = 5005 + 30,3l^2 + 2104 \ln(\gamma H_p / \sigma_{сж}) - 40100/q - 190b + 78,3 \ln L; \quad (2.12)$$

– массив - железобетонные тумбы

$$U_k = 57 + 36,43m^3 + 5352/q + 1128(\gamma H_p / \sigma_{сж})^2 - 4230/L, \quad (2.13)$$

где l – пролет выемочного штрека в проходке, м;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

q – сопротивление крепи, кН/м²;

γ – удельный вес породы, кН/м³;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород кровли на сжатие, кПа/м²;

b – ширина угольного целика или бутовой полосы, м, или количество рядов железобетонных тумб или бутокостров, штук;

L – расстояние от точки определения смещений до лавы, м.

Расчетная нагрузка на основную крепь выработки определяется согласно п. 2.1.2 по величине U_k . Несущая способность крепи и плотность установки рам основной крепи определяется по п. 2.1.3.

Количество стоек крепи усиления на один метр выработки определяется из выражения

$$n_{1y} \geq (P_1 - n_1 \cdot N_s) / N_{s_1}, \quad (2.14)$$

где P – суммарная нагрузка на крепь, кН/м;

n ; N_s – соответственно плотность и несущая способность основной крепи;

N_{s_1} – несущая способность средств усиления (для деревянной стойки – 200 кН, гидравлической стойки типа 2ГВС или 2ГСК – 300 кН, для металлической стойки трения типа КМП-4 с кулачковыми замками – 250 кН).

Крепь усиления в погашаемых выработках устанавливается перед очистным забоем на расстоянии 20 – 45 м.

Выбор типа крепи по податливости определяется согласно п. 2.1.3.

2.1.5. Расчет параметров анкерной крепи для кровли выработок

Исходные данные для расчёта крепи

Исходными данными, необходимыми для расчёта сопротивления анкерной крепи, длины анкеров и их податливости, количества анкеров в рядах и расстояния между рядами, а также дополнительных средств усиления, являются следующие:

- условия проходки, охраны и поддержания;
- расчётная ширина (B , м) и высота (h , м) выработок и сопряжений в проходке;
- расчётная глубина расположения от поверхности (H , м);
- тип строения пород кровли;
- класс устойчивости пород непосредственной кровли;
- расчётное сопротивление пород кровли на сжатие (R_c , МПа);
- расчётная несущая способность анкеров, усиливающих стоек, рам (N , кН).

Расчётная ширина всех протяженных выработок принимается равной их максимальной фактической ширине в проходке.

При расчёте сопротивления крепей и длины анкеров в кровле по строению пород в кровле выработок и сопряжений на высоту, равную их расчётной ширине, следует выделять три типа кровли по обрушаемости в соответствии с табл. 2.10.

Т а б л и ц а 2.10 – Типы кровель горных выработок по обрушаемости

І тип кровли	ІІ тип кровли	ІІІ тип кровли
Однородная, из слоистых преимущественно глинистых, песчано-глинистых и песчаных сланцев (аргиллитов и алевролитов), $R_c < 60$ МПа	Неоднородная; над непосредственной кровлей из слоистых сланцев мощностью от 0 до 0,3В залегают массивные песчаники и известняки, преимущественно $R_c > 80$ МПа	Однородная и неоднородная, с интенсивной косоугольной трещиноватостью в зонах тектонических пликативных и разрывных нарушений

Расчётное сопротивление пород кровли на сжатие $R_{ск}$ следует определять как усреднённое для всех слоев пород на высоту, равную ширине выработки.

При определении плотности установки анкеров, конструкции опор и затяжки и технологии крепления кровли при проходке для всех типов кровли по обрушаемости непосредственную кровлю над выработками следует разделять на три класса по устойчивости в соответствии с табл. 2.11.

Во всех классах устойчивость кровли оценивается за период проходческого цикла. Для протяжённых выработок кровлю следует считать одинаковой по всей их длине, если расчётное сопротивление пород кровли на сжатие находится в пределах $\pm 15\%$. При этом R_c нужно принимать по его минимальному значению.

Т а б л и ц а 2.11 – Классы кровель горных выработок по устойчивости

І класс Неустойчивая кровля	ІІ класс Кровля средней устойчивости	ІІІ класс Устойчивая кровля
Обрушение кровли после обнажения на расстоянии от забоя до 1 м. Преимущественно тонкослоистые и трещиноватые глинистые сланцы, $R_c \leq 30$ МПа	Сохранение устойчивости при обнажении кровли на расстоянии от забоя от 1 до 3 м. Преимущественно слоистые малотрещиноватые глинистые и песчаные сланцы, $30 < R_c \leq 80$ МПа	Сохранение устойчивости кровли при обнажении на расстоянии от забоя свыше 3 м. Преимущественно массивные нетрещиноватые песчаники и известняки, $R_c > 80$ МПа

При различных типах кровли, классах устойчивости и изменении R_c более $\pm 15\%$ выработку следует разделять на участки и расчёты крепи производить отдельно для каждого участка.

Основные расчётные положения

Расчёт параметров анкерной крепи и дополнительных средств её усиления должен производиться в зависимости от интенсивности горного давления. В качестве критерия интенсивности горного давления для расчета крепи следует принимать расчетные смещения кровли с анкерной крепью,

методика определения которых для различных категорий выработок и сопряжений, в зависимости от принятых исходных данных, в конкретных условиях, приведена в Инструкции по расчёту и применению анкерной крепи на угольных шахтах России [32].

Определение расчетных смещений кровли выработки, закрепленной анкерной крепью

В выработках и сопряжениях, проводимых в массиве и поддерживаемых в продолжение всего срока службы вне влияния очистных работ (при ширине целика $\ell_{ц}$ больше $0,1H$ и не менее 30 м), величина расчетных смещений кровли U_M определяется по формуле:

$$U_M = U_T \cdot K_\alpha \cdot K_{ш} \cdot K_B \cdot K_\alpha, \text{ мм},$$

где U_T – типовые смещения кровли, определяемые в зависимости от глубины H и расчётного сопротивления пород в кровле сжатию $R_{с.к}$ по номограмме на рис. 2.4, при $B = 5$ м, $K_\alpha = 1$, $K_{ш} = 1$, $K_B = 1$, $K_\alpha = 1$;

K_α – коэффициент, учитывающий расположение выработок, принимаемый равным 1 для штреков, уклонов, бремсбергов и сопряжений и равным 0,7 для квершлагов;

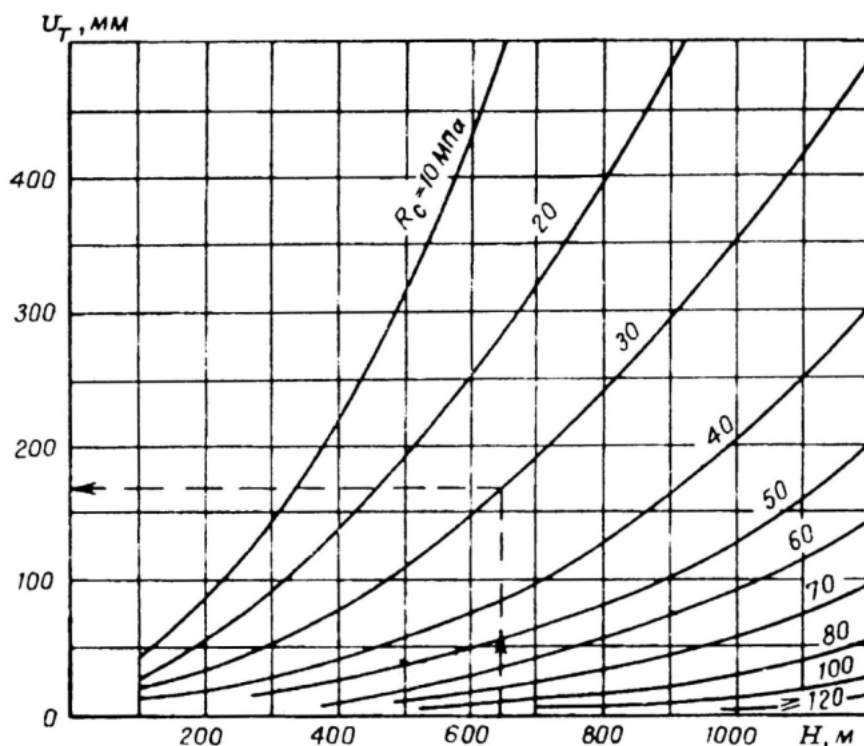


Рисунок 2.4 - Расчётные смещения кровли в массиве при $B = 5$ м

$K_{ш}$ – коэффициент, учитывающий отличие расчётной ширины выработок и сопряжений от $B = 5$ м, принимаемый равным $K_{ш} = 0,25(B - 1)$;

K_B – коэффициент, учитывающий влияние других смежных выработок на расстояниях $\ell \leq 15$ м, принимаемый равным 1 при расстояниях от них $\ell \geq 15$ м, а при $\ell < 15$ м определяемый по формуле

$$K_B = 1 + (1 - \ell/15);$$

K_a – коэффициент, учитывающий степень связывания и упрочнения пород различными конструкциями анкеров, принимаемый для замковых клинораспорных анкеров равным 1, а для сталеполимерных анкеров при длине их закрепления в скважине 0,5 м равным 0,9, при длине закрепления 1 м равным 0,75 и при закреплении по всей скважине – 0,5.

В зависимости от расчётных смещений при определении параметров и выборе паспортов крепления кровли выделяются следующие условия поддержания выработок по интенсивности проявлений горного давления:

- небольшое горное давление при смещениях кровли меньше 50 мм;
- горное давление средней интенсивности при смещениях кровли от 50 до 200 мм;
- интенсивное горное давление при смещениях кровли более 200 мм.

При расчётных смещениях кровли U_m до 50 мм выработки и сопряжения на весь срок службы могут быть закреплены только одной анкерной крепью. Сопротивление анкерной крепи P_a и длину анкеров ℓ_a , устанавливаемых в проходческом забое, следует принимать по таблице 2.12.

Т а б л и ц а 2.12 – Сопротивление и длина анкерной крепи

Расчетная ширина выработки в проходке, м	Сопротивление анкерной крепи, кН/м ²		Длина анкеров, м			
	I и II тип кровли	III тип кровли	I тип кровли	II тип кровли		III тип кровли
				$h_{н.к} > 0,2B$	$h_{н.к} < 0,2B$	
3,0	35	40	1,7	1,5	1,3	1,9
3,5	40	45	1,8	1,7	1,4	2,0
4,0	45	50	2,0	1,8	1,5	2,2
4,5	50	55	2,2	2,0	1,6	2,4
5,0	55	60	2,4	2,2	1,7	2,7
5,5	60	65	2,6	2,3	1,8	2,9
6,0	65	71	2,8	2,4	1,9	3,1
6,5	70	77	3,0	2,5	2,0	3,3
7,0	75	83	3,3	2,7	2,2	3,6

В условиях горного давления средней интенсивности и интенсивного при расчётных смещениях кровли U_m до 300 мм, в выработках и сопряжениях, охраняемых целиками шириной более $0,1H$, их крепление и поддержание в течение всего срока службы следует производить одной анкерной крепью с параметрами P_a и ℓ_a , которые при I типе кровли принимаются в соответствии с номограммой, приведенной на рис. 2.5.

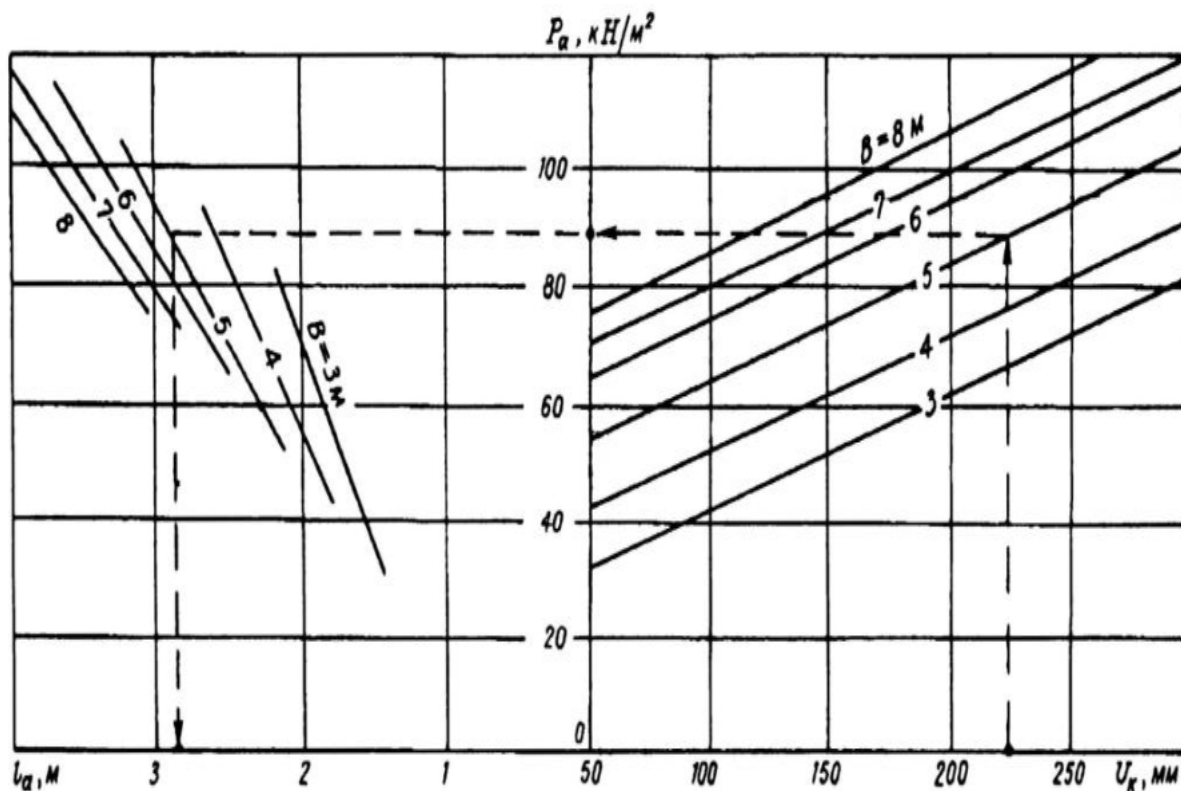


Рисунок 2.5 - Номограмма для определения параметров анкерной крепи в кровле выработки (пунктирной линией показан ключ к определению P_a и ℓ_a по расчётным значениям U_K)

При II типе кровли P_a , следует принимать в соответствии с номограммой (см. рисунок 2.5), а длину анкеров – в соответствии с таблицей 2.12.

При III типе кровли сопротивление крепи и длину анкеров следует принимать на 10 % больше по сравнению с расчётными по номограмме (см. рисунок 2.5).

Во всех условиях интенсивности горного давления определяемая по фактору смещение кровли плотность установки анкеров в кровле должна проверяться и, при необходимости, увеличиваться по фактору требуемой минимальной плотности установки анкеров в зависимости от устойчивости непосредственной кровли, составляющей в классе неустойчивой кровли не меньше 1 анк./м², в классе среднеустойчивой кровли не меньше 0,7 анк./м² и в классе устойчивой кровли не меньше 0,5 анк./м².

В условиях, где расчётные смещения кровли в продолжение всего срока службы U_n превышают 100 мм при I и III типах кровли следует на расстоянии $0,1H$ от лавы производить усиление этой анкерной крепи другой анкерной крепью с параметрами $P_{a,y}$ и $\ell_{a,y}$, определяемыми расчётными смещениями кровли в конце службы $U_{\text{г}}$, либо усиливать установленную в проходческом забое анкерную крепь с помощью размещения в средней части выработок податливых стоек с сопротивлением

$$P_{c.y} = 1,5(P_a - P_{a.п}),$$

где P_a – требуемое сопротивление анкерной крепи по расчетным смещениям кровли U_n при погашении выработок; $P_{a.п}$ – сопротивление установленной при проходке анкерной крепи [32].

Выбор конструкции анкерной крепи

Основными факторами, определяющими выбор конструкций анкерной крепи, состоящей из анкеров, опорных элементов и затяжки, являются назначение, срок службы выработок, их форма и размеры, интенсивность горного давления, а также степень устойчивости пород в кровле и боках выработок и сопряжений.

Параметры анкеров, применяемых на угольных шахтах Российской Федерации, приведены в таблице 2.13.

Т а б л и ц а 2.13 – Параметры анкеров

Тип анкера	Диаметр стержня, мм	Длина анкера, м	Конструктивная податливость, мм	Несущая способность анкера, кН
Металлические замковые анкеры				
ЩК-1	20	1,2-2,4	До 50	95
ЩК-3	20	1,2-2,4	До 50	95
АК-8	20	1,0-2,4	20-140	25-108
АКМ	16	1,0-2,4	20-120	40-96
ШР-1	20	1,6;1,8;2,0	До 50	50-100
Металлические клино-щелевые анкеры				
КЩА	20-25	0,8-3,4	-	88-95
Анкеры с закреплением химическими составами типа АКХ				
АСП-(1÷4)Ф	18-25	0,8-3,4	-	88-95
Анкеры с закреплением смесями на цементной или фосфогипсовой основе				
АКПН	18-25	0,8-3,4	-	95

В капитальных и магистральных выработках и сопряжениях с длительным сроком службы при любой интенсивности горного давления в качестве анкеров в кровле и боках следует принимать сталеполимерные анкеры с закреплением стержней ампулами с быстротвердеющими смолами по всей длине скважин.

Более подробно расчет параметров анкерной крепи изложен в «Инструкции....» [32]. Конструкции анкеров, применяемых на угольных шахтах Российской Федерации, приведены в справочнике по анкерной крепи [33].

2.2. Расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь вертикальных стволов

2.2.1. Оценка устойчивости породных стенок ствола

Для выбора материала и типа крепи ствола производится оценка устойчивости породных слоёв, пересекаемых стволом. При этом верхние слои пород, представленные наносами, относятся к неустойчивым и нагрузка на крепь устья ствола определяется по специальной методике. В основу положены требования СНиП II-94-80.

Категория устойчивости пород устанавливается по таблице 2.14.

Т а б л и ц а 2.14 – Категории устойчивости пород

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Критерий устойчивости пород C
I	Устойчивое	до 3
II	Среднеустойчивое	от 3 до 6
III	Неустойчивое	от 6 до 10
IV	Очень неустойчивое	более 10

Устойчивость коренных скальных пород на протяженной части ствола и сопряжении с околоствольным двором оценивается по величине критерия устойчивости C_y , определяемого по формуле

$$C_y = \frac{k_{\Gamma} \cdot k_{\text{сб}} \cdot k_{\text{ц}} \cdot k_t \cdot H_p}{26,3 + k_{\alpha} \cdot R_c (5,25 + 0,0056 k_{\alpha} \cdot R_c)}, \quad (2.15)$$

где k_{Γ} – коэффициент, учитывающий взвешивающее действие воды; для участков вне водоносных горизонтов $k_{\Gamma} = 1$, для пород водоносного горизонта k_{Γ} определяется по формуле

$$k_{\Gamma} = \frac{(\gamma h_1 - P_c) + (\gamma_{\text{п}} - \gamma_{\text{в}}) \frac{1}{1+E} h_2}{\gamma H}, \quad (2.16)$$

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

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

$\gamma_{\text{п}}, \gamma_{\text{в}}$ – удельный вес частиц пород и воды, кН/м³;

E – коэффициент пористости пород (отношение объема пор к объему скелета);

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

P_c – давление подземных вод с учетом водопонижения, кПа;

γ – объемный вес породы, кН/м³;

$k_{сб}$ – коэффициент влияния на ствол других выработок, для протяжённых участков $k_{сб} = 1$; для сопряжений $k_{сб} = 1,5$; $k_{ц}$ – коэффициент влияния на ствол очистных работ, для участков вне влияния $k_{ц} = 1$; k_{α} – коэффициент влияния угла залегания породы, определяется из выражения

$$k_{\alpha} = \frac{1}{1 + 0,5 \sin \alpha} ; \quad (2.17)$$

k_t – коэффициент влияния времени эксплуатации проектируемой выработки: для шахтных стволов $k_t = 1$; для остальных выработок $k_t = 0,9$; H_p – расчётная глубина участка выработки, м:

$$H_p = H \cdot k , \quad (2.18)$$

H – проектная глубина рассматриваемого участка выработки, м; k – коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием под действием собственного веса толщи пород до поверхности; в обычных горно-геологических $k = 1$; в районах подверженных движениям земной коры, и в зонах тектонических нарушений определяется экспериментальное или принимается $k = 1,5$; k_c – коэффициент нарушенности массива пород, принимаем по таблице 2.11.

Т а б л и ц а 2.11 – Коэффициенты нарушенности массива пород

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

R_c – расчётное сопротивление пород сжатию, МПа

$$R_c = R \cdot k_c , \quad (2.19)$$

где R – средний предел прочности пород при сжатии, МПа;

2.2.2 Расчет нагрузок на крепь протяжённой части стволов и сопряжения с другими выработками

На протяженной части ствола и на сопряжении определяется категория устойчивости пород по величине критерия устойчивости пород (C) вертикальной выработки.

В породах I категории устойчивости толщина крепи принимается без расчёта равной минимальной устанавливаемой величине.

В породах II и III категории устойчивости для расчёта толщины крепи определяется расчётное горизонтальное давление пород P_{Π} по формуле

$$P_{\Pi} = n \cdot m_y \cdot n_n \cdot P^H [1 + 0.1(r_0 - 3)], \quad (2.20)$$

где r_0 – радиус ствола в свету, м;

n – коэффициент перегрузки, равный 1,3;

m_y – коэффициент условной работы, принимают по таблице 2.12;

Т а б л и ц а 2.12 – Коэффициенты условной работы

Тип крепи	Коэффициент условной работы
Набрызгбетонная	0,50
Сборная	0,75
Монолитная	0,80

n_n – коэффициент неравномерности распределения нагрузок, принимают по таблице 2.13;

Т а б л и ц а 2.13 - Коэффициенты неравномерности распределения нагрузок

Угол залегания пород α , град.	Коэффициент n_n	
	При последовательной и параллельной схемах проходки	При совмещённой схеме проходки
До 10	2,00	1,75
от 10 до 35	2,50	2,00
более 35	2,75	2,25

P^H – нормативное давление на крепь, кПа, определяемое для пород I и III категорий устойчивости определяют по формулам:

– при $C_y \leq 6$

$$P^H = 10 [(2C_y - 1) + \Delta]; \quad (2.21)$$

– при $6 < C_y \leq 10$

$$P^H = 10 [(2C_y - 7) + \Delta], \quad (2.22)$$

где Δ – параметр, учитывающий технологию проходческих работ, принимаемый при последовательной и параллельной технологических схемах, $\Delta = 0$; при совмещённой схеме проходки с передвижной опалубкой при $C_y \leq 6$ $\Delta = 2$ и при $6 < C_y \leq 10$ $\Delta = 3$.

Расчётное горизонтальное давление пород P_{Π} на крепь вертикальной выработки в районе сопряжения на протяжении 20 м вверх и 20 м вниз от сопряжения следует определять по формуле (2.20), принимая в ней вместо величин n_n и P^H величины n_{nc} и P^H_c

$$n_{\text{ис}} = n_{\text{н}} + (20 - z); \quad (2.23)$$

$$P^{\text{н}}_{\text{с}} = P^{\text{н}}(1,5 - 0,025z), \quad (2.24)$$

где z - расстояние от угла сопряжения до рассматриваемого сечения в районе 20 м ;

x - коэффициент перехода от протяжённого участка к району сопряжения, принимают по таблице 2.14.

Т а б л и ц а 2.14 - Коэффициенты перехода от протяжённого участка к району сопряжения

Угол залегания пород α , град.	Коэффициент x	
	При последовательной и параллельной схемах проходки	При совмещённой схеме проходки
До 10	0,050	0,037
более 10	0,025	0,025

Вопросы для самопроверки

1. Каким критерием оценивается устойчивость пород в СНиП II-94-80?
2. Как следует производить выбор типа и расчет параметров крепи горизонтальных и наклонных выработок?
3. Как следует производить выбор типа и расчет параметров крепи вертикальных стволов?
4. Какие виды крепи рекомендует применять СНиП II-94-80 в выработках, расположенных вне зоны влияния очистных работ?
5. Какие виды крепи рекомендует применять СНиП II-94-80 в выработках, расположенных в зоне влияния очистных работ?
6. Какая разница между расчетной и нормативной нагрузками на крепь горных выработок?
7. Как определить плотность и шаг установки крепи?
8. Как выбрать податливость крепи штрека, находящегося в зоне влияния очистных работ?

3. ВЫБОР СПОСОБА И КОМПЛЕКСА ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

3.1. Классификация способов проведения горных выработок

В зависимости от устойчивости и водообильности пересекаемых пород различают обычные и специальные способы проведения горных выработок.

Обычные способы применяются при небольшом притоке воды (до 8 м³/ч) в устойчивых твердых и пластичных породах, позволяющих при проведении выработок свободно обнажать забой и бока выработки [4].

Специальные способы применяют в неустойчивых породах (пески, плывуны), а также в крепких породах, дающих при их пересечении большой приток воды. В таких условиях выработки проводятся с предварительным тампонируванием пород (с использованием цементации, глинизации, битумизации, комплексного метода тампонажа и т.д.), с искусственным замораживанием горных пород, с применением специальных видов забивной и опускной крепи или осушения пород. Специальные способы проведения выработок применяют также при пересечении выработками пласта угля, опасного по внезапным выбросам угля и газа.

Основные способы отделения пород от массива и область их применения приведены в таблице 3.1.

Т а б л и ц а 3.1- Основные способы отделения пород от массива и область их применения

Способ отделения породы от массива	Область применения, определяемая коэффициентом крепости и горнотехническими условиями
Буровзрывной	Коэффициент крепости от 1 до 20 и более, когда применение механического способа или других способов невозможно или неэффективно. Площадь сечения выработки ограничения не имеет.
Механический	Коэффициент крепости пород в основном не выше 6. Длина выработки более 300 м, площадь сечения ограничена технической характеристикой проходческого комбайна, буровой машины, проходческого щита или другого механического агрегата
Гидравлический	Коэффициент крепости не выше 1,2.
Ручной	Коэффициент крепости не выше 1,5. Применение другого способа невозможно. Длина выработки минимальная. Площадь сечения ограниченная.
Комбинированный	Область применения зависит от комбинации применяемых способов. Возможны сочетания: буровзрывного с механическим способом, механического с гидравлическим и др.

3.2. Выбор и обоснование способа и комплекта оборудования для проведения горизонтальных и наклонных выработок

В зависимости от свойств и однородности пересекаемых забоем пород различают проведение выработок в однородных крепких породах, в однородных мягких породах и в неоднородных породах (по тонким пластам угля). В зависимости от размеров поперечного сечения выработки проводят сплошным или уступным забоем.

Сплошным забоем проводят выработки в однородных породах с размерами поперечного сечения не свыше 15 м^2 , уступным – в неоднородных породах или в выработках с большими размерами поперечных сечений.

Особенности проведения наклонных выработок заключаются в следующем: в выработках по восстанию пласта (бремсберги, ходки, скаты, печи) осложняется проветривание, но отсутствует водоотлив и облегчается транспортирование породы; в выработках по падению пласта (уклоны, ходки) осложняются водоотлив, подъем, погрузка породы.

Штреки по тонким пластам угля для придания им требуемых размеров проводят с подрывкой боковых пород, которые обычно представлены глинистыми или песчано-глинистыми сланцами, реже песчаниками, глинами и известняками.

Просеки проводят только по пласту угля без подрывки боковых пород аналогично проведению выработок в однородных мягких породах.

Проведение штреков сплошным забоем можно осуществлять при мощности пласта менее 0,5 м и низком качестве угля. Преимущество этого способа состоит в простой организации работ, а недостаток заключается в больших потерях угля.

При раздельной выемке угля и породы штреки проводят узким или широким забоем. В первом случае ширина забоя по углю равна проектной ширине выработки вчерне; во втором случае - превышает ширину выработки на величину, необходимую для размещения в образовавшемся пространстве (раскоске) породы от подрывки.

Расположение подрывки боковых пород зависит от угла падения пласта, относительной крепости пород почвы и кровли, назначения штреков и способа транспортировки угля из очистных выработок в штрек.

При наклонном падении пласта подрывают кровлю и почву одновременно. Забой по углю располагают в сечении штрека так, чтобы пласт занимал наибольшую площадь сечения штрека и была обеспечена наиболее простая перегрузка угля с конвейера лавы на штрек.

Для откаточного штрека, проводимого по пласту пологого падения, наиболее часто применяется подрывка почвы. Вентиляционный штрек проводят с подрывкой кровли для удобства доставки в очистные забои крепящего материала и оборудования.

При выборе расположения подрывки учитывают свойства боковых пород. Обычно подрывают менее прочные, но обладающие необходимой

устойчивостью боковые породы. При наличии ложной кровли у угольного пласта мощностью 1–1,5 м подрывку производят по ней, что обеспечивает лучшую устойчивость штрека.

Проведение штрека узким забоем уступной формы включает работы по углю и породе. Уступная форма забоя увеличивает фронт работ и обеспечивает независимость работ по углю и породе. Угольный забой опережает породный на 1,5 - 5,0 м. Для обеспечения хорошего проветривания параллельно штреку иногда проводят вентиляционную выработку – просек, сбиваемый со штреком через каждые 20 - 30 м.

Раскоска по отношению к штреку может быть расположена по падению пласта (нижняя раскоска) и по восстанию пласта (верхняя раскоска). Наибольшее распространение имеет нижняя раскоска. Раскоска с одной стороны ограничивается штреком, а с другой – косовичником, служащим для проветривания забоя, а при некоторых схемах организации работ – и для транспортирования угля.

При угле падения пласта свыше 55° штреки проводят с подрывкой почвы, не нарушая цельности плиты кровли, так как в этом случае обеспечивается лучшая устойчивость выработки. Подрывку почвы и кровли производят при падении пласта под углом $45 - 55^\circ$, когда установка стойки крепежной рамы непосредственно под плиту кровли невозможна.

Подрывка только кровли нецелесообразна из-за снижения устойчивости выработки и увеличения объема подрываемой породы.

Капитальные и панельные бремсберги проводят по пласту угля. Полевые бремсберги располагают в породе. Промежуточные бремсберги в зависимости от принятой схемы разработки проводят по пласту угля или в выработанном пространстве.

Правилами безопасности запрещается передвижение людей по наклонным выработкам, по которым производится откатка вагонетками. Поэтому для прохода людей параллельно бремсбергу проводят ходок. Бремсберги проводят снизу вверх. По пластам III категории и сверхкатегорийным по газу для облегчения проветривания бремсберги проводят сверху вниз, как уклоны.

Для ускорения работ бремсберги большой длины проводят встречными забоями. Проведению бремсбергов предшествуют следующие работы: маркшейдерская разбивка в штреке мест засечки бремсберга и ходка; расширение однопутевого штрека у бремсберговой площадки и устройство разминок; проведение камеры для лебедки и ниши для вентилятора частичного проветривания; проведение и оборудование заезда в бремсберг (или ходок), в котором предусмотрен рельсовый транспорт, подвод электроэнергии и сжатого воздуха, монтаж лебедки, вентилятора частичного проветривания и средств механизации работ у погрузочного пункта.

Проведение бремсбергов узким забоем с подрывкой породы осуществляется по двум схемам: в одну стадию – с выполнением в каждом цикле

работ по углю и породе; в две стадии – с предварительной выемкой угля на полную мощность по всей длине бремсберга и последующим расширением его по породе до проектных размеров. Эту схему применяют для упрочения организации работ и облегчения проветривания забоя при небольшой длине выработок (150 - 200 м).

Уклон обычно проводят узким забоем с оставлением около него целых углей шириной 30 – 40 м. При проведении уклона сплошным забоем целесообразно производить подрывку пород почвы, что обеспечивает большую устойчивость выработки и упрощает водоотлив.

Капитальные уклоны иногда проводят в породах почвы пласта (полевые уклоны). Параллельно уклону на расстоянии 20 - 40 м проводят людской ходок. Обе выработки сбивают между собой просеками, используемыми для вентиляции, водоотлива и других целей. В шахтах, опасных по газу и пыли, расстояние между просеками не должно превышать 30 м.

Проведение уклонов и ходков осуществляется по следующим схемам: обе выработки проводят сверху вниз самостоятельными забоями; одну выработку проводят сверху вниз, другую – снизу вверх из штрека или просеков, которые засекают из первой выработки.

Первую схему применяют при сравнительно небольшом притоке воды (до $10 - 15 \text{ м}^3/\text{ч}$) или при проведении уклонов и ходков по газоносным пластам. Вторая схема требует меньшего количества проходческого оборудования, но при ее применении удлиняется срок окончания работ по проведению обеих выработок. Эту схему применяют при большом притоке воды.

Скаты проводят в пластах угля с углом падения более 30° , когда уголь и порода могут перемещаться вниз под влиянием собственного веса. При углах падения до 45° в почве пласта поверх дощатого настила укладывают металлические листы. В зависимости от мощности пласта и требуемой пропускной способности ската его проводят с подрывкой или без подрывки боковых пород. Скаты проводят по пласту угля снизу вверх без подрывки боковых пород; в шахтах, опасных по газу и пыли, – сверху вниз.

Для дегазации пласта и облегчения отбойки угля в пределах сечения печи предварительно пробуривается скважина.

3.2.1. Условия применения комбайнового и буровзрывного способов проведения выработок

В зависимости от горно-геологических и производственно-технических факторов выбираются способы механизации работ.

К *горно-геологическим факторам*, которые являются определяющими при выборе способов проведения горных выработок, относятся: мощность и угол падения угольного пласта, крепость вмещающих пород, устойчивость, газоносность, водообильность и др.

В породах с коэффициентом крепости пород f более 5 выработки, в основном, проводят буровзрывным способом, в более слабых породах –

проходческими комбайнами. Угол наклона выработки влияет на выбор способов выемки, погрузки и транспортировки горной массы, доставки оборудования и крепи, водоотлива.

Производственно-технические факторы включают площадь сечения выработки, ее протяженность, срок службы, характер забоя, скорость проведения, способы доставки горной массы, материалов и оборудования. Эти факторы определяют степень совмещения проходческих процессов, выбор оборудования и основные показатели работ [1].

Например, при $f > 6$ высокая стоимость оборудования для комбайновой проходки может окупиться лишь при большом объеме и скорости проведения выработки по сравнению с буровзрывным способом. В таблице 3.2 приведены технические характеристики выпускаемых серийно отечественных комбайнов избирательного действия.

Основными тенденциями развития конструкции проходческих комбайнов избирательного действия являются:

- увеличение мощности исполнительных органов и массы;
- оснащение исполнительными органами с однобарабанными и двухбарабанными головками;
- наличие нескольких скоростей резания, применение, как правило, неповоротных погрузочных питателей;
- применение гидропривода на ходовых гусеничных тележках, а в некоторых случаях и на приводе скребкового конвейера и нагребających лап;
- установка на исполнительных органах устройств для подъема верхняков в выработках большой площади сечения.

Отличительной особенностью комбайнов роторного действия является разрушение горной массы одновременно по всей площади забоя.

Проходческие комбайны бурового действия разделяют на две группы: для проведения горных выработок по углю, солям и мягким породам с $f \leq 4$ (таблица 3.3) и для проведения горных выработок по крепким абразивным породам с $f = 8 - 16$.

Область применения комбайнового способа проходки ограничивается, с одной стороны, техническими возможностями применения конструкций и подготавливаемых к серийному производству образцов машин, а с другой – условиями экономической целесообразности в сравнении с буровзрывным способом проходки. В зависимости от характера горно-геологических и горнотехнических условий, в частности, от коэффициента крепости пород по шкале М.М. Протоdjяконова (f), коэффициента при-сечки пород K_{III} : при $f = 4-6$; $K_{III} \leq 0,75$; $a \leq 15$ мг; $\alpha \leq \pm 10^0$; $S_{IIIP} = 9 - 18$ м², $L \geq 250$ м – комбайн избирательного действия типа 4ПП - 2; при $f = 6 - 8$; $K_{II} \leq 1,0$; $a \leq 36$ мг; $\alpha \leq \pm 10^0$; $S_{IIIP} = 18,6$; $L \geq 1000$ м – комбайн роторного типа "Союз-19".

Т а б л и ц а 3.2 - Технические характеристики серийно комбайнов избирательного действия

Основные показатели	Марка комбайна							
	4ПУ	ПК-3Р	1ГПКС – 4 модифика- ции	П160	КП-20/20Б	КП-25	4ПП-2	4ПП-5
Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м ²	4,0-8,2	5,3-12,0	4,7-15,0	9-33	7-20	10,0-30,0	9,0-25,0	10,0-30,0
Угол наклона выработки, градус	±10	±10	±(10-20), 1ГПКС-03 до -25	±10	±10/±20	±10	±10	±10
Размеры выработки, м ширина высота	2,6-3,3 1,5-2,8	2,8-4,0 2,1-3,2	2,6-4,7 1,8-3,6	2,6-4,7 1,8-3,6	3-5,2 2,2-4,3	3,7-7,5 2,6-4,0	3,6-6,0 3,2-4,0	4,2-6,5 3,4-5,4
Крепость по М.М. Протодяконову	4	4	4-7	7	8	6	6	6
Техническая производи- тельность, т/мин	1,2	1,4	1,8	0,3-2	0,23 - 1,42/1,8	0,5	0,35	-
Установленная мощ- ность двигателей, кВт	94	115,5	95	280	135/180	187	194	330
Мощность привода ис- полнительного органа, кВт	32	30	55 - 110	160	90/90	110	105	200
Габариты комбайна, м: ширина высота длина	2,35 1,30 5,90	25,0 -28,0 1,70 6,57	1,60 1,50 14,5	2,70 1,6 14,00	1,60 1,50 10,00	2,40 1,65 13,60	2,45 2,00 9,10	25,0-34,0 2,20 14,63
Масса, т	10,7	12,5	21,0- 23,4	20,0	25,0	48,0	38,0	75,0

Т а б л и ц а 3.3 – Проходческие комбайны бурового действия

Показатели	Комбайны				
	ТОР – 2	Комплекс «Союз-19»	ПК-8М	КРТ	«Урал – 20 КС»
Площадь поперечного сечения выработки в черне, м ²	10,8	18,6	8 - 9	16,5	13,4-20,2
Коэффициент крепости пород не более	6	10	4	8	4
Техническая производительность, м/ч	-	0,8-2,6	7,5	0,8-1,5	10
Ход подачи, м	0,7	1,0	-	-	-
Установленная мощность двигателей, кВт	362	870	356	550	536
Длина комбайна, м	10	15,2	9,3	20	11,5
Масса, т	93	205	66	130	80

Прогресс в проведении подготовительных выработок определяется наряду с проходческими комбайнами также и техникой для проходки выработок буровзрывным способом. В настоящее время серийно выпускаются погрузочные машины непрерывного действия 1ПНБ-2у и 2ПНБ-2у для механизации погрузки горной массы при проведении наклонных выработок с углом от +8 до -18° сечением в проходке более 6,4 м² с крепостью $f = 6$ и $f = 12$ соответственно.

Серийно выпускается самоходная погрузочная машина МПК-3 на гусеничном ходу с боковой разгрузкой ковша. Модернизируются и создаются новые бурильные установки с пневматическим, электрическим и электрогидроприводом, в том числе и ударно-вращательного действия.

Таким образом, если считать, что основными тенденциями развития конструкций бурильных установок и погрузочных машин в мировой практике является создание погрузочных машин с боковой разгрузкой ковша нескольких типоразмеров, широкое применение электрогидропривода как в погрузочных машинах, так и в бурильных установках, применение гидропривода в бурильных установках вращательного и вращательно-ударного действия, то создаваемые в настоящее время бурильные установки полностью им отвечают.

Вместе с тем, из-за отставания технического уровня и недостаточного выпуска отдельных машин эксплуатационные характеристики горношахтного оборудования предполагают наличие в операциях проходческого цикла тяжелого ручного труда и других негативных моментов (запыленности, температуры, шума, вибрации и т.д.).

В выработках с постоянным электровозным транспортом необходимо использовать бурильные установки типа БУЭ-2, БУЭ-3 и БКТ-2 в комбинации с погрузочными машинами типа ППМ-4э (1ППН-5). При необходимости использования пневматической энергии соответственно

можно применять бурильную установку БУР-2 и погрузочную машину ППМ-4п.

При небольшом коэффициенте присечки боковых пород, а также меньших размерах сечений необходимо применять погрузочные машины типа ППМ-4, оборудованные манипуляторами МН-2 с колонковыми сверлами типа ЭБГП и ручными сверлами, а при небольшом коэффициенте подрывки пород почвы целесообразно применение погрузочных машин 2ПНБ-2 и 1ПНБ-2 с колонковыми и ручными сверлами.

При проведении наклонных выработок в направлении сверху вниз с углами наклона до 18° применяются погрузочные машины типа ППМ-4у, оснащенные манипуляторами МН-2 с колонковыми сверлами.

При проведении выработок в направлении снизу вверх с углом наклона до 10° рекомендуется применение буропогрузочных и погрузочных машин типа ППНБ-2Б и 2ПНБ-2Б.

Способ и средства транспортирования горной массы по участковым выработкам принимают, исходя из условий максимального использования при проходке транспортного оборудования, которое будет использоваться при работе очистных участков. В тех случаях, когда горнотехнические условия требуют применения на проходке конвейерного транспорта, а выработка в период эксплуатации не будет оборудована этим транспортом, рекомендуется использовать облегченные конструкции ленточных конвейеров.

В горизонтальных и наклонных (до 10°) выработках, которые в период эксплуатации будут оборудованы конвейерным транспортом, в качестве средств призабойного транспорта при проходке рекомендуется применять ленточные перегружатели типа ППЛ либо УПЛ, допускается применение скребковых конвейеров СР-70М.

При углах наклона выработки $10 - 18^\circ$ и направлении проходки сверху вниз рекомендуется использовать в сочетании с погрузочной машиной ППМ-4у специально переоборудованные для разгрузки на скребковый конвейер СР-70М вагонетки типа ВГ (со скошенным днищем и без боковой стенки).

В горизонтальных выработках, которые в период эксплуатации будут оборудованы рельсовым транспортом, при погрузке горной массы в вагонетки используется замкнутая разминовка из двух разносторонних (въездного и обменного) передвижных накладно-вкладных съездов с радиусом кривой 10 м. Такая разминовка позволяет производить маневры погрузочных и бурильных машин на колесном ходу, электровозов и нерасцепленных партий вагонеток.

При погрузке горной массы погрузочными машинами на гусеничном ходу и при комбайновом способе проходки наряду со съездами используются ленточные перегружатели типа ППЛ.

Выработки с углами наклона более 18° проводятся с использованием концевого подъема и призабойной тупиковой разминовки. Величина опти-

мального шага переноски разминировки в зависимости от условия проходки колеблется от 35 до 45 м.

В качестве средств вспомогательного транспорта при конвейерном транспорте в горизонтальных и наклонных выработках рекомендуется использование грузопассажирских монорельсовых дорог. Доставка непосредственно к забою штучных, пакетированных и сыпучих материалов должна производиться в контейнерах путем их подвески под монорельсовые грузовые тележки.

При рельсовом транспорте в наклонных выработках предусмотрена доставка материалов в вагонетках с разгрузкой при помощи ручных талей и перемещением к месту потребления маневровой лебедкой.

Для механизации проведения разрезных печей и монтажных камер на пластах мощностью 0,7 – 1,2 м с углами падения до 18° используются серийные нарезные комплексы типа КН, а при буровзрывном способе – ручная погрузка угля на скребковые конвейеры. На пластах мощностью 1,3-1,8 м применяются комбайны типа "Карагандинец", либо ручная погрузка угля на скребковые конвейеры. На пластах мощностью более 1,8 м для проходки монтажных камер применяют комбайны типа ПК либо погрузочные машины типа ПНБ.

Работы по механизации возведения крепей (арочной и трапециевидной) включают создание:

- навесных устройств с гидравлическим или электромеханическим приводом, устанавливаемых на проходческих избирательного действия комбайнах или породопогрузочных машинах;
- подвесных и напочвенных крепеустановщиков с автономным двигателем, позволяющим перемещение грузов на расстояние 50-60 м по длине выработки;
- шагающих проходческих временных крепей.

Первые два способа предполагают установку постоянной крепи при остановленной проходческой машине.

В настоящее время серийно изготавливается подвижной монорельсовый крепеустановщик КПМ-8, применение которого позволяет увеличить на 20-25% темпы проходки и повысить на 15-20% производительность труда.

Одним из важнейших факторов снижения трудоемкости горно-подготовительных работ является внедрение монорельсовых и напочвенных дорог. В настоящее время производятся и эксплуатируются подвесные монорельсовые дороги 6ДМКУ и ДМКМ, ДМКУ с канатным тяговым органом. Подвесную монорельсовую дорогу универсального назначения ДМКУ можно применять в выработках со знакопеременным углом наклона до $\pm 25^{\circ}$.

3.2.2. Выбор комплекса проходческого оборудования

Для проведения горных выработок применяют различные горнопроходческие машины и комплексы, механизрующие основные проходческие процессы.

Структурный состав средств механизации, применяемых при проведении горных выработок, следующий:

1. Средства механизации основных проходческих операций: машины и механизмы для бурения и зарядки шпуров и скважин; погрузочные машины; машины и механизмы для временного и постоянного крепления горных выработок; проходческие комбайны; комплексы для проведения горизонтальных и наклонных выработок.

2. Средства механизации вспомогательных проходческих операций: путеукладчики, машины для сооружения водоотливной канавки, прокладки труб и кабелей, машины для дренажных работ.

Очевидно, что для ускоренных темпов ведения горнопроходческих работ необходимо подобрать оборудование для комплексной механизации всех процессов, в том числе и вспомогательных. Причем, решать эту задачу нужно путем взаимной увязки процессов между собой с помощью комплексов оборудования.

Принятые горнопроходческие машины и комплексы должны отвечать следующим основным требованиям: по габаритам удовлетворять требованиям правил безопасности; иметь, как правило, дистанционное управление; обеспечивать заданное направление проведения выработки; обеспечивать пылеподавление, шум и вибрацию в пределах санитарных норм.

При выборе основного горнопроходческого оборудования необходимо оценивать каждое средство механизации с точки зрения его пригодности для выполнения конкретных условий проекта (площадь сечения, форма выработки, крепость пород, заданные темпы т.д.).

Выбор установки для бурения шпуров в горизонтальной выработке должен производиться с учетом следующих основных положений:

- тип бурильной машины должен соответствовать крепости пород в обуреваемом забое;
- размеры зоны бурения должны быть больше или равны высоте и ширине обуреваемого забоя;
- наибольшая длина буримых шпуров по технической характеристике бурильной машины (установки) должна быть согласована с максимальной длиной шпуров (по паспорту БВР).

Ширина бурильной установки не должна быть больше применяемых транспортных средств (вагонеток, электровозов, погрузочно-транспортных машин).

Выбор породопогрузочной машины должен производиться в зависимости от крепости и крупности погружаемой породы, а также размеров выработки. При выборе машины ковшового типа на рельсовом ходу необ-

ходимо руководствоваться следующими ее параметрами, зависящими от размеров выработки:

1. Ширина фронта погрузки не должна быть меньше ширины выработки в черне (в проходке) по почве во избежание ручной уборки породы у боков выработки. Отклонение размеров ширины фронта погрузки и ширины выработки по почве допускается не более чем на 20%.

2. Высота машины в рабочем положении должна быть меньше высоты выработки от головки рельсов до кровли (при отсутствии крепи) или до крепи не менее, чем на 5 см.

3. Ось выработки в призабойной зоне должна совпадать с осью временного рельсового пути для использования всего фронта погрузки.

4. Крепость пород практически не влияет на выбор машины ковшового типа.

На выбор погрузочных машин непрерывного действия типа ПНБ в значительной мере влияет крепость и крупность погружаемой породы.

Высота выработки в 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 их погрузки неограничен. Их применяют, в основном, в двухпутных выработках, так же, как и машины ковшового типа со ступенчатой погрузкой, имеющих большой фронт погрузки (2ППН-5П, ППМ-4П и др.). Все необходимые данные по параметрам основного и вспомогательного проходческого оборудования приведены в различной справочной литературе, например [8].

Аналогичный подход должен соблюдаться при выборе оборудования для крепления и поддержания горных выработок, а также для средств механизации вспомогательных операций проходческого цикла.

3.3. Выбор и обоснование способа и комплекта оборудования для проведения вертикального ствола

Основным критерием выбора и обоснования схемы являются горно-геологические, гидрологические данные о проектируемом вертикальном стволе. По СНиП 3.02.03.84 применение специального способа проходки ствола целесообразно при притоке воды в забой более 8 м³/ч. Выбор отрывки горной массы производится, как правило, в зависимости от крепости пород, сечения и глубины вертикального ствола.

Основным критерием, влияющим на технологический процесс проходки, является способ разрушения пород. В настоящее время разрушение породы производят буровзрывным и механическими способами. Наибольшее распространение получил буровзрывной способ проходки (95—98 %).

Он характеризуется отделением горной массы при помощи взрыва и погрузкой взорванной породы грейферными грузчиками. Наиболее эффективной является организация проходческих работ по

циклическому графику, при которой наиболее полно осуществляются взаимосвязь и последовательность выполнения отдельных операций. Оптимальные параметры проходческого цикла должны обеспечивать минимальные затраты труда и времени на проходку 1 м ствола. Основным параметром, определяющим продолжительность и трудоемкость всех работ в проходческом цикле, является глубина шпуров, которая зависит от технических возможностей бурильного и погрузочного оборудования, характера пересекаемых пород и квалификации проходчиков. Механическое разрушение породы применяют при комбайновом способе проходки стволов и при проходке вертикальных выработок способом бурения. Механический способ разрушения пород по сравнению с буровзрывным способом является более прогрессивным, так как позволяет значительно улучшить санитарно-гигиенические условия и безопасность труда проходчиков, более полно механизировать большинство производственных процессов и повысить производительность труда проходчиков.

При комбайновой проходке породы с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова $6 < f < 12$ разрушают соответственно резцовым и шарошечным породоразрушающим инструментом. Скважины большого диаметра и стволы в сложных условиях проходят методом бурения, который выгодно отличается от других дорогостоящих специальных способов проходки.

Комбайновый способ целесообразно применять для проходки стволов глубиной более 500 м при притоках воды до $10 \text{ м}^3/\text{ч}$ в породах с $f < 12$.

Применение отдельных высокопроизводительных горнопроходческих машин не может обеспечить значительного увеличения скоростей проходки. Только при комплексной механизации основных процессов проходческого цикла можно достичь высоких технико-экономических показателей строительства стволов. В связи с этим научно-исследовательскими институтами совместно с производственными организациями разработаны и освоены комплексы оборудования для строительства стволов различных диаметров и глубин. В этих комплексах технологически увязано проходческое оборудование, позволяющее механизировать бурение шпуров, погрузку породы, возведение постоянной крепи, подъем, водоотлив, вентиляцию и другие вспомогательные процессы.

Для обеспечения комплексной механизации и автоматизации всех процессов проходческого цикла ЦНИИподземмаш, совместно с шахтостроительными организациями и машиностроительными заводами, создал комплексы проходческого оборудования, которые различают:

- по назначению (для проходки устьев стволов до 50 м, неглубоких стволов до 300 м, стволов средней глубины от 300 до 700 м и глубоких – более 700 м);

- по размеру диаметра ствола в свету (для стволов малого диаметра 4,0 – 4,5 м, среднего 5,0 – 6,5 м, и большого 7,0 – 9,0 м);

- по способу отрывки горной массы (буровзрывной и комбайновый);
- по механизации бурения шпуров (с ручным и механизированным бурением);
- по типу погрузочных машин (с ручным и механизированным возведением грейфера);
- по вместимости породных бадей (с бадьями небольшой вместимости - до 2 м^3 , средней вместимости – $2 - 4 \text{ м}^3$ и большой вместимости – 5 м^3 и более);
- по технологическим схемам проходки (последовательная, совмещенная, параллельная, параллельно-щитовая, с одновременным армированием).

В таблице 3.4 приведены характеристики ряда комплексов, которые наиболее широко применяли или применяют в отечественной практике шахтостроения в последние 20 лет.

Комплекс КС-3 предназначен для строительства стволов глубиной до 300 м по совмещенной технологической схеме с применением монолитной бетонной крепи. В этом комплексе шпуров бурят ручными перфораторами, погрузку породы осуществляют машинами КС-3, число которых определяют из расчета 13 м^2 площади забоя на одну машину. Высота подвески грейфера при этом должна быть не менее 15 м. Породы поднимают в бадьях типа БПС вместимостью $1 - 4 \text{ м}^3$. Монолитную бетонную крепь возводят с использованием призабойной секционной или створчатой опалубки со спуском бетонной смеси в ствол по бетонопроводу. Водоотлив осуществляют в бадьях или подвесными насосами типа ППН-50-12М.

Основными достоинствами комплекса КС-3 являются малая масса и стоимость горнопроходческого оборудования, что позволяет выполнить оснастку с минимальными затратами времени и средств. К недостаткам комплекса КС-3 относят использование ручного труда при бурении шпуров и погрузке породы, а также малую производительность машин, что снижает производительность труда проходчиков и скорости проходки в целом.

Комплекс КС-2у является основным горнопроходческим оборудованием при строительстве стволов.

В этом комплексе (рисунок 3.1) шпуров бурят установкой БУКС-1м, погрузку породы осуществляют одогрейферной машиной КСМ-2у в стволах диаметром $4 - 4,5 \text{ м}$ и КС-2у/40 в стволах диаметром $5 - 6,5 \text{ м}$, подъем породы выполняют двухконцевыми подъемными машинами в бадьях БПС или БПСМ вместимостью $3 - 4 \text{ м}^3$. Монолитную бетонную крепь возводят с использованием призабойной опалубки и спуском бетонной смеси по трубам. Опалубку подвешивают на четырех направляющих канатах. Водоотлив осуществляют бадьями, в которые вода закачивается насосами типа Н-1м. Проветривание после взрыва ВВ осуществляют вентилятором ВЦ-1,5, в остальное время – вентилятором СВМ-6.

Т а б л и ц а 3.4 - Стволопроходческие комплексы для проходки стволов буровзрывным способом

Параметры	КС-3	КС-2у	2КС-2у	КС-1м/6,2 (КС-1м)	ДПП-1, ДПП-2	КС-8	КС-9	КС-10
Диаметр ствола в св., м	4-8	4-6,5	7-8 и >	6,2	5,5	6,5 - 8	7,5 - 9	8
Глубина ствола, м	До 300	300 - 1200	300 - 1200	Более 700	Более 700	Более 700	Более 700	1000 - 1600
Бурильная установа или перфоратор	ПР-30ЛС, ПР-24ЛС	БУКС-1у, БУКС-1м	БУКС-1у, БУКС-1м	БУКС-1м	БУКС-1м	БУКС-1у4, БУКС-1м	БУКС-1у4, БУКС-1м	БУКС-1у4, БУКС-1м
Число перфораторов или установок	10 - 20	1	1 - 2	1	1	2	2	2
Погрузочная машина	КС-3	КСМ-2у, КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	КС-1МА	КС-1МА	2УСМ-1МА	2КС-2у/40
Производительность по- грузочных машин, м ³ /ч	До 30	40-80	100-120	90-137	100-120	100-120	180-200	90
Вместимость бады, м ³	1 - 4	3-5	3-6,5	3 - 6,5	4,5	5 - 6,5	5-8	Скип-4
Число бадей в работе	2	2-3	3-4	3	3	3-4	2-4	Скип-4
Число подъемных ма- шин	1 - 2	2	2-3	2	2	2	2	2
Высота передвижной опалубки, м	2-3	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2
Наибольший расход сжатого воздуха, м ³ /мин	50 - 70	50	100	80	100	100	200	200
Масса оборудования, смонтированного в стволе, т	10 - 15	70	90	160	105	120	130 - 150	160

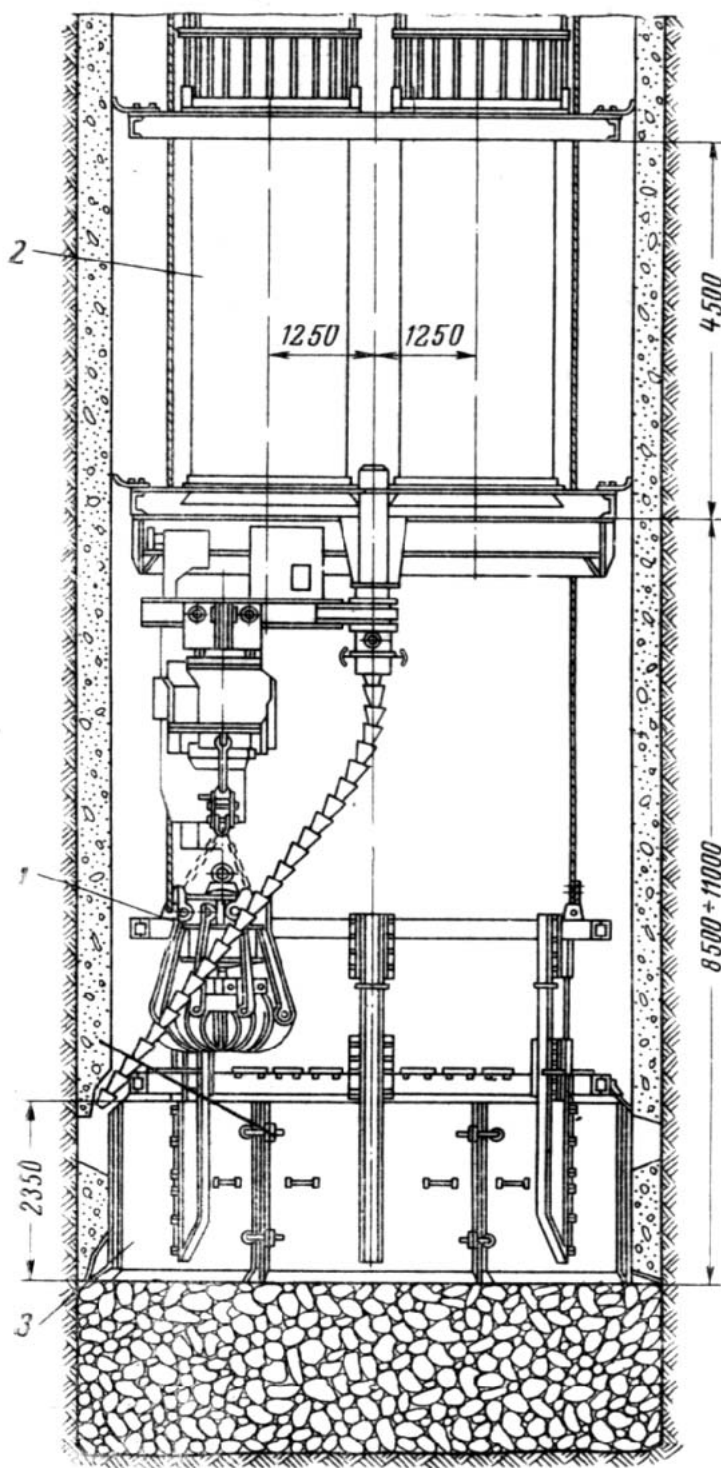


Рисунок 3.1 - Универсальный комплекс КС-2у: 1 – погрузочная машина КС-2у/40; 2 – подвесной проходческий полок; 3 – створчатая опалубка с бетонопроводом

Комплекс 2КС-2у отличается от КС-2у применением двухгрейферной погрузочной машины 2КС-2у/40, что позволяет применять для бурения шпуров две машины БУКС-1м и увеличить производительность

погрузки породы. Породу поднимают одноконцевыми подъемными машинами в бадьях вместимостью 3 – 8 м³.

К достоинствам комплексов КС-2у и 2КС-2у относят высокую производительность работ по бурению шпуров и погрузке породы; полную механизацию основных горнопроходческих работ; возможность работы в забое трех-четырех человек, которые заняты обслуживанием подъема, погрузочных и бурильных машин; высокие производительность труда и скорость проходки ствола.

Комплексы КС-2у и 2КС-2у целесообразно применять в стволах глубиной 300 – 1200 м, где первоначальные затраты на приобретение горнопроходческого оборудования и его монтаж окупаются объемом работ по проходке ствола.

Комплекс КС-1М применяется для проходки стволов диаметром 6,2 м на глубину > 700м. В состав комплекса входят: двухэтажный полук, жестко соединенный с металлическим щитом, стволпогрузочная машина, передвижная распорная каретка, створчатая металлическая опалубка, подвешенная на трех канатах, опорное кольцо, подвешенное на цепях к талям над верхним этажом полка.

Полук подвешен на четырех направляющих канатах через блоки и четырех ветвях двух канатов центральной подвески. От полка отходят вниз четыре мерные цепи, служащие для страхования подвески передвижной каретки, уменьшения ее раскачивания и установки каретки на нужном расстоянии от забоя при погрузке породы.

Щит выполняется из плоских тубингов высотой 2000 мм. В нижней части располагается усиленное ножевое кольцо. Грейфер восьмилопастной. Бадья вместимостью 5,5 м³. В работе находится три бадьи: две – в движении, одна – под погрузкой. Комплекс имеет монтажную высоту 29 м.

Максимально достигнутые темпы при работе комплексом КС-1м составили 390,1 м/мес.

Комплекс ДПП-1 предназначен для параллельно-щитовой проходки стволов диаметром 5,5 м, глубиной > 700 м. Комплекс состоит из восьмилопастного грейферного грузчика вместимостью 1,25 м³; шестиэтажного проходческого полка; телескопического щита-оболочки; призабойного щита длиной 8-9 м, который подвешен на четырех лебедках; бескаркасной подвесной секционной опалубки, высотой 5,1 м, с механизированным отрывом опалубки от бетона; опорного кольца поддона, подвешенного обособленно на трех канатах и предназначенного для пикотажа кольцевой щели; защитной обоймы, высотой 9 м из армированной транспортерной ленты.

Комплекс имеет преимущества по сравнению с КС-1М (по подвеске щита), имеется возможность поднимать и опускать щит при неподвижном полке. Бетон подается по стволу специальными бадьями (саморазгружающимися) БПСД, вместимостью 4,5 м³. В состав комплекса входят также став сжатого воздуха диаметром 168 мм, трубопровод из прорезиненных

труб диаметром 800 мм, забойный насос и бурильные молотки в количестве 20 штук.

Максимальные темпы при работе этого комплекса составили 401,3 м/мес.

Комплекс КС-8 используется для скоростной проходки (200 – 300 м/мес) стволов диаметром 6,5 – 8 м и глубиной > 700 м. Комплекс состоит из одногрейферной погрузочной машины типа КС-1МА, двухэтажного проходческого полка, вспомогательного полка с направляющими раструбами, опалубки 5 м; самопрокидывающейся бады вместимостью 5,5 – 6,5 м³, бурильной установки БУКС-1М.

Работы ведутся по схеме с одновременным армированием (армирование может быть полным или частичным). Подъем оборудуется двумя одноконцевыми подъемами, или одним одноконцевым и одним двухконцевым. В первом случае производительность машины КС-1МА используется полностью до глубины 700 м, а во втором – до глубины 1000 м. Крепление ствола производится быстро твердеющим бетоном. В створках опалубки на высоте 2 м предусмотрены окна для пропуска хобота в тех случаях, когда по условиям устойчивости пород нельзя делать заходки больше 2 м. При работе с одновременным армированием работы в забое прекращаются только на период установки растрелов в лунки на период навески трубопроводов.

Комплекс КС-9 предназначен для проходки стволов диаметром 7,5 – 9 м и глубиной > 700 м. Состав комплекса аналогичен комплексу КС-8, однако в нем используется погрузочная машина типа 2КС-1М и два одноконцевых подъема. Бады применяются вместимостью 6,5-8 м³. Две бурильные машины типа БУКС подвешиваются к закрытым грейферным грузчиками. Цилиндр грейфера используется как воздушный коллектор для питания бурильных машин. Сжатый воздух подается по трубам диаметром 1200 мм. Проходка ствола ведется, как правило, с использованием башенного копра многоканатных подъемных машин.

Комплекс КС-10 предназначен для проходки стволов диаметром 8 м, глубиной 1600 м. Этот комплекс рационально использовать с применением башенных и металлических копров в сочетании с постоянными подъемными машинами.

Он состоит из погрузочной машины 2КС-2У/40, трехэтажного проходческого полка, двух перегружателей вместимостью 4 м³, двух скип-лестей. Производительность подъема – до 110 м³/ч до глубины 1000 м, а также 70 – 90 м³/ч до глубины 1600 м. Погрузка породы производится из кабины машиниста. Бурение шпуров производится двумя установками БУКС-1М. Заряжание шпуров предусмотрено водонаполненными ВВ. Заливка ВВ в шпуры осуществляется механизированным способом при помощи зарядчика ЗС-1. Забойка осуществляется гранулированным шлаком или сухим песком.

Навеска всех проходческих труб и кабелей на стенки ствола производится с одноэтажного проходческого вспомогательного полка.

Крепление с применением опалубки с механизированным отрывом от бетона и высотой 4,5 м.

Выдача породы осуществляется в скипах емкостью 4 м³. Скипы опускаются только до полка, где загружаются через бункер перегружателя. Перегружатели имеют прямоугольную форму и подвешены на двух канатах, что позволяет разместить их под скипами. Спуск и подъем каждого перегружателя производится двумя пневматическими грузоподъемностью 60 кН, которые установлены на среднем этаже полка. Перегружатели являются составной частью забойного погрузочного комплекта.

Загрузка и погрузка скипов, а также режим скорости их движения по стволу автоматизированы.

Механический способ отрывки горной массы включает в себя комбайновый способ и различные способы бурения скважин и стволов. Механический способ разрушения во многом решает вопрос вывода проходчиков из забоя ствола, однако полный вывод людей из ствола невозможен. В породах с $f < 3$ применяются установки типа УЗТМ-6,2. Для бурения скважин диаметром 3,6 м и пород крепостью $f = 10 \div 12$ применяются установки УКБ-3,6. Для бурения скважин меньшего диаметра применяются установки РТБ-2,08. Все эти способы бурения стволов и скважин рассматриваются в курсах специальные способы проходки и строительства горных выработок и в данном пособии не рассматриваются.

Первые стволпроходческие комбайны бурового типа ПД-1 и ПД-2 были изготовлены и испытаны в 1950 – 1972 гг. Технические характеристики комбайновых комплексов ПД-2, СК-1у и СК-1Д приведены в таблице 3.5.

Т а б л и ц а 3.5 - Техническая характеристика комбайновых комплексов

Показатели	Комплексы		
	ПД- 2	СК-1у	СК- 1Д
Диаметр ствола, м:			
– в свету	7	7	7
– в проходке	7,5; 7,7; 7,8	7,7	7,8
Величина заходки, м:			
– по разрушению	1,5	1,3	1,4
– по креплению	3	3,9	4
Усилие подачи, кН	0 – 800	0 – 1400	0 – 400
Масса комбайна, т	180	196	236
Рабочая высота опалубки, м	3	3,9	4
Подъемный сосуд	Скипо-клеть		
Вместимость скипа, м ³	2,8	3	3,5
Крепь	Монолитный бетон		

Комбайны типа ПД имели двухдисковый планетарный исполнительный орган с резцовым породоразрушающим инструментом и предназначались для проходки стволов глубиной до 1000 м в породах с $f < 6$. Комбайны типа ПД имели двухдисковый планетарный исполнительный орган с резцовым породоразрушающим инструментом и предназначались для проходки стволов глубиной до 1000 м в породах с $f < 6$.

Полученный опыт проходки стволов комбайнами ПД позволил создать комбайновый комплекс СК–1Д.

В комбайне комплекса СК–1Д по сравнению с ПД было увеличено предельное значение усилия подачи на забой с 800 до 1400 кН. Исполнительный орган имеет сменный породоразрушающий инструмент: для пород с $f < 6$ – резцовый, для пород с $f = 7-13$ – шарошечный.

Стволопроходческий комбайн СК-1Д подвешивают в стволы через гидроуравнительную систему по полиспастной системе на четырех лебедках ЛЭП–45 на металлическом проходческом или постоянном башенном железобетонном копре. Все основные механизмы комбайна смонтированы на трехэтажном каркасе. Исполнительный орган комбайна – механический двухдисковый планетарный с резцами (для разрушения пород с $f < 6$) и шарошками (для разрушения пород с $f = 7-13$).

Он опускается с помощью механизма принудительной подачи на величину заходки.

При разрушении породы комбайн неподвижен за счет распора шестью гидравлическими домкратами через секторный щит в породу и тремя лыжами в бетонную крепь. Диски исполнительного органа комбайна расположены под углом друг к другу, в результате чего образуется коническая форма забоя, в центре которого скапливается разрушенная порода в виде пульпы (соотношение по объему воды и породы 1:1). Пульпу засасывают пневмозелеватором и подают в два бункера, расположенных в каркасе комбайна. Из бункеров пульпу перегружают в скипы вместимостью 3 м³ и выдают на поверхность, где через бункер-накопитель разгружают в кузов специального автосамосвала.

Во время разрушения породы каркас комбайна неподвижен и распирается в породу и бетонную крепь ствола. Исполнительный орган комбайна, разрушая породу, опускается на величину заходки 1,3 м.

Одновременно с разрушением породы ствол крепят монолитным бетоном. Для этого используют металлическую опалубку со спиральным поддоном и гидравлическим отрывом секций от бетона.

Для механизации наращивания ставов труб бетонопроводов, сжатого воздуха, водоотлива и вытяжной вентиляции комбайн снабжен телескопическими подъемниками.

Управляют комбайном с пульта, расположенного на втором этаже каркаса. Нормальная работа обеспечивается при условии притока воды до 25 м³/ч. Возможно проведение предварительной или после-

дующей цементации пород из забоя. Обслуживают комбайн три человека. Конструкция комбайна предусматривает возможность проходки участков абразивных пород крепостью пород свыше 10 по буровзрывной технологии. Для проходки по выбросоопасным пластам комбайн оборудован системой дистанционного управления с поверхности без присутствия людей в забое.

Применение стволопроходческих комбайнов имеет следующие преимущества по сравнению с буровзрывной технологией:

- обеспечивается комплексная механизация всех технологических процессов проходки ствола и почти полное совмещение их во времени;
- устраняется тяжелый физический труд проходчиков;
- повышается производительность труда проходчиков в 5 – 6 раз (до 12 – 15 м³ готового ствола на выход);
- наличие возможностей строительства ствола со скоростью 100 – 170 м/мес готового ствола при диаметре 7 м;
- наличие возможностей безлюдного вскрытия и проходки, опасных по внезапным выбросам пластов угля и газа.

Вопросы для самопроверки

1. Дайте классификацию способов проведения подготовительных выработок.
2. Назовите существующие способы отделения пород от массива и область их применения.
3. Какие факторы влияют на выбор расположения подрывки пород при проведении шпуров?
4. В каких условиях рационально проведение шпуров широким забоем?
5. Как определяют расположение и ширину раскоски при проведении выработок широким забоем?
6. Технологические особенности проведения наклонных выработок.
7. Какие факторы влияют на выбор способов механизации работ при проведении горизонтальных и наклонных выработок?
8. Какие типы комбайнов применяют для проведения горизонтальных и наклонных выработок?
9. Какая область применения комбайнов избирательного и бурового действия?
10. Какие основные тенденции развития конструкций бурильных установок и породопогрузочных машин?
11. Какие способы и средства погрузки горной массы применяют при проведении горизонтальных и наклонных выработок?
12. Назовите средства транспортирования горной массы по горизонтальным и наклонным выработкам?
13. Какие факторы необходимо учитывать при выборе породопогрузочных машин?
14. Какие факторы необходимо учитывать при выборе средств бурения?
15. Какие факторы влияют на выбор способов механизации работ при проведении вертикальных стволов?
16. Какие типы комбайнов применяют для проведения вертикальных стволов?

4. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

4.1. Выбор технологической схемы проведения горизонтальных и наклонных выработок

После выбора способа проведения выработки и способа отделения пород выбирают и обосновывают технологическую схему проведения, форму забоя, вид подрывки, способ погрузки и транспортирования горной массы, возведения временной и постоянной крепи, технологию выполнения вспомогательных процессов. При специальном способе дополнительно описывают, какой способ применяется для выполнения изоляционных работ и для упрочнения пород, его сущность и обоснование.

Технологическую схему проведения выработки выбирают в зависимости от горно-геологических и производственно-технических условий или факторов. Если горно-геологические факторы влияют на выбор способа проведения выработки, то производственно-технические – на выбор оборудования и основные показатели работ.

Технология, в принципе, определяется способом производства работ, включающим и средства их выполнения. Наиболее типичные технологические схемы с применением буровзрывных работ включают последовательно выполняемые технологические операции: бурение шпуров, их зарядка, погрузку горной массы, крепление выработки. При откатке горной массы в вагонетках выделяют и технологическую операцию «Обмен и откатка вагонеток» (удаление горной массы). Таким образом, эти схемы включают четыре-пять производственных технологических операций, на каждой из которых используют (или можно использовать) самостоятельные средства механизации, управляемые разными или одними и теми же проходчиками, но в разный период времени.

При комбайновом способе проведения выработок технологические схемы включают следующие операции: разрушение забоя и погрузка горной массы, удаление горной массы, крепление выработки. При блокировке конвейерных ставов с перегружателем комбайна вместо технологических операций «Разрушение забоя и погрузка горной массы», а также «Удаление горной массы» фактически имеет место одна технологическая операция «Разрушение забоя, погрузка и удаление горной массы». На этой операции используют одну систему машин (комбайн – перегружатель – конвейер), управляемую операторами (машинистом комбайна и его помощником). Таким образом, технологические схемы с использованием проходческих комбайнов могут включать две-три производственные технологические операции.

Разновидностей технологических схем проведения выработок много. Однако в каждом случае имеют место свой подбор механизации, порядок выполнения проходческих работ, форма организации труда.

Угол наклона проводимой выработки оказывает большое значение

на выбор способа и средств погрузки, транспорта породы и доставки в забой вспомогательных грузов. Погрузочные машины на колесно-рельсовом ходу можно применять без предохранительных устройств только в выработках с углами наклона до 3° , на гусеничном – до 6° . В выработках с углами наклона свыше 6° необходимо оборудование погрузочных машин специальными предохранительными устройствами для удержания их на уклоне.

Электровозную откатку можно использовать только при углах наклона выработки до 3° , ленточные конвейеры с гладкой лентой – до 18° , скребковые конвейеры – до 35° , самоходные транспортные установки на пневмоколесном ходу – до 15° , канатную откатку в вагонетках – до $25 - 30^\circ$.

Мощность пласта оказывает существенное влияние на выбор транспортных средств при проведении выработок в угольных шахтах.

Рациональность использования различных вариантов выемки и транспортирования горной массы при проведении выработок смешанным забоем определяют коэффициентом подрывки пород k_n , т. е. отношением площади породного забоя к площади всего забоя. При $k_n > 0,8$ наиболее рациональна схема проведения выработок с совместной выемкой угля и породы, при $k_n < 0,8$ – с раздельной выемкой. При мощности пласта до 0,7 м рекомендуется только совместная выемка.

От длины проводимой выработки зависит выбор транспортного оборудования, с увеличением длины выработки и расстояния транспортирования горной массы падает производительность транспортных установок периодического действия. При использовании транспортных установок непрерывного действия с увеличением длины выработки увеличивается число конвейеров в транспортной линии, в результате чего увеличивается число перегрузочных пунктов и снижается надежность.

Размеры поперечного сечения выработки оказывают существенное влияние на выбор способа проведения выработки и средств транспорта [5]. С увеличением поперечного сечения проводимой выработки необходимо использование более производительного погрузочного и транспортного оборудования. Так, например, в угольных шахтах при проведении выработок площадью сечения свыше 18 м^2 в подготовительном забое применяют две одновременно работающие ковшовые погрузочные машины.

Увеличение скорости проведения выработок требует более интенсивного выполнения всех операций и их большего совмещения, а следовательно, влечёт за собой увеличение количества оборудования и обслуживающего персонала.

К технологической схеме проведения выработок предъявляются следующие требования:

- максимально возможный уровень механизации производственных операций и исключение тяжелого ручного труда при такелажно-доставочных и вспомогательных работах;

- рациональная технологическая совместимость использования различных вариантов (комплектов) оборудования по таким факторам, как: вид потребляемой энергии, ход машин, область их применения по углу наклона выработок, крепости пересекаемых пород и площадям сечений, соответствие технической производительности используемых конструкций;
- охват технологическими схемами основных диапазонов горно-геологических условий с целью ликвидации ручной погрузки горной массы;
- максимальная унификация площадей сечений подготовительных выработок, значительное увеличение их площади в свету при сокращении числа типоразмеров;
- широкое применение конструкций податливой металлической крепи, использование в благоприятных горно-геологических условиях конструкций рамной крепи с плоской потолочиной, не нарушающей сплошности кровли и облегчающих условия работы крепи сопряжений;
- максимально возможное использование транспортного оборудования при проведении выработок и последующей очистной выемке;
- универсальность систем проходческих машин;
- обеспечение нормального проветривания подготовительных выработок;
- конвейеризация транспорта горной массы из подготовительных забоев и своевременная доставка к забоям рабочих, материалов и оборудования;
- обеспечение раздельной выемки и транспортировки угля и породы из подготовительных забоев.

В настоящее время существуют нормативные материалы по вопросу применения технологических схем на действующих [9,12], строящихся и реконструируемых шахтах [10,11].

Одним из главных факторов, определяющих технико-экономические показатели проведения горных выработок, является правильно выбранная технологическая схема. Работам по привязке (выбору) технологических схем предшествует:

- определение (обобщение их условиям задания) горно-геологических и горнотехнических условий проведения горной выработки, крепости пород, категории их устойчивости, обводненности, газообильности, степени опасности по выбросам;
- определение исходных данных для решения общешахтных комплексов (транспорт, проветривание и др.).

При наличии упомянутых исходных данных порядок применения технологических схем следующий.

1. Выбираются комплект основного и вспомогательного горнопроходческого оборудования, средства транспорта и обменно-транспортные устройства, при этом схема размещения в выработке принятого оборудования и обменно-транспортных устройств уточняется с учетом их габаритов и сечения выработки. В таблицах 4.1 и 4.2 приведены данные о технологических схемах из литературных источников [9,10].

2. Определяются параметры буровзрывных работ.

3. Рассчитываются параметры процессов проходческого цикла.
4. В зависимости от условия определяются величины отставания во времени и в пространстве процессов крепления выработки и других способов ее охраны от горнопроходческих работ в забое.

Т а б л и ц а 4.1 – Данные о технологических схемах из литературы [9]

Набор средств механизации и видов крепи	Угол наклона выработки, градус	Коэффициент крепости пород	Коэффициент присечки	Площадь сечения выработки, м ² в свету / в черне
Ручные электросверла СЭР, погрузочная машина 1ПНБ2, перегружатель ППЛ-1, скребковый конвейер СР-70М, ленточный конвейер 1Л80, монорельсовая дорога 6ДМК, крепь АП	±10	До 4	0 - 1,0	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$
Проходческий комбайн ПК - 9р, или 4ПП-2, ППЛ-1К, СР-70М, 1Л80, 6ДМК, АП	±10	До 6	0-0,50	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$
Буропогрузочная машина 1ПНБ -2Б, ППЛ-1СР-70М, 1Л80, 6ДМК, АП	±10	До 6	0-1,00	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$
То же и крепеустановщик КПМ	±10	До 6	0-0,75	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$
То же, но вместо АП анкерная крепь ШК-1М, возведенная с помощью машины УВАК-1М	±10	До 6	0-0,75	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$
То же, но смешанная крепь АП+ШК-1М с установкой рам через 1,5м	±10	До 6	0-0,75	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$
То же, но вместо ППЛ – 1К, СР-70М, 1Л80 и 6ДМК электровозы и вагонетки ВГ.	±10	До 6	0-0,75	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$
Погрузочная машина ППМ- 4Э, бурильная установка БУЭ-2, вагонетки ВГ, АП	±3	До 8	0-1,00	$\frac{10,3}{12,9} - \frac{14,4}{18,1}$
Буропогрузочная машина 2ПНБ-2Б, ППК-1, СР-70М, 1Л80, 6ДМК, АП	±10	До 8	0-1,00	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$
ППМ-4П, бурильная установка БУР-2, ВГ, АП	±3	До 12	0-1,00	$\frac{10,3}{12,9} - \frac{14,4}{18,1}$
2ПНБ-2Б, ППЛ-1, СР-70М, 1Л80, 6ДМК, АП	±10	До 12	0-1,00	$\frac{10,3}{13,3} - \frac{14,4}{18,1}$

Т а б л и ц а 4.2 - Данные о технологических схемах из литературы [10]

Принятое горнопроходческое оборудование	Тип крепи	Сечение выработки, м ² в свету / в проходке	Коэффициент крепости	Категория устойчивости пород по СН и П П-94-80	Темпы проведения, м/мес.	Производительность труда проходчиков, м ³ в свету/вых.
1	2	3	4	5	6	7
1ПНБ-2Б; УПЛ-2М; ПБМ-3; НБ-32; ВГ-3,3	Металлическая арочная трехшвенная крепь (АП-3) с затяжкой боков и кровли железобетонными плитами, с тампонажем закрепленного пространства и упорочением породного массива	7,1/10,9	3	III и IV	130,0	1,49
1ПНБ-2; БУР-2Б; ПБМ-3; НБ-32; ППР2-900; ВГ-3	То же	11,2/15,8	4-6	III и IV	120,0	1,84
2ПНБ-2Б; ПБМ-3; ППР1-900; ВГ-3,3	Набрызгбетонная крепь	9,7/10,7	7-9	I	138,0	3,20
МПК-3; БУЭ-3Г; ПБМ-3; ВГ-3,3	То же	14,4/17,8	9-12	I	113,0	3,14
1ПНБ-2Б; УПР-2М; ПБМ-3; ПТ-29М; СР-3М	Комбинированная крепь из анкеров АКПИ с быстротвердеющим органическим вяжущим веществом и набрызгбетоном	6,8/7,6	4-6	II	171,0	2,8

Продолжение таблицы 4.2

1	2	3	4	5	6	7
МПК-3; СБУ-2Б; ПБМ-3; СР-3М; ВГ-3,3	То же	13,5/14,7	7-9	II	124,0	3,2
ИПНБ-2Б; УПЛ-2М; ПТ-29М; СР-3М; ВГ-3,3	Металлическая анкерная крепь	9,0/11,1	4-6	II и III	138,0	2,57
2ПНБ-2; БУЭ-3Т; СР-3М; ВГ-3,3	То же	12,9/15,3	3	II и III	156,0	2,82
МПК-3; БУЭ-3Т; К-1000; ПБМ-3; 1Б-32; ВГ-3,3	Ограниченно-подагивая металлическая крепь ОПК с тампоном закрепленного пространства, с мероприятиями, предотвращающими пучение почвы взрывной разгрузкой пород и последующим их упорочением	14,8/18,6	4-6	III	70,0	1,51
2ПНБ-2Б; УПЛ-2М; ПТ-29М; ВГ-3,3	Крепь анкерная АКПН с быстротвердеющим неорганическим вяжущим	6,8/6,8	9-12	I	124,0	2,00
МПК-3; БУЭ-3,3; ПТ-29М; ВГ-3,3	То же	14,7/14,7	12-16	I	93,0	2,65
МПК-3; БУЭ-3Т; ПТ-29М; ВГ-3,3	Металлическая арочная крепь в сочетании с анкерами	28,1/32,8	7-9	II	1164	2,71

4.2. Технологические схемы проведения горизонтальных и наклонных выработок

4.2.1. Технология проведения горизонтальных и наклонных (до $\pm 10^\circ$) выработок комбайнами лёгкого типа

Данную технологию можно применять при проведении выработок площадью сечения в проходке $15,9-17,9 \text{ м}^2$, в свету до осадки $-12,8-14,4 \text{ м}^2$ при прочности пород на одноосное сжатие до 50 МПа ($f=4$) и коэффициенте присечки пород до 0,75. Технологический отход не менее 90 м (рисунок 4.1).

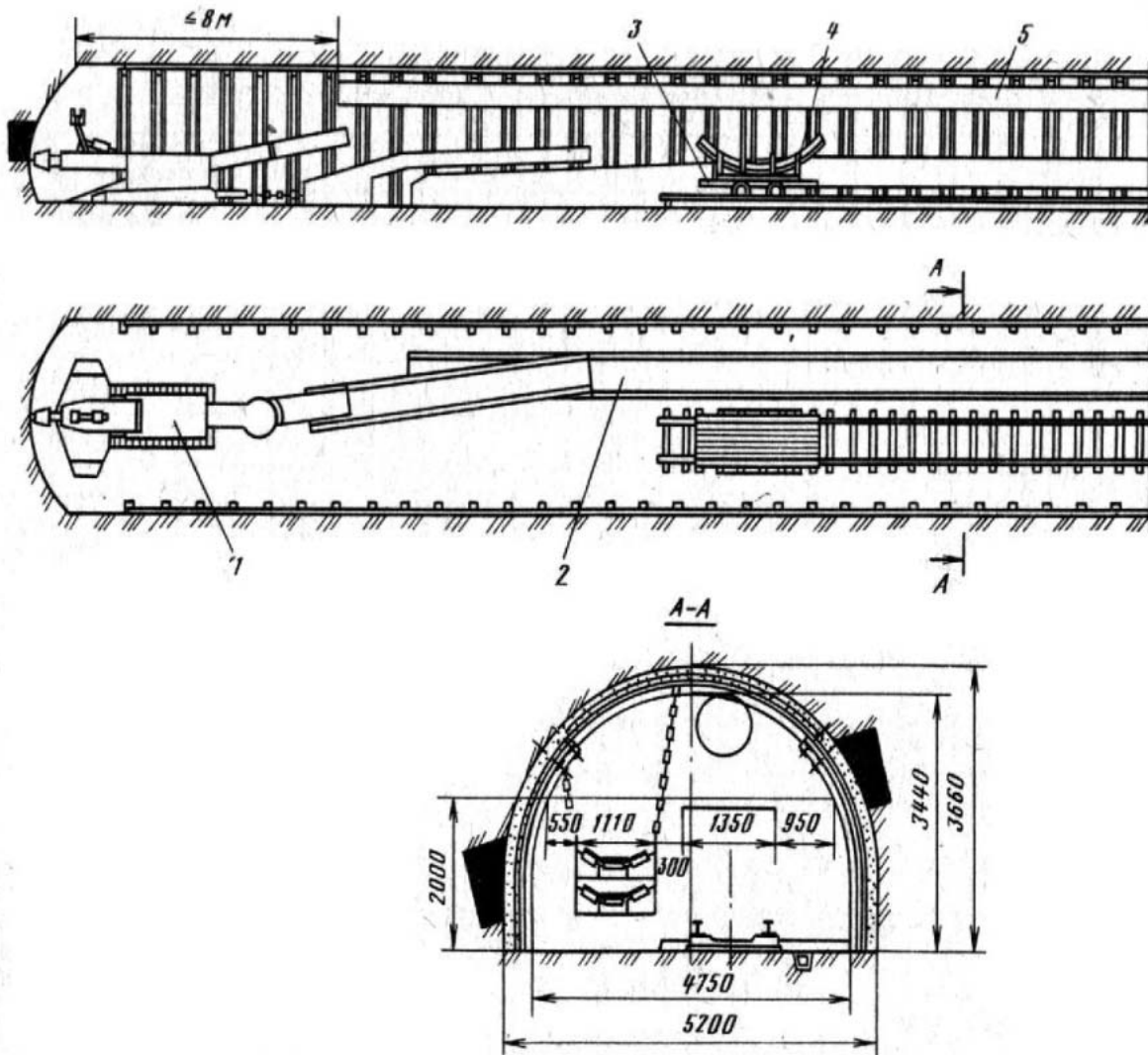


Рисунок 4.1 - Технологическая схема проведения выработки комбайном 1ГПКС: 1 – комбайн 1ГПКС; 2 – конвейер; 3 - платформа; 4 – контейнер; 5 – вентиляционный трубопровод

Технология [13] предусматривает использование комплектов оборудования, включающих проходческий комбайн 1ГПКС, ленточный телескопический проходческий конвейер 1ЛТП-80 (1ЛТП-80У; 2ЛТП-80У), электровозный транспорт или монорельсовую дорогу 6ДМКУ (ДМКУ;

ДМКУ-1), или напочвенную дорогу ДКНЛ-1 (ДКН-2; ДКН-4; ДНГ; ДНГЛ-2), или лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34), вентилятор ВМ-6 (ВМЭ-6). В качестве примера использования рассматриваемой технологии может служить технологическая схема проведения выработки комбайном 1ГПКС.

Штрек протяженностью 1000 м проводят площадью сечения в проходке $15,9 \text{ м}^2$, в свету до осадки $12,8 \text{ м}^2$ смешанным забоем по углю с $f = 1,5$ (при $m = 1 \text{ м}$) и породе с $f = 4$. Подвигание забоя за цикл - 0,8 м.

Крепление осуществляют арочной металлической трехзвенной крепью КМП-А3 с плотностью установки $\Delta = 1,25$ арок/м при использовании деревянной затяжки.

Горная масса с конвейера комбайна поступает на перегружатель, затем на ленточный телескопический конвейер.

Сменное звено проходчиков состоит из 5 чел. Машинист с помощником управляют комбайном, третий проходчик занимается подкидкой горной массы на питатель комбайна. Один человек на протяжении всей смены обслуживает ленточный конвейер 1ЛТП80. Во время работы комбайна один человек занят подготовкой элементов крепи. После остановки комбайна четверо проходчиков крепят выработку. При возведении крепи используют расположенное на стреле комбайна устройство для подъема верхняка крепи.

Из четырех шестичасовых смен три рабочие и одна ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену производят доставку материалов, удлинение конвейера, наращивание кабелей и трубопроводов, настилку рельсового пути, профилактический ремонт оборудования, устройство водоотливной канавки. При проведении штрека по описанной технологической схеме проектируют следующие технико-экономические показатели:

– скорость проведения выработки:	
м/мес	184
м/сут	7,2
– подвигание забоя за цикл, м	0,8
– число рабочих в сутки	20
– производительность труда рабочего:	
м^3 в свету/чел.-смену	4,75
м/чел.-смену	0,36

4.2.2. Технология проведения наклонных (от 10 до 20°) выработок комбайнами легкого типа

Описанную ниже технологию можно применять при проведении выработок площадью сечения в проходке 13 м^2 , в свету до осадки - $11,2 \text{ м}^2$ при прочности пород на одноосное сжатие до 50 МПа ($f = 4$) и коэффициенте присечки пород до 0,75. Технологический отход не менее 30 м.

Технология /13/ предусматривает использование комплектов оборудования, включающих проходческий комбайн 1ГПКСВ, скребковый кон-

вейер СП-202 (1СР-70М), лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34), вентилятор ВМ-6 (ВМЭ-6).

В качестве примера использования рассматриваемой технологии может служить технологическая схема проведения бремсберга комбайном 1ГПКСВ (рисунок 4.2).

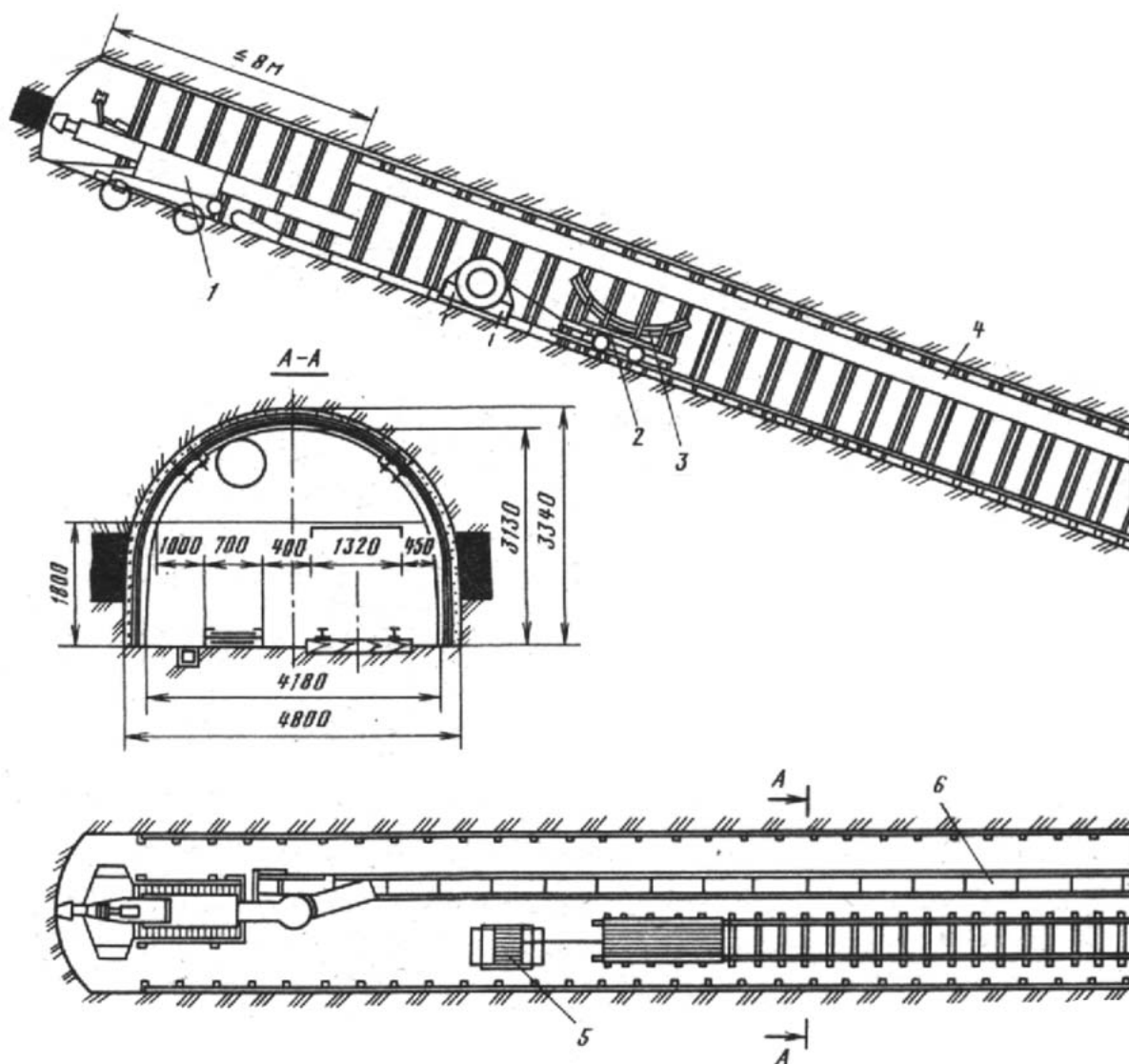


Рисунок 4.2 – Технологическая схема проведения бремсберга комбайном 1ГПКСВ: 1 – комбайн 1ГПКСВ; 2 – платформа; 3 – контейнер; 4 – вентиляционный трубопровод; 5- лебедка ЛВ-25; 6 - конвейер СП-202

Бремсберг протяженностью 500 м с углом наклона 20° проводят смешанным забоем по углю с $f = 1,5$ (мощность пласта $m = 1$ м) и породе с $f = 4$. Подвигание забоя за цикл 0,67 м. Крепление осуществляют арочной металлической трехзвенной крепью КМП-А3 с плотностью установки $\Delta = 1,5$ арок/м при использовании железобетонной затяжки. Сменное звено проходчиков состоит из 5 чел. Машинист с помощником управляют ком-

байном, третий проходчик занимается подкидкой горной массы на питатель комбайна. Один человек на протяжении всей смены обслуживает скребковый конвейер. Во время работы комбайна один проходчик подготавливает элементы крепи. После остановки комбайна четверо проходчиков крепят выработку. По мере проведения четверо проходчиков наращивают скребковый конвейер.

Для удержания комбайна от сползания под траки комбайна закладывают и анкеруют две инвентарные балки на расстоянии 2,5 м друг от друга, к которым поочередно прикрепляют тяговые и предохранительные канаты. Путем навивки канатов на барабаны, закрепленные на ведущих звездочках гусеничной цепи, подтягивают комбайн вверх на забой.

Организация работ по проведению бремсберга комбайном 1ГПКСВ следующая. Из четырех шестичасовых смен три – рабочие и одна – ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену производят доставку материалов, наращивание кабелей и трубопроводов, настилку рельсового пути, перемещение лебедки, профилактический ремонт оборудования.

При проведении штрека по описанной технологической схеме проектируют следующие технико-экономические показатели:

– скорость проведения выработки:	
м/мес	172
м/сут	6,7
– подвигание забоя за цикл, м	0,67
– число рабочих в сутки	25
– производительность труда рабочего:	
м ³ в свету/чел.-смену	3
м/чел.-смену	0,27

4.2.3. Технология проведения наклонных (от -10 до -25°) выработок комбайнами легкого типа

Технологию проведения наклонных (от -10 до -25°) выработок комбайнами легкого типа можно применять при сооружении выработок площадью сечения в проходке 13 м², в свету до осадки – 11,2 м² при прочности пород на одноосное сжатие до 50 МПа ($f = 4$) и коэффициенте присечки пород до 0,75. Технологический отход не менее 30 м.

Технология [13] предусматривает использование комплектов оборудования, включающих проходческий комбайн 1ГПКСН, скребковый конвейер СП-202 (1СР-70М), лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34), забойный насос, вентилятор ВМ-6 или ВМЭ-6 (рисунок 4.3).

Уклон протяженностью 500 м с углом наклона -25° проводят смешанным забоем по углю с $f = 1,5$ ($m = 1$ м) и по породе с $f = 4$. Подвигание забоя за цикл – 0,67 м. Крепление осуществляют арочной металлической трехзвенной крепью КМП-А3 с плотностью установки $\Delta = 1,5$ арок/м при использовании железобетонной затяжки. Сменное звено проходчиков со-

стоит из 5 чел. Машинист с помощником управляют комбайном, третий проходчик занят подкидкой горной массы на питатель комбайна.

Один человек на протяжении всей смены обслуживает скребковый конвейер. Во время работы комбайна один проходчик подготавливает элементы крепи. После остановки комбайна четверо проходчиков крепят выработку. По мере проведения выработки четверо проходчиков наращивают скребковый конвейер.

Для удержания комбайна от сползания на ведущих звездочках его гусеничной цепи закрепляют подтяжные барабаны с тяговыми канатами, концы которых связаны с инвентарной балкой, расположенной сзади комбайна.

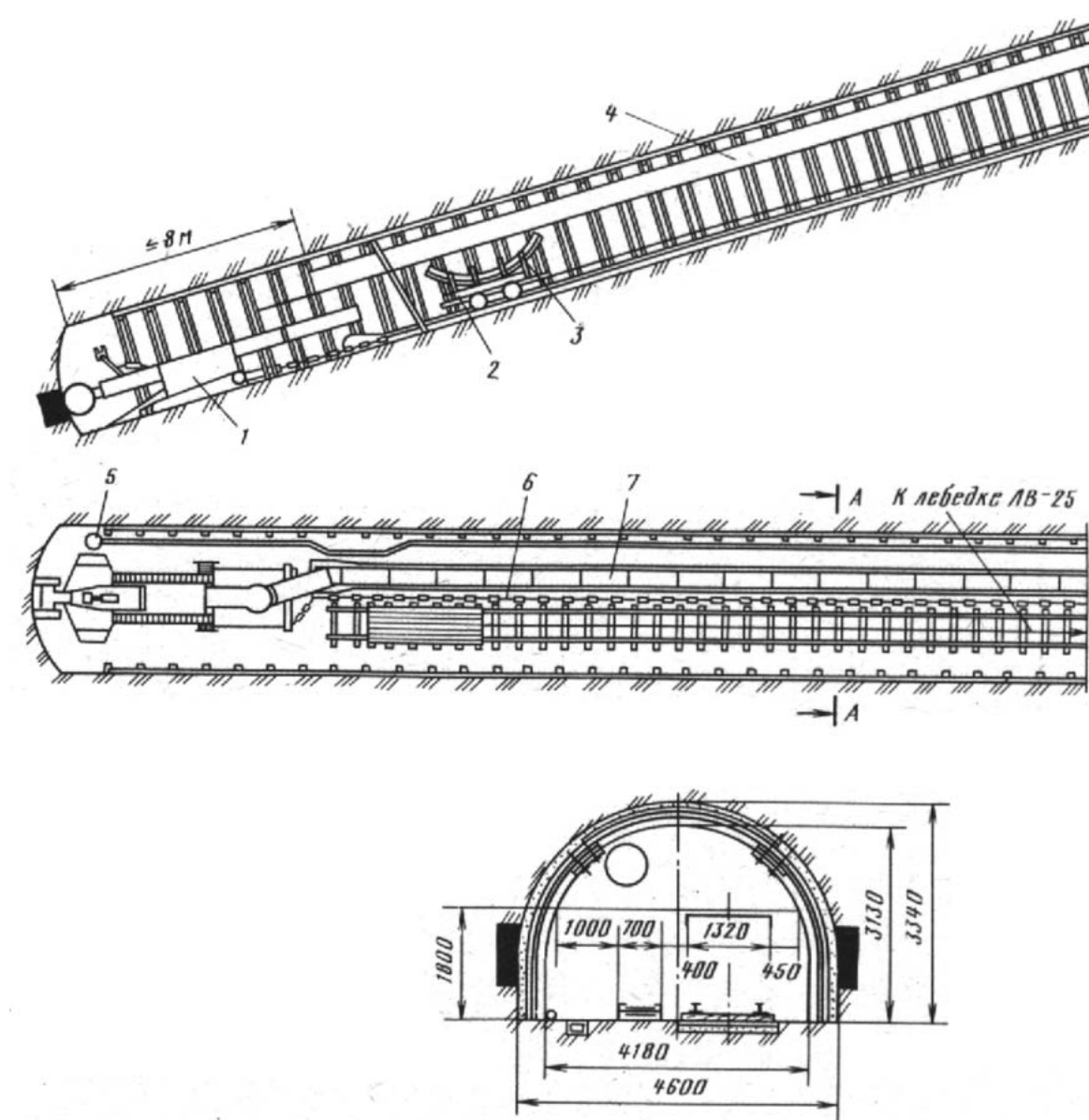


Рисунок 4.3 – Технологическая схема проведения уклона комбайном 1ГПКСН: 1 – комбайн; 2 – платформа; 3 – контейнер; 4 – вентиляционный трубопровод; 5 – насос; 6 – якорная цепь; 7 – конвейер СП-202

В свою очередь, балка связана с круглозвенной цепью, противоположный конец которой закреплен на специальной площадке, раскрепленной между почвой и кровлей проводимой выработки. По мере проведения уклона круглозвенную цепь удлиняют.

Организация работ предусматривает из четырех шестичасовых смен три рабочие и одну ремонтно-подготовительную. В ремонтно-подготовительную смену производят доставку материалов, наращивание кабелей и трубопроводов, настилку рельсового пути, удлинение круглозвенной цепи, перецепку комбайна, профилактический ремонт оборудования.

При проведении уклона по описанной технологической схеме проектируют следующие технико-экономические показатели:

– скорость проведения выработки:	
м/мес	154
м/сут	6
– подвигание забоя за цикл, м	0,67
– число рабочих в сутки	24
– производительность труда рабочего:	
м ³ в свету/чел-смену	2,8
м/чел-смену	0,25

4.2.4. Технология проведения горизонтальных и наклонных (до $\pm 10^\circ$) выработок с использованием крепи трапецевидной формы комбайнами среднего и тяжелого типов

Область применения указанной технологии распространяется на выработки, проводимые площадью сечения в проходке более 15,2 м², а в свету до осадки более 12,9 м² по породам прочностью на одноосное сжатие до 80 МПа ($f = 6$) с коэффициентом их присечки 0 – 0,75. Технологический отход не менее 90 м.

Технология [13] предусматривает использование комплектов оборудования, включающих проходческий комбайн 4ПП-2М (4ПП-2; 4ПП-5); ленточный телескопический проходческий конвейер 1ЛТП-80 (1ЛТП-80У; 2ЛТП-80У); электровозный транспорт или монорельсовую дорогу 6ДМКУ (ДМКУ; ДМКУ-1), или напочвенную дорогу ДКНЛ-1 (ДКН-2; ДКН-4; ДЕГ; ДНГЛ-2), лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34); вентилятор ВМ-6 (ВМЭ-6).

Рассмотрим технологическую схему проведения горизонтальной выработки трапецевидной формы комбайном 4ПП-2М (рисунок 4.4).

Штрек протяженностью 1000 м проводят площадью сечения в проходке 15,2 м², в свету до осадки-12,9 м² смешанным забоем по пласту (мощность 1 м) угля прочностью 20 МПа ($f = 1,5$) и породе прочностью 60 МПа ($f = 5$).

Крепление осуществляют металлической трапецевидной трехстоечной крепью КМП-Т с плотностью установки 1,43 рам/м. Затяжка деревянная, устанавливаемая вплотную.

По мере разрушения забоя отбитая горная масса с конвейера проходческого комбайна поступает на ленточный конвейер 1ЛТП-80, посредством которого удаляется из забоя.

Сменное звено проходчиков состоит из 5 чел.

Продолжительность цикла – 80 мин. Машинист с помощником управляют комбайном 35 мин. Одновременно еще двое проходчиков в течение 25 мин подготавливают элементы крепи; следующие 10 мин один из них обслуживает комбайн, другой еще 20 мин продолжает работы по возведению крепи. После остановки комбайна машинист с помощником присоединяются к третьему проходчику, и они вместе еще 10 мин обслуживают комбайн. Затем вчетвером проходчики 35 мин возводят крепь. По окончании данного процесса цикл повторяется. Пятый член звена всю смену занят обслуживанием конвейера.

Из четырех шестичасовых смен три – рабочие и одна – ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену выходят 7 чел.

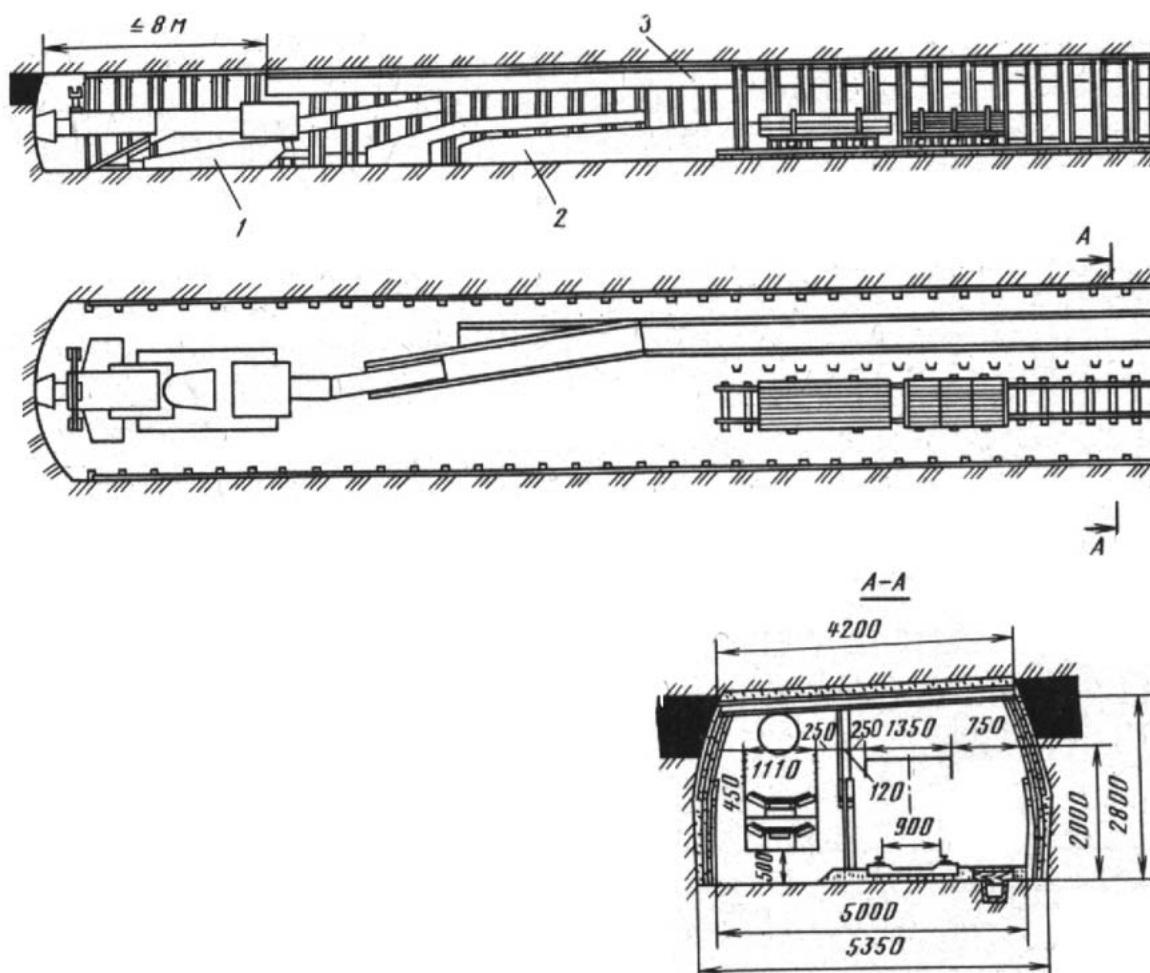


Рисунок 4.4 – Технологическая схема проведения выработки трапециевидной формы комбайном 4ПП-2М: 1 – комбайн; 2 – конвейер; 3 – вентиляционный трубопровод

Они заняты устройством водоотливной канавки, удлинением конвейера и наращиванием ленты, ремонтом оборудования, наращиванием водопроводных и вентиляционных труб, настилкой пути и доставкой материалов. Кроме того, проходчики производят затяжку и забутовку боков выработки.

При проведении штрека по описанной технологической схеме проектируют следующие технико-экономические показатели:

– скорость проведения выработки:	
м/мес	215
м/сут	8,4
– подвигание забоя за цикл, м	0,7
– число рабочих в сутки	22
– производительность труда рабочего:	
м ³ в свету/чел-смену	4,93
м/чел-смену	0,38

4.2.5. Технология проведения горизонтальной выработки буровзрывным способом с погрузкой породы в вагонетки

Нижеописанную технологию можно применять при проведении выработок площадью в проходке 15,7-25 м², в свету до осадки – 12,8-20,6 м² при прочности пород на одноосное сжатие 80-190 МПа ($f = 6 \div 16$) и коэффициенте присечки до 1. Технологический отход не менее 40 м.

Технология [13] предусматривает использование комплектов оборудования, включающих погрузочную машину МПК-3, бурильную установку БУЭ-3Т, вагонетки или вагонетки и ленточный перегружатель ППЛ-1К, электровоз или лебёдку ЛВ-25 (ЛВД-34), вентилятор ВМ-6 (ВМЭ-6). В качестве примера использования рассматриваемой технологии может служить технологическая схема проведения полевого штрека (квершлага) площадью сечения в проходке 17,7 м² (в свету до осадки 14,4 м²) протяжённостью 1000 м по породам прочностью 110 МПа (рисунок 4.5).

Крепление выработки осуществляют металлической арочной крепью КМП-А3 с плотностью установки крепи 1 арка/м и сплошной железобетонной затяжкой. Технологическая схема проведения полевого штрека предусматривает погрузку горной массы машиной МПК-3 в нерасцепленный состав вагонеток, расположенный на расстоянии отброса породы от забоя. Под погрузку подают состав с числом вагонеток, необходимых для загрузки всего объема породы с цикла.

Машина, работая в погрузочно-доставочном режиме, загружает вагонетки отдельными партиями (5-6 шт.). Сменное звено проходчиков составляет три-четыре человека. При этом, три проходчика выходят в смену для бурения шпуров, четыре – для выполнения остальных операций проходческого цикла, продолжительность которого составляет две смены.

Машинист управляет погрузочной машиной вместе с помощником, в обязанности которого входят также манипуляции с кабелем в процессе передвижения машины.

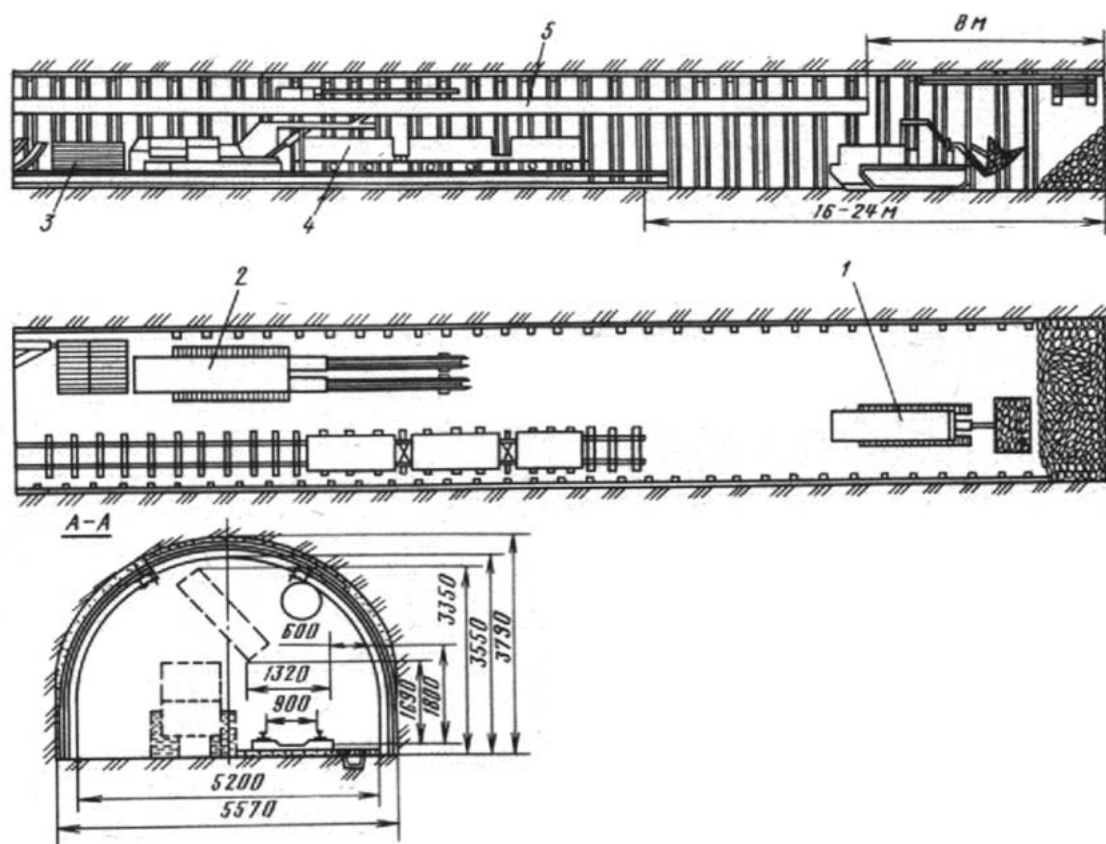


Рисунок 4.5 - Технологическая схема проведения полевого штрека (квершлага) буровзрывным способом: 1 – машина МПК-3; 2 – установка БУЭ-3Т; 3 – склад материалов; 4 – вагонетки; 5 – вентиляционный трубопровод

По мере загрузки партии вагонеток машинист и помощник производят прицепку, отцепку, отгон за разминовку груженой и подгон порожней партии вагонеток. С погрузкой породы частично совмещают вспомогательные работы и крепление выработки.

Из четырех шестичасовых смен три - рабочие и одна - ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену производят доставку материалов, ремонт оборудования, наращивание коммуникаций. При проведении полевого штрека (квершлага) по описанной технологической схеме проектируют следующие технико-экономические показатели:

– скорость проведения выработки:		
м/мес		77
м/сут		3
– подвигание забоя за цикл, м		2

- число рабочих в сутки 13
- производительность труда рабочего:
 м^3 в свету/чел.-смену 3,3

4.2.6. Технология проведения горизонтальных и наклонных (до $\pm 10^\circ$) выработок буровзрывным способом с погрузкой породы на конвейер

Данную технологию можно применять при проведении выработок площадью сечения в проходке $15,7 - 25 \text{ м}^2$, в свету до осадки – $13,7 - 20,6 \text{ м}^2$ при прочности пород на одноосное сжатие $80 - 190 \text{ МПа}$ ($f = 6 \div 16$) и коэффициенте присечки до 1. Технологический отход не менее 75 м (рисунок 4.6).

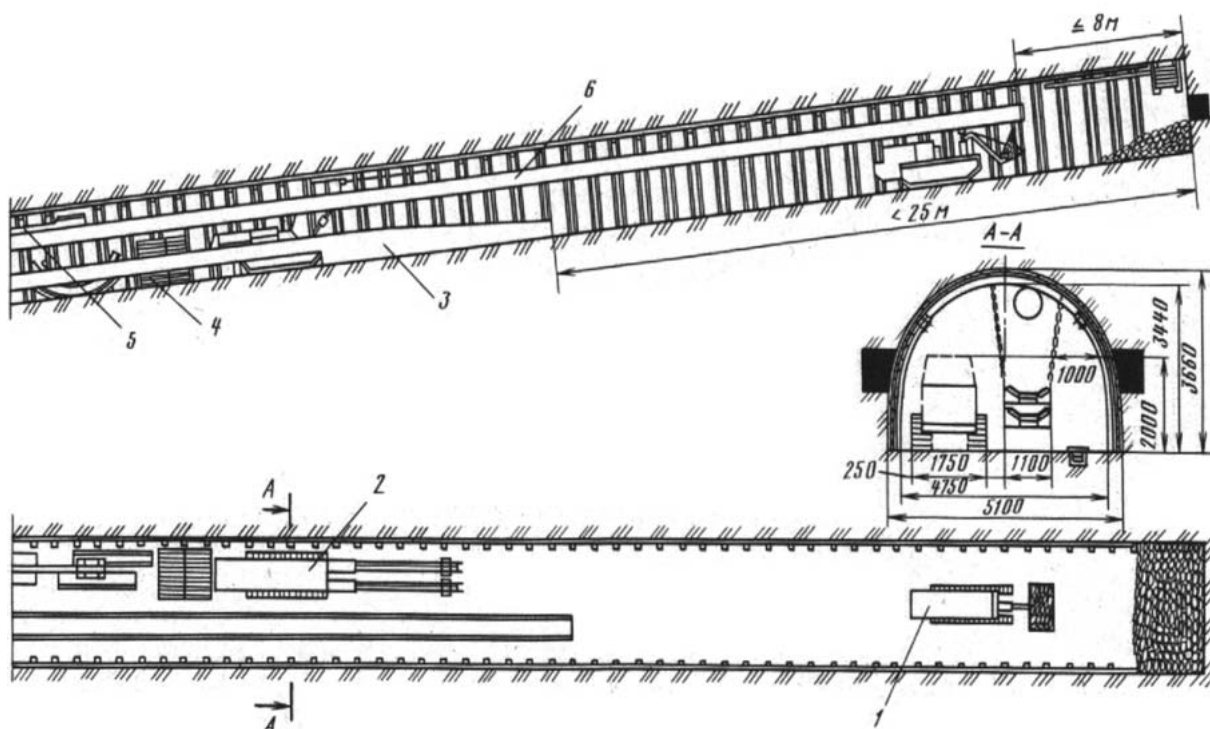


Рисунок 4.6 – Технологическая схема проведения бремсберга буровзрывным способом: 1 – машина МПК-3; 2 – установка БУЭ-3Т; 3 – конвейер 1ЛТП-80; 4 – склад материалов; 5 – дорога 6ДМКУ; 6 – вентиляционный трубопровод

Технология [13] предусматривает использование комплектов оборудования, включающих погрузочную машину МПК-3, бурильную установку БУЭ-3Т, ленточный телескопический проходческий конвейер 1ЛТП-80 (1ЛТП-80У; 2ЛТП-80У), или скребковый конвейер СП-202 (1СП-70М) и ленточный конвейер 1Л-80-02 (1Л-80У, 2Л-80У-10, 1Л100К-1), монорельсовую дорогу 6ДМКУ (ДМКУ, ДМКУ-1), или напочвенную дорогу ДКНЛ-1 (ДКН-2, ДКН-4, ДНГ, ДНГЛ-2), или лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34), вентилятор ВМ-6 (ВМЭ-6) .

В качестве примера использования рассматриваемой технологии может служить технологическая схема проведения бремсберга площадью сечения в проходке $15,7 \text{ м}^2$ (в свету до осадки $13,7 \text{ м}^2$) с углом наклона 10° , протяженностью 1000 м, смешанным забоем с прочностью угля 20 МПа ($f=1,5$) и мощностью пласта 1,2 м, прочностью породы 110 МПа ($f=9$)

Крепление выработки осуществляют металлической арочной крепью КМП-АЗ с плотностью установки 1 арка/м и сплошной железобетонной затяжкой.

Технологическая схема проведения выработки предусматривает отсутствие на весь период проведения промежуточных транспортных звеньев. Она реализуется при условии ведения работ машиной МПК-3 в погружно-доставочном режиме. Машина осуществляет доставку и погрузку горной массы на постоянный ленточный конвейер, расположенный на расстоянии отброса породы от забоя и удлиняемый по мере его подвигания с помощью телескопического устройства. Ковшом машины производят подчистку почвы, при этом полностью исключается тяжелый ручной труд по зачистке выработки и расштыбовке транспортных коммуникаций.

Машину МПК-3 используют также для доставки элементов крепи, затяжки рам с забутовкой закрепного пространства. Стойки и верхняки арок навешивают на специальные боковые кронштейны машины, а затяжку и метизы укладывают в ковш.

Подъем и установку верхняка производят с помощью ковша машины, на котором предварительно закрепляют специальное приспособление с шарниром, обеспечивающим правильное положение верхняка, соответствующее установленным стойкам и направлению выработки.

Наличие гидрозамков на гидродомкратах обеспечивает безопасность ведения работ. Погрузочная машина и бурильная установка расходятся в свободной незагроможденной оборудовании призабойной зоне.

Сменное звено проходчиков состоит из четырех человек. Машинист управляет погрузочной машиной вместе с помощником, который также следит за кабелем.

По мере необходимости им помогает один из проходчиков, четвертый проходчик на протяжении времени погрузки горной массы обслуживает ленточный конвейер.

Во время бурения шпуров бурильную установку обслуживает три проходчика. При этом с бурением совмещают работы по устройству водоотливной канавки и креплению выработки, выполняемые с помощью машины МПК-3, обслуживаемой одним проходчиком.

Из четырех шестичасовых смен три – рабочие и одна – ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену производят доставку материалов, ремонт оборудования, наращивание коммуникаций. При проведении бремсберга по описанной технологической схеме проектируют следующие технико-экономические показатели:

– скорость проведения выработки:	
м/мес	128
м/сут	5
– подвигание забоя за цикл, м	2,5
– число циклов в сутки	2
– число рабочих:	
в смену	4-6
в сутки	18
– производительность труда рабочего:	
м ³ в свету/чел. - смену	3,8
м/чел. - смену	0,28

4.2.7. Технология проведения наклонных (от - 10 до - 18°) выработок буровзрывным способом

Рассматриваемую технологию можно применять при проведении выработок площадью сечения в проходке 15,7 м², в свету до осадки - 13,7 м² по породам прочностью на одноосное сжатие 60 - 100 МПа ($f=5\div 8$) с коэффициентом присечки до 1. Необходимый технологический отход составляет не менее 40 м (рисунок 4.7).

Технология предусматривает использование комплектов оборудования, включающих погрузочную машину ППМ-4у, два колонковых электросверла, два навесных манипулятора МН-2 (НПМ-3, НПМГ), крепеустановщик КПМ-8, скребковый конвейер СП-202 (1СР-70М), ленточный конвейер 1Л100К1-01, монорельсовую дорогу 6ДМКУ (ДМКУ, ДМКУ-1) или напочвенную дорогу ДКН-2 (ДКН-4, ДНГЛ-2), или лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34), забойный насос, вентилятор ВМ-6 (ВМЭ-6).

Примером использования этой технологии может служить технологическая схема проведения уклона с углом наклона -18° протяжённостью 500 м смешанным забоем по углю прочностью 20 МПа ($f=1,5$) при мощности пласта 1,2 м и породе прочностью 80 МПа ($f=7$).

Крепление выработки осуществляют металлической арочной крепью КМП-А3 с плотностью установки 1,25 арок/м с использованием железобетонной затяжки.

Погрузочная машина ППМ-4у предназначена для проведения уклонных выработок и снабжена устройством для подвески машины, состоящим из балки, двух распорных стоек и обводного блока (смотри рисунок 4.7).

Горную массу грузят машиной на скребковый конвейер с использованием специальной вагонетки, служащей промежуточным звеном. Горная масса с конвейера машины поступает в соединенную с ней вагонетку, где, отражаясь от наклонно установленного металлического листа, через срезаемый борт вагонетки попадает на скребковый конвейер и далее – на ленточный конвейер.

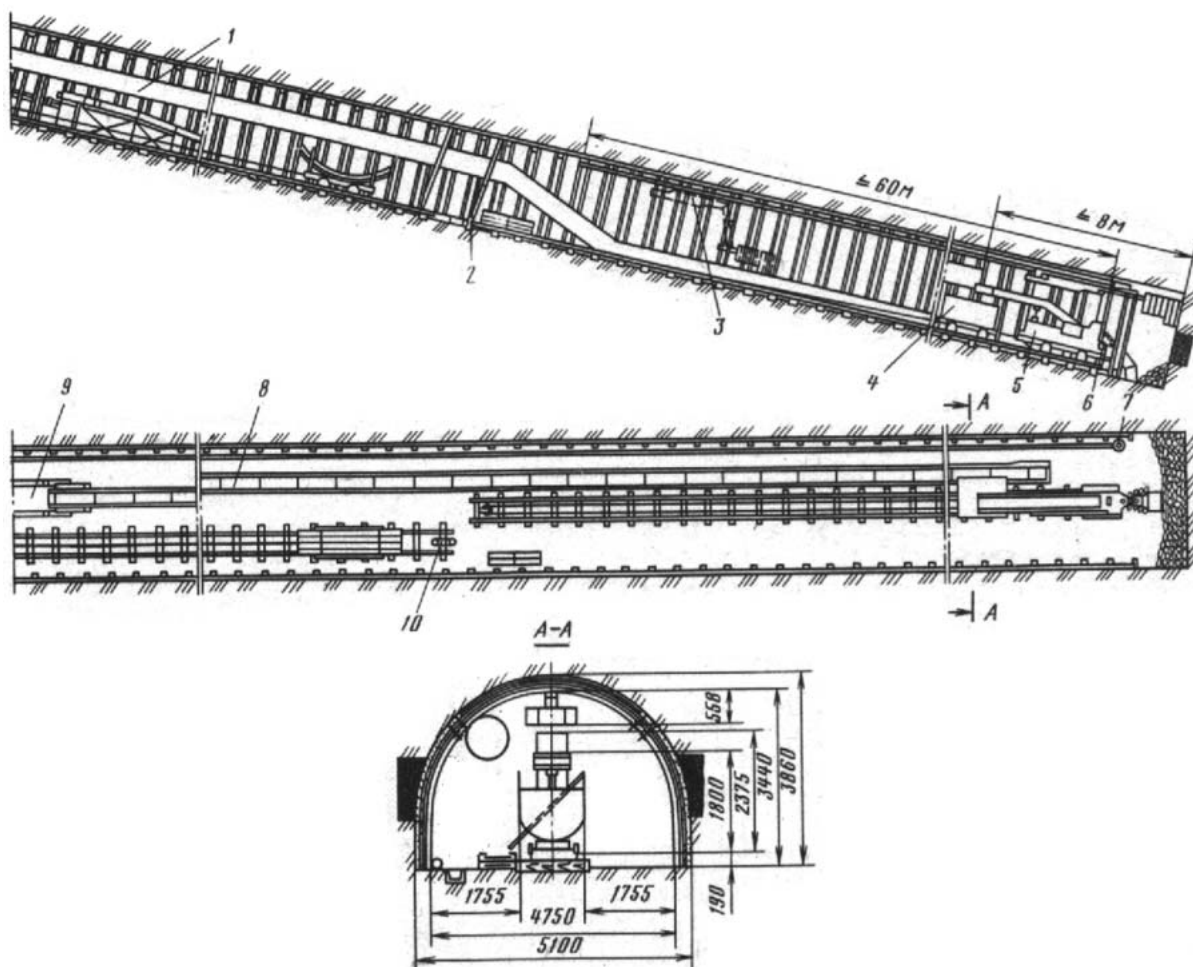


Рисунок 4.7 – Технологическая схема проведения уклона буровзрывным способом: 1 – вентиляционный трубопровод; 2 – упорная стойка; 3 – крепеустановщик КПМ-8; 4 – специальная вагонетка; 5 – погрузочная машина ППМ-4У; 6 – навесной манипулятор МН-2 с колонковыми электросверлами; 7 – насос; 8 – конвейер СП-202; 9 – ленточный конвейер 1ЛК100К1-01; 10 – предохранительный барьер

Данная схема позволяет увеличить производительность процесса погрузки горной массы, благодаря переходу от цикличной откатки отдельными вагонетками к поточной транспортировке горной массы конвейерами.

Крепеустановщик КПМ-8 служит средством доставки элементов крепи в забой, а также выполняет функцию временной предохранительной крепи.

Шпур бурят двумя колонковыми электросверлами, установленными на съёмных манипуляторах МН-2.

В зависимости от вида технологических операций сменное звено проходчиков колеблется от 3 до 8 чел. На бурении шпуров занято четверо проходчиков, на погрузке горной массы – также четверо, установку крепи выполняют три проходчика.

При этом основные операции проходческого цикла (бурение шпуров, зарядание и взрывание, погрузку горной массы и крепление выработки) выполняют последовательно.

Из четырех шестичасовых смен три – рабочие и одна – ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену, кроме обслуживания и профилактики проходческого оборудования, выполняют работы по доставке в забой материалов, наращиванию коммуникаций и конвейера.

Проектные показатели технологической схемы приведены ниже:

– скорость проведения выработки:

м/мес 61

м/сут 2,4

– продвижение забоя за цикл, м 2,4

– число рабочих в сутки 19

– производительность труда рабочего:

м³ в свету/чел. - смену 1,7

м/чел. - смену 0,13

4.2.8. Технология проведения наклонных (от 10 до 16°) выработок буровзрывным способом

Данную технологию можно применять при проведении выработок площадью сечения в проходке 15,7-17,9 м², в свету до осадки – 13,7-14,4 м² по породам прочностью на одноосное сжатие 60 - 140 МПа ($f = 5 \div 12$) с коэффициентом присечки пород до 1. Технологический отход составляет 40 м. Технология предусматривает использование комплектов оборудования, включающих буропогрузочную машину 2ПНБ-2Б с удерживающим устройством, скребковый конвейер СП-202 (1СР-70М), ленточный конвейер 1Л100К1-02, крепеустановщик КПМ-8, монорельсовую дорогу 6ДМКУ (ДМКУ, ДМКУ-1), или напочвенную дорогу ДКН-2 (ДКН-4, ДНГЛ-2), или лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34), вентилятор местного проветривания ВМ-6. В качестве примера использования рассматриваемой технологии может служить технологическая схема проведения бремсберга площадью сечения в проходке 15,7 м², в свету до осадки - 13,7 м² с углом наклона 16° протяженностью 500 м (рисунок 4.8) смешанным забоем по углю прочностью 20 МПа ($f = 1,5$) при мощности пласта 1,2 м и породе прочностью 80 МПа ($f = 7$).

Крепление выработки осуществляют металлической арочной крепью КМП-А3 с плотностью установки 1,25 арок/м при применении сплошной железобетонной затяжки.

Буропогрузочная машина 2ПНБ-2Б снабжена специальными удерживающими устройствами в виде двух гидродомкратов с упорными башмаками на конце.

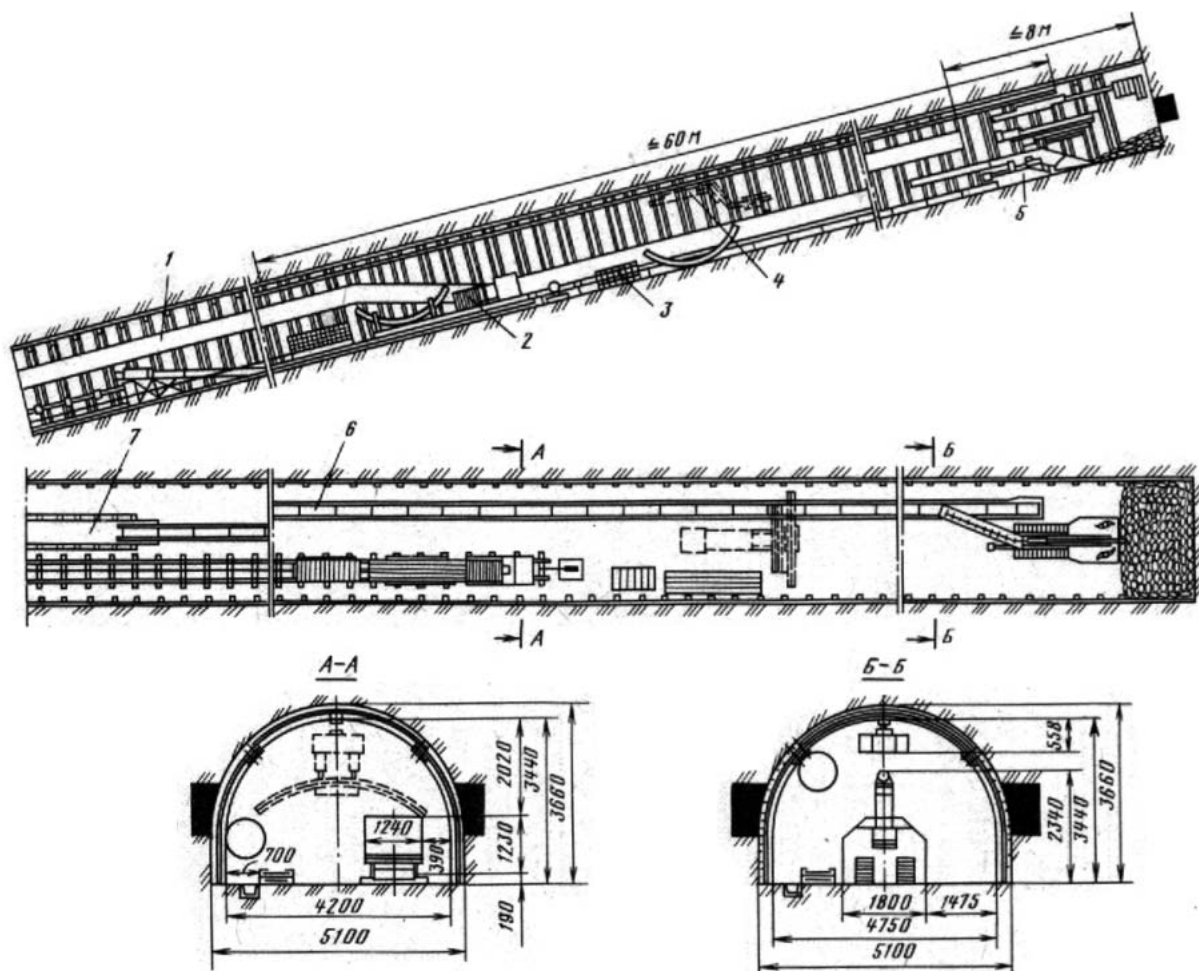


Рисунок 4.8 – Технологическая схема проведения бремсберга буровзрывным способом: 1 – вентиляционный трубопровод; 2 – почвенная дорога ДКН-2; 3 – склад материалов; 4 – крепеустановщик КПМ-8; 5 – погрузочная машина 2ПНБ-2Б; 6 – конвейер СП-202; 7 – ленточный конвейер 1ЛК100К1-02

Перед началом движения машины удерживающее устройство опускают на почву выработки и машина своим ходом перемещается к месту работы. При внедрении питателя машины в штабель взорванной горной массы машинист включает гидродомкраты и закрепляет ее в заданном положении. Подача машины на забой осуществляется своим ходом, при этом гидродомкраты обеспечивают устойчивость и дополнительное усилие подачи.

Транспортировку горной массы осуществляют скребковым и ленточным конвейерами. Для крепления выработки используют крепеустановщик КПМ-8, выполняющий также функции временной предохранительной крепи.

Шпур бурят с помощью навесного оборудования. При этом буропогрузочная машина обязательно должна быть расперта упорным устройством и позади нее установлена ремонтная.

В зависимости от вида технологических операций сменное звено проходчиков колеблется от 2 до 10 чел.

На бурении шпуров занято два проходчика, на погрузке горной массы - четыре проходчика, крепь возводят также четыре проходчика.

При этом основные операции проходческого цикла (бурение шпуров, зарядание и взрывание, погрузка горной массы и крепление) выполняются последовательно. Из четырех шестичасовых смен три - рабочие и одна - ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену, кроме обслуживания и профилактики проходческого оборудования, выполняют работы по доставке в забой материалов, наращиванию коммуникаций и конвейера.

Проектные показатели технологической схемы приведены ниже:

– скорость проведения выработки:

м/мес 77

м/сут 3

– подвигание забоя за цикл, м 2

– число рабочих в сутки 14-22

– производительность труда рабочего:

м³ в свету/чел. - смену 2,3

м/чел. - смену 0,17

4.2.9. Технология проведения наклонных (до 25°) выработок комплексом «Сибирь»

Буровзрывной проходческий комплекс «Сибирь» разработан ИГД им. А. А. Скочинского, ЦНИИподземмашем и КузНИИшахтостроем. Комплекс представляет собой самоходную или приводимую в движение канатом лебедки платформу на колёсном рельсовом ходу со встроенными в нее двумя гидравлическими погрузочными механизмами с боковой разгрузкой ковша, скребковым перегружателем с бункером, двумя бурильными машинами, установленными на манипуляторах, и механизмом возведения постоянной крепи. Кроме того, комплекс оснащен насосной установкой, системами орошения, пылеподавления и освещения.

Комплекс можно применять при проведении выработок площадью сечения в проходке 15,7-22 м², в свету до осадки - 13,7-18 м² по породам прочностью 80 - 190 МПа ($f = 6 - 16$) с коэффициентом присечки пород до 1. Технологический отход составляет не менее 40 м.

Технология [13] предусматривает применение, кроме комплекса «Сибирь», скребкового конвейера СП-202 (1СР-70М) в сочетании с ленточным конвейером 1Л100К1-01 или скипом, лебедки 1ЛГКНМ, монорельсовой до-роги 6ДМКУ (ДМКУ, ДМКУ-1), или напочвенной дороги ДКНЛ-1 (ДКН-2, ДКН-4, ДНГ, ДНГЛ-2), или лебедки ЛВ-25 (ЛВД-34), вентилятора ВМ-6 (ВМЭ-6).

В качестве примера использования данной технологии может служить технологическая схема проведения уклона площадью сечения в проходке $15,7 \text{ м}^2$, в свету до осадки - $13,7 \text{ м}^2$ с углом наклона - 18° протяжённостью 1000 м смешанным забоем по углю прочностью 20 МПа ($f=1,5$) при мощности пласта 1,2 м и породе прочностью 80 МПа ($f=7$). Выработку закрепляют металлической арочной крепью КМП-А3 с плотностью установки 1,25 арок/м при применении сплошной железобетонной затяжки (рисунок 4.9).

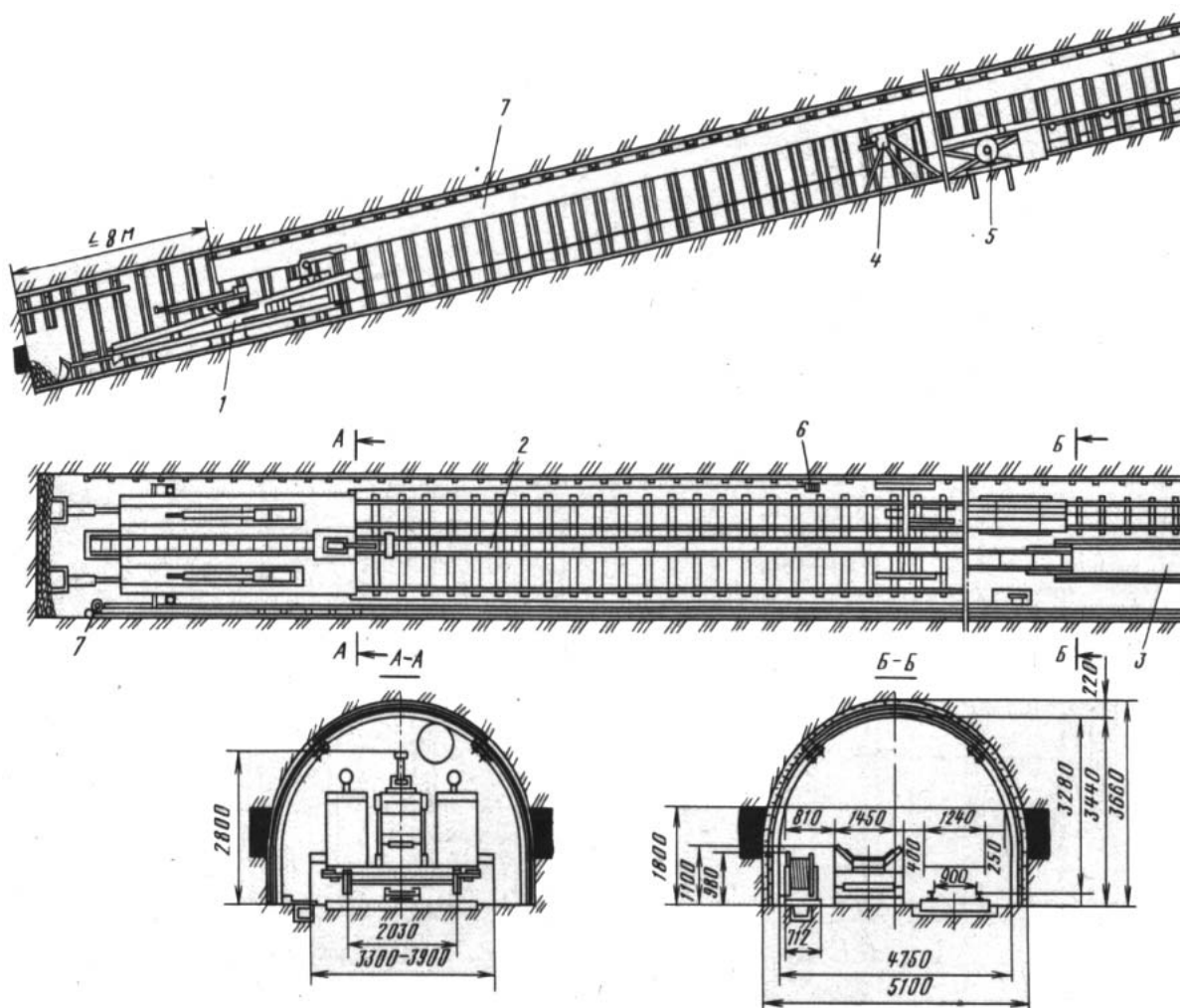


Рисунок 4.9 – Технологическая схема проведения уклона комплексом «Сибирь»:

- 1 – комплекс «Сибирь»; 2 – СП-202; 3 – 1Л100К1-0,1; 4 – забойный барьер;
5 – лебедка 1ЛПКНМ; 6 – стопорный якорь; 7 – вентиляционный трубопровод

Горную массу грузят двумя погрузочными устройствами с боковой разгрузкой ковша, работающими независимо друг от друга, которые обслуживают два проходчика. Горную массу грузят в приемный бункер комплекса, откуда она по скребковому перегружателю поступает на скребковый конвейер СП-202 и далее на ленточный конвейер 1Л100К1- 01. Третий проходчик контролирует поступление горной массы от скребкового перегружателя на скребковый конвейер и по необходимости производит зачистку почвы. После

погрузки породы четыре проходчика приступают к креплению. Элементы крепи с помощью крепеустановщика доставляют над комплексом в забой, где их собирают и устанавливают.

Бурение шпуров производят двумя бурильными машинами, установленными на комплексе «Сибирь». Шпуры бурят три проходчика. Параллельно с бурением один проходчик занимается подготовкой элементов крепи и устройством водоотливной канавки. В зависимости от вида технологических операций сменное звено проходчиков колеблется от 4 до 11 чел. При этом основные операции проходческого цикла: бурение шпуров, зарядание и взрывание, погрузку горной массы и крепление выполняют последовательно.

Из четырёх шестичасовых смен три рабочие и одна – ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену, кроме обслуживания и профилактики проходческого оборудования, выполняют работы по доставке к месту складирования материалов, наращиванию коммуникаций и конвейера.

Проектные показатели технологической схемы приведены ниже:

– скорость проведения выработки:		
м/мес		102
м/сут		4
– продвижение забоя за цикл, м		2
– число рабочих в сутки		25
– производительность труда рабочего:		
м ³ в свету/чел.-смену		2,2
м/чел.-смену		0,16

4.3. Выбор технологической схемы проведения вертикальных стволов

Для оценки влияния технологии сооружения вертикальных стволов и отдельных его этапов на стоимость строительства уточним понятие технологии и определяющих её классификационных признаков применительно к рассматриваемому составу работ.

При буровзрывном способе разрушения породного массива сооружение вертикальных стволов характеризуется прерывной технологией и последовательным выполнением производственных и технологических процессов цикла. Эти особенности относятся к одной из её характеристик.

Технология является главной составной частью производственного процесса, и от её особенностей зависят продолжительность цикла и то, насколько эффективно используется рабочее время цикла. Сущность технологии при буровзрывном способе разрушения породы массива определяется параметрами, характеризующими степень использования рабочего времени для полезной работы и технической оснащённостью производственных процессов.

Технология сооружения вертикальных стволов (как и технология отдельных этапов) - это совокупность обоснованных научных и технических данных о том, каким способом, с помощью каких средств механизации и при какой организации труда проводятся (или должны проводиться) во времени и пространстве технологические и производственные процессы, результатом которых является окончанный строительством объект.

Исходя из этих предпосылок, технология классифицируется способом производства работ при разрушении пород массива, степенью технической оснащенности (параметром является энерговооруженность, кВт на 1 м² сечения ствола в свету) и последовательностью выполнения производственных и технологических процессов. В качестве основного параметра технологии принято отношение полезного времени работы к сумме общего времени (полезного времени и времени потерь, обусловленных технологией). Такое отношение условно названо *коэффициентом технологии*, который характеризует структуру рабочего времени цикла, зависит от технологической схемы производства работ и определяется по формуле

$$k_m = \frac{t_p}{t_p + t_n}, \quad (4.1)$$

где k_m - коэффициент технологии;

t_p - полезное время цикла;

t_n - время потерь из-за технологических перерывов, приходящееся на один производственный цикл.

Таким образом, технология сооружения вертикальных стволов характеризуется совокупностью научных и технических данных о способах производства, средствах механизации и последовательности выполнения этапов работ и технологических процессов. Способ производства предопределяет оснащение поверхности и забоя ствола проходческой техникой (например, буровзрывной, комбайновый, бурение стволов буровыми установками и др.).

Технологическая схема строительства ствола обуславливает взаимосвязь во времени и пространстве выполнения основных проходческих процессов (выемки породы и возведения постоянной крепи) и армирования ствола.

Существуют технологические схемы строительства ствола с *последующим* и *параллельным армированием* (рисунок 4.10). В первом варианте ствол проходят на полную глубину и затем его армируют. Во втором варианте одновременно с проходкой ствола монтируют элементы армировки.

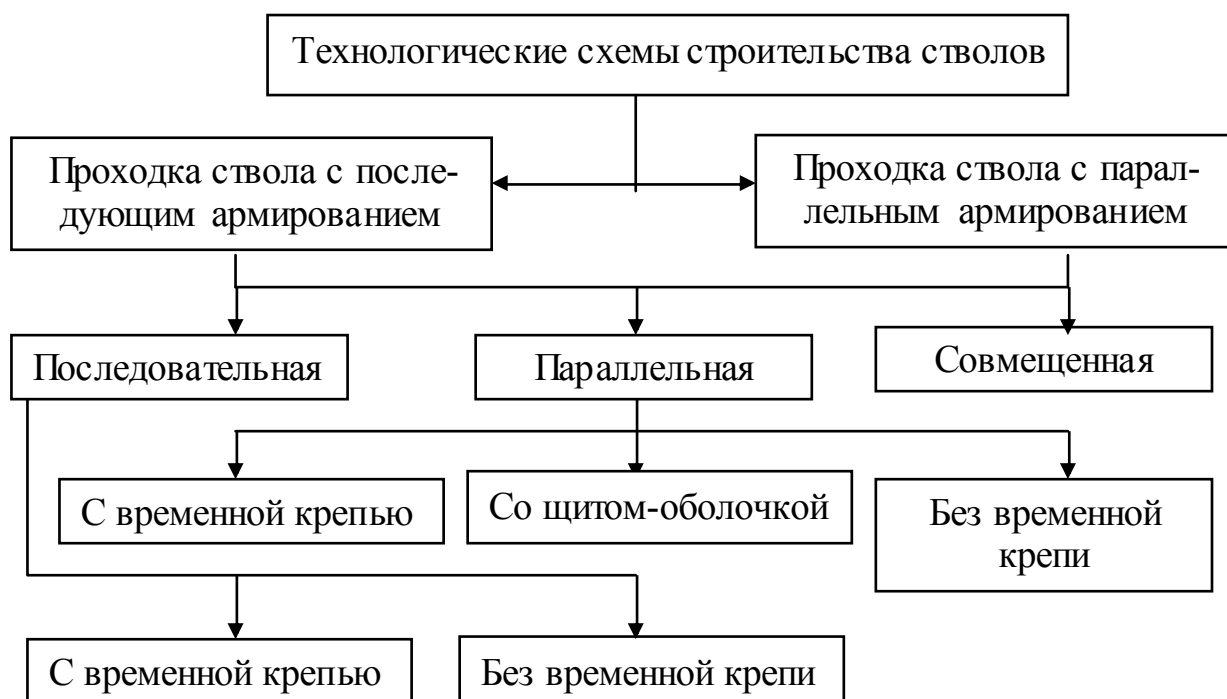


Рисунок 4.10 - Классификация технологических схем

Технологические схемы строительства ствола с последующим армированием классифицируют по взаимосвязи в пространстве и времени выполнения работ по выемке породы и возведению постоянной крепи.

Основные процессы можно выполнять в одном призабойном звене (участке) ствола или в двух смежных участках – в призабойном и прилегающем к нему. Это можно делать одновременно (параллельно), последовательно или с частичным совмещением.

При классификации технологических схем учитывают также наличие и тип временной крепи и способ возведения постоянной крепи - сверху вниз или снизу вверх.

Различают последовательную, параллельную и совмещенную схемы строительства ствола (рисунок 4.11).

Каждая технологическая схема обуславливает определенный набор проходческого оборудования как в стволе, так и на поверхности и в значительной степени влияет на технико-экономические показатели строительства ствола.

Последовательная схема строительства ствола (рисунок 4.11, а) характеризуется разновременным (последовательным) выполнением работ по выемке пород и возведению крепи в одной призабойной заходке (участке).

При этой схеме ствол по глубине разбивают на отдельные заходки (участки), высота которых зависит от устойчивости пород. В слабых породах ее принимают равной 10 - 15 м, в крепких устойчивых породах - 20 - 40 м. В зарубежной практике на отдельных стволах величина

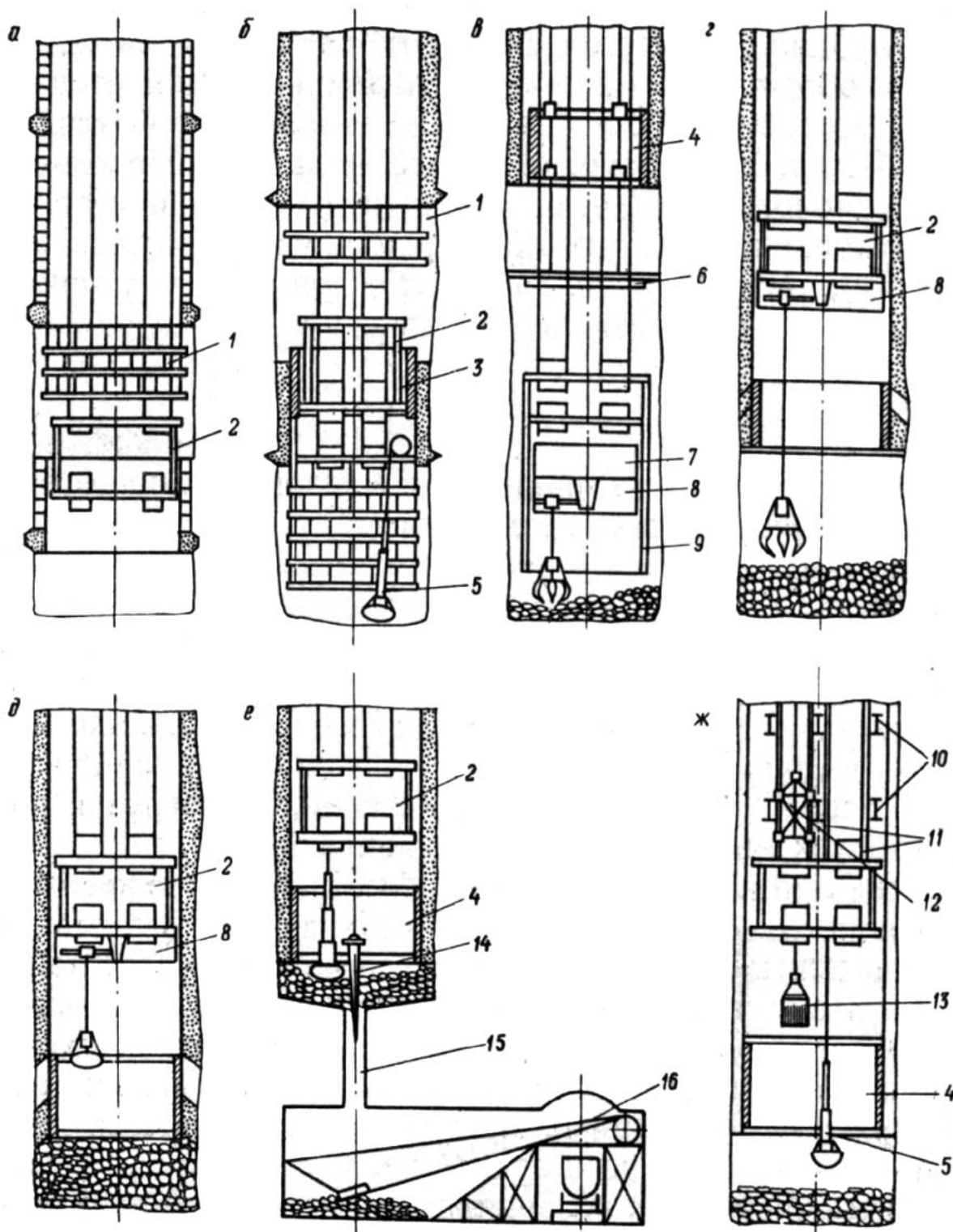


Рисунок 4.11 - Технологические схемы проходки стволов: 1 – временная крепь; 2 – проходческий подвесной полук; 3 – секционная опалубка; 4 – предохранительный натяжной полук; 5 – пневмопогрузчик КС-3М; 6 – опорный поддон опалубки; 7 – подвесной полук породопогрузочной машины; 8 – погрузочная машина; 9 – щит - оболочка; 10 – расстрелы армировки; 11 – жесткие проводники армировки; 12 – направляющая рама бадьи; 13 – проходческая бадья; 14 – затвор скважины; 15 – скважина; 16 – скреперная установка

заходки составляет 5 - 7 м. Проходку ствола по последовательной схеме можно проводить с использованием временной крепи и без нее.

В пределах каждой заходки в указанной последовательности осуществляют следующие работы: ствол углубляют на величину заходки с возведением временной крепи из металлических колец, сооружают опорный венец, вверх (на высоту заходки) с подвесного полка возводят постоянную крепь, наращивают ставы труб.

Достоинства этой схемы заключаются в простой организации и малом объеме работ по оснащению ствола. Недостатки - в последовательном выполнении работ по выемке породы и возведению крепи, наличии временной крепи, значительных затратах времени на выполнение вспомогательных операций, связанных с непрерывными переходами от выемки породы к возведению крепи, погрузке породы мало производительными машинами с ручным вождением грейфера (КС-3) и подъеме породы в бадах вместимостью 1 – 1,5 м³.

В связи с указанными недостатками скорости строительства стволов при этой схеме низкие и составляют 15–25 м/мес (максимальная – 62 м/мес).

Последовательную схему широко применяли до 1952 г. (85 % общего объема строительства стволов). В 1953 г. объем строительства стволов по данной схеме снизился до 60 %, а в 1960 г. – до 4 %.

В настоящее время последовательную схему используют при строительстве стволов в неустойчивых и водоносных породах с помощью специальных способов, а также стволов и шурфов небольшой (до 100 м) глубины.

Последовательную схему без временной крепи применяют при строительстве стволов в крепких устойчивых породах с набрызг-бетонной крепью. При этом проводят углубку ствола на 7 – 10 м, а затем с подвесного полка сверху вниз возводят постоянную набрызг-бетонную крепь.

Параллельная схема строительства стволов характеризуется одновременным проведением работ по выемке породы и возведению постоянной крепи.

Различают схемы с временной крепью и без нее, а также со щитом-оболочкой. При параллельной схеме с временной крепью (рисунок 4.11, б) работы ведут в двух смежных заходках: в нижней призабойной осуществляют выемку породы и возведение временной крепи из металлических колец, а в смежной снизу вверх возводят постоянную крепь. На стыке заходок монтируют полку, который предохраняет рабочих, занятых в забое. К этому полку крепят направляющие канаты. Демонтаж колец временной крепи и возведение постоянной выполняют с двухэтажного подвесного полка. Ствол оснащают двумя независимыми подъемами. Один использу-

ют для подъёма породы и спуска временной крепи, другой - для обслуживания работ по возведению постоянной крепи.

Работы организуют так, чтобы выемка породы на глубину призабойной заходки и возведение постоянной крепи по всей высоте смежной заходки по времени совпадали.

Стволы, возводимые по параллельной схеме, имеют более высокие показатели технической оснащённости на 1 м^2 площади забоя, чем при последовательной.

Основным достоинством этой схемы является совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи, что позволяет увеличить среднюю скорость проходки до 50 -70 м/мес. Её максимальное значение достигает 202,1 м/мес.

К недостаткам параллельной схемы с временной крепью можно отнести следующее:

- сложная организация работ – основные операции (выемка породы и возведение постоянной крепи) осуществляют на двух горизонтах, что снижает безопасность труда;
- частые перерывы в работе – во время перемещения по стволу подвешенного полка проведение всех операций в забое прекращают;
- перекрытие ствола по вертикали натяжной рамой, подвесным полком и нулевой рамой, что осложняет тахограмму подъема и снижает его производительность;
- наличие крепи из металлических колец, что увеличивает время и трудоёмкость работ.

Параллельная схема со щитом-оболочкой (рисунок 4.11, в) характеризуется также одновременным выполнением выемки породы и возведения постоянной крепи. Работы проводят в одной заходке. Постоянную крепь возводят сверху вниз. Роль временной крепи выполняет щит-оболочка.

Организация работ по строительству ствола следующая. В забое проводят работы по выемке породы: бурение, зарядание и взрывание шпуров и погрузку породы. Щит-оболочка подвешен на канатах и опускается по мере углубления ствола.

Постоянную крепь возводят над щитом-оболочкой с подвешенного многоэтажного полка. При этом сначала опускают поддон, затем заделывают зазор между ним и породными стенками ствола, опускают опалубку и за неё укладывают бетонную смесь. Полное совмещение работ по проходке ствола и возведению постоянной крепи позволяет проходить стволы с высокой скоростью. С применением этой схемы в Донбассе были установлены рекордные скорости строительства стволов (390,1 и 401,3 м/мес).

Основным недостатком схемы является значительное увеличение и усложнение подвешенного проходческого оборудования. Масса оборудо-

вания в стволе достигает 150 – 180 т, а его монтаж занимает 5 – 6 мес и больше. Параллельно-щитовая схема наиболее применима при строительстве глубоких (800 – 1300 м) стволов в устойчивых породах, в слабых отложениях может произойти заклинивание щита.

Совмещённая схема строительства стволов (рисунок 4.11, з, д) работы по выемке породы и возведению крепи могут выполняться как параллельно, так и последовательно.

При параллельном выполнении работ (рисунок 4.11, з) постоянная крепь возводится с небольшим отставанием от забоя. Для возведения постоянной крепи используется секционная опалубка с опорным поддоном, что позволяет совмещать работы в стволе по уборке породы и возведению постоянной крепи.

При последовательном выполнении работ по выемке породы и возведению постоянной крепи (рисунок 4.11, д) в забое ствола осуществляют буровзрывные работы, проветривание, установку опалубки, за которую укладывают бетонную смесь, и после этого возобновляют уборку ранее взорванной породы.

Достоинства совмещенной схемы заключаются в том, что все операции проводят в забое ствола, что упрощает организацию и повышает безопасность работ, обеспечивается высокая механизация основных процессов, отсутствует временная крепь и упрощается оснащение ствола.

Недостатки схемы: возрастает число "холодных" швов в бетонной крепи, что увеличивает её водопроницаемость, отсутствует полное совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи.

Совмещенная схема строительства стволов разработана отечественными специалистами и впервые была применена в 1957 г. В дальнейшем она получила широкое распространение.

По совмещённой схеме было построено 85 % всех стволов. В настоящее время ее используют для строительства 95 – 98 % всех стволов.

Средняя скорость проходки по данной схеме составляет 65-80 м/мес. Её максимальное значение достигало 321 м/мес. Совмещенную схему можно применять при строительстве стволов любой глубины в устойчивых породах.

При проходке ствола с передовой скважиной (рисунок 4.11, е) бурят по центру ствола передовую скважину при наличии подсекающих выработок нижележащего горизонта. Взорванная порода поступает через скважину на оборудованный под стволом на нижележащем горизонте погрузочный пункт, откуда в вагонетках подается к действующему подъему с нижележащего горизонта и выдается на поверхность. При этом работы в стволе по проходке и креплению ведут по совмещенной схеме.

В связи с тем, что данная схема обеспечивает сокращение продолжительности проходческого цикла за счёт быстрого удаления породы из забоя, просто решается вопрос водоотлива и вентиляции, она получила наи-

большее распространение на шахтах Кузбасса при проходке неглубоких вертикальных стволов (до 200 м), где имеются условия для ее применения.

Проходка стволов с одновременным армированием (рисунок 4.11, ж). В этой технологической схеме в стволе совмещаются работы по выемке породы, возведению постоянной крепи и установке элементов армировки. Работы по выемке породы и возведению постоянной крепи выполняются по совмещенной схеме, а процесс армирования осуществляется заходками сверху вниз. На период армирования каждой заходки работы по проходке ствола приостанавливаются.

На практике эта схема применяется, как правило, в сочетании с частичным армированием, когда устанавливаются только расстрелы, которые используются для навески проходческих трубопроводов.

К основным преимуществам схемы относятся: устранение необходимости переоборудования ствола для армирования после его проходки; сокращение числа канатов и проходческих лебедок.

Недостатки: ограниченная возможность применения бадей большой вместимости из-за наличия постоянной армировки; сложность использования породопогрузочных машин с механизированным вождением грейфера.

В связи со значительным усложнением работ и снижением скорости проходки эта схема сооружения стволов получила ограниченное распространение.

Показателями оценки эффективности технологических схем проходки ствола для конкретных условий являются удельные затраты времени на выемку 1 м³ горной массы в массиве (ч) на один проходческий цикл и объём породы, выдаваемый в единицу времени; техническая скорость проходки ствола; стоимость проходки 1 м ствола; производительность труда проходчиков.

Для определения этих показателей необходимо провести детальные расчёты по процессам с подбором оптимальных исходных расчётных параметров и построения графика организации работ в забое, т. е. после полной проработки предварительно выбранных технологических схем.

4.4. Выбор схемы оснащения вертикальных стволов

Под схемой оснащения стволов понимают комплекс проходческого оборудования в стволе, а также зданий, сооружений и оборудования на поверхности шахты, обеспечивающих ведение проходческих и монтажных работ по сооружению подземной части стволов.

Выбор схемы оснащения стволов должен производиться исходя из оптимальной технологической системы работ по строительству шахты с учетом технико-экономических показателей принимаемого варианта. Рационально выбранная схема оснащения позволяет сократить общие сроки и стоимость строительства и способствует достижению высокой производительности труда и механизации производственных процессов.

В зависимости от типа копрового и подъёмного оборудования, применяемого для проходки ствола, можно выделить три основные технологические схемы оснащения: временную, постоянную и комбинированную. В первой схеме используются временные проходческие копры и подъемы, во второй – постоянные, а в третьей сочетается применение различных типов постоянного и временного подъёмного и копрового оборудования. Кроме того, в отдельных случаях используется схема бескопрового оснащения стволов. На рисунке 4.12 представлена классификация схем сооружения стволов.

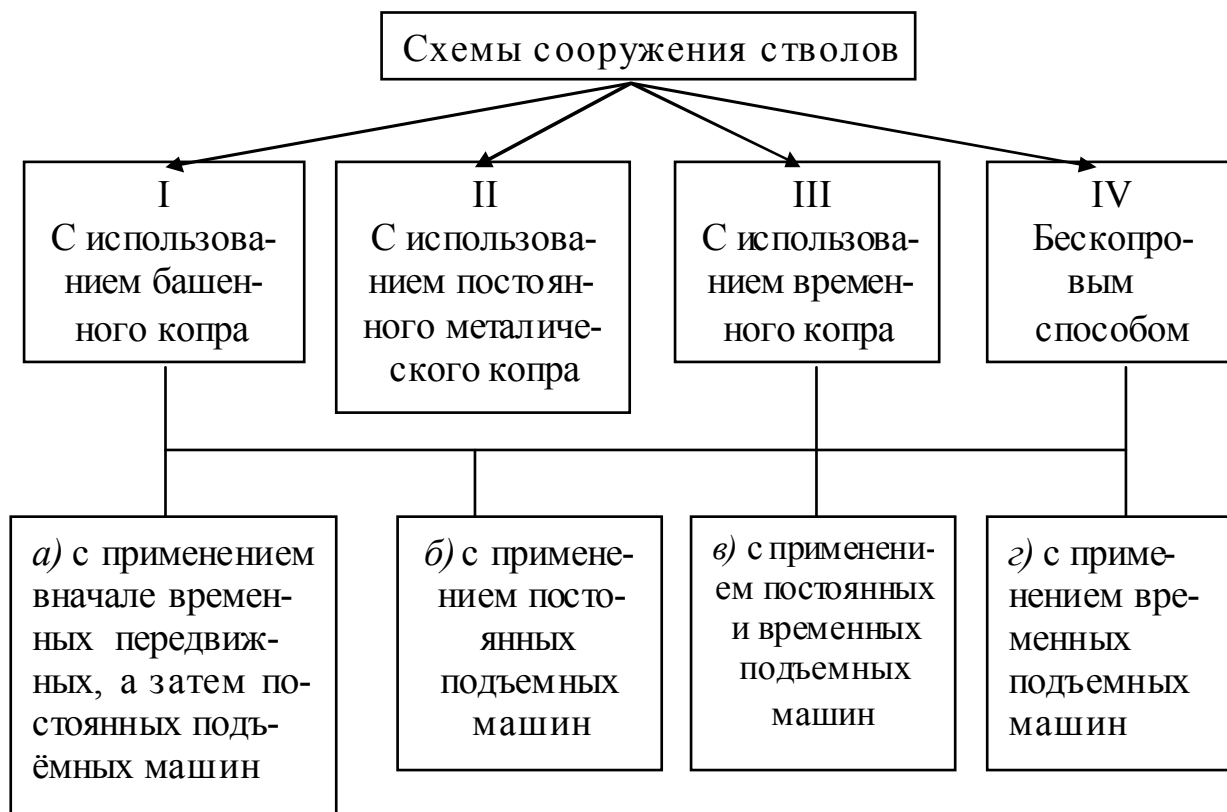


Рисунок 4.12 - Классификация схем сооружения стволов

Этапами работ по сооружению ствола являются его проходка и армировка, проходка приствольных камер и сопряжений, выполнение необходимого объема строительно-монтажных работ, позволяющих осуществлять проведение горизонтальных выработок.

В отдельных случаях к сооружению ствола относятся его оснащение для проходки, проходка устья и технологического участка, монтаж стволового оборудования, т. е. те работы, которые выполняют в подготовительный период строительства шахты в целом.

Порядок ведения работ по схеме I, а следующий.

Работы по оснащению проходки ствола начинаются с возведения башенного копра до отметки 36 м (рисунок 4.13, I). Параллельно с этим ведется строительство всего комплекса необходимых для проходки временных и постоянных зданий и сооружений.

Строительство башенного копра до отметки 36 м длится 5 месяцев (здесь и далее по данным строительства шахты «Петровская глубокая»), а строительство временных зданий и сооружений, необходимых для проходки ствола - 9 месяцев. За оставшиеся 4 месяца производится монтаж временного проходческого оборудования в башенном копре и одновременно с этим заканчивается строительство башенного копра (рисунок 4.13, 2).

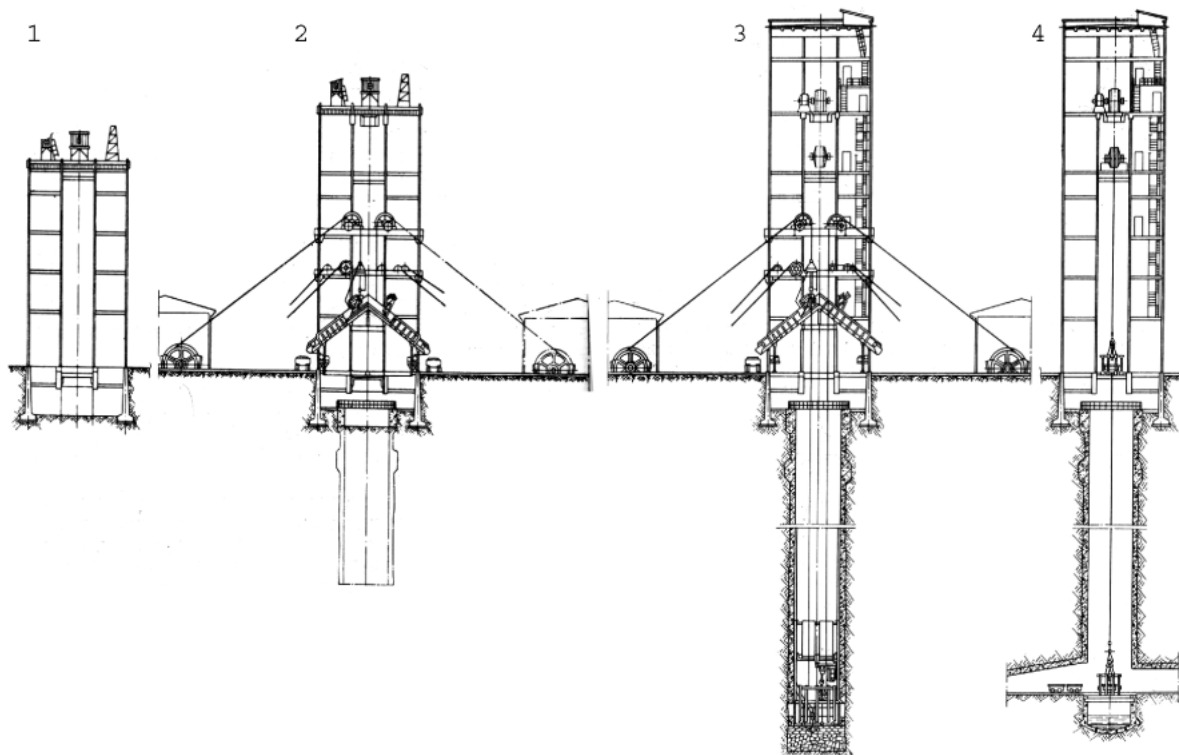


Рисунок 4.13 - Схема сооружения ствола с использованием башенного копра и временных подъемных машин

После окончания монтажа проходческого оборудования в башенном копре и монтажа передвижной подъёмной машины (одной или двух) проходится технологическая часть ствола, монтируется проходческое оборудование, размещаемое в стволе, и начинается проходка ствола заданными темпами (рисунок 4.13, 3).

Во время проходки ствола производится монтаж постоянных многоканатных подъемных машин на башенном копре. Окончив проходку, производят переоборудование ствола для проведения горизонтальных и наклонных выработок с постоянных многоканатных подъемных машин (рисунок 4.13, 4).

Применение схемы I, а (рисунок 4.13), например, по сравнению со схемой III, г, преобладающей до последнего времени, позволяет сократить продолжительность строительства шахты на 16-20 мес. благодаря сокращению сроков оснащения и переоборудования стволов (устраняются временные копры и подъемные машины). Применение временных пере-

движных подъемных установок позволяет совместить проходку технологической части ствола и монтаж проходческого оборудования в забое для проходки самого ствола с сооружением башенного копра и монтажом многоканатных подъёмных машин.

Дальнейшее применение постоянных подъемных машин обеспечивает увеличение скорости проходки стволов и проведение горизонтальных и наклонных выработок. При этом сокращается число проходческих лебедок и электрооборудования к ним, стальных канатов, силовых и контрольных кабелей; высвобождается от временного оборудования строительная площадка, что обеспечивает возможность строительства всех постоянных зданий и сооружений.

Перечисленные преимущества приводят к снижению стоимости строительства шахты.

Основным достоинством схемы *I, 2* является совмещение проходки ствола с возведением башенного копра выше отметки 36 м и монтажом постоянных подъемных машин.

Применение временных подъемных машин с наземной установкой связано с дополнительными затратами времени по сравнению со схемой *I, а*, что может быть существенным недостатком схемы *I,2*, однако по эксплуатационным расходам она может оказаться более экономичной.

Применение схемы *II* (рисунок 4.14) технически целесообразно и экономически выгодно по сравнению с применением схемы *III*, однако требуется тщательная предварительная проектная разработка (на стадии ППР).

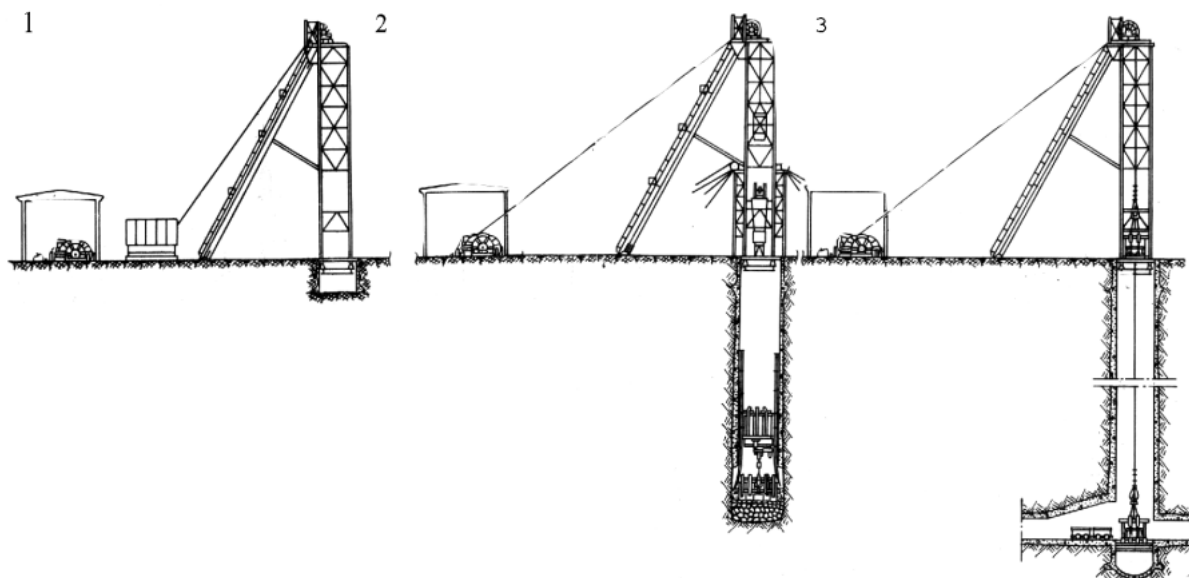


Рисунок 4.14 - Схема сооружения ствола с использованием постоянного металлического копра и постоянных подъемных машин

Порядок ведения работ по предлагаемой технологии на стволах с постоянными металлическими копрами и наземной установкой постоянных подъёмных машин следующий.

Оснащение проходки ствола после выполнения первоочередных работ по подготовке к строительству шахты начинается с устройства устья ствола на глубину до 10 м и монтажа металлического копра с комплектом инвентарных несущих металлоконструкций (рисунок 4.14, 1). Параллельно с этим ведутся работы по строительству временных и постоянных зданий и сооружений, используемых для проходки.

Так же, как и на стволах с башенными копрами, после окончания монтажа копра, инвентарных несущих металлоконструкций, нулевой рамы и разгрузочного станка устанавливаются и подключаются передвижные проходческие грузоподъемные установки (одна или две установки в зависимости от диаметра ствола). С помощью этих установок осуществляется проходка технологической части ствола, монтаж проходческого оборудования, размещаемого в стволе, и дальнейшая проходка ствола до пуска в работу постоянных подъёмных машин (рисунок 4.14, 2). В отдельных случаях, когда постоянная подъёмная машина по своей грузоподъемности не обеспечивает заданных темпов проходки, устанавливают временные подъёмные машины.

Инвентарные несущие металлоконструкции к копру служат для передачи на них всех нагрузок от подвешенного проходческого оборудования. Это позволяет избежать перерасхода металла на усиление станка копра, что наблюдается до настоящего времени при использовании постоянных копров для проходки стволов.

После окончания проходки ствола осуществляются следующие работы по его переоборудованию для проведения горизонтальных и наклонных выработок: демонтаж инвентарных металлоконструкций, временных шкивов, разгрузочного станка и нулевой рамы, монтаж оборудования для обмена вагонеток в клетевых стволах или загрузочно-разгрузочного оборудования в скиповых, переоборудование электрической части подъёмной машины и навеска постоянных сосудов (рисунок 4.14, 3).

При сооружении стволов по данной технологии с использованием постоянных копров и постоянных подъёмных машин создаются условия для выполнения работ по оснащению проходки стволов и переоборудованию их для проведения горизонтальных и наклонных выработок в наиболее короткие сроки.

Применение схем II, б и II, г целесообразно при условии полного соответствия постоянных подъёмных машин проходческим требованиям. Вариант II, в пригоден для тех случаев, когда ствол по технологическому проекту оборудован одной постоянной машиной, а по заданной скорости этого недостаточно. На время проходки монтируют вторую временную подъёмную машину.

Вариант *II*, *г* применяют при несоответствии параметров постоянной подъемной машины (машин) требованиям проходки или если заранее известно о значительном запаздывании готовности постоянных машин к началу проходки ствола.

Схема *III* - сооружение ствола шахты с использованием временного копра, которая имела широкое применение при строительстве шахт в Донецком и других бассейнах страны. Из 112 стволов, пройденных в Донецкой области, на 109 были использованы временные копры и временные подъемные машины. Сооружение стволов на некоторых шахтах продолжалось от 2,6 до 6 - 8 лет (20 - 60 % общего времени строительства шахты).

Несовершенство схемы *III* проявляется и во втором периоде строительства, в ходе которого, а чаще всего перед сдачей шахты в эксплуатацию на каждом стволе затрачивали дополнительно до 18 месяцев для выполнения работ по сооружению постоянного копра, монтажу обменных устройств и грузочно-разгрузочного оборудования, навеске постоянных силовых и контрольных кабелей.

Схема *III* рекомендуется при сооружении вентиляционных и воздухоподающих стволов, на которых проходческий копер остается постоянным.

Сооружение ствола шахты бескопровым способом (схема *IV*) позволяет сократить срок строительства шахты путем совмещения проходки ствола с возведением постоянного копра и надшахтного здания.

Возможен вариант бескопровой проходки технологической части при помощи передвижных подъемных машин, стреловидной подвески подшивных площадок (комплексы КПШ-3, ПК-1) над стволом и последующей надвигки металлического копра. Такой вариант при хорошей подготовке может обеспечить сокращение затрат времени на оснащение ствола.

Окончательно технологическую схему выбирают для конкретных условий путём сравнения возможных вариантов по продолжительности строительства и стоимости проходки ствола.

4.5. Технология сооружения устья вертикальных стволов и технологических отходов

Устьем ствола называют его верхний участок от земной поверхности до коренных пород. В большинстве случаев устье сооружается в слабых наносных породах, мощность которых колеблется в широких пределах. Глубина устья в каждом отдельном случае устанавливается проектом в пределах 12-35 м. В случае выхода коренных пород на поверхность устьем называется участок длиной не менее 10 м от земной поверхности до отметки, расположенной на 2-2,5 м ниже пола вентиляционного канала. В целях предохранения ствола от подтопления поверхностными водами устье ство-

ла возводят на 200 мм выше земной поверхности.

Устье, как правило, должно иметь прочную и водонепроницаемую крепь, поскольку закладывается в области грунтовых вод.

Крепь устья ствола служит фундаментом для станка копра и опорой для подвески временной крепи и проходческого оборудования при проходке участка ствола ниже устья, а также для размещения проемов для вентиляционных и калориферных каналов, водоотливных труб, кабелей и труб сжатого воздуха.

Технологической частью (технологическим отходом) называется участок ствола от поверхности на глубину, необходимую для монтажа и безопасной эксплуатации комплекса забойного оборудования, применяемого для проходки самого ствола. Технологическая часть по глубине может совпадать с устьем, или быть значительно глубже. Глубина технологической части принимается в зависимости от схемы проходки ствола и принятого типа проходческого оборудования. При совмещенной схеме проходки и применении погрузочных машин с механическим вождением грейфера - не менее 30 м, при параллельно-щитовой схеме - 70м. Окончательно глубина технологической части определяется расчетом по формуле

$$H_{\text{то}} = h_k + h_{\text{взр}} + h_{\text{мон}}, \quad (4.2)$$

где h_k - высота проходческого комплекса, м;

$h_{\text{взр}}$ - минимальная величина безопасного расстояния для ведения буровзрывных работ, принимается равной 25-30 м;

$h_{\text{мон}}$ - расстояние необходимое для монтажа коммуникаций, м.

Технологическая часть ствола ниже устья не имеет конструктивных особенностей, отличающих ее от основной части ствола. В первую очередь это относится к материалу, типу и толщине крепи.

4.5.1. Выбор конструкции крепи устья ствола

Выбор конструкции крепи устья ствола зависит от назначения ствола (главный, вспомогательный, вентиляционный), формы его поперечного сечения, величины вертикальных нагрузок, передаваемых поверхностными сооружениями, условий залегания и физико-механических свойств горных пород, в которых сооружается устье, а также материалом применяемой крепи.

Согласно СНиП II-94-80 крепь устьев стволов и шурфов следует проектировать из монолитного бетона, металлических или железобетонных тюбингов. Конструкцию крепи устьев необходимо проектировать в зависимости от действующих нагрузок, размеров проёмов для каналов и диаметров вертикальных выработок. Следует предусматривать схему конструкции крепи одно-, двух и трех ступенчатую, венцовую или ступенчато-венцовую.

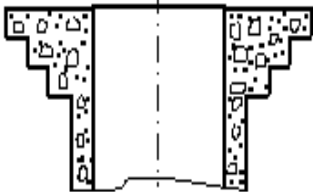
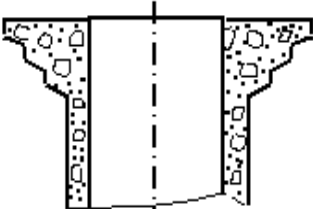
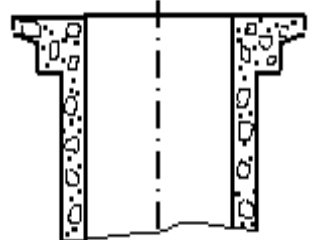
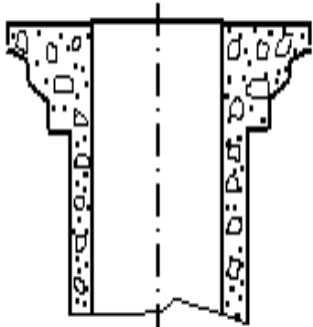
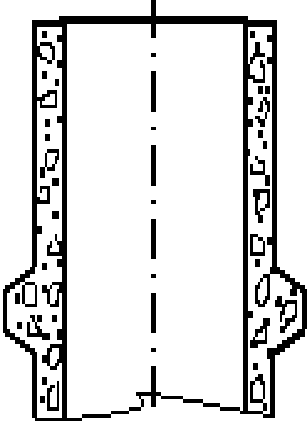
Расчет крепи стволов и шурфов следует производить на действие вертикальных и горизонтальных нагрузок (давлений). Типы конструкций устья вертикальных стволов рекомендуется принимать по таблице 4.3.

Ширину ступени устья ствола необходимо принимать не более 1,5 м; толщина ступени должна быть не более 1,5-1,8 м, при большей толщине устья принимаются двухступенчатыми.

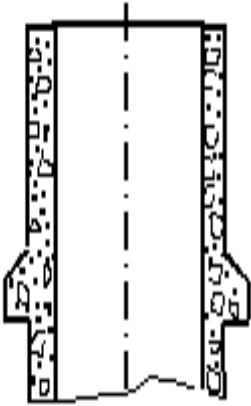
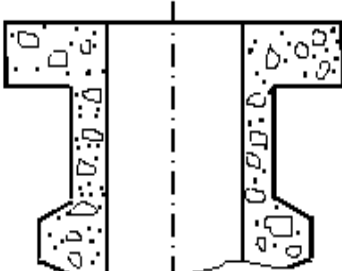
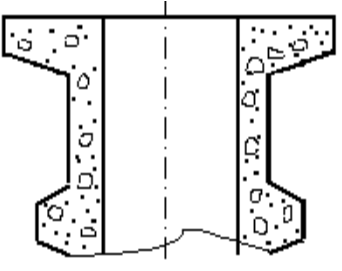
Т а б л и ц а 4.3 - Классификация конструкций устьев вертикальных стволов по Е.П. Калмыкову

Устье	Схема конструкции	Условия применения
1	2	3
Первая группа. Ступенчатые устья		
Одноступенчатое с плоским основанием		При диаметре стволов 5-6 м в свету, глубже заложения устья 3-5 м от земной поверхности и отсутствии в устье каналов
Одноступенчатое с коническим основанием		При наличии плотных грунтов и небольших вертикальных нагрузок, действующих на устье
Двухступенчатая с плоским основанием		При диаметре стволов 5-6 м в свету, отсутствии в устье каналов и глубине залегания нижнего основания 3,5-3 м от земной поверхности
Двухступенчатое с коническим основанием		При наличии плотных грунтов у поверхности земли и при средних вертикальных нагрузках действующих на устье

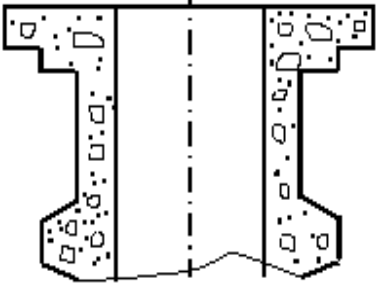
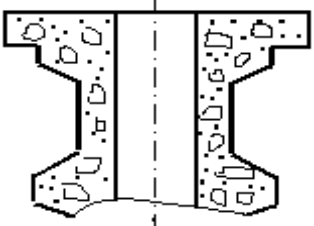
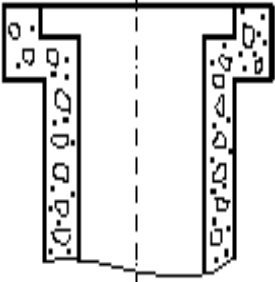
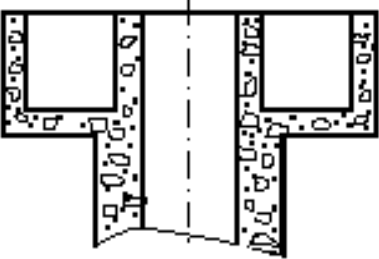
Продолжение таблицы 4.3

1	2	3
Трехступенчатое с плоскими основаниями		При диаметре стволов в свету 5-6 м, отсутствии каналов и глубине заложения нижнего основания устья 5-6 м от земной поверхности
Трехступенчатое с коническими основаниями		При больших вертикальных нагрузках, действующих на устье, и наличии слабых грунтов у поверхности земли
Двухступенчатые с коническим и плоским основаниями		В тех же условиях, что и двухступенчатые устья, и при наличии напластований горных пород, из которых одни допускают образование плоскостей скольжения, а другие нет.
Трехступенчатые с коническим и плоским основаниями		В тех же условиях, что и двухступенчатые устья и при наличии напластований горных пород, из которых одни допускают образование плоскостей скольжения, а другие нет.
II Группа. Венцовые устья		
Одновенцовые с двуконическим венцом		При любых диаметрах стволов и любых нагрузках на устье при наличии каналов, в прочных породах, залегающих на глубине 0-15 м от земной поверхности.

Продолжение таблицы 4.3

1	2	3
Одновенцовые с одно- коническим венцом		При небольших и средних вертикальных нагрузках, при любых диаметрах стволов, а также при наличии в устье каналов, в породах с небольшой несущей способностью.
Ш Группа. Ступенчато-венцовые устья		
Одноступенчато- венцовые с плоским ос- нованием и двухко- ническим венцом		В тех же условиях, что и одновенцовые устья с опорами на них сооружений, выходящих за пределы поперечного сечения цилиндрической части устья
Одноступенчатые с коническим основанием ступени и двух- коническим венцом		То же

Продолжение таблицы 4.3

1	2	3
Двухступенчатые с плоским основанием ступеней и двухконическим венцом		При любых вертикальных нагрузках на устье и наличии в нем различных каналов
Двухступенчато-венцовые с коническим основанием с двухконическим венцом		При сооружении в слабых горных породах
IV группа. Специальные устья		
Устья с увеличенным диаметром в свету		В тех же условиях, что и устья I, II, III группы при проходке стволов бурением с применением опускной и забивной крепи
Устья с галереями вокруг них для размещения оборудования		В тех же условиях, что и устья II группы, при проходке стволов способом замораживания

4.5.2. Способы проходки устьев вертикальных стволов

Проходка устьев стволов относится к сложным инженерным работам, обычно выполняемым в наносных, слабых, неустойчивых, а часто обводненных породах. Участок технологического отхода для размещения проходческого оборудования совпадает в пространстве с устьем ствола, но часто бывает значительно глубже.

Проходка устьев стволов при благоприятной гидрогеологической характеристике пород в толще наносов на участках сооружения стволов осуществляется обычным способом по двум схемам оснащения:

1) с использованием проходческого копра и подъемной машины, используемых для проходки ствола.

2) с применением передвижного проходческого оборудования.

Первый способ применяется в следующей последовательности: отрывается котлован, бетонируется оголовок, устанавливается нулевая рама и копер, затем приступают к проходке устья ствола. Достоинством этого способа является возможность использовать для подъема породы мощных подъемных установок и всего проходческого оборудования, смонтированного для проходки ствола, обеспечивающих высокие темпы работ. Применению этой схемы благоприятствуют наличие устойчивых, не водоносных покровных отложений. При проходке устья ствола по первому способу при наличии мощных рыхлых, неустойчивых и особенно обводненных пород возможна неравномерная осадка пород на поверхности вокруг ствола, что может привести к перекосу копра и подъемных машин.

В настоящее время применение первого способа очень ограничено, т.к. для проходки используются стволопроходческие комплексы и для их размещения необходимо иметь технологический отход от 30 до 70 м. Однако при сооружении неглубоких стволов этот способ будет наиболее экономичным и технологичным.

Наибольшее распространение имеет второй способ, особенно с применением оборудования: краны К-161, МКП-25, УБ-266, ПК-1; агрегаты ПА-2, ППА-2, ПАШ-100; комплексы КПШ-2, КПШ-3, КС-14; экскаватор ЭШ-1514, а также грейферы от комплексов «Темп-1» и «Темп-2».

К достоинству второго способа следует отнести то, что влияние возможного оседания поверхности вокруг устья на проходческие здания меньше, т. к., копер, здания подъемных машин и остальные сооружения возводятся уже после проходки ствола.

Недостатком второго способа является недостаточная мощность передвижных подъемных установок, которые не обеспечивают необходимых темпов работ, что приводит к удорожанию стоимости работ, а часто к отслаиванию пород и обрушению породных стенок ствола.

В настоящее время 95% всех устьев сооружается с применением передвижного проходческого оборудования.

4.5.3 Технология проходки устьев вертикальных стволов без отрыва котлована под оголовок ствола

Проходка устьев стволов круглой формы поперечного сечения начинается с укладки на поверхность в горизонтальной плоскости рамы-шаблона. На столбчатые фундаменты укладываются металлические двутавры, на которые сверху монтируется металлическое кольцо. К этому кольцу на крючьях подвешиваются кольца временной крепи (рисунок 4.15).

Высоту звена на временной крепи принимают в зависимости от устойчивости наносов, пересекаемых устьем ствола.

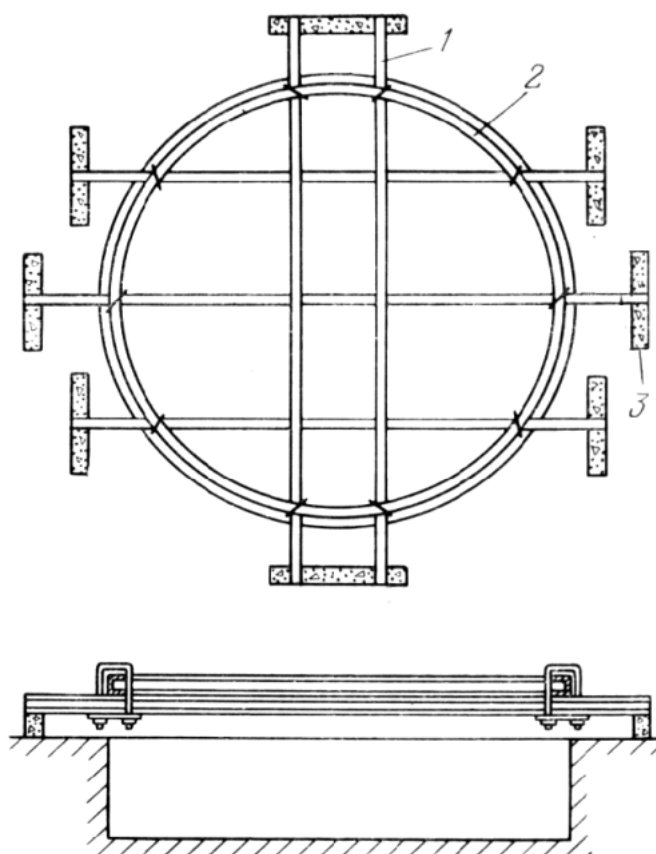


Рисунок 4.15 - Металлическая рама-шаблон: 1 - двутавр; 2 - кольцо временной крепи; 3 - фундаментный блок

По размерам и внутренним очертаниям рама-шаблон соответствует размерам устья в проходке.

По СНиП 3.02.03.84 первые 6-8 м устья следует проходить открытым котлованом, после чего устье перекрывается прочным настилом с лядами для пропуска бадей и лестничного отделения. Выемку породы при проходке устьев стволов и технологических отходов следует производить в породах I - III категории ($f = 0,4-1,5$) пневмолопатами, пневмоломами или отбойными молотками, слоями глубиной 0,2-0,3 м; в породах IV - XI категории ($f = 1,5-20$) - буровзрывным способом при глубине шпуров не более 1,5 м. Погрузку породы в баджи следует производить грейферными погрузчиками.

Для поддержания породных стенок устья от обрушения по мере выемки породы устанавливают временную крепь, состоящую из гнутых швеллерных балок № 18-24. Расстояние по вертикали между кольцами временной крепи в зависимости от устойчивости пород принимается 0,5-1,0 м. Затягивание стенок между кольцами временной крепи производят

металлической сеткой, дощатыми или железобетонными затяжками.

Когда забой подойдет к месту заложения опорного венца, производится разделка стенок породы под опорный венец, а затем снизу вверх возводится постоянная бетонная крепь.

Когда устье ствола будет пройдено и закреплено, его на уровне поверхности земли перекрывают основной проходческой рамой, или, как ее иногда называют, нулевой рамой, которая затем служит для проходки ствола на всю глубину (рисунок 4.16).

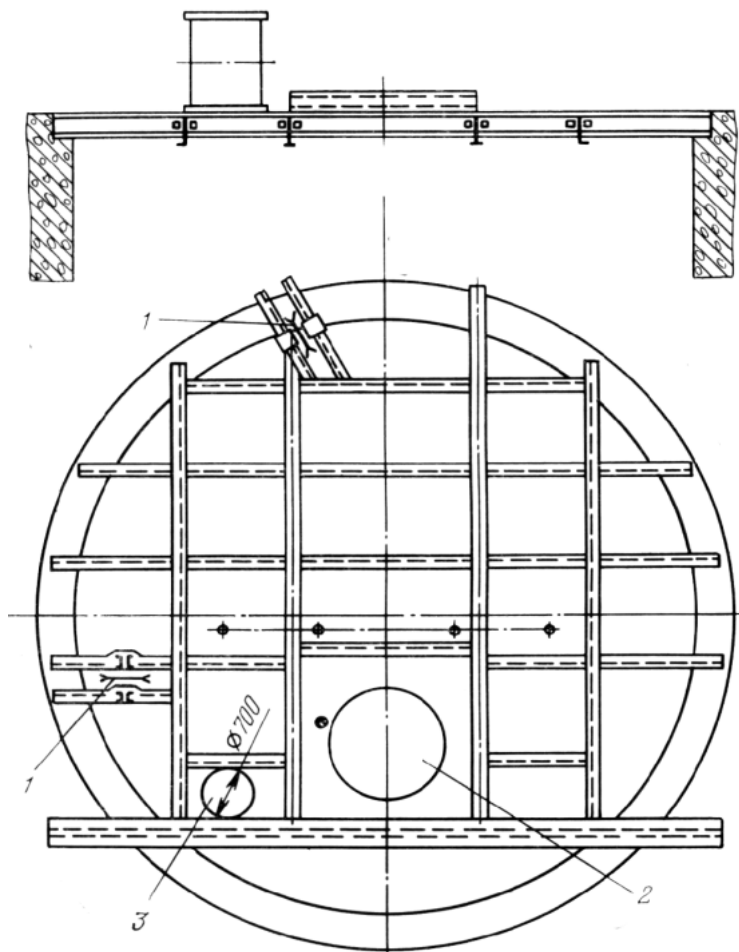


Рисунок 4.16 - Нулевая рама: 1 - шквив; 2 - проем для бадьи;
3 - раструб для прохода труб вентиляции

Фактическая скорость проходки стволов диаметром 6,0 м вчерне и глубиной 100-120 м при такой технологии составляет 20-24 м/мес.

4.5.4. Технология проходки устьев вертикальных стволов с отрывкой котлована под оголовки ствола

При сооружении устья по этой технологии производится отрывка котлована под оголовки глубиной до 3 м при помощи экскаватора типа обратной механической лопаты.

Начинают рыть котлован от оси ствола, подвигаясь к его периферии,

при этом экскаватор маневрирует и разворачивается таким образом, чтобы котлован приобретал круглую форму. Экскаватором можно отрыть котлован несколько больших размеров, и тогда кроме внутренней опалубки придется выставлять и внешнюю. В результате опорная способность оголовка будет ослаблена, поскольку он должен будет опираться на подсыпку. Надежнее котлован отрывать несколько меньших размеров и желательно оформить его вручную при помощи отбойных молотков и лопат. В этом случае оголовки будут опираться на нетронутый массив.

Оголовки крепятся бетонной крепью с оставлением гнезда для укладки постоянной подкопровой рамы и закладываются анкерные болты или оставляются колодцы и анкерные гнезда для крепления копра. После окончания бетонирования оголовка устья ствола на него укладывается нулевая рама, предназначенная для проходки всего ствола, и производится настилка глухого полка из бревен. В нижней части крепи оголовка заделываются болты для подвески тубинговой крепи или выпускаются крючья для временной крепи, если есть такая необходимость.

По данной технологии имеется возможность проходить устье и технологический отход по последовательной схеме с использованием временной крепи и по совмещенной схеме с использованием секционной инвентарной опалубки.

4.5.5 Технология проходки устьев стволов, оснащенных башенными копрами

Донгипрооргшахтстроем разработана прогрессивная технология сооружения устья и верхней части ствола с использованием нижней части башенного копра, передвижных подъемных комплексов и передвижного проходческого оборудования. Сооружение устья ствола производится в этом случае в следующем порядке.

Первый этап. Экскаватором вынимают грунт котлована под фундамент башенного копра глубиной от 9 м. Укладываются железобетонная плита под фундамент башенного копра и нулевая проходческая рама.

На уровне отметки заложения фундамента (если породы ниже отметок фундамента слабые) монтируют передвижной комплекс КПШ-2. В состав комплекса входят проходческий кран КТС-53Щ, два крана К-51, автосамосвал, две бабды вместимостью 1 м³, вентилятор СВМ-6, бункер для приема бетона, трубы для сжатого воздуха, вентиляции и подачи бетона, две лебедки для подвески полка ЛПЭ-5, разгрузочный станок, компрессор ПК-10, передвижная подстанция.

Второй этап. Проходят устье ствола с возведением временной крепи или железобетонной тубинговой крепи с устройством опорного венца в коренных породах. Достоинством этой схемы является возможность совмещения работ по оснащению ствола и проходки его устья и сокращение на этой основе общего времени оснащения ствола.

Третий этап. Сооружение фундамента башенного копра, а затем и сооружение башенного копра до отметки +32÷36 м. Затем устанавливаются передвижные подъемные машины ППМ-2х1,5 (одна или две в зависимости от диаметра ствола), передвижное проходческое оборудование и обычное забойное оборудование.

Четвертый этап. Проходят верхнюю часть ствола и ведут работы по сооружению башенного копра и монтажа многоканатных подъемных машин.

Пятый этап. Окончание проходки верхней части ствола, выдача забойного оборудования.

Технология монтажа стволопроходческого комплекса для проходки вертикального ствола позволяет проходить устье ствола и технологический отход по последовательной и совмещенной схеме.

Вопросы для самопроверки

1. В зависимости от каких горно-геологических и горнотехнических факторов выбирают технологическую схему проведения горных выработок?
2. Какие требования предъявляются к технологической схеме проведения горной выработки?
3. Какие операции входят в технологическую схему проведения выработки с применением буровзрывных работ?
4. Какие операции входят в технологическую схему проведения выработки с помощью проходческого комбайна?
5. Назовите существующие нормативные материалы по вопросу применения технологических схем.
6. Понятие технологической схемы проходки вертикального ствола.
7. Последовательная технологическая схема, ее достоинства, недостатки, область применения.
8. Совмещенная технологическая схема, ее достоинства, недостатки, область применения.
9. Варианты параллельной технологической схемы.
10. Схема проходки стволов с параллельным армированием.
11. Перечислите схемы оснащения вертикальных стволов и назовите их достоинства и недостатки.
12. Какие технологические схемы сооружения устья ствола Вы знаете?
13. От каких факторов зависит протяженность технологического отхода?
14. Какие конструкции крепи устьев вертикальных стволов Вы знаете?

5. РАСЧЁТ ПРОЦЕССОВ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

5.1. Общие сведения

Буровзрывной способ в настоящее время является основным. В угольной промышленности с его помощью проводят около 80% выработок.

Буровзрывной способ включает следующие технологические процессы: бурение шпуров, их зарядание и взрывание зарядов, проветривание выработки, осмотр и приведение забоя в безопасное состояние, погрузку и транспортирование породы, возведение крепи, настилку рельсового пути, монтаж труб вентиляции, сжатого воздуха и водоотлива, устройство водоотводной канавки и др. Основными технологическими процессами являются разрушение породы (буровзрывные работы), её погрузка и транспортирование, возведение постоянной крепи. Остальные операции относятся к вспомогательным.

Комплекс основных технологических процессов, которые периодически повторяются в определенной последовательности и выполняются в установленное время, называют *проходческим циклом*. Работы, входящие в проходческий цикл, можно выполнять последовательно или с частичным совмещением. На практике частично объединяют возведение крепи с бурением шпуров и погрузкой породы, настилку рельсового пути с бурением шпуров и др.

Качественное производство буровзрывных работ (БВР) во многом определяет эффективность и экономичность строительства подземных сооружений. Правильное определение и рациональный выбор элементов комплекса должны обеспечивать выполнение следующих условий: разрушение породы в объеме проектного сечения без "недоборов" и "переборов" на максимально возможную глубину шпуров.

Равномерное дробление породы определенной фракции, при которой достигается максимальная производительность погрузки разрушенной массы. Для горизонтальных и наклонных выработок - минимальный разброс взорванной породы по выработке. Взорванная порода должна лежать кучно у забоя; все работы необходимо максимально механизировать.

5.2. Расчёт параметров буровзрывных работ

С помощью буровзрывных работ (БВР) разрушают горные породы в пределах проектного сечения ствола вчерне на заданную глубину заходки методом шпуровых зарядов.

БВР проводят с соблюдением Правил безопасности в угольных шахтах (ПБ), Правил технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт

(ПТЭ), Единых правил безопасности при взрывных работах (ЕПБ) в соответствии со СНиП 3.02.03-87 и перечнем рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов, приборов взрывания и контроля.

Для производства работ начальник участка (проходки) составляет по установленной форме паспорт БВР, который проверяют опытным путем и доводят до необходимых требований, а затем утверждают главным инженером строительного управления. Для проходки ствола на всю глубину утверждают два-три паспорта БВР – для пород средней крепости, крепких и очень крепких.

Паспорт БВР состоит из схемы расположения шпуров в трех проекциях с указанием их нумерации и расстояния между ними; схемы конструкции заряда; таблицы к схеме, которая содержит данные о длинах и углах наклона шпуров, массе зарядов в каждом шпуре и очередности их взрывания; таблицы технико-экономических показателей с указанием сечения выработки, крепости породы; наименования и числа бурильных машин, типа и расхода взрывчатых веществ (ВВ) и др.

Разработку паспорта БВР производят в следующей последовательности.

1. Обосновывают и выбирают тип ВВ, средств инициирования (СИ) и способ инициирования, принимают или рассчитывают удельный расход ВВ, определяют число шпуров, выбирают тип вруба, длину шпуров в комплекте, определяют общий расход ВВ, массу зарядов в каждом шпуре, фактический расход ВВ и суммарную длину шпуров и др.
2. Рассчитывают интервалы замедления и взрывную сеть.
3. Рассчитывают технико-экономические показатели БВР.
4. Составляют схему проветривания забоя и мероприятия безопасного ведения БВР.

К паспорту прилагают акт его практической проверки с зарисовкой положения забоя после каждой серии взрывов и указанием расстояний от обнажённой плоскости до шпуров следующей очереди взрывания. Акт проверки подписывают взрывник, начальник горного участка, начальник участка вентиляции и техники безопасности и инженер по технике безопасности.

После оформления паспорт (по одному экземпляру) передаётся начальнику участка вентиляции и техники безопасности, начальнику горного участка, на склад ВВ и горному мастеру (этот экземпляр передают по смене). С паспортом под расписку знакомят проходчиков, представителей технического и вентиляционного надзора горного участка, взрывников, заведующего складом взрывчатых материалов и их раздатчиков.

На схеме расположения шпуров (в плане, поперечном и продольном сечениях) указывают номера шпуров, их длину, расстояния между устьями и забоями соседних шпуров.

На схеме проветривания указывают место установки вентилятора, подающего свежий воздух в забой; направление движения воздуха; подачу

вентилятора; места выставления постов, места замера газа и укрытия для взрывника.

В мероприятиях безопасного ведения буровзрывных работ указывают способы защиты бурильщиков от поражений механизмами и кусками падающей породы и угля; профилактику заболевания силикозом; состояние забоя, когда разрешается зарядание шпуров; места, куда убирают механизмы, инструменты и материалы; местонахождение людей, не связанных с взрывными работами; лиц, участвующих в зарядании и взрывании шпуров; способы проверки состояния забоя (наличие метана, осланцевание); результаты осмотра забоя после взрывных работ.

5.2.1. Выбор взрывчатых веществ (ВВ) и средств инициирования (СИ)

Взрывчатые вещества и средства инициирования выбирают с учетом газового режима, прочности и водообильности пород [14].

В качестве взрывчатых веществ следует использовать ВВ, допущенные в установленном порядке к применению [15], характеристики которых приведены в табл. 5.1.

По условиям применения все промышленные ВВ можно разделить на две группы: непридохранительные и придохранительные.

В подземных сооружениях, не опасных по пыли и газу, используют непридохранительные ВВ II класса. В крепких и средней крепости породах – аммонит скальный № 1, аммонал скальный № 5, детонит М; в слабых – аммонит № 6ЖВ.

В подземных сооружениях, опасных по пыли или газу, применяют в породных забоях, в том числе и по выбросоопасным породам, при выделении метана и отсутствии взрывчатой пыли ВВ III класса – аммонит АП-5ЖВ [27, Гл.5, пп. 35].

В угольных и смешанных забоях выработок, проводимых по угольным пластам, опасным по газу и пыли, в которых отсутствует повышенное выделение метана при взрывных работах, разрешается применять ВВ IV класса – аммонит Т-19 и аммонит ГЖВ-20.

Придохранительные ВВ V класса разрешается применять в угольных и смешанных забоях горизонтальных, наклонных и восстающих (до 10°) выработок с повышенным выделением метана при взрывных работах.

В угольных забоях восстающих (10° и более) выработок, в которых выделяется метан, при проведении их без предварительно пробуренных скважин разрешается применять ВВ VI класса.

Придохранительные ВВ VII класса разрешается применять только для специальных взрывных работ наружными зарядами [27, Гл.5, пп. 39].

Во всех выработках, кроме проводимых сотрясательным взрыванием, допускается применять придохранительные ВВ и более высокого класса, по сравнению с указанными в пп. 34-38, главы 5 [2].

Т а б л и ц а 5.1 - Характеристики применяемых ВВ

Наименование	Группа опасности	Работоспособность, м ³	Бризантность, см·м ³	Плотность ВВ в патронах ρ , г/м ³	Диаметр патрона, мм	Масса патрона, г
1	2	3	4	5	6	7
Взрывчатые вещества, предназначенные для использования в подземных выработках, не опасных по газу и пыли.						
Аммоналы						
Аммонал	Д	410-430	11-19	0,9-1,1	32; 36	250; 300
М-10	Д	430	18	0,95-1,2	32; 36	250; 300
М-10 (в полиэтиленовой оболочке)	Д	430	18	0,95-1,2	45; 60; 90	250; 400
Аммонит скальный N1	Д	450	18	0,9-1,1	36; 45	250; 400
Аммонит скальный N5	Д	410	16	0,9-1,1	36; 45	250; 400
Аммониты						
6 ЖВ	Д	370-380	14	1,0-1,2	31; 32	250; 300
6 ЖВ (в полиэтиленовой оболочке)	Д	380	15	1,0-1,2	60; 90	800
Детонит М	Д	450	17	1,0-1,3	28; 32; 36	150; 222; 250
II. Предохранительные взрывчатые вещества, предназначенные для использования в шахтах, опасных по газу и пыли						
Аммониты						
АП-5ЖВ	Д; III класс	320	14	1,0-1,15	36	250; 300
ПЖВ-20	Д; IV класс	265	13	0,05-1,2	36	250; 300
Т-19	Д; IV класс	270	14	1,05-1,2	36	250; 300
Ионит	Д; VII класс	50-90	----	1,0-1,2	36	250; 300
Углениты						
П12ЦБ-2М	Д; VI класс	110-125	----	1,2-1,35	36	200; 250
13П и 13П/1	Д; V класс	100-120	10,0-12,0	1,2-1,3	36	200; 250
Э-6	Д; V класс	130-170	7,5-11,0	1,15-1,2	36	200; 250

Взрывание зарядов ВВ во всех подземных горных выработках, включая шахты и рудники, не опасные и опасные по газу и пыли – электрическое с помощью электродетонаторов мгновенного (ЭД), короткозамедленного (ЭДКЗ) и замедленного действия (ЭДЗД). ЭДЗД применяют в подземных сооружениях, не опасных по пыли и газу.

Максимальное время замедления не должно превышать 220 мс при применении ВВ IV класса и 320 мс – V и VI классов.

5.2.2. Расход взрывчатого вещества

Удельный расход ВВ зависит от многих факторов: физико-механических свойств пород (крепости, напластования и трещиноватости), типа ВВ - его работоспособности, бризантности и теплоты взрыва, диаметра патрона и плотности заряжания, площади поперечного сечения подземного сооружения и др.

Разнообразие влияющих факторов исключает в настоящее время возможность теоретического определения удельного расхода ВВ. В связи с этим удельный расход ВВ оценивают по результатам обобщения практического опыта и эмпирическим формулам.

Полученные расчётные значения удельного расхода ВВ следует рассматривать как ориентировочные, которые в каждом случае необходимо уточнять серией опытных взрывов в конкретных условиях.

Удельный расход ВВ q , кг/м³, определяется по универсальной формуле проф. Н.М. Покровского

$$q = q_1 \cdot f_1 \cdot e \cdot k_3, \quad (5.1)$$

где q_1 – нормальный удельный расход ВВ, кг/м³, зависящий от крепости породы и определяемый по формуле

$$q_1 \cong 0,1 \cdot f. \quad (5.2)$$

Здесь f – коэффициент крепости пород;

f_1 – коэффициент структуры породы, который имеет следующие значения для разных типов пород: вязких, упругих, пористых – 2, дислоцированных с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью – 1,4, со сланцевым залеганием и меняющейся крепостью, с напластованием, перпендикулярным направлению шпура – 1,3, массивных хрупких, плотных – 1,1;

e – коэффициент работоспособности ВВ, численно равный:

1,00 – для аммонита № 6ЖВ;

0,82 – для детонита М;

1,10 – для аммонита АП-5ЖВ;

1,16 – для аммонита Т-19;

k_3 – коэффициент зажима взрывающейся породы, при одной обнажённой поверхности определяется по формуле

$$k_3 = 6,5 / \sqrt{S_{вч}}. \quad (5.3)$$

Здесь $S_{вч}$ – площадь забоя в черне, м²; при двух обнажённых поверхностях $k_3 = 1,2 - 1,5$.

Более точно удельный расход ВВ можно определить по формулам:

– для горизонтальных и наклонных выработок

$$q_1 = (2,2 + 0,5 \cdot f_1) \cdot e \cdot m_3 / \sqrt{S_{вч}}, \quad (5.4)$$

- для стволов

$$q_1 = (5,4 + 0,85 \cdot f_1) \cdot e \cdot m_3 / D_{вч}, \quad (5.5)$$

где $m_3 = 36/d_n$ (d_n – диаметр патрона ВВ, мм);

$D_{вч}$ – диаметр ствола в черне.

В зависимости от прочностных свойств пород рекомендуются ВВ со значениями работоспособности, приведенными в табл. 5.2.

Т а б л и ц а 5.2 – Значения работоспособности рекомендуемых ВВ

Коэффициент крепости пород f	1 - 3	3 - 6	6 - 10	> 10
Работоспособность рекомендуемого ВВ, см ³	220	220 - 320	320 - 400	400 - 600

Удельный расход ВВ при проведении горизонтальных и наклонных выработок только по углю или породе приведен в табл. 5.3.

Т а б л и ц а 5.3 - Удельный расход ВВ при проведении горизонтальных и наклонных выработок только по углю или породе

Площадь сечения выработки в черне, м ²	Удельный расход ВВ, кг/м ³ , при коэффициенте крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjяконова				
	1,5	2 - 3	4 - 6	7 - 9	10 - 14
Аммонит АП-5ЖВ					
< 5	1,3	1,7	2,5	3,6	5
5 – 10	0,85	1,2	1,95	2,9	4,1
10 – 20	0,55	0,85	1,5	2,3	3,45
> 20	0,46	0,72	1,08	1,56	2,52
Аммонит ПЖВ-20					
< 5	1,45	1,85	2,75	3,95	5,55
5 – 10	0,9	1,3	2,15	3,15	4,5
10 – 20	0,6	0,9	1,65	2,45	3,8
> 20	0,5	0,8	1,18	1,17	2,75

Удельный расход аммонита ПЖВ-20 (кг на 1 м³ взорванной породы в массиве) при проведении горизонтальных и наклонных выработок по углю с подрывкой породы в шахтах, опасных по газу и пыли, приведен в табл. 5.4. Расход ВВ уменьшается при увеличении площади поперечного сечения горной выработки, применении взрывчатого вещества с большой работоспособностью в патронах диаметром 40 мм и повышении плотности заряжания.

Т а б л и ц а 5.4 - Удельный расход аммонита ПЖВ-20

Площадь сечения выработки в проходке, м ²	Подрывка породы, %	Удельный расход ВВ, кг/м ³ , при коэффициенте крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова				
		1,5	2 - 3	4 - 6	7 - 9	10 - 14
< 5	35-70	1,21	1,28	1,65	2,14	2,83
5 – 10	20-60	0,79	0,88	1,2	1,48	1,87
	61-80	0,79	0,97	1,45	2,07	2,63
10 – 20	10-25	0,65	0,77	0,89	1,07	1,33
	26-45	0,6	0,81	0,99	1,29	1,68
	46-60	0,6	0,84	1,09	1,49	2,03
	61-80	0,6	0,88	1,19	1,71	2,37
> 20	30-50	0,5	0,64	0,8	0,97	1,4
	51-65	0,5	0,67	0,91	1,14	1,74
	66-75	0,5	0,7	0,99	1,27	1,98
	76-85	0,5	0,72	1,05	1,36	2,17

Очевидно, расход ВВ возрастает с повышением прочности пород. При использовании других ВВ величину удельного заряда умножают на переводной коэффициент, выбираемый по табл. 5.5.

Т а б л и ц а 5.5 - Переводные коэффициенты

Тип ВВ	Переводной коэффициент	Гравиметрическая плотность ВВ, г/см ³
Аммонит № 6 ЖВ	1	1 – 1,2
Скальный аммонит № 1	0,9	0,95 – 1,1
Аммонит АП-5ЖВ	1,15	1 – 1,15
Аммонит ПЖВ-20	1,31	1 – 1,15

Удельный расход ВВ при проведении вертикальных стволов представлен в табл. 5.6.

Т а б л и ц а 5.6 - Удельный расход ВВ при проведении вертикальных стволов

Коэффициент крепости пород	Расход скального аммонита №1 или аммонита №3 на 1 м ³ взорванной породы в массиве, кг, при площади сечения выработки в черне, м ²				
	до 10	до 20	до 30	до 40	> 40
1,5	1,37	1,24	1,08	0,91	0,52
2 - 3	1,82	1,70	1,43	1,15	0,90
4 - 6	2,13	2,20	1,70	1,40	1,20
7 - 9	2,47	2,35	2,05	1,75	1,50
10 - 14	3,11	2,80	2,50	2,20	1,95
15 - 18	3,16	3,30	3,00	2,70	2,45
19 - 20	4,04	3,65	3,35	3,05	2,75

Общий расход ВВ Q (кг) определяют, исходя из объема породы, подлежащего разрушению, и удельного расхода ВВ

$$Q = q \cdot V \cdot \eta, \quad (5.6)$$

где η – коэффициент использования шпуров, $\eta = 0,85 - 0,95$;

V – объем взрывающей породы, м^3 ,

$$V = S_{\text{вч}} \cdot l. \quad (5.7)$$

Здесь $S_{\text{вч}}$ – площадь поперечного сечения выработки в черне, м^2 ; l – глубина шпуров, м; q – удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Конструкция и величина заряда. Под конструкцией заряда понимают расположение патронов ВВ в шпуре, место размещения инициатора в заряде (боевого патрона), величину и тип забойки.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок применяют, в основном, колонковую (удлиненную) конструкцию заряда, при которой длина заряда значительно превышает диаметр, а патроны ВВ располагают один за другим вплотную друг к другу. В выработках, не опасных по газу и пыли, используют сплошную колонковую конструкцию, при которой во время заряжания шпура на патроне ВВ делают продольный разрез. Такой надрезанный патрон помещают в шпур и придавливают (уплотняют) деревянным забойником. Патрон ВВ раздавливается, а ВВ заполняет весь объем шпура. Отсутствие воздушного зазора между патронами ВВ и стенками шпура повышает эффективность взрыва.

Согласно Единым правилам безопасности при взрывных работах, боевой патрон (патрон ВВ с электродетонатором) нужно располагать первым от устья шпура (прямое инициирование). Допускается расположение его первым от забоя шпура (обратное инициирование). Во всех случаях дно электродетонатора должно быть направлено в сторону заряда. При прямом инициировании воздействие взрыва на массив породы и раскрытие трещин происходит в направлении к свободной поверхности. Потери энергии и прорыв продуктов детонации через трещины в атмосферу снижают коэффициент использования энергии взрыва, порода в донной части шпура недостаточно разрушается, остаются «стаканы».

При обратном инициировании детонация распространяется от забоя шпура к свободной поверхности (забою), проводимой выработки. В этом случае увеличивается время воздействия газов взрыва на породу, возрастает количество энергии, затраченной на разрушение породы, повышается полнота детонации. Применение обратного инициирования повышает коэффициент использования шпура на 8 – 10 % и уменьшает разброс породы на 10 – 18 %, чем достигается равномерность ее дробления.

В подземных сооружениях, опасных по газу или пыли, обратное инициирование считают опасным, потому что в этом случае продукты взрыва, выбрасываемые в атмосферу выработки, имеют более высокую

температуру, чем при прямом инициировании и могут вызвать воспламенение газа.

Эффективность взрыва повышается при применении встречного инициирования, при котором один заряд инициируется с устья, а другой - с забоя шпура.

Пространство между зарядом и устьем шпура заполняют инертным материалом – проводят *забойку шпура*, которая на период взрыва герметизирует его, увеличивает время воздействия продуктов взрыва на породу и способствует наиболее полному использованию энергии последнего.

Длина забойки в шпуре нормирована. Коэффициент заполнения шпура a определяется по формуле

$$a = l_3 / l_{\text{ш}}, \quad (5.8)$$

где l_3 – длина заряда шпура;

$l_{\text{ш}}$ – глубина шпура.

В вертикальных выработках коэффициент заполнения шпура можно выбирать в зависимости от диаметра патрона по табл.5.7.

Т а б л и ц а 5.7 – Коэффициент заполнения шпура для вертикальных выработок

Диаметр патрона ВВ, мм	32 и 36	40 и 45
Коэффициент a	0,4 – 0,5	0,5 – 0,65

Значения a для горизонтальных выработок принимают по СНиП III -11-77. Эти значения можно принимать и по табл. 5.8.

Т а б л и ц а 5.8 - Коэффициенты заполнения шпура для горизонтальных выработок

Диаметр патрона ВВ, мм	Коэффициент заполнения шпура a для пород с f	
	3 - 9	10 - 20
Для горизонтальных выработок		
24 и 28	0,35 - 0,7	0,75 - 0,85
32 и 36	0,30 - 0,6	0,60 - 0,85
40	0,30 - 0,5	0,50 - 0,75

Среднюю величину заряда в шпуре определяют, исходя из общего расхода ВВ и числа шпуров. Величина заряда во врубовых шпурах на 20 – 25 % больше средней величины заряда, а в отбойных или оконтуривающих шпурах – на 10 – 15 % меньше средней величины заряда. Кроме того, во врубовых шпурах коэффициент заполнения шпуров принимают на 10 – 20 % выше, чем в отбойных и оконтуривающих шпурах. Полученная при-

ближенная величина одиночного заряда пересчитывается до ближайшего целого количества патронов ВВ в соответствии с требованием действующих Правил [27 с.21].

5.2.3. Диаметр и число шпуров

Диаметр шпуров устанавливают в зависимости от диаметров патронов ВВ. При увеличении диаметра шпура возрастают концентрация энергии взрыва и скорость детонации, что повышает эффективность взрывных работ: уменьшается число шпуров, а следовательно, и расход ВВ, повышается коэффициент использования шпуров. Вместе с тем, увеличение диаметров шпуров приводит к ухудшению оконтуривания горной выработки, к излишнему разрушению породы за проектным контуром, а также к снижению скорости бурения шпуров.

Согласно СНиП III-II-77 диаметр шпура должен быть больше диаметра патрона ВВ на 5 – 6 мм при электрическом взрывании и расположении патрона-боевика первым от устья шпура.

На основании обобщения производственного опыта можно сделать следующие выводы: при проведении горных выработок с площадью поперечного сечения более 6 м² следует применять ВВ в патронах диаметром 36 – 40 мм. В выработках, не опасных по газу и пыли, целесообразно заряжать шпуры с разрезанием патронов.

В выработках с площадью поперечного сечения менее 6 м² нужно применять ВВ в патронах диаметром 32 – 36 мм.

При проведении вертикальных стволов чаще всего применяют патроны ВВ диаметром 45 мм, следовательно, диаметр буримого шпура должен быть 52 мм.

Число шпуров, так же как и их диаметр, оказывает влияние на трудоемкость буровзрывных работ, качество дробления породы, точность оконтуривания поперечного сечения подземного сооружения, коэффициент использования шпуров и другие показатели взрыва.

При увеличении числа шпуров по сравнению с оптимальным повышаются затраты времени на их зарядку, возрастает доля мелкой фракции взорванной породы. При недостаточном числе шпуров ухудшается оконтуривание поперечного сечения подземного сооружения, увеличивается доля крупной фракции породы, что снижает производительность погружки.

Число шпуров $N_{ш}$, шт., определяют, исходя из размещения общего расхода ВВ на заходку, по формуле

$$N_{ш} = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{вч} \cdot \eta}{a \cdot d_{п}^2 \cdot \rho_{ВВ}}, \quad (5.9)$$

где $S_{вч}$ – площадь поперечного сечения выработки в черне, м²;

$d_{п}$ – диаметр патрона, м;

a – коэффициент заполнения шпура;

$\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³;

η – коэффициент использования шпуров, $\eta = 0,85-0,95$.

Расчетное количество шпуров уточняют после проведения серии опытных взрывов.

5.2.4. Глубина шпуров

Этот параметр является одним из основных, который в конечном итоге определяет продолжительность проходческого цикла, трудоемкость, скорость и стоимость строительства подземного сооружения. Основопологающими показателями оптимального значения глубины шпуров служат минимальные затраты средств, труда и времени, отнесённые на 1 м.

При определении глубины шпуров необходимо учитывать геологические, технические и организационные факторы. К *геологическим факторам* относятся крепость, трещиноватость и напластование пород, приток воды и газовый режим, к *техническим* – технологическая схема проходки, поперечное сечение подземного сооружения, тип бурильных и погрузочных машин, качество ВВ и т.д., к *организационным* – продолжительность цикла и связанная с этим скорость строительства подземного сооружения.

При малой глубине шпуров увеличивается отнесенное к 1 м продвижение забоя, время вспомогательных работ (проветривание, подготовительно-заключительные операции при бурении шпуров и погрузке породы, зарядание и взрывание зарядов ВВ и т.п.).

При большой глубине шпуров снижается скорость их бурения, ухудшается качество дробления породы, эффективность использования шпуров, и в конечном итоге увеличивается относительная продолжительность проведения 1 м подземного сооружения.

При проведении горных выработок глубину шпуров определяют, исходя из заданной технической скорости проходки, по числу и производительности горнопроходческого оборудования или нормам выработки.

По заданной скорости проходки глубина шпура определяется:

– при проведении горизонтальных и наклонных выработок

$$l_{\text{ш}} = \frac{v \cdot T_{\text{ц}}}{n_{\text{р}} \cdot m_{\text{с}} \cdot \eta} ; \quad (5.10)$$

– при проведении вертикальных стволов

$$l_{\text{ш}} = \frac{v \cdot T_{\text{ц}}}{n_{\text{р}} \cdot m_{\text{с}} \cdot \eta \cdot K_{\text{г}}} , \quad (5.11)$$

где v – заданная скорость проходки, м/мес; $T_{ц}$ – продолжительность цикла, ч; n_p – число рабочих суток в месяце, сут/мес; m_c – число рабочих часов в сутки, ч/сут; η – коэффициент использования шпуров (КИШ); K_r – коэффициент готовности технологической схемы, равный 0,7-0,8.

Темпы проходки выработок буровзрывным способом, должны приниматься не ниже норм СНиП, приведенных в табл. 5.9 [4].

Т а б л и ц а 5.9 – Нормативная скорость проведения выработок

Вид горных выработок	Скорость проведения
1	2
Стволы, м/мес.:	
– вертикальные	55
– наклонные	50
Околоствольные дворы и камеры (на один забой) и сопряжения выработок (на одно сопряжение), м ³ /мес.	400
Квершлаг и полевые штреки, м/мес.	70
Штреки по полезному ископаемому и с подрывкой породы м/мес.	
Наклонные выработки, проводимые снизу вверх, м/мес.:	110
– по полезному ископаемому с подрывкой породы	
– полевые	95
Наклонные выработки, проводимые сверху вниз, м/мес.:	70
– по полезному ископаемому с подрывкой породы	80
– полевые	60

В забоях горизонтальных и наклонных выработок с однородными породами средней трещиноватости, где допускаются ВВ не ниже III класса предохранительности в патронах диаметром 36 мм, при применении прямых и клиновых врубов, длина шпуров, если она не ограничена другими факторами, должна приниматься не ниже значений, указанных в табл. 5.10.

Т а б л и ц а 5.10 - Рациональные глубины шпуров

Тип ВВ	Коэффициент крепости пород	Рациональная глубина шпуров, м, в выработках сечением в проходке, м ²			
		7	10	15	20
Аммонит АП-5ЖВ	2,5	2,3	2,6	2,8	3,0
	5	1,9	2,1	2,3	2,4
	8	1,6	1,8	1,9	2,1
	12	1,4	1,5	1,7	1,8
Аммонит ПЖВ-20 (Т-19)	2,5	2,2	2,5	2,7	2,9
	5	1,8	2,0	2,2	2,3
	8	1,5	1,7	1,9	2,0
	12	1,3	1,5	1,6	1,7
Угленит Э-6	2,5	2,0	2,2	2,4	2,6
	5	1,6	1,8	2,0	2,1

В забоях стволов длину шпуров устанавливают в зависимости от принятой организации работ, высоты створчатой опалубки и возможности завершения проходческого цикла в течение смены. При этом следует ориентироваться на глубины шпуров, приведенные в табл. 5.11.

Т а б л и ц а 5.11 - Глубины шпуров

Категория пород по СНиП	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова	Глубина шпуров, м
До IV	$> 1,5$	2 – 3
IV – VIII	1,5 – 9	2 – 3
IX – XI	10 – 15	1,5 – 2

Глубина врубовых шпуров должна быть на 10 – 20 % больше глубины остальных шпуров.

5.2.5. Расположение шпуров в забое

Схема расположения шпуров

Выбор схемы зависит от крепости, трещиноватости и напластования пород, размеров поперечного сечения подземного сооружения, глубины и числа шпуров, конструкции заряда шпура и типа ВВ. При расположении шпуров учитывают удобство размещения бурового оборудования.

Горизонтальные и наклонные выработки

Комплект располагаемых в забое выработки шпуров разделяют на врубовые 1, отбойные (вспомогательные) 2 и оконтуривающие (периферийные) 3 (рисунок 5.1).

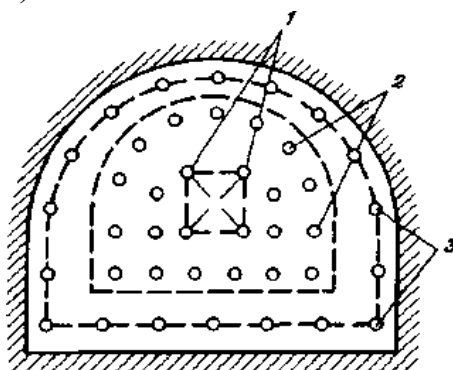


Рисунок 5.1 - Схема расположения шпуров в забое

Врубовые шпуры обычно располагают в центральной части забоя. Они предназначены для создания второй обнаженной поверхности, наличие которой повышает эффективность взрыва заряда отбойных шпуров.

Глубину врубовых шпуров принимают на 25 - 35 см больше, чем отбойных, а массу заряда увеличивают на 15-20%.

Отбойные (вспомогательные) шпуры располагают между врубовыми и оконтуривающими шпурами и предназначены они для разрушения

основной массы породы в забое. Их размещают, как правило, под прямым углом к плоскости забоя (реже с наклоном под углом $75 - 85^\circ$ к плоскости забоя) и взрывают после врубовых, т.е. работают они при двух обнажённых поверхностях. В зависимости от площади забоя отбойные шпуров располагают в один, два или три ряда.

Оконтуривающие (периферийные) шпуров служат для разрушения породы по контуру подземного сооружения. В выработках малого сечения, где отсутствуют отбойные шпуров, оконтуривающие шпуров разрушают основную массу породы в забое. Их размещают равномерно по периметру подземного сооружения на расстоянии 15 - 20 см от проектного сечения. В слабых и средней крепости породах забои шпуров располагают на проектном контуре выработки. В породах, склонных к обрушению, забои шпуров не доходят до проектного контура, что предотвращает переборы породы. В очень крепких породах они заходят за проектный контур подземного сооружения на 5 – 10 см. Заряды оконтуривающих шпуров взрываются последними.

Врубовые шпуров (типа вруба) располагают с учётом конкретных геологических условий проходки, размеров поперечного сечения подземного сооружения и глубины заходки, используя данные отечественного и зарубежного опыта. В производственной практике распространены врубы, которые образуются шпуров, расположенными перпендикулярно (рисунок 5.2) или наклонно к плоскости забоя (рисунок 5.3).

Первые располагаются независимо от направления трещин в породах и называются дробящие (разрушающие) врубы.

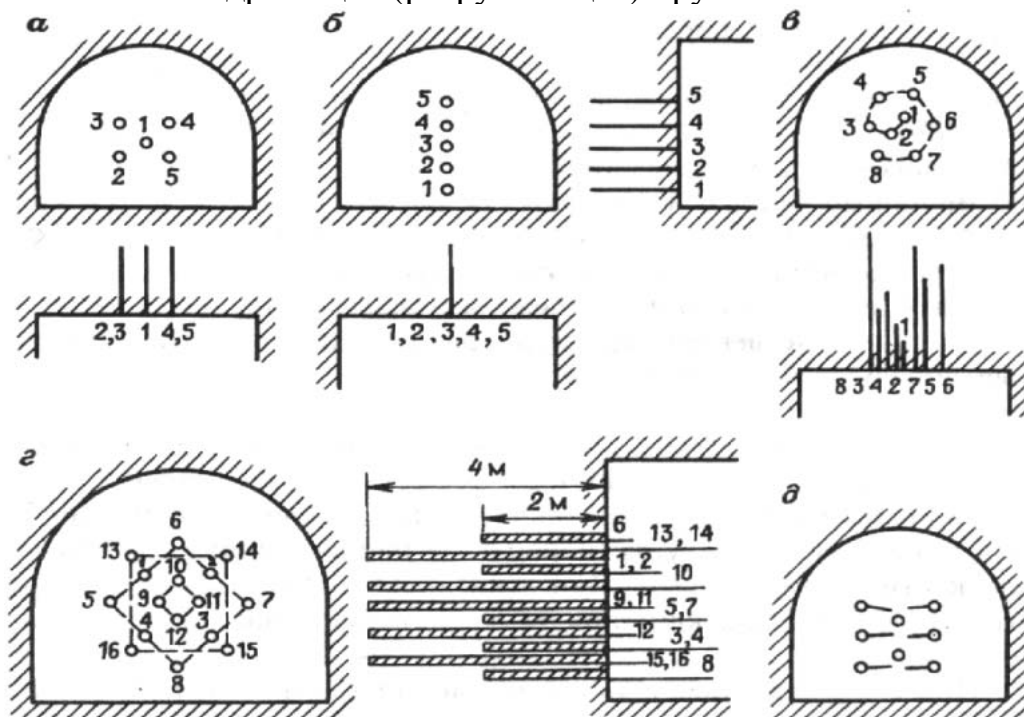


Рисунок 5.2 – Схема врубов с перпендикулярными шпуров: а – призматический; б – целевой; в - спиральный; г – ярусный; д – комбинированный; 1-16 – номера шпуров

Вторые располагаются в зависимости от направления трещин и других плоскостей ослабления, пересекаемых выработкой, и носят название отрывающих врубов.

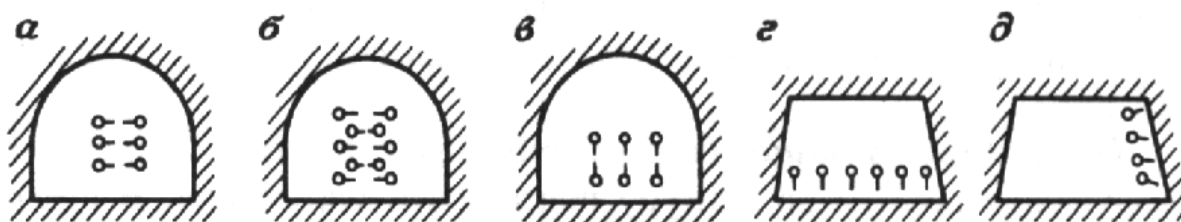


Рисунок 5.3 – Схемы врубов с наклонными шпурами: а – вертикальным клиновым односторонним; б – вертикальным клиновым двухрядным; в – горизонтальным клиновым; г – нижним; д – боковым

Достоинства врубов, образуемых перпендикулярными к плоскости забоя шпурами, следующие: облегчаются условия бурения, глубина шпура не зависит от размеров поперечного сечения выработки, меньше разброс породы по выработке и вероятность повреждения крепи.

Недостаток – более тяжёлые условия разрушения породы.

Врубы с наклонным расположением шпуров применяют в породах любой крепости, но чаще всего в крепких породах.

Основным достоинством таких врубов является возможность использования структуры породы – напластования, кливажа, плоскости контакта и т.п. При этих врубах облегчаются условия отрыва породы, так как заряды расположены наклонно к плоскости забоя.

Недостатки врубов с наклонными шпурами – ограниченная их глубина, увеличение разброса породы по выработке, что осложняет уборку породы и вызывает повреждения крепи, трудность их забуривания и сложность выдерживания угла наклона.

Фактический угол наклона шпуров редко соответствует проектному.

В паспортах буровзрывных работ угол наклона шпуров клинового вруба α , градус, принимают в соответствии с табл. 5.12.

Таблица 5.12 - Угол наклона шпуров клинового вруба в зависимости от коэффициента крепости пород

f	< 8	9 – 14	> 14
α , градус	68 - 75	62 - 68	60 – 62

Число шпуров вертикального или горизонтального клинового вруба, а также расстояние между шпурами по вертикали для вертикального вруба и по горизонтали для горизонтального принимают в соответствии с табл. 5.13.

Т а б л и ц а 5.13 - Число шпуров вертикального или горизонтального клинового вруба и расстояние между шпурами

Категория пород по СНиП	Коэффициент крепости f	Число врубовых шпуров при площади сечения выработки, m^2		Расстояние между врубовыми шпурами, м
		≤ 12	> 12	
V	2 - 3	4	4 - 6	0,6
VI-VII	4 - 6	4 - 6	6 - 8	0,45
VIII	7 - 9	6 - 8	8 - 10	0,4
IX-XI	10 - 20	8 - 12	12 - 14	0,35

Глубина врубовых шпуров должна быть на 10 - 20% больше глубины всех прочих шпуров.

Расстояние между концами врубовых шпуров должно быть равно 0,25 – 0,4 м, а в угольных забоях шахт, опасных по газу и пыли, не менее 0,4 – 0,6 м.

Вертикальные стволы

В стволах круглой формы шпуры располагают по концентрическим окружностям и разделяют на врубовые, отбойные (вспомогательные) и оконтуривающие (периферийные).

Врубовые шпуры располагаются в центральной части забоя, они предназначены для образования второй плоскости обнажения для отбойных шпуров, что облегчает условия работы последних. По форме воронки, которая образуется после взрыва врубовых шпуров, различают *конические* (рисунок 5.4, а), *клиновые* (рисунок 5.4, б) и *призматические* (рисунок 5.4, в) врубы.

Конический вруб образуется шпурами (5 – 8 шт.), которые располагают по окружности диаметром 1,5 – 2 м наклонно (под углом 60 – 80°) к плоскости забоя (см. рисунок 5.4, а).

В центре забоя ствола бурят шпур длиной 0,7 – 1 м. Заряд в нем способствует дроблению массива в верхней части воронки вруба и уменьшает высоту выброса породы при взрыве зарядов во врубовых шпурах. В крепких породах применяют также двойной вруб, при котором врубовые шпуры располагают по двум окружностям. Шпуры первой окружности бурят под углом 50 – 60° к плоскости забоя и их глубина равна половине глубины шпуров второй окружности (основного вруба).

При использовании конического вруба облегчаются условия разрушения породы, заряды в шпурах при взрыве работают на выброс породы из воронки. Однако при этом врубе осложняется бурение шпуров и увеличивается разброс породы. Конические шпуры применяют в основном для крепких пород.

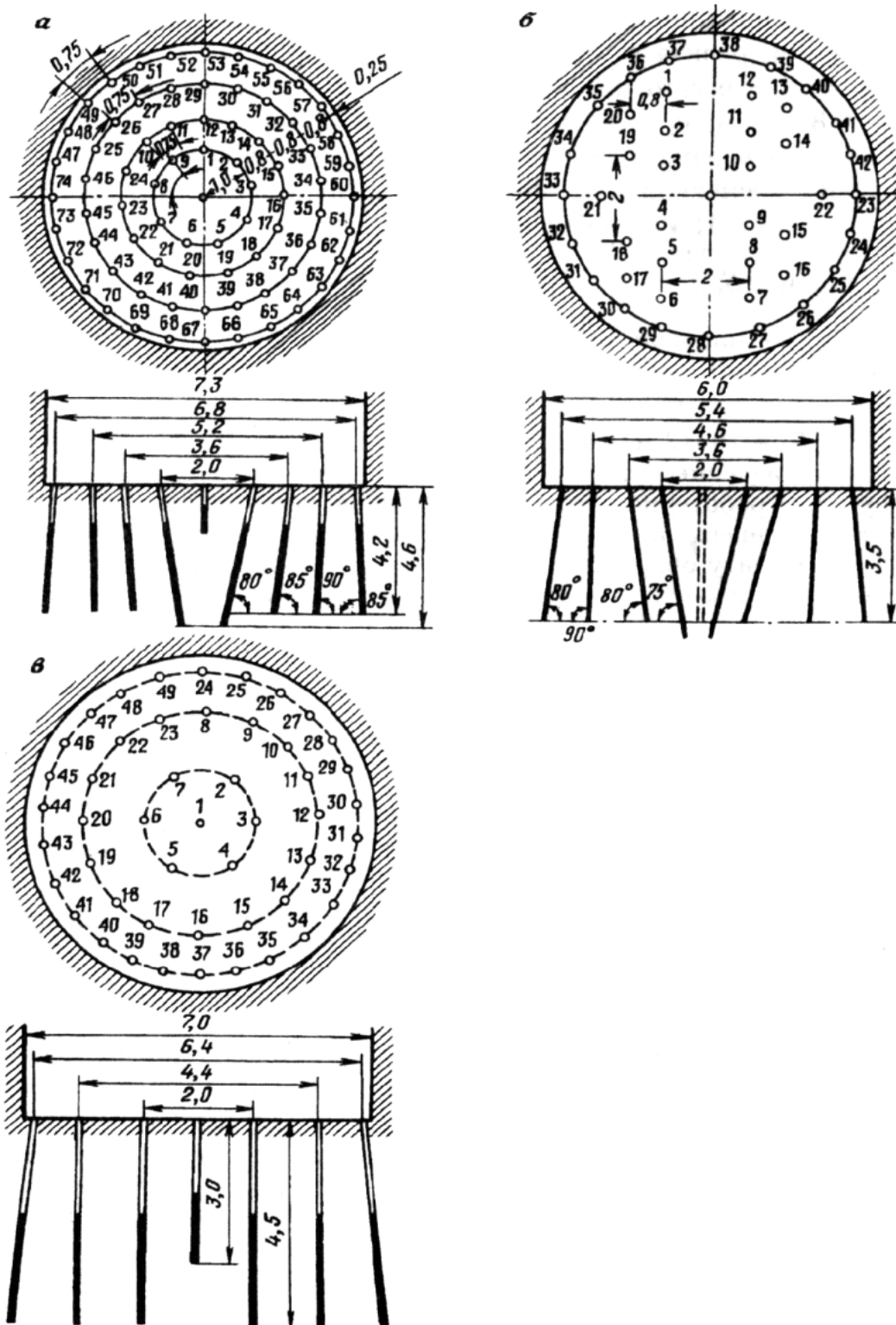


Рисунок 5.4 - Расположение шпуров в забое ствола (размеры даны в метрах)

Клиновой вруб (см. рисунок 5.4, *б*) применяют при крутом падении пластов породы. Он образуется взрыванием от трех до шести пар зарядов шпуров, наклонных один к другому. Шпуры располагают по двум линиям, на расстоянии 1,5-2 м.

Призматический вруб (см. рисунок 5.4, в) применяют в породах слабых и средней крепости. Он образуется вертикальными шпурами, которые пробурены по окружности диаметром 1,5 – 2 м. Для облегчения условий взрывания в центре бурят один укороченный шпур, который не заряжают. Этот шпур способствует образованию трещин. В породах средней крепости бурят вспомогательные вертикальные врубовые шпуры, при наличии которых облегчаются условия бурения (меньше время на забуривание, реже заклинивает штангу) и уменьшается разлет породы, но увеличивается расход ВВ. Вертикальные врубы получили широкое распространение.

В стволах прямоугольной формы применяют клиновой или пирамидальный вруб, который образуется четырьмя шпурами, расположенными по углам четырехугольника размером 2х2 м.

Отбойные (вспомогательные) шпуры предназначены для разрушения основной массы породы. Они располагаются по концентрическим окружностям и могут быть наклонными или вертикальными.

Расстояние между окружностями W , м, и шпурами в них a , м, принимают

$$W = a = 1,13\sqrt{S_{вч}/N}. \quad (5.12)$$

Число окружностей отбойных шпуров

$$n_0 = \frac{D_{вч} - D_{вр} - 2C_1}{2W} - 1, \quad (5.13)$$

где $D_{вр}$ – диаметр окружности врубовых шпуров;

C_1 – расстояние между оконтуривающим шпуrom и породной стенкой забоя ствола;

N – число шпуров.

Оконтуривающие (периферийные) шпуры предназначены для оконтуривания поперечного сечения ствола согласно проектным размерам. Они располагаются по внешней окружности на расстоянии C_1 , равном 15 – 20 см от породной стенки ствола, с наклоном к внешнему контуру, который устанавливают экспериментально с обеспечением минимального перебора породы. В породах с $f < 10$ забой периферийных шпуров располагают на проектном контуре ствола, а в породах с $f > 10$ он заходит за этот контур на 10 – 15 см.

При крутом падении пластов шпуры со стороны восстания бурят на расстоянии 40 – 50 см от проектного контура ствола.

В оконтуривающих шпурах (их глубина на 15 – 20 см больше основного комплекта шпуров) величина заряда на 15 – 20 % меньше, чем в отбойных.

В табл. 5.14 дано соотношение между диаметрами окружностей и числом шпуров в них.

Т а б л и ц а 5.14 - Соотношение между диаметрами окружностей и числом шпуров в них

Тип шпура	Отношение диаметра окружности к диаметру ствола в черне			Соотношение числа шпуров по окружностям		
	при трех окружностях	при четырех окружностях	при пяти окружностях	три окружности	четыре окружности	пять окружностей
Врубовой	$(0,3-0,35)D_{вч}$	$(0,25-0,3)D_{вч}$	$(0,2-0,25)D_{вч}$	1	1	1
ряд I	$(0,6-0,65)D_{вч}$	$0,5 D_{вч}$	$0,45D_{вч}$	2 - 2,5	2 - 2,5	2
ряд II	-	$(0,7-0,75)D_{вч}$	$(0,6-0,7)D_{вч}$	-	3 - 3,5	2,5 - 2
ряд III	-	-	$(0,7-0,8)D_{вч}$	-	-	3,5 - 4
Оконтури- вающий	$0,93D_{вч}$	$0,93D_{вч}$	$0,93D_{вч}$	3 - 3,5	4 - 4,5	4,5 - 5

5.2.6. Контурное взрывание

При обычном ведении буровзрывных работ в горизонтальных и наклонных горных выработках фактическая площадь поперечного сечения выработки до 20% и более превышает проектную, ее контур имеет неровное очертание, отмечается повышенная нарушенность трещинами законтурного массива пород. Все это приводит к дополнительным работам при проведении выработок, увеличению расхода материалов и снижению технико-экономических показателей.

Для уменьшения переборов породы и глубины трещинообразования пород применяют контурное взрывание.

При контурном взрывании глубина трещин в однородном массиве уменьшается в 4 – 7 раз, перебор породы – примерно в 3 раза, а затраты на крепление 1 м выработки – в 1,5 раза [14].

Контурное взрывание – это технологический прием, осуществимость которого заключается в установлении таких параметров зарядов и расположения оконтуривающих и предконтурных шпуров, при которых достигаются незначительные переборы пород и минимальное воздействие взрыва на законтурный массив. При таком воздействии создаются сравнительно гладкая поверхность боков и кровли выработки и малая глубина нарушения законтурного массива.

Это достигается путем изменения конструкции и параметров зарядов, расстояния между ними и очередности взрывания (рисунок 5.5).

Уменьшение концентрации взрыва на 1 м шпура достигается за счет применения ВВ с высокой ($360 - 450 \text{ см}^3$) работоспособностью в патронах малого (21 – 24 мм) диаметра или в патронах обычного (24 – 32 мм) диаметра, но малой работоспособности, а также комбинации этих двух вариантов. Благодаря увеличенному зазору между диаметром шпура и патро-

ном ВВ снижается плотность заряжения и связанное с этим давление газа на стенки шпура.

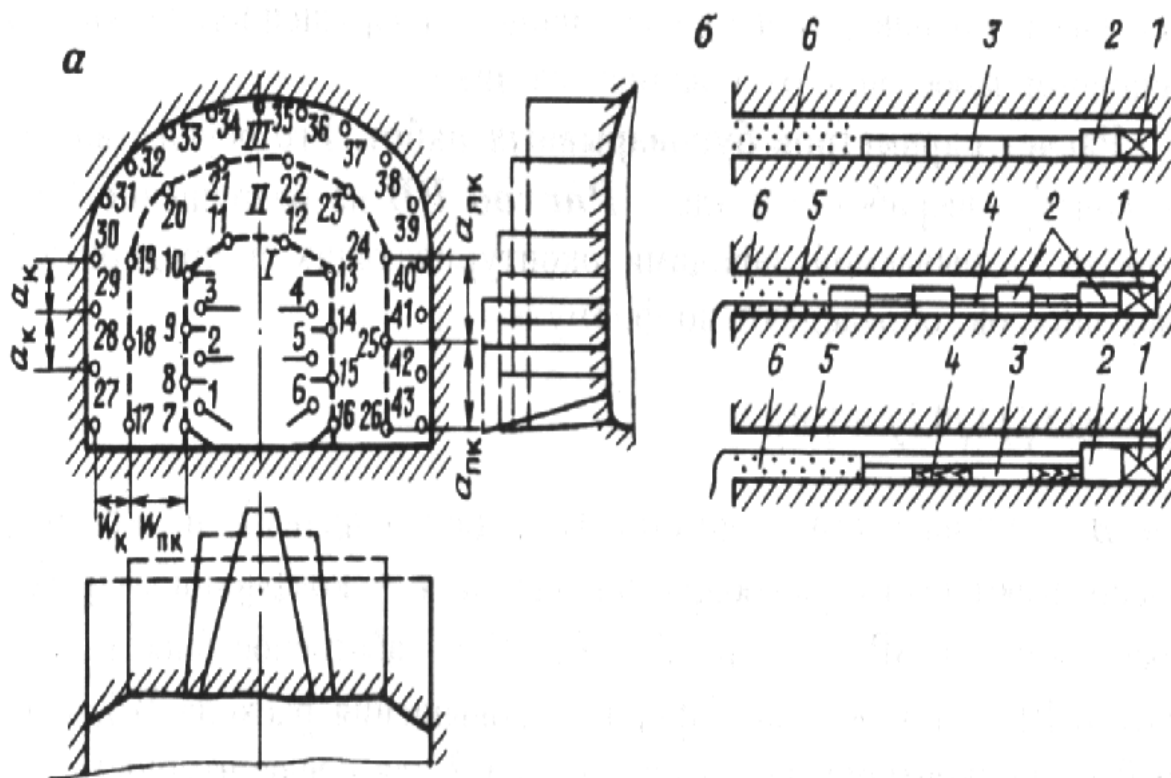


Рисунок 5.5 - Схема расположения шпуров и конструкции зарядов при контурном взрывании: *а* - общая схема: *I*- ядро; *II*- предконтурная зона; *III*- контурная зона; 1 - 43 - номера шпуров; *б* - конструкция заряда; 1 - боевой патрон нормального диаметра; 2 - патрон нормального диаметра; 3 - патрон уменьшенного диаметра; 4 - деревянный вкладыш; 5 - детонирующий шнур; 6 - забойка

При контурном взрывании применяют три типа конструкций заряда: с радиальным зазором при использовании ВВ в патронах малого диаметра, с осевым зазором – в патронах диаметром 32 – 36 мм, с радиально-осевым зазором, когда ВВ имеют большую работоспособность, но малый диаметр патрона.

Расчет параметров буровзрывных работ осуществляется от контура выработки к ядру.

Удельный расход ВВ на разрушение 1 м³ породы, взрывающей зарядами оконтуривающих и предконтурных шпуров, определяют по формуле

$$q_k = 0,15 \cdot \sqrt{f} \cdot (\sqrt{0,2 \cdot f} + 1/B) \cdot e \cdot K, \quad (5.14)$$

где B – длина части периметра (без длины почвы), по которой располагают оконтуривающие шпуры, м;

e – коэффициент работоспособности ВВ, равный $525 / P$; (P – работоспособность принятого ВВ, см³);

K – коэффициент повышения расхода ВВ, принимаемый для оконтуривающих шпуров $K=1$ и для предконтурных $K=1,2$.

Линия наименьшего сопротивления контурной зоны (смотри рисунок 5.5)

$$W_K = \sqrt{K_3 \cdot \gamma_K / (q_K \cdot m_{сб})} \quad (5.15)$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами определяется по формуле

$$a_K = \sqrt{K_3 \cdot \gamma_K \cdot m_{сб} / q_K}, \quad (5.16)$$

где K_3 – коэффициент заполнения оконтуривающих шпуров, равный 0,6 – 0,7;

$m_{сб}$ – коэффициент сближения, равный a_K / W_K ;

γ_K – масса 1 м заряда оконтуривающего шпура:

$$\gamma_K = \pi \cdot d_n^2 \cdot \Delta / 4. \quad (5.17)$$

Здесь d_n – диаметр патрона ВВ, м; Δ – плотность ВВ, кг/м³.

Для предконтурного ряда шпуров значения $a_{п.к}$ и $W_{п.к}$ определяют также, как и для контурного ряда. Полученные при расчете значения $a_{п.к}$ и $W_{п.к}$ округляют до ближайшего числа, кратного 5.

Если ширина предконтурной зоны II больше $1,5 W_{п.к}$, то в ней выделяют второй ряд шпуров.

Для предварительных расчетов значения $a_{п.}$, $W_{п.}$, $a_{п.к}$, $W_{п.к}$ можно принимать по табл. 5.15.

Т а б л и ц а 5.15 – Предварительный расчет значений $a_{п.}$, $W_{п.}$, $a_{п.к}$, $W_{п.к}$

Коэффициент крепости пород	Оконтуривающие шпуры		Предконтурные шпуры	
	a_K , см	W_K , см	$a_{п.к}$, см	$W_{п.к}$, см
3	75	90	90	110
4	65	85	80	100
5	60	75	70	90
6	55	70	65	85
8	50	60	60	75
10	45	55	55	65

П р и м е ч а н и е - Значения параметров приведены для $m = 0,8$

Количество шпуров в оконтуривающем и предоконтуривающем рядах определяют графически или по формулам.

Расход ВВ и число шпуров в ядре соответственно равны

$$q_{я} = 3q_{п.к} \cdot l_3 / S_{я}; \quad (5.18)$$

$$N_{\text{я}} = \frac{1,27 q_{\text{я}} \cdot S_{\text{я}}}{\Delta \cdot d_{\text{п}}^2 \cdot K_3}, \quad (5.19)$$

где l_3 – длина заходки, м;

$S_{\text{я}}$ – площадь поперечного сечения ядра, м²;

Δ – плотность ВВ, кг/м³;

$d_{\text{п}}$ – диаметр патрона, м;

K_3 – коэффициент заполнения шпуров, равный 0,3 - 0,5.

При проектировании параметров контурного взрывания в вертикальных стволах значения a , W и m можно принимать по табл. 5.16.

Т а б л и ц а 5.16 - Значения a , W и m

Породы	f	a , м	W , м	m
Песчаник, сланцы	4 – 6	0,65 – 0,6	0,7	0,98 – 0,80
Песчаник плотный	8 – 9	0,6 – 0,55	0,7	0,86 – 0,80
Граниты, известняки	9 – 10	0,6 – 0,45	0,65	0,80 – 0,75

Число оконтуривающих шпуров $N_{\text{ок}}$, шт., определяют по формуле

$$N_{\text{ок}} = \pi D_0 / a, \quad (5.20)$$

где D_0 – диаметр окружности расположения оконтуривающих шпуров.

При контурном взрывании общее количество шпуров N , рассчитанное по приведенным выше формулам, увеличивают на 7 - 10 шт.

Глубина оконтуривающих шпуров $l_{\text{ок.ш}}$, м, определяется по формуле

$$l_{\text{ок.ш}} = l_{\text{вр}} \eta + K_{\text{пр}} \sqrt{S_0}, \quad (5.21)$$

где $l_{\text{вр}}$ – глубина врубовых шпуров, м;

S_0 – площадь забоя на один оконтуривающий шпур, равная 0,6–0,8 м²;

$K_{\text{пр}}$ – коэффициент пропорциональности, при $S_0 = 0,6$ м² равный 0,22, а при $S_0 = 0,2$ м² равный 0,4;

η – коэффициент использования шпуров.

Общее число шпуров определяется по формуле

$$N_{\text{об}} = N_{\text{к}} + N_{\text{п}} + N_{\text{я}}. \quad (5.22)$$

5.2.7. Качественные показатели взрывных работ

Качество взрыва оценивают по следующим показателям: коэффициенту использования шпуров (КИШ), коэффициенту излишка сечения (КИС), гранулометрическому составу взорванной породы и ее разбросу по выработке.

Коэффициент использования шпуров представляет собой безразмерную величину определяемую по формуле

$$\eta = l_0 / l_{\text{ср.ш}} \leq 1, \quad (5.23)$$

где l_0 – величина продвижения забоя за взрыв, м;

$l_{\text{ср.ш}}$ – средняя глубина шпуров, м.

Практика показала, что значения КИШ находятся в пределах 0,8 – 0,95. В отдельных случаях при проведении выработок по монолитным, хорошо взрываемым слабым и средней крепости породам КИШ приближается к единице. При прочих равных условиях, чем выше значения КИШ, тем больше продвижение выработки за цикл и меньше относительные затраты времени на зарядание и взрывание, проветривание, подготовительно-заключительные операции при бурении и погрузке породы.

Следовательно, увеличение КИШ способствует повышению скорости проходки и снижению трудовых затрат.

Коэффициент излишка сечения (КИС) представляет собой отношение фактической площади поперечного сечения выработки (площади в проходке) S_n к проектной площади поперечного сечения вчерне $S_{\text{вч}}$:

$$\mu = S_n / S_{\text{вч}}. \quad (5.24)$$

Согласно СНиП III-П-77, увеличение сечения горизонтальных и наклонных выработок не должно превышать размеров, указанных в табл. 5.17.

Т а б л и ц а 5.17 - Допустимое увеличение поперечного сечения выработок

Проектная площадь поперечного сечения выработки вчерне $S_{\text{вч}}$, м ²	Допустимое увеличение поперечного сечения выработок, %, при f		
	1,5	2 - 8	
До 8	5	10	12
8-15	4	8	10
Более 15	3	5	7

Фактическая величина КИС обычно больше нормативной и достигает значений 1,15 – 1,2, т.е. «переборы» породы составляют 15 – 20% проектного сечения вчерне.

Допустимые увеличения площадей поперечных сечений стволов шахт, в соответствии со СНиП III-П-77 [12, С. 242] приведены в табл. 5.18.

Основными причинами увеличения сечения горных выработок являются:

- неправильное расположение оконтуривающих шпуров, которые заходят за проектный контур выработки;
- заложение в оконтуривающих шпурах зарядов большой массы;

– нахождение в сечении выработки пласта нарушенной, неустойчивой породы, которая после взрыва обрушается (в этом случае оконтуривающие шпуры следует располагать на некотором (0,3 - 0,5 м) расстоянии от проектного контура).

Т а б л и ц а 5.18 – Допустимые увеличения площадей поперечных сечений стволов шахт

Площадь поперечного сечения вертикальных стволов в черне, м ²	Допустимое увеличение размеров сечения					
	0,8 < f ≤ 2		2 < f ≤ 6		f > 6	
	мм	%	мм	%	мм	%
< 20	45	4	75	7	110	10
20 - 40	45	3	75	5	120	8
> 40	40	3	60	3	110	5
< 8	60	5	110	10	130	12
8-15	55	4	110	8	140	7
> 15	55	3	90	5	125	7

Основное мероприятие по уменьшению "переборов" - применение контурного взрывания. При обычном взрывании пород для снижения "переборов" необходимо правильно располагать оконтуривающие шпуры с уменьшенной величиной заряда.

5.3. Бурение шпуров

Бурение шпуров является одним из главных технологических процессов. По времени и трудоемкости работ оно занимает от 25 до 40% общей продолжительности и трудоемкости проходческого цикла.

Шпуры бурят ручными, колонковыми электросверлами и перфораторами, а также с помощью бурильных установок.

5.3.1. Бурение шпуров при проведении горизонтальных и наклонных выработок

Бурение шпуров ручными электросверлами и перфораторами

При бурении шпуров диаметром 41 – 44 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и мягкой породе применяют *ручные электросверла* с принудительной подачей с помощью стального каната. Конец последнего крепят крюком к легкой распорной стойке, установленной в забое. Электрические сверла изготавливают во взрывобезопасном исполнении и используют в шахтах, опасных по газу и пыли.

Пневматические сверла применяют для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по слабым породам ($f < 4$).

Ручные перфораторы используют при бурении шпуров диаметром 40 – 46 мм и глубиной до 4 м при проведении выработок в крепких и средней крепости породах ($f > 5$).

В качестве бурового инструмента применяют коронки трех типов: *долотчатые* для бурения любых пород, *крестовые* – для трещиноватых, *штыревые* – для крепких. Для коронок установлен следующий ряд наружных диаметров: 28, 32, 36, 40, 43, 52, 60, 75 и 85 мм.

Производительность бурения шпуров, м/ч, – число шпурометров, пробуренных за 1 ч общего времени бурения электросверлами и перфораторами; зависит от числа машин, прочности пород и диаметра шпура:

– при бурении ручными электросверлами шпуров диаметром 36 - 42 мм в породах с $f = 2 \div 5$

$$Q_{\text{с}} = 10 n_{\text{с}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{о}} / f, \quad (5.25)$$

– при бурении перфораторами в породах с $f = 5 \div 16$

$$Q_{\text{п}} = n_{\text{п}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{о}} \cdot K_{\text{д}} \cdot K_{\text{п}} / (0,15 + a_{\text{п}} \cdot f), \quad (5.26)$$

где f – коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протоdjяконова;

$K_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий диаметр шпура, при $d_{\text{ш}} = 32-36$ мм

$K_{\text{д}} = 1$, а при $d_{\text{ш}} = 45$ мм $K_{\text{д}} = 0,7-0,72$;

$K_{\text{о}}$ – коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный 0,8 - 0,9;

$a_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий изменение скорости бурения в различных породах, при $f = 5 \div 10$ $a_{\text{п}} = 0,02$, а при $f > 10$ $a_{\text{п}} = 0,03$;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий тип перфоратора, для ПР-3ОВ и ПР-24 $K_{\text{п}} = 1,1$, а для остальных перфораторов $K_{\text{п}} = 1$;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент надежности средств бурения равный 0,8 – 0,9;

$n_{\text{с}}$, $n_{\text{п}}$ – число электросверл и перфораторов соответственно.

Главным недостатком бурения электросверлами и перфораторами является тяжелый труд бурильщиков и его низкая производительность.

Для повышения качества целесообразно за каждым бурильщиком закреплять определенные шпуры и устанавливать очередность их бурения, при которой исключаются помехи в работе. После взрыва анализируют качество бурения шпуров каждого бурильщика.

Бурение шпуров колонковыми машинами

Для снижения трудоемкости работ и повышения скорости бурения применяют электросверла колонковые и на манипуляторах, а также колонковые перфораторы.

Колонковые электросверла используют при бурении шпуров диаметром 36 – 50 мм в породах с $f = 5 - 8$. Их устанавливают на распорных колонках.

Более совершенным является бурение *электросверлами на манипуляторах*, расположенных на ковшовых погрузочных машинах.

Колонковые перфораторы более мощные, чем ручные электросверла, их применяют для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буро-

вых кареток при проведении горных выработок в породах крепких и очень крепких. По конструкции они схожи с ручными, отличаются большими размерами и имеют приливы для крепления и передвижения их в салазках автоподатчика.

При использовании колонковых машин облегчается труд бурильщиков и повышается скорость бурения за счет увеличения усилия подачи.

Существенным недостатком колонковых машин является значительная затрата времени на монтаж, демонтаж и перестановку колонок. По этой причине чистое время бурения составляет 20 – 35 % общего времени бурения шпуров.

Бурение колонковыми машинами можно применять при отсутствии бурильных установок или, если по разным причинам нельзя проводить механизированное бурение.

Бурение шпуров буровыми установками

Механизированное бурение шпуров осуществляют бурильными установками вращательного (с кареток и с помощью навесного оборудования, смонтированного на погрузочных машинах), ударно-поворотного и вращательно-ударного действия, характеристики которых приведены в табл. 5.19.

Т а б л и ц а 5.19 – Характеристики бурильных установок

Тип бу- рильной установки	Размеры обури- ваемого забоя, м,		Глуби- на шпу- ров, м	Буриль- ная ма- шина	Число буриль- ных ма- шин	Размеры бурильной ус- тановки, м,		
	высота	ширина				длина	шири- на	высо- та
ВРАЩАТЕЛЬНОЕ БУРЕНИЕ								
КБМ-3	2,6	3,9	2,4	КБМ	2	5,8	1,3	1,85
БУЭ-1	3,4	3,6	3,0	БУЭ	1	8,2	0,8	1,2
БУЭ-2(3)	4,1	5,0	3,0	БУЭ	2	7,5	1,35	1,6
УДАРНО-ПОВОРОТНОЕ БУРЕНИЕ								
КБШ-1м	3	3	2,75	ПК-60	2	4,1	1,9	1,36
БК-2	3,2	3,4	3	ПК-60	2	7	0,95	1,8
СБКНС-2	3	3,5	2,5	ПК-5	2	5,2	1,32	1,2
СБКН-3	3	4	2,3	ПК-5	3	5	1,25	1,55
СБКН-2п	4	4	2	ПК-60	2	3,6	1,08	1,3
ВРАЩАТЕЛЬНО-УДАРНОЕ БУРЕНИЕ								
БУ-1	3,7	5	2,75	1100-1м БГА-1	1	6,5	1,3	1,5
БУР-2	3,9	5	2,75	1100-1м БГА-1	2	7,0	1,8	1,55
СБУ-2М	3,9	8	3,75	БРА-1м	2	7,1	1,8	1,75
БУЭ-3	4,1	5	2,7	БУ-Э	2	8,5	1,3	1,6
БКТ-2	4	5,5	2,5	БКТ	2	6,85	1,35	0,6

Установки вращательного действия применяют при проведении выработок в породах с $f < 8$, ударно-поворотного в породах с $f = 10 - 20$,

вращательно-ударного с машинами БГА-1 в породах с $f = 6 - 10$, а с машинами БГА-1м в породах с $f = 10 - 14$.

Установки вращательного действия применяют при проведении выработок в породах с $f < 8$, ударно-поворотного в породах с $f = 10 - 20$, вращательно-ударного с машинами БГА-1 в породах с $f = 6 - 10$, а с машинами БГА-1м в породах с $f = 10 - 14$.

Производительность бурения установками (м/ч) - число шпурометров, пробуренных одной установкой за 1 ч общего времени бурения, зависит от крепости пород и типа оборудования:

$$Q_6 = 60n \cdot K_O \cdot K_H \cdot v_M (1 + v_M \sum t), \quad (5.27)$$

где n - число бурильных машин на установке (1 или 2);

K_H - коэффициент надежности установки, равный 0,8 – 0,9;

K_O - коэффициент одновременности работы машин, равный 0,9 – 1,0;

$\sum t$ - продолжительность вспомогательных работ (забуривания, обратного хода, перехода к бурению следующего шпура и т.п.), отнесенная к 1 м шпура, равная 1–1,4 мин/м;

v_M - механическая (машинная) скорость бурения, м/мин, которую в каждом конкретном случае определяют опытным бурением серии шпуров.

Для ориентировочных расчетов механическую скорость можно принимать по табл. 5.20.

Т а б л и ц а 5.20 - Механическая скорость

Тип установки	Механическая скорость бурения, м/мин, при f			
	4-6	7-9	10-14	15-18
БУЭ-1, БУЭ-2, НБ-1э	2,5 - 1,4	1,0 - 0,7	-	-
БУ-1, БУР-2, НБ-1п	1,5 - 1,0	0,8 - 0,6	0,6 - 0,3	0,3 - 0,15
КБМ-3	2,0 - 1,0	-	-	-

Пооперационное распределение времени, отнесенное к 1 м шпура, составляет при вращательном бурении – время непосредственного бурения – 18 - 48 %, вспомогательных работ - 52 - 82 %, при вращательно-ударном - соответственно 31 - 57 и 43 - 69 %.

Это свидетельствует о значительных резервах в повышении производительности бурения за счет сокращения времени вспомогательных работ.

5.3.2. Бурение шпуров в вертикальных стволах

В забоях вертикальных стволов шахт бурение производится бурильными машинами ударного действия. К ним относятся перфораторы и установки БУКС и СМБУ. Бурение шпуров производится сверху вниз, это позволяет применять тяжелые перфораторы, технические характеристики которых приведены в табл. 5.21.

Т а б л и ц а 5.21 - Технические характеристики перфораторов

Показатели	Тип бурильной машины		
	ПР-24Л, ПР-24ЛУБ	ПР-30ЛУ, ПР-30ЛУП, ПР-30ЛУС	ПР-30К
Масса, кг	34,8 - 36,4	29,5 - 31	30
Число ударов поршня в минуту, удар/мин	2300 - 2600	1700	1600
Энергия удара, Дж	52	58	60
Расход воздуха, м ³ /с	3,5	3,8	3,5

Количество перфораторов n_n , шт, одновременно работающих в забое определяется выражением

$$n_n = \frac{S_{вч}}{S_y}, \quad (5.27)$$

где S_y - площадь забоя на один перфоратор, $S_y = 4 - 5 \text{ м}^2$, а для скоростных проходок $S_y = 1,5 - 2 \text{ м}^2$.

При бурении шпуров перфораторами в забое должно находиться 2 - 3 исправных резервных перфоратора. Используемые бурильные штанги пустотелые шестигранные БШ-22, длиной 0,7 – 4,3 м с интервалом через 0,3 – 0,5 м.

Тип коронок подбирается в зависимости от крепости и трещиноватости пород. Последовательность работ при бурении шпуров следующая: разметка шпуров; спуск перфораторов и присоединение их к штангам; бурение шпуров.

При разметке шпуров в забой опускается центральный отвес, в центре ствола бурится шпур длиной 0,7 – 0,5 м, в который вставляется ось шаблона. Глубина и угол наклона шпуров контролируются специальными приспособлениями.

Перфораторы, штанги и коронки могут опускаться в забой в бадьях, но для сокращения времени спуска и подъема бурильного инструмента целесообразно применять специальный контейнер.

За каждым бурильщиком закрепляется определенное количество шпуров и сектор забоя. Хорошие скоростные показатели по бурению шпуров достигаются при организации специального звена бурильщиков. Оно работает по вызову, в его обязанность входит промывка перфораторов, спуск и подъем инструмента, разметка и бурение шпуров.

Шпуры бурят комплектом штанг. Вначале штангой длиной 0,7 м, а затем – 1,3; 1,8; 2,5; 3,0; 3,7; 4,3 м. Работы могут быть организованы в такой последовательности: каждый бурильщик бурит всем комплектом штанг шпуры в своем секторе; каждый бурит одной штангой все шпуры до затупления коронки, второй бурильщик бурит эти шпуры другой штангой и т.д.

По окончании бурения каждый шпур продувается, и в устье забивается деревянный кольшек. Горный мастер или бригадир обязан проверить глубину, расположение шпуров и их соответствие паспортной схеме, не соответствующие паспортной схеме шпуры перебуриваются. Производительность бурения шпуров ручными перфораторами определяется по формуле

$$Q_6 = \frac{50 \cdot \varphi \cdot n_{\text{п}} \cdot K_{\text{в}} \cdot K_{\text{д}} \cdot K_{\text{п}}}{4,5 + f}, \quad (5.28)$$

где φ – коэффициент одновременности работ бурильных молотков, $\varphi = 0,8-0,9$;

$n_{\text{п}}$ – количество перфораторов в забое;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий приток воды в ствол, при притоке воды до 6 м³/ч $K_{\text{в}} = 1$, а при притоке 13-20 м³/ч $K_{\text{в}} = 0,8$;

$K_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий диаметр шпура, $K_{\text{д}} = 36 / d_{\text{ш}}$;

$d_{\text{ш}}$ – диаметр шпура в мм;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий тип перфоратора, для ПР-24ЛУ $K_{\text{п}} = 1,2$, а для ПР-ЗОЛУС, ПР-ЗОЛУБ $K_{\text{п}} = 1$.

К достоинствам бурения шпуров ручными перфораторами следует отнести малую стоимость оборудования, надежность процесса бурения, маневренность – способность регулировать время бурения числом работающих перфораторов в забое, малое время подготовительно-заключительных операций.

К недостаткам – тяжелый ручной труд бурильщиков и низкую производительность труда. Бурение шпуров перфораторами следует применять при скоростных проходках и невозможности использовать бурильные установки (бурение наклонных шпуров) и при соответствующем технико-экономическом обосновании.

Бурильные установки БУКС и СМБУ предназначены для бурения шпуров диаметром 43 – 52 мм в породах различной крепости. Технические характеристики бурильных установок типа БУКС приведены в табл. 5.22.

При применении той или иной буровой установки диаметр полковых раструбов должен быть достаточным для пропуска буровой установки.

Установка БУКС-1М состоит из раздвижной колонки, к которой прикреплены четыре стойки с бурильным инструментом. Эти узлы составляют съемную часть установки. Две стойки закреплены к распорной колонке неподвижно, две шарнирные – на петлях, что позволяет установить бурильные машины в ряд при бурении и складывать при спуске и подъеме. Установка подвешивается к тельферу погрузочной машины, с помощью которого перемещается по забою.

Т а б л и ц а 5.22 - Технические характеристики бурильных установок типа БУКС

Показатели	Установки, подвешенные к тельферу КС					Установки на опалубке	
	БУКС-1М	БУКС-1МЦ	БУКС-1У2	БУКС-1У3	БУКС-1У4	БУКС-2М	БУКС-1У2М
Диаметр ствола в свету, м	5,5 - 9	4 - 9	4 - 9	4 - 9	4 - 9	5 - 9	4 - 9
Количество бурильных машин	4	2	2	3	4	2 - 5	3 - 4
Глубина шпуров (ход автоподатчика бурильной головки), м	-	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	60	36	36	50	60	36	36
Расстояние между шпурами, мм	800	800	600-800	600-800	600-800	650	600-800
Высота, м	10,3	10,3	9,73	9,73	9,73	5,8	6,3
Масса, т	7,5	8,5	6,54	8,0	8,4	5,3	13,0
Диаметр описанной окружности, мм	15 - 40	15 - 40	1250 - 2050	1250 - 2050	1250 - 2050	1250	1250

Установка БУКС-1МЦ предназначена для бурения шпуров и цементационных скважин, она отличается от БУКС-1М тем, что на бурильных машинах монтируются дополнительные устройства, которые позволяют бурить две цементационные скважины диаметром 52 мм и глубиной до 50 м. При бурении обычных шпуров дополнительные устройства снимаются. Установки БУКС-1У2, БУКС-1У3, БУКС-1У4 имеют аналогичные конструкции, но отличаются количеством бурильных машин (соответственно 2,3,4), а также размерами бадьегового подъема.

Установки БУКС-2М и БУКС-1У2М предназначены в основном для углубки стволов с погрузкой породы грейферными грузчиками КС-3 и «Погрузчик». Установка БУКС-2М подвешивается к тележке, которая перемещается по монорельсу на призабойной опалубке. Они имеют механизм кругового и радиального перемещения.

Бурильные установки типа БУКС оснащаются бурильными головками вращательно-ударного бурения БУ-1 для пород с $f \leq 10$, БГА-1М для пород с $f = 8 - 16$, перфораторами ПК-75 для пород с $f > 16$. Установки раскрепляются между тельфером и забоем путем раздвижки центральной колонны.

Установки БУКС производят бурение шпуров с воздушно-водяным удалением буровой мелочи. Установку БУКС обслуживают 3 – 4 человека, один из которых машинист погрузочной машины. Она позволяет механи-

зировать процесс бурения, улучшает санитарные условия работы, повышает в 3 – 4 раза производительность труда, сокращает число рабочих, занятых на бурении шпуров. Эти установки целесообразно применять в стволах диаметром 5,5 – 9 м и глубиной более 150 – 180 м, оснащенных погрузочной машиной КС-2У/40, КС-1М и др. В стволах диаметром 7 – 9 м при погрузке породы грейферными грузчиками 2КС-2У/40, 2КС-1М для бурения шпуров применяются две установки БУКС.

Для механизации бурения шпуров в стволах меньшей глубины и погрузке породы грейферными грузчиками с ручным вождением грейфера типа КС-3 применяются установки СМБУ-3М и СМБУ-4М. Эти установки состоят из колонки с маслостанцией, на которой закреплены манипуляторы. На манипуляторах перемещаются бурильные машины БУ-1 или БГА-1М. Установки СМБУ-3М и СМБУ-4М размещаются в центре забоя и зацепляются к опалубке тремя канатами. Технические характеристики установок СМБУ приведены в табл. 5.23.

Т а б л и ц а 5.23 - Технические характеристики установок СМБУ

Показатели	СМБУ-3М	СМБУ-4М
Диаметр обуриваемого ствола, м	5-8	5-8
Количество бурильных машин	3	3
Глубина шпуров, мм	2700	4000
Высота установки, мм	5350	6550
Диаметр описанной окружности, мм	1350	1350
Масса, кг	4,85	5,425

Все установки типа БУКС и СМБУ, кроме установок БУКС-1М, БУКС-1МЦ оснащены фиксаторами, которые обеспечивают остановку бурильных машин на заданной позиции забоя, после остановки бурильной головки на конечной глубине шпура возвращают ее в исходное положение.

Производительность бурения Q_6 , м/мин, установками типа БУКС и СМБУ можно определить по формуле

$$Q_6 = \frac{60 \cdot \varphi \cdot n_6 \cdot \kappa_n \cdot V_m}{1 + \sum t_b}, \quad (5.29)$$

где φ – коэффициент одновременности работ бурильных молотков, $\varphi = 0,7 - 0,8$;

n_6 – число бурильных машин в установке;

κ_n – коэффициент надежности установки, $\kappa_n = 0,8 - 0,9$;

$\sum t_b$ – время вспомогательных работ при бурении 1 м шпура (замена коронок, обратный ход штанги, перестановки бурильной установки в забое и другие работы). При $l_{ш} = 2,5 - 3$ м, $\sum t_b = 2-2,5$ мин; при $l_{ш} = 3,5 - 4$ м, $\sum t_b = 3 - 4$ мин;

V_m – механическая скорость бурения шпура диаметром 46 – 52 мм. В породах с $f < 6$ $V_m = 0,8 - 1,2$ м/мин; с $f = 7 - 9$ $V_m = 0,7 - 0,8$ м/мин; $f = 10 - 12$ $V_m = 0,5 - 0,7$ м/мин.

При бурении шпуров диаметром 40 – 43 мм скорость бурения увеличивается на 20 – 25%. В общем виде время бурения шпуров без подготовительно-заключительных работ определяют по формуле

$$T_6 = \frac{N \cdot l_{ш}}{Q_6}, \quad (5.30)$$

Полный объем работ по бурению шпуров в забое $L_{бур}, м$, определяют по формуле

$$L_{бур} = N_{вр} \cdot l_{вр} + N_{ост} \cdot l_{ост} + \sum l, \quad (5.31)$$

где $l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м;

$l_{ост}$ – длина остальных шпуров, м;

$\sum l$ – суммарная глубина прочих необходимых шпуров, м.

5.4. Заряжание и взрывание шпуров

Заряжание проводят после окончания бурения всех шпуров. В конце бурения шпуров мастер-взрывник или горный мастер проверяют соответствие глубины и расположения шпуров паспорту буровзрывных работ. Шпуры, которые не соответствуют паспортным данным, перебуривают, а имеющие глубину меньше указанной – добуривают. После проверки качества бурения шпуров и очистки их от буровой мелочи из забоя убирают буровое оборудование, инструмент и шланги. Запрещается заряжать шпуры, если ближе 20 м от забоя находятся оборудование и неубранная порода, загромаждающая выработку больше, чем на 1/3 ее высоты.

До начала заряжания шпуров в забой доставляют в необходимом количестве ВВ и СИ, материал забойки, инертную пыль и смачиватели. При необходимости наращивания става труб вентиляции обесточивают электрический кабель и проверяют надежность рам крепи.

В вертикальных стволах перед заряджением шпуров находящееся в забое оборудование, инструмент и материалы выдаются на земную поверхность. Подвесной полук поднимается на безопасную высоту 20-25 м.

Спуск ВВ и СИ производится в бадьях отдельно: патроны-боевики изготавливаются на поверхности в зарядных будках, расположенных от зданий, сооружений и коммуникаций на расстоянии не ближе 50 м.

Спуск готовых патронов-боевиков производится отдельно от ВВ и СИ в сопровождении взрывника в сумках или специальных ящиках. Скорость спуска бадьи с ВВ не должна превышать 1 м/с без направляющих канатов и 2 м/с – по направляющим канатам. Во время спуска ВМ и заря-

жания шпуров запрещается выполнение каких-либо других работ, не связанных с заряджением шпуров в забое и на полке.

В заряджании шпуров взрывнику помогают проходчики, имеющие Единую книжку взрывника [3]. Число проходчиков, участвующих в заряджании, определяется из расчета 7 - 10 м² площади забоя при обычной проходке и 4 - 6 м² при скоростной проходке на одного проходчика.

После помещения заряда в шпур остающуюся свободную часть последнего заполняют инертным материалом, т.е. осуществляют забойку шпура. В качестве материалов для этого применяют песчано-глинистые пыжи в соотношении 3:1, водяные ампулы и мокрый песок. Пыжи доставляют в забой в количестве достаточном для заполнения всех шпуров.

После забойки шпуров и удаления в безопасное место рабочих, участвовавших в заряджании, взрывник приступает к монтажу взрывной сети, который заключается в соединении детонаторных, соединительных и магистральных проводов, и производит взрывание зарядов шпуров.

В вертикальных стволах забойка шпуров производится гранулированным шлаком или крупнозернистым сухим песком, которые спускаются в ствол в прорезиненных или брезентовых мешках. Применяются также пыжи, изготовленные из глины и песка. Забойка может производиться и буровой мелочью от бурения шпуров. Коэффициент заполнения шпуров должен соответствовать нормативам. После заряджания шпуров монтируется антенна, к которой присоединяются концы проводников электродетонаторов. Антенна монтируется на колышках высотой 0,6 - 0,8 м, которые вставляются в шпур. Для антенны применяются неизолированные алюминиевые провода сечением не менее 6 мм² или медные проволоки сечением не менее 4 мм².

Производятся параллельное, последовательное, параллельно-последовательное и последовательно-параллельное соединения электродетонаторов с антенной. Электровзрывной двухжильный кабель сечением 12 - 15 мм² подвешивается в стволе на тросе сечением 8 - 12 мм². Трос закреплен на тихоходной лебедке. Второй конец кабеля наматывается на барабане лебедки, установленной вблизи ствола. Шпуры взрываются от сети переменного тока напряжением 127-220 В. Взрывной рубильник помещается в металлическом футляре с замком. Перед взрыванием открываются люды на нулевой и приемной площадках, и все рабочие удаляются от ствола на расстояние не менее 15 - 20 м. Порядок расчета взрывных сетей при электровзрывании приведен в работе [16].

5.4. Проветривание выработок

Проветривание выработок осуществляют для обеспечения санитарно-гигиенических условий труда – нормального состава воздуха (содержание кислорода не менее 20 % по объему и углекислого газа не более 0,5 %) и температуры воздуха не более 26 °С при влажности до 90 %. После взрыва зарядов ВВ перед допуском людей в забой содержание ядовитых газов (%)

должно быть не более: окиси углерода - 0,0017, двуокиси азота - 0,0001, сернистого ангидрида - 0,00038, сероводорода - 0,00070.

Различают четыре схемы проветривания *горизонтальных и наклонных* выработок (рисунок 5.6): за счет общешахтной депрессии (*а*), нагнетательную (*б*), всасывающую (*в*) и комбинированную (*г*). Проветривание за счет *общешахтной депрессии* применяют редко, в тех случаях, когда проводят две параллельные выработки, которые сбивают между собой через промежутки не более 30 м.

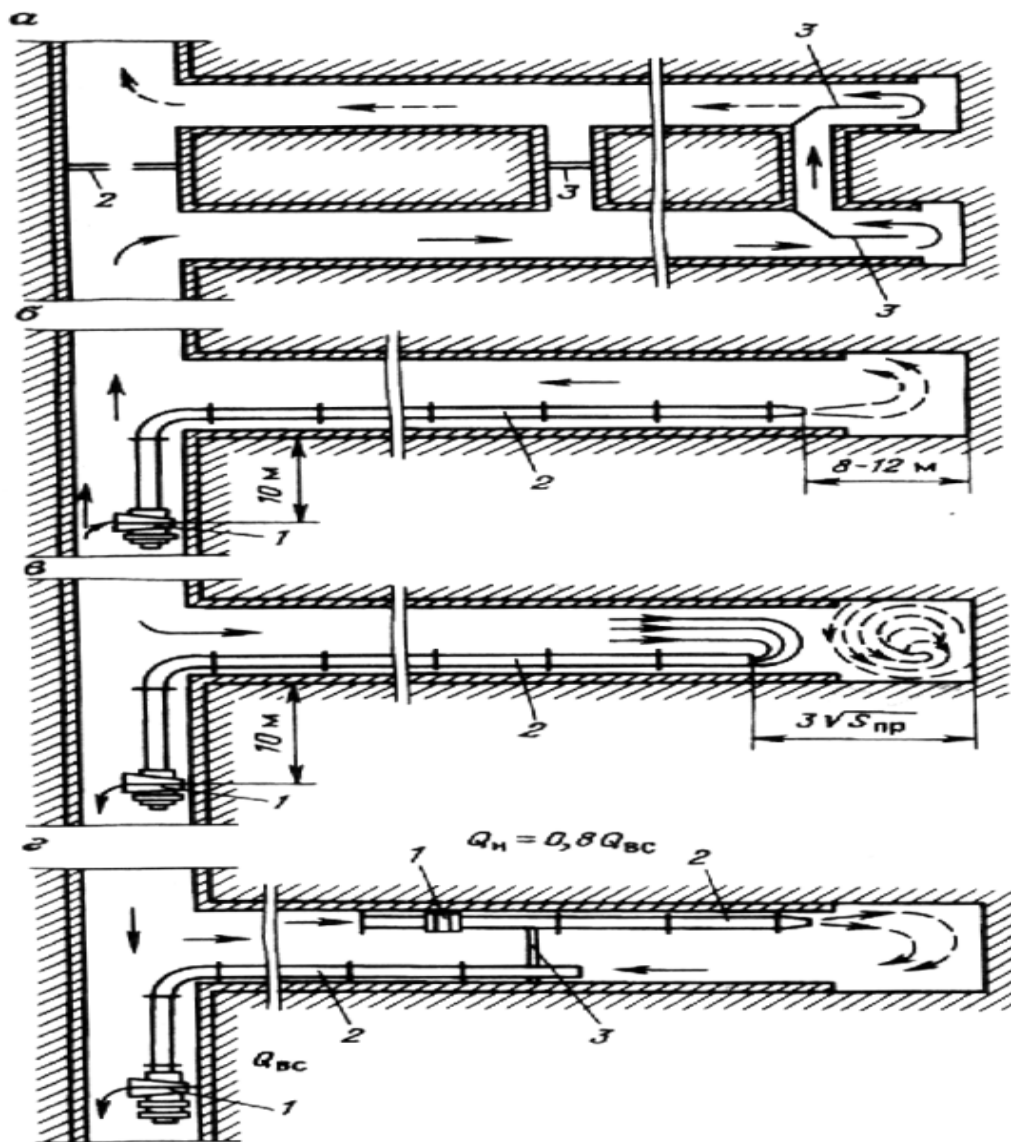


Рисунок 5.6 - Схемы проветривания тупиковых выработок: 1 - вентилятор; 2 - трубопровод; 3 - перемычка; $S_{пр}$ - площадь поперечного сечения выработки в проходке; Q_n и $Q_{вс}$ - подача соответственно нагнетательного и всасывающего вентиляторов

Наибольшее распространение получила нагнетательная схема, при которой свежий воздух нагнетается вентилятором местного проветривания по трубам в забой выработки, происходит его интенсивное перемеши-

вание с воздухом, находящимся в призабойной части выработки, и эта смесь по выработке перемещается в исходящую струю.

Дальность действия струи воздуха зависит от поперечного сечения выработки и скорости, исходящей из труб струи воздуха. Расстояние от конца вентиляционных труб до забоя в газовых шахтах не должно превышать 8 м, а в негазовых – 12 м.

При нагнетательной схеме проветривания происходит энергичное вымывание газов из забойного пространства и имеется возможность применять гибкие трубы. Недостаток схемы заключается в том, что загазованный воздух из забойного пространства перемещается по всей длине выработки.

При всасывающей схеме проветривания загазованный воздух из забойного пространства вентилятором засасывается в став вентиляционных труб и перемещается в выработку со свежей струей.

Недостаток схемы – малая эффективность проветривания, так как воздушная среда, находящаяся от конца трубопровода на расстоянии более 1,5 м, практически не засасывается в трубопровод. Кроме того, при такой схеме можно применять только металлические трубы.

При комбинированной схеме проветривания устанавливают два вентилятора: один – всасывающего действия с трубопроводом на всю длину выработки, а другой – нагнетательного действия с коротким (25 - 30 м) трубопроводом, который нагнетает свежий воздух в призабойное пространство.

Комбинированная схема сочетает достоинства нагнетательной и всасывающей схем (быстрое проветривание призабойного пространства, продукты взрыва не загазовывают выработку). Недостаток – наличие двух вентиляторов, дополнительные работы по периодическому переносу нагнетательного вентилятора и вентиляционной двери.

Стволы при проходке, как правило, проветривают нагнетательным способом по трем схемам, при котором свежий воздух с поверхности земли вентилятором нагнетается в забой ствола и вместе с продуктами взрыва поднимается по нему на поверхность земли. *По схеме с подачей свежего воздуха по трубам* (рисунок 5.7, а) после взрыва ВВ газы под действием первоначального толчка и высокой температуры поднимаются вверх, а нагнетаемый свежий воздух поступает в призабойную часть ствола и интенсивно удаляет продукты взрыва.

Недостатками данной схемы является то, что в стволах большой глубины (700 - 1000 м) резко увеличивается аэродинамическое сопротивление вентиляционных труб и масса става труб диаметром 0,6 - 1,2 м достигает 40 - 60 т и более.

При проветривании *по схеме сквозной струи* (рисунок 5.7, б) между стволами проводят сбойку, в которой устанавливают два вентилятора.

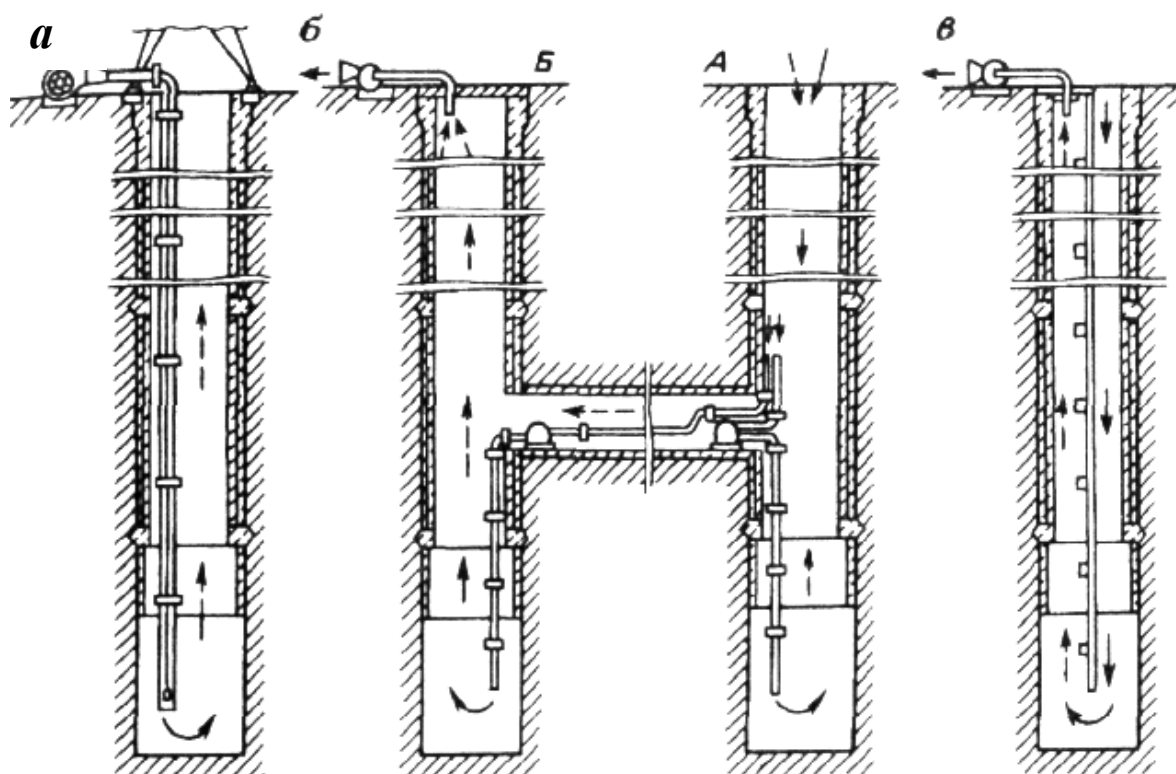


Рисунок 5.7 – Схемы проветривания ствола

Свежий воздух поступает по стволу *А* и одним вентилятором нагнетается в забой ствола *А*, а другим – в забой ствола *Б*. На поверхность земли воздух поднимается по стволу *Б*. Эту схему можно применять при одновременной проходке двух глубоких стволов, находящихся на небольшом расстоянии.

Недостаток схемы – необходимость проходить сбойку между стволами. Дополнительные затраты на возведение вентиляционной сбойки уменьшаются, если в ней монтируют перекачные насосные станции. Проветривание по схеме с использованием продольной перемычки (рисунок 5.7, в) применяют в зарубежной практике при проходке весьма глубоких стволов большого диаметра (9 - 10м).

Продольная железобетонная перемычка разделяет ствол на две части: в одной располагают подъемные сосуды, а вторая свободная служит только для вентиляции.

Для проветривания выработок применяют осевые или центробежные вентиляторы, основные технические характеристики которых приведены в табл. 5.24.

Осевые вентиляторы имеют подачу от 1 до 11 м³/с и давление от 30 до 360 Па, а центробежные – соответственно, от 1 до 23 м³/с и 1000 - 9700 Па. В шахтах, опасных по газу или пыли, отнесенных к сверхкатегорным, применяют вентиляторы с пневматическим двигателем.

Т а б л и ц а 5.24 - Технические характеристики осевых и центробежных вентиляторов

Тип вен- тилятора	Подача м³/мин		Напор, Па		КПД	Мощность, кВт
	В оптим. режиме	В рабочей зоне	Опти- мальный	Макси- мальный		
Осевые с электроприводом						
ВМ-4	120	50-150	300	1350	0,7	4
ВМ-5	190	100-280	1200	2700	0,72	24
ВМ-6	340	140-480	1500	3600	0,73	38
ВМ-8	600	240-780	2500	9000	0,86	125
ВМ-12	1200	1000-1400	3000	9500	0,82	110
Осевые с пневмоприводом						
ВМП-3	60	-	800	-	-	-
ВМП-5	180	-	1700	-	-	-
Центробежные вентиляторы						
ВЦПД-8	90	270	450	2120	0,71	13
ВЦО-0,6	50	460	2500	6000	0,76	50
ВЦ-7	420	84-660	1000	9700	0,83	75

Высоконапорные вентиляторы используют для проветривания выработок большой (1500 - 2000 м) длины.

В настоящее время проветривание тупиковых *горизонтальных и наклонных* выработок осуществляют, как правило, с помощью гибких вентиляционных труб длиной 5, 10 и 20 м и диаметром 400, 500 и 600 мм.

Гибкие трубы изготавливают из капрона с односторонним покрытием негорючей резиной и чефера с двухсторонним покрытием полихлорвинилом или резиной. Гибкие трубы соединяют между собой стыковыми кольцами и подвешивают к тросу, протянутому по выработке. Трос крепят к верхнякам крепи.

Металлические трубы изготавливают из листовой стали толщиной от 2 до 3 мм. Диаметр труб изменяется от 0,4 до 1,0 м, длина составляет 2; 2,5; 3,0 и 4 м. Масса 1 м трубы с деталями подвески колеблется от 26 до 73 кг. Металлические трубы соединяют на фланцах болтами с резиновой прокладкой и подвешивают к верхнякам крепи с помощью скоб.

В вертикальных стволах вентиляционные ставы могут быть из резиновых труб длиной 5, 10, 20 м, металлических труб диаметром 0,5-0,9 м и длиной 3; 3,5; 4 м. Металлические трубы соединяются на фланцах болтами с обязательной установкой прокладок толщиной не менее 8 - 10 мм.

Подвеска вентиляционных труб производится с помощью канатов или скоб, которые прикрепляются к крепи ствола. Для этой цели бурятся шпуры длиной 0,6 - 0,8 м.

При расчете паспорта проветривания тупиковой выработки необходимо выбрать схему проветривания, определить расходы требуемого количества воздуха, выбрать и определить параметры трубопровода и вентилятора. Порядок расчета паспорта проветривания тупиковой выработки и соответствующие нормативные требования приведены в «Руководстве по проектированию вентиляции угольных шахт» [17].

5.5.1. Определение расхода воздуха для подачи в забой проветриваемой выработки

Расход воздуха для подачи в забой проветриваемой выработки $Q_{з.п.}$ рассчитывается по следующим параметрам: по выделению метана; по числу работающих в выработке людей; по минимальной скорости воздуха; по тепловому фактору; по газам, образующимся при взрывных работах. Выбор средств проветривания выработки производится по наибольшему из этих расходов с учетом коэффициента утечек в вентиляционном трубопроводе.

Для *горизонтальных и наклонных* выработок протяженностью до 300 м расчет выполняется сразу для максимальной длины выработки. Для выработок большей протяженности расчеты выполняются через каждые 300 м, включая и максимальную длину. Для *вертикальных выработок* расчет выполняется сразу для максимальной длины выработки.

Определение расхода воздуха по выделению метана при проведении горизонтальных и наклонных выработок

Для шахт, опасных по метановыделению, расход воздуха для проветривания призабойного пространства при выемке угля комбайнами, отбойными молотками или выбуриванием определяется по формуле

$$Q_{з.п.} = \frac{1,667 \cdot I_{з.п.}}{C - C_0}, \quad (5.32)$$

где $Q_{з.п.}$ – расход воздуха в призабойном пространстве, м³/с;

C – допустимая по ПБ концентрация газа в исходящей струе, %;

$C = 1\%$;

C_0 – концентрация газа в струе воздуха, поступающего в выработку, %; для проектируемых шахт, $C_0 = 0,05\%$;

$I_{з.п.}$ – газовыделение на призабойном участке, м³/мин, определяемое как сумма метановыделения из неподвижных обнаженных поверхностей пласта на призабойном участке длиной 20 м при нагнетательном способе проветривания $I_{пор}$ и из отбитого угля $I_{оуп}$, м³/мин:

$$I_{з.п.} = I_{пор} + I_{оуп}; \quad (5.33)$$

$$I_{\text{пор}} = 4 \cdot 10^{-4} \cdot m_{\text{п}} \cdot \beta \cdot v_{\text{п}} \cdot a_3 \cdot (x - x_0) \cdot k_{\text{т}}, \quad (5.34)$$

где $m_{\text{п}}$ – полная мощность угольных пачек пласта, м;

$v_{\text{п}}$ – проектная скорость подвигания забоя выработки, м/сут;

β – коэффициент условий фильтрации метана, для тонких и средней мощности пластов $\beta = 1$;

a_3 – коэффициент угольного бассейна, для шахт Донбасса $a_3 = 5,2$;

x – природная метанобильность пласта угля, м³/т;

x_0 – остаточная метанобильность угля, оставшегося в выработке, м³/т;

$k_{\text{м}}$ – коэффициент, учитывающий изменение метановыделения во времени; для шахт Донбасса принимается по табл. 5.25 [17].

Т а б л и ц а 5.25 - Значения коэффициента, учитывающего изменение метановыделения во времени

$T_{\text{пр.}}, \text{сут}$	$k_{\text{м}}$	$T_{\text{пр.}}, \text{сут}$	$k_{\text{м}}$	$T_{\text{пр.}}, \text{сут}$	$k_{\text{м}}$
1	1,2	15	3,8	75	9,1
2	1,4	20	4,5	90	9,6
3	1,6	25	5,2	105	10,0
4	1,8	30	5,8	120	10,3
5	2,0	45	7,5	150	10,6
10	3,0	60	8,5	>150	11,0

Значение x_0 вычисляется по формуле

$$x_0 = 0,01 \cdot x_{0,y} \cdot (100 - W_y - A_3), \quad (5.35)$$

где $x_{0,y}$ – остаточная метанобильность угля, м³/т, сухой беззольной массы, для Донецкого бассейна принимается по табл. 5.26.

V – выход летучих веществ для угля, %;

W_y – пластовая влажность угля, %;

A_3 – зольность угля, %;

a_3 – коэффициент, значения которого приведены в табл. 5.26;

n_1 – показатель степени, принимается равным для шахт Донецкого бассейна равным 1.

Т а б л и ц а 5.26 – Значения остаточной метанобильности угля

$V, \%$	до 8	8 - 12	12-18	18-26	26-35	35-42	42-50
$x_{0,y}, \text{м}^3/\text{т}$	12,1-5,3	5,3-4,1	4,1-3,2	3,2-2,6	2,6-2,2	2,2-1,9	1,9-1,7
a_3	0,14	0,14-0,18	0,18-0,28	0,28-0,43	0,43-0,38	0,38-0,3	0,28

Метановыделение из отбитого угля при комбайновом проведении выработки, м³/мин

$$I_{\text{оуп}} = (x - x_0) \cdot j \cdot k_{\text{му}}, \quad (5.36)$$

где j – техническая производительность комбайна, т/мин, принимается для комбайнов избирательного действия 1,0 - 1,8 т/мин;

$k_{\text{му}}$ - коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля и зависящий от времени нахождения угля в призабойном пространстве T_y . Для условий Донбасса (табл. 5.27) значения $k_{\text{му}}$ при $T_y \leq 6$ мин.

Т а б л и ц а 5.27 - Коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля и зависящий от времени нахождения его в призабойном пространстве

T_y , мин	1	2	3	4	5	6
$k_{\text{му}}$	0,052	0,088	0,116	0,138	0,157	0,173

Значение T_y можно рассчитать по формуле

$$T_y = S_{\text{уг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma / j, \quad (5.37)$$

где $S_{\text{уг}}$ - площадь сечения выработки по углю в проходке, м^2 ;

$l_{\text{ц}}$ - подвигание угольного забоя за цикл непрерывной работы комбайна, принимается равным длине коронки (барабана) или шагу крепи, но не менее 1 м;

γ - объёмная масса угля, т/м^3 .

При взрывном способе выемки угля (для шахт, опасных по метану) расход воздуха для проветривания призабойного пространства определяют по формуле

$$Q_{\text{зп}} = \frac{S_{\text{св}} \cdot l_{\text{з.тр.}}}{K_{\text{т.д.}}} \left[\frac{71 \cdot I_{\text{з.п.мах}}}{S_{\text{св}} \cdot l_{\text{з.тр.}} (C_1 - C_0) + 18 \cdot I_{\text{з.п.мах}}} \right], \quad (5.38)$$

где $S_{\text{св}}$ - площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ;

$l_{\text{з.тр.}}$ - расстояние от конца трубопровода до забоя выработки, м;

$K_{\text{т.д.}}$ - коэффициент турбулентной диффузии, принимается при $S_{\text{св}} < 10 \text{ м}^2$ $K_{\text{т.д.}} = 1,0$ и при $S_{\text{св}} > 10 \text{ м}^2$ $K_{\text{т.д.}} = 0,8$;

C_1 - допустимая концентрация метана в призабойном пространстве после взрывания по углю, %, принимается равной 2%;

$I_{\text{з.п.мах}}$ - максимальное метановыделение после взрыва по углю, $\text{м}^3/\text{мин}$,

$$I_{\text{з.п.мах}} = 0,05 \cdot S_{\text{уг}} \cdot l_{\text{вз}} \cdot (x - x_0) \cdot \gamma, \quad (5.39)$$

где $S_{\text{уг}}$ - площадь угольного забоя в выработке, м^2 ;

x - природная метанобильность пласта угля, $\text{м}^3/\text{т}$;

x_0 - остаточная метанобильность угля, оставшегося в выработке, $\text{м}^3/\text{т}$;

$l_{\text{вз}}$ - подвигание угольного забоя за взрывание, м.

Метановыделение из отбитого взрывом угля $I_{\text{оуп}}$, $\text{м}^3/\text{с}$, определяют по формуле

$$I_{\text{оуп}} = 8 \cdot 10^{-4} \cdot S_{\text{уг}} \cdot l_{\text{вз}} \cdot (x - x_0) \cdot \gamma. \quad (5.40)$$

Расход воздуха $Q_{\text{п}}$, м³/с, для проветривания всей тупиковой выработки по газовыделению при любых способах ее проведения определяют по формуле

$$Q_{\text{п}} = 1,667 \cdot I_{\text{п}} \cdot k_{\text{н}} / (C - C_0), \quad (5.41)$$

где $k_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности газовыделения, для Донбасса $k_{\text{н}} = 1$, для Подмосковского бассейна $k_{\text{н}} = 2,4$;

$I_{\text{п}}$ – выделение метана или углекислого газа в тупиковой выработке, м³/мин.

Определение расхода воздуха по выделению метана при проведении вертикальных выработок

Расчёт расхода воздуха по выделению метана при проведении вертикальных выработок осуществляют по формуле

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{1,667 \cdot I_{\text{з.п.}}}{C}. \quad (5.42)$$

Ожидаемое метановыделение в призабойное пространство при пересечении стволом угольных пластов ($I_{\text{з.п.}}$) вычисляют для каждого пересекаемого угольного пласта по формулам (5.33) и (5.34), входящие в формулы $I_{\text{пор}}$ и $I_{\text{оуп}}$ определяют соответственно

$$I_{\text{пор}} = \frac{D_1 \cdot m_{\text{пз}} \cdot a_3 \cdot (x - x_0)^{n_1}}{\cos \alpha_{\text{пл}}}; \quad (5.43)$$

$$I_{\text{оуп}} = \frac{D_1^2 \cdot m_{\text{пз}} \cdot \rho \cdot x^2}{\cos \alpha_{\text{пл}}}, \quad (5.44)$$

где D_1 – диаметр ствола в проходке, м;

$m_{\text{пз}}$ – мощность угольных пачек пласта в заходке м;

ρ – средняя плотность угля, т/м³;

$\alpha_{\text{пл}}$ – угол падения пласта, градус.

Из всех значений $I_{\text{з.п.}}$, полученных для различных угольных пластов, пересекаемых стволом, к дальнейшему расчету принимается наибольшее для рассматриваемого периода строительства.

Расход воздуха по наибольшему количеству людей $n_{\text{чел}}$, одновременно работающих в выработке (для всех выработок)

Расход воздуха по наибольшему количеству людей $n_{\text{чел}}$, одновременно работающих в выработке (для всех выработок) $Q_{\text{з.п.}}$, м³/с, определяют по формуле

$$Q_{з.п.} = 0,1 \cdot n_{\text{чел}} . \quad (5.45)$$

Расход воздуха по минимальной скорости его движения в выработке (для всех выработок)

Расход воздуха по минимальной скорости его движения в выработке (для всех выработок) $Q_{з.п.}$, м³/с, рассчитывается по формуле:

$$Q_{з.п.} = v_{\text{мин}} \cdot S_{\text{св}} , \quad (5.46)$$

где $v_{\text{мин}}$ – минимально допустимая по ПБ скорость движения воздуха в тупиковой выработке, м/с; для тупиковых выработок не газовых шахт $v_{\text{мин}} = 0,15$ м/с, а для газовых шахт $v_{\text{мин}} = 0,25$ м/с.

Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве выработки (для всех выработок) в зависимости от температуры

Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве выработки (для всех выработок) в зависимости от температуры $Q_{з.п.}$, м³/с, определяют по формуле

$$Q_{з.п.} = 0,333 \cdot v_{з.мин} \cdot S_{\text{св}} , \quad (5.47)$$

где $v_{з.мин}$ – минимально допустимая скорость воздуха в призабойном пространстве, принимается по таблице ПБ в зависимости от температуры и относительной влажности воздуха в забое в пределах от 0,25 до 2 м/с и более.

Расход воздуха по газам, образующимся при взрывных работах

Расход воздуха по газам, образующимся при взрывных работах $Q_{з.п.}$, м³/с, рассчитывают (для всех выработок) по формуле

$$Q_{з.п.} = \frac{0,0375}{T} \cdot \sqrt[3]{\frac{V_{\text{вв}} \cdot S_{\text{св}}^2 \cdot l_{\text{п}}^2 \cdot k_{\text{обв}}}{k_{\text{ут.тр}}^2}} , \quad (5.48)$$

где T – время проветривания выработки после взрывания, принимается не более 30 мин;

$v_{\text{вв}}$ – объём вредных газов, образующихся после взрывания, л, при одновременном взрывании по углю и породе, определяют по формуле

$$v_{\text{вв}} = 100 \cdot B_{\text{уг}} + 40 \cdot B_{\text{пор}} , \quad (5.49)$$

Здесь $B_{\text{уг}}$, $B_{\text{пор}}$ – количество ВВ, взрываемого по углю и породе, кг; при раздельном взрывании принимается наибольшее значение $v_{\text{вв}}$;

$l_{\text{п}}$ – длина тупиковой выработки, м; для выработок длиной более 500 м принимается 500 м;

$k_{обв}$ – коэффициент, учитывающий обводненность выработки; при сухих породах $k_{обв} = 0,8$, при влажных $k_{обв} = 0,6$, при обводненных или применении водяных завес $k_{обв} = 0,3$;

$k_{ут.тр}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционных трубопроводах, принимают по табл. 5.28.

Т а б л и ц а 5.28 - Значения коэффициента утечек воздуха в вентиляционных трубопроводах

Диаметр трубопровода, м	Коэффициент утечек воздуха в вентиляционных трубопроводах $k_{ут.тр}$ при длине гибкого трубопровода, км												
	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
До 0,6	1,19	1,25	1,3	1,35	1,39	1,43	1,48	1,54	1,76	1,98	2,2	2,42	2,63
0,7 – 1,2	1,22	1,32	1,41	1,54	1,72	1,94	2,27	2,63	3,23	4,0	4,75	5,9	7,15

Окончательно принимается наибольшее значение расхода воздуха $Q_{зп}^{макс}$ для подачи в забой.

По нему определяется подача вентилятора (расход воздуха в начале трубопровода) при нагнетательном способе проветривания $Q_{в}$, м³/с:

$$Q_{в} = Q_{зп} \cdot k_{ут.тр}. \quad (5.50)$$

Давление вентилятора или депрессия гибкого вентиляционного трубопровода $h_{в}$, даПа, определяют по формуле

$$h_{в} = R_{тр} \cdot Q_{в}^2 \cdot (0,59 / k_{ут.тр} + 0,41)^2, \quad (5.51)$$

где $R_{тр}$ – аэродинамическое сопротивление трубопровода, кμ, определяют по формуле

$$R_{тр} = r_{тр} \cdot (l_{тр} + 20 \cdot d_{тр} \cdot n_{1Т} + 10 \cdot d_{тр} \cdot n_{2Т}). \quad (5.52)$$

Здесь $r_{тр}$ – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода, кμ/м; значения $r_{т}$ при диаметрах трубопровода $d_{тр}$, равных 0,5, 0,6; 0,8; 1,0 м соответственно равны 0,177; 0,071; 0,016; 0,0053 кμ/м; $n_{1Т}$ и $n_{2Т}$ – число поворотов трубопровода на 90° и 45°; $l_{тр}$ – полная длина вентиляционного трубопровода, м.

Выбор вентилятора производится по аэродинамической характеристике. При этом следует принимать такой вентилятор, аэродинамическая характеристика которого проходит через точку с координатами расчетного режима $Q_{в}$ и $h_{в}$ или выше неё.

Для определения режимов работы выбранного вентилятора на его аэродинамической характеристике строится характеристика вентиляционного трубопровода. Для этого задаются произвольными значениями Q (1,

2; 3 и т.д.), $\text{м}^3/\text{с}$, но не менее трёх величин, и для каждого определяют $k_{\text{ут.тр}}$, $Q_{\text{в}}$ и $h_{\text{в}}$. По парным значениям $Q_{\text{в}}$ и $h_{\text{в}}$ на аэродинамическую характеристику вентилятора наносятся точки, которые соединяются плавной кривой между собой и началом координат. Построенная кривая будет характеристикой трубопровода заданной длины. Режим работы вентилятора определяют по точкам пересечения характеристик трубопровода с характеристиками вентилятора, по ним также устанавливают параметры работы вентилятора, т.е. углы установки лопаток направляющего аппарата θ , коэффициент полезного действия $\eta_{\text{д.в.}}$ и потребляемая мощность двигателя вентилятора $N_{\text{д.в.}}$.

Погрузка породы в горизонтальных и наклонных выработках

Погрузка породы является одним из наиболее трудоемких процессов проходческого цикла и занимает 30 – 40 % его продолжительности. Поэтому, большое значение имеет совершенствование механизации этого процесса, что в конечном счёте ведет к повышению производительности труда и увеличению скорости проведения выработок.

Уровень механизации погрузки породы при проведении горизонтальных выработок в горнодобывающей промышленности достигает 97 %. Однако в выработках малого сечения при проведении технологической части выработки еще применяют преимущественно ручную погрузку породы. Производительность труда в таких забоях в 1,5 - 1,8 раза ниже, чем в забоях с механизированной погрузкой. Погрузку взорванной породы производят погрузочными машинами и реже – скреперными установками.

Погрузочные машины классифицируют по принципу работы исполнительного органа: на машины периодического действия (ППН) и машины непрерывного действия (ПНБ); по виду применяемой энергии: на электрические и пневматические; по конструкции ходовой части: на колёсно-рельсовые, колёсные на пневматических шинах и гусеничные.

5.6.1. Погрузка породы погрузочными машинами периодического действия

Погрузочные машины периодического действия снабжены основным рабочим органом в виде ковша и подразделяются на две группы: *машины с прямой и ступенчатой разгрузкой ковша*, характеристики которых приведены в табл. 5.29. Наибольшее распространение получили погрузочные машины с прямой задней разгрузкой ковша на рельсовом ходу, которые характеризуются простотой конструкции, высокой надежностью, небольшой массой и незначительными габаритами.

Т а б л и ц а 5.29 – Характеристики машины с прямой и ступенчатой разгрузкой ковша

Показатели	ППН-1С	ППН-2Г	ППН-3А	1ППН-3	МПК-3
Техническая производительность, м ³ /мин	1,0	1,0	1,25	1,25	2,4
Фронт погрузки, м	2,2	не огр.	3,2	4,0	-
Высота разгрузки, м	1,3	1,5	1,65	1,45	1,5
Максимальная кусковатость породы, мм	350	400	600	400	800
Вместимость ковша, м ³	0,25	0,32	0,55	0,32	1,0
Размер колеи, мм	600; 900	-	750; 900	600; 900	-
Мощность двигателей, кВт	17,5	36,8	38,3	21,5	55
Основные размеры, м:					
- длина	2,25	2,6	3,2	7,43	5,2
- ширина	1,25	1,45	1,5	1,4	1,45
- высота	1,5	2,25	1,8	1,75	2,15

Недостатками колёсно-рельсовых ковшовых погрузочных машин являются малая маневренность, низкая производительность, трудность загрузки в вагонетки большой вместимости. Кривая движения ковша дополнительно увеличивает высоту выработки, а ограниченный фронт погрузки (2,2 - 4,0 м) во многих случаях вынуждает укладывать дополнительный рельсовый путь и требует ручной подкидки породы к ковшу машины.

Применяемые погрузочные машины с прямой разгрузкой ковша (ППН-1С; ППН-1Э; ППН-3А) отличаются размерами, мощностью, конструкциями отдельных узлов и, в основном, используются в комплексе с вагонами типа ВГ, ВПК. Погрузочные машины оснащены автоматической оросительной системой для подавления пыли при погрузке породы.

Погрузочная машина МПК-3 с боковой разгрузкой ковша предназначена для погрузки породы любой крепости при проведении горизонтальных и наклонных (до 10°) выработок при площади сечения в свету не менее 6,4 м² при погрузке на скребковый конвейер; 10,3 м² – на ленточный конвейер; 14,4 м² – в вагонетки. Конструкцией машины предусмотрена возможность перемонтажа погрузочного органа, что позволяет разгружать породу в правую и левую стороны. Основными достоинствами машин этого типа являются хорошая технологическая совместимость с различными транспортными средствами, высокая производительность (независимо от крепости, абразивности и крупности породы) за счет ковша большой вместимости (1 м³) и сокращения продолжительности цикла черпания. Машины типа МПК могут использоваться как погрузочно-доставочные средства и для других целей (подъем верхняков крепи, оборка забоя, зачистка и поддирка подошвы и др.). Погрузочная машина МПК-3 может эффективно применяться в качестве погрузочно-доставочного средства в выработках

протяжённостью до 100 м (технологические отходы, сбойки, камеры).

Погрузочные машины ступенчатой погрузки 1ППН-5; ППМ-4У по сравнению с погрузочными машинами прямой погрузки отличаются большей производительностью, но и более сложной конструкцией. Достоинством машин ступенчатой погрузки является возможность использования вагонеток различной вместимости и обеспечения их равномерной загрузки без ручного разравнивания. На погрузочной машине 1ППН-5 предусмотрена возможность установки манипуляторов для навески на них колонковых бурильных машин.

5.6.2. Погрузка породы погрузочными машинами непрерывного действия

Парк погрузочных машин непрерывного действия составляет в угольной промышленности около одной трети от общего парка погрузочных машин, в горнорудной – примерно 15%. Меньшее распространение машин непрерывного действия в горнорудной промышленности вызвано тяжелыми условиями работы: высокой крепостью, абразивностью и значительной кусковатостью горной массы.

Погрузочные машины непрерывного действия имеют ступенчатую погрузку горной массы и гусеничный ход. Основной разновидностью машин этой группы являются машины с парными нагребными лапами.

Выпускаемые отечественной промышленностью машины типа ПНБ (табл. 5.30) соответствуют уровню зарубежных погрузочных машин и даже превосходят его.

Т а б л и ц а 5.30 – Характеристики погрузочных машин непрерывного действия типа ПНБ

Показатели	1ПНБ-2	2ПНБ-2	ПНБ-3Д2	ПНБ-4
Техническая производительность, м ³ /мин	2,2	2,5	4,0	6,0
Ширина захвата с одной установки, м	1,6	1,8	2,7	2,7
Минимальные размеры выработки в свету, м:				
- ширина	2,5	3,0	3,7	4,0
- высота	1,8	1,8	2,5	3,0
Максимальная кусковатость породы, мм	400	500	600	600
Максимальный коэффициент крепости породы	6	12	16	16
Мощность двигателей, кВт	31	70	114	142

В угольной промышленности широкое распространение получили погрузочные машины 1ПНБ-2, 2ПНБ-2, предназначенные для погрузки породы при проведении горизонтальных и наклонных (до $\pm 8^\circ$) горных выработок.

В горнорудной промышленности применяют высокопроизводительные погрузочные машины ПНБ-3Д, ПНБ-3Д2, ПНБ-4, ПНБ-4Д. Развитие отечественных погрузочных машин непрерывного действия с парными нагребавшими лапами, в основном, идёт по пути повышения степени унификации, технической производительности и приспособляемости к изменяющимся условиям погрузки, увеличения надёжности, снижения металло- и энергоёмкости.

5.6.3. Буропогрузочные машины

Погрузочные машины, оснащённые навесным буровым оборудованием (буропогрузочные машины), наиболее эффективны при проведении однопутных протяжённых выработок, когда их размеры ограничивают маневры проходческих машин. Целесообразность применения буропогрузочных машин из-за высокой стоимости должна в каждом конкретном случае подтверждаться технико-экономическим расчётом. По сравнению с бурильными установками буропогрузочные машины требуют большей высоты и ширины выработки. С одной позиции они обуривают примерно одинаковые с существующими бурильными установками зоны, но по конструктивным возможностям способны бурить шпуры глубиной не более 3 м. В зарубежной практике из-за высокой стоимости буропогрузочные машины широкого распространения не получили.

Погрузочные машины непрерывного действия (1ПНБ-2Б, 2ПНБ-2Б) оснащены несъёмным навесным бурильным оборудованием со складывающимися манипуляторами. Применение съёмного навесного оборудования на ковшовых погрузочных машинах не приводит к значительному сокращению продолжительности цикла, так как для обеспечения погрузки требуется снятие бурового оборудования. Возможность использования на навесном оборудовании электрических и пневматических бурильных головок вращательного, ударно-поворотного, вращательно-ударного и универсального действия расширяет экономически целесообразную область использования буропогрузочных машин. Буропогрузочные машины могут оснащаться дистанционным управлением используемым при погрузке и программным автоматическим – при бурении, работать в сочетании с различными видами призабойного транспорта (вагонетки, конвейер, перегружатель).

5.6.4. Производительность погрузочных машин

Производительность погрузочной машины зависит от свойств горных пород, большого числа технических и организационных факторов. К

ним относятся техническая производительность машины, кучность размещения и качество дробления породы, вместимость транспортных сосудов и организация транспортирования породы из забоя, квалификация машиниста погрузочной машины и др. Существующая в настоящее время значительная разница между технической и эксплуатационной производительностью погрузочной машины обусловлена неблагоприятной структурой времени на погрузку. Основные и вспомогательные работы занимают 55 - 60 % общего времени погрузки, подготовительно-заключительные – 2,5 - 3 %, технологические перерывы – 9 - 16 %, отдых рабочих 2 - 4,8 %, простои по организационным причинам – 12,3 - 22 %.

В значительной степени на производительность погрузочной машины влияет *гранулометрический состав породы*. Снижение качества дробления породы и увеличение выхода негабарита (куски размером более 600 мм) затрудняют внедрение рабочего органа, уменьшают коэффициент заполнения ковша погрузочной машины, увеличивают затраты ручного труда. Превышение размеров кусков породы свыше 350 мм приводит к снижению производительности погрузочной машины до 45 % по сравнению с оптимальной. Резко снижается производительность погрузочной машины с увеличением разброса породы по выработке после взрыва. При толщине погружаемой горной массы менее 0,5 м производительность ковшовой погрузочной машины на рельсовом ходу снижается в 1,4 - 1,6 раза, а машин на гусеничном и пневматическом ходу в 1,3 - 1,5 раза.

5.7. Призобойное транспортирование

Призобойное транспортирование включает в себя организацию перегрузки породы в транспортные средства и маневры последних в призобойном пространстве.

Призобойное транспортирование является одним из основных факторов, влияющих на производительность погрузки породы.

Существующие технологические схемы призобойного транспортирования могут быть классифицированы на следующие группы: конвейерные перегружатели с погрузкой породы в нерасцепляемые составы вагонеток или на ленточные конвейеры, замена одиночных гружёных вагонеток на порожние.

Особую группу составляет транспортирование породы в бункер-поездах и саморазгружающихся большегрузных вагонетках.

5.7.1. Конвейерные перегружатели

Для уменьшения продолжительности маневровых работ в призобойной зоне, исключения ручного труда проходчиков, и следовательно, увеличения производительности погрузочных машин и коэффициента их использования применяют ленточные перегружатели с удлинённой стрелой, позволяющие производить замену гружёных составов на порожние как в

двух-, так и в однопутных выработках. Перегрузатели подразделяют на порталные УПЛ-2М, подвесные ППЛ-1, мостовые ППЛ-1К и др.

Применяют конвейерные перегрузатели двух видов: скребковые и ленточные. На рисунке 5.8 приведены схемы транспортирования горной массы в призабойной зоне с применением перегрузателя и конвейера.

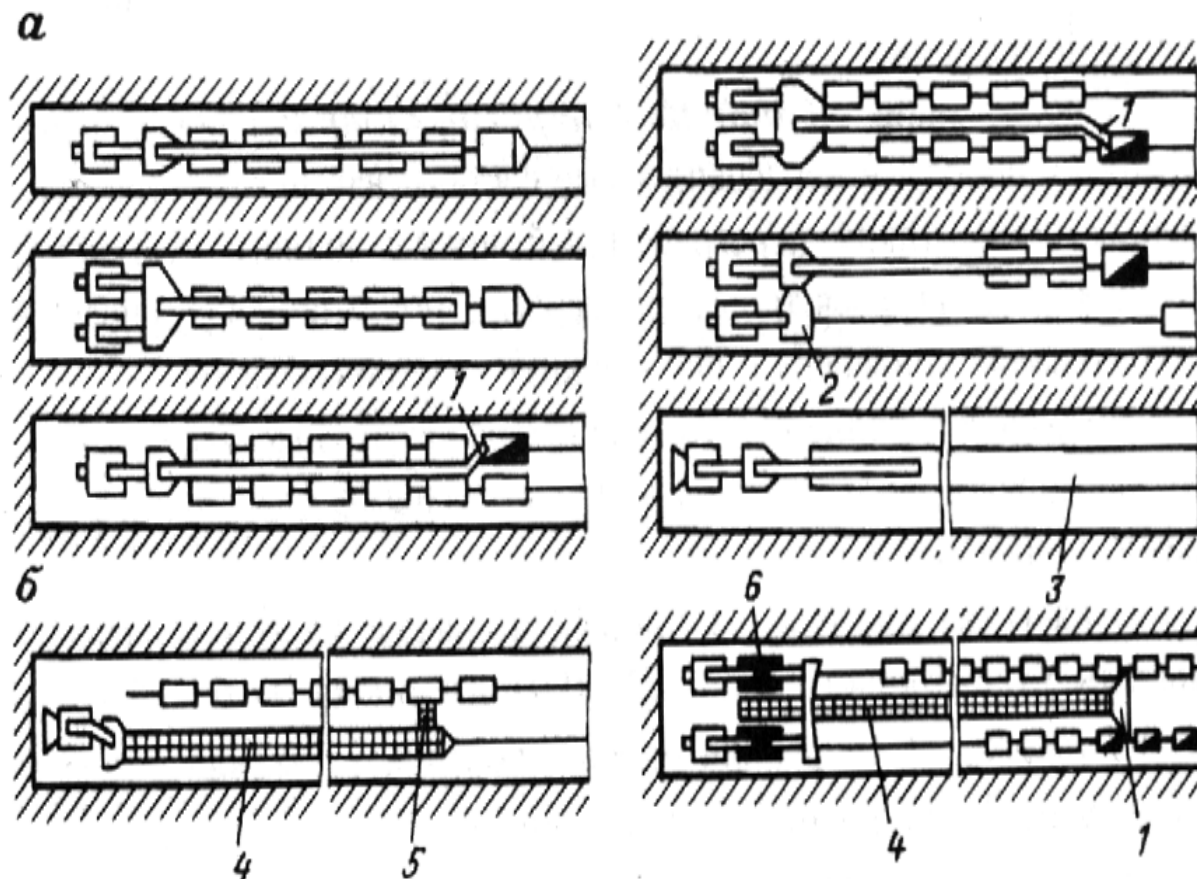


Рисунок 5.8 - Схемы транспортирования горной массы в призабойной зоне с применением перегрузателя (а) и конвейера (б): 1 и 2 – загрузочное и разгрузочное устройства; 3 – доставочный конвейер; 4 – конвейер перегрузателя; 5 – уголкового перегрузателя; 6 – бункер-конвейер

По мере подвигания забоя *скребковый конвейер* наращивается. При достижении проектной длины его переносят. Наибольшая эффективность достигается при применении скребковых перегрузателей в сочетании с конвейерным транспортированием породы по выработкам.

В этом случае обеспечивается полное использование погрузочной машины и минимальное время уборки породы. Использование *ленточных перегрузателей* обеспечивает погрузку породы в нерасцепляемые составы вагонеток.

Многочисленные типы таких перегрузателей имеют аналогичную конструкцию и отличаются только размерами, типом привода, способом поддержания конвейера и исполнением отдельных узлов.

По способу поддержания конвейера ленточные перегружатели разделяют на перегружатели с колесными (лыжными) опорами, подвесные и консольные.

При всех типах ленточных перегружателей маневровые операции в призабойном пространстве проводят по аналогичной схеме (смотри рисунок 5.8).

Перед погрузкой породы перегружатель перемещают к забою. Под перегружатель устанавливают состав вагонеток. Вначале породу грузят в последний от забоя вагон. По мере его загрузки состав передвигают с помощью электровоза, маневровой лебедки или маневровой тележки.

5.7.2. Обмен вагонеток в однопутных выработках

При проведении однопутных выработок гружёные вагонетки на порожние обменивают с использованием замкнутой накладной стрелочной разминовки, тупиковых и замкнутых разминок, горизонтальных и вертикальных перестановщиков и роликовых платформ (рисунок 5.9).

Тупиковые (рисунок 5.9, а) и *замкнутые* (рисунок 5.9, б) *разминовки* предназначены для одной или партии вагонеток. Для организации разминки проводят расширение выработки, в которой укладывают рельсовое ответвление от основного пути. Расстояние между разминками принимают 100 - 150 м.

Накладная замкнутая разминка (рисунок 5.9, в) смонтирована на плите и укладывается на рельсовый путь. По мере подвигания забоя разминку передвигают электровозом или погрузочной машиной.

Порожние вагонетки размещают на одном пути, груженные – на втором. Обмен груженных вагонеток на порожние осуществляют с помощью электровоза или маневровой лебедки.

Накладная врезная симметричная плита-разминка (рисунок 5.9, г) укладывается на расстоянии 5 - 6 м от забоя, соединяя оба постоянных рельсовых пути с одним временным. Чаще всего её применяют при работе одной погрузочной машины типа ППН. Маневрирование с вагонетками заключается в том, что порожнюю вагонетку вручную или с помощью маневровой лебёдки подают через плиту-разминку к погрузочной машине.

По окончании погрузки вагонетку через плиту-разминку перегоняют на грузовой путь. Продолжительность маневров составляет 1,5 – 2 мин.

Плита-разминка имеет небольшую массу. По мере подвигания забоя через каждые 5 - 6 м её передвигают погрузочной машиной на новое место.

Накладная двусторонняя плита-разминка (плита-съезд) (рисунок 5.9, д) применяется при работе одной или двух погрузочных машин типа ППН в двухпутных выработках оба рельсовых пути настилают до забоя, что позволяет грузить породу (горную массу) поочередно или одновре-

менно с обоих путей. По мере подвигания забоя через каждые 6 - 10 м плит-разминовку передвигают погрузочной машиной на новое место.

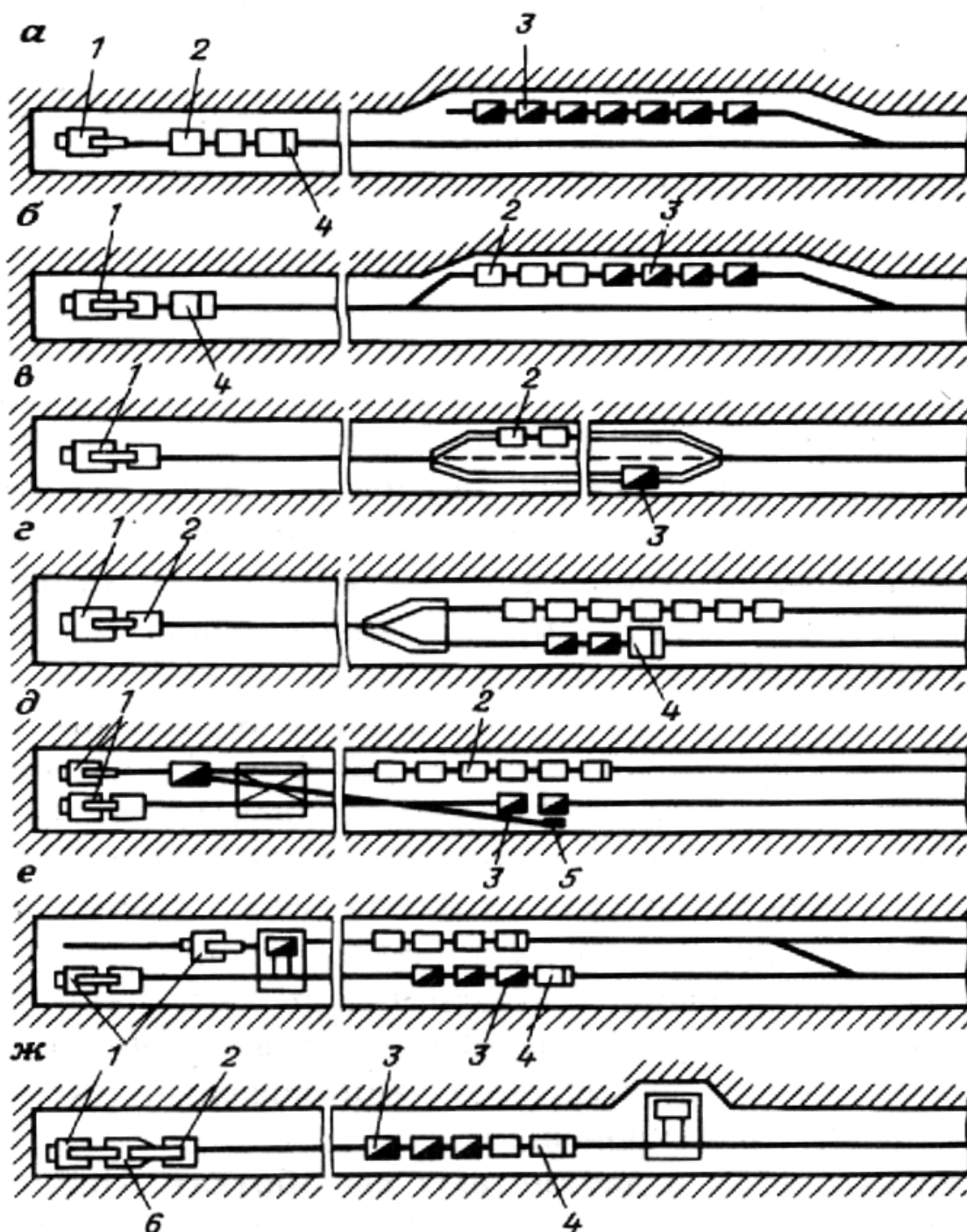


Рисунок 5.9 - Схемы обмена вагонеток в призабойной зоне с использованием тупиковой (а), замкнутой (б) и накладной (в) разминовки, накладной (г) и накладной двусторонней (д) плит-разминок, роликовой платформы или вагоноперестановщика (е), промежуточной ёмкости и роликовой платформы (ж): 1 - погрузочная машина; 2 - порожняя вагонетка; 3 - гружёная вагонетка; 4 - электровоз (маневровая тележка); 5 - маневровая лебёдка; 6 - промежуточная ёмкость

В некоторых случаях для замены гружёных вагонеток на порожние в однопутных выработках применяют одну или две роликовые платформы, а

также *горизонтальные перестановщики* (рисунок 5.9, *е, ж*). Время замены одной вагонетки составляет 2 - 2,5 мин.

Следует отметить, что при проведении однопутных выработок наиболее эффективны для обмена гружёных вагонеток на порожние ленточные перегружатели и накладные замкнутые разминовок. Тупиковые и замкнутые разминовок, роликовые платформы и перестановщики характеризуются значительной (от 2 до 10 мин) затратой времени на обмен одной вагонетки, большой трудоёмкостью работ и дополнительными затратами средств и времени на их сооружение. Эти средства можно применять лишь как вынужденные при отсутствии перегружателей и замкнутых накладных разминок.

5.7.3. Обмен вагонеток в двухпутных выработках

Наличие двух путей облегчает маневровые операции по замене гружёных вагонеток на порожние и исключает необходимость сооружения разминок.

В двухпутных выработках вагонетки обменивают при помощи *накладных съездов* (рисунок 5.10.), *плит-разминок* и *роликовых платформ*.

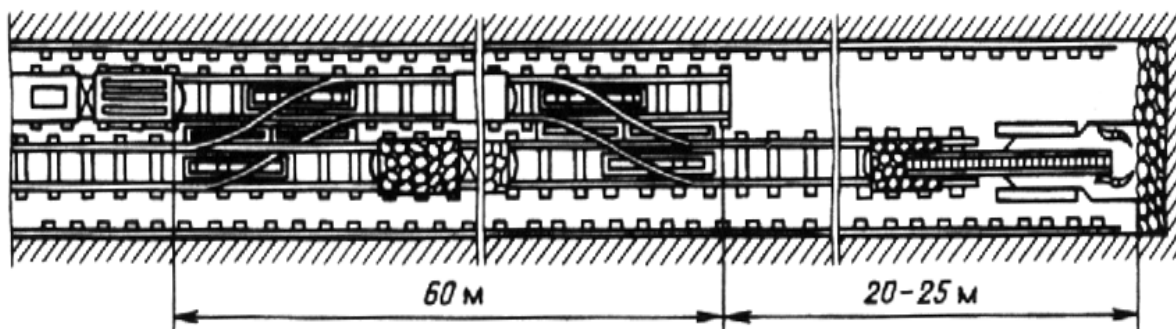


Рисунок 5.10 - Схема обмена вагонеток при помощи накладного съезда

Накладные съезды и роликовые платформы укладывают на основные пути и перемещают груженные и порожние вагонетки с одного пути на другой. Маневровые операции в двухпутных выработках организуют по следующей схеме. Состав порожних вагонов оставляют на одном из путей. Электровозом или маневровой лебедкой порожняя вагонетка подается в забой, и после загрузки через накладной съезд или плит-разминку отводится на второй путь.

5.8. Погрузка породы в стволах

Погрузка и подъём породы являются основными операциями процесса уборки породы. Продолжительность уборки породы определяется двумя факторами – производительностью погрузочных механизмов и

подъёмных средств, объёмом разрушаемой породы и принятой технологической схемой организации работ.

Погрузка породы производится после приведения ствола в безопасное состояние и заканчивается зачисткой забоя для очередного бурения шпуров. При совмещённой схеме проходки ствола погрузка породы временно прерывается на период выполнения операций по возведению постоянной крепи, которые нельзя совместить с погрузкой.

Процесс погрузки делится на две фазы.

В первой фазе выдаётся примерно 80-90 % породы; в этой фазе наиболее полно, а следовательно, более производительно используется погрузочное оборудование, во второй фазе – наименее рационально, т. е. по существу продолжительное время оно простаивает, так как самостоятельно не обеспечивает погрузку породы (зачистку забоя) без дополнительных затрат ручного труда проходчиков. Так как уборка породы представляет собой комплексный процесс, то входящие в него операции взаимно связаны друг с другом и должны рассматриваться во взаимосвязи, только при этом условии могут быть правильно решены вопросы организации работы в стволе и выбраны соответствующие параметры подъёмных машин и их число, а также транспортные средства. Погрузка взорванной породы в забое ствола в настоящее время осуществляется пневмопогрузчиками механического вождения.

Для проходки стволов диаметром в свету 5 м и более широко используются породопогрузочные машины с механизированным радиально-круговым вождением грейфера объёмом 0,6 м³ и 1,0 - 1,2 м³ типов КС-2у и КС-1м (рисунок 5.11).

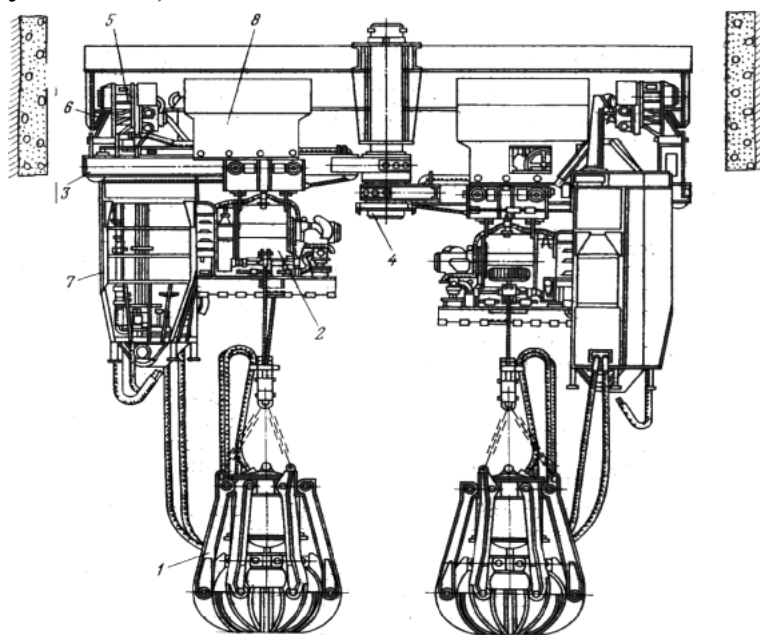


Рисунок 5.11 - Погрузочная машина типа 2КС-2у/40: 1 - грейфер; 2 - тельфер; 3 - рама; 4 - центральная опора; 5 - тележки поворота; 6 - кольцевой монорельс; 7 - кабина машиниста; 8 - лебёдка для перемещения тельфера

Радиально-круговое передвижение грейфера обеспечивает механизированную погрузку породы в любой точке площади забоя ствола.

Пневмопогрузчики с ручным вождением КС-3 применяются обычно при проходке неглубоких стволов (до 200 м) диаметром до 4 - 4,5 м, а также при проходке устьев, технологического отхода и при углубке стволов.

На отдельных проходках проведены предварительные испытания погрузочной машины со встроенным забойным перегружателем (2КС-2у/40), что позволяет при прочих равных условиях создать условия непрерывной погрузки породы наряду с применением скипового подъёма с промежуточным бункером.

Стволовая погрузочная машина с забойным перегружателем представляет собой машину 2КС-2у/40, у которой один грейфер заменён перегружателем, выполняющим функцию промежуточного бункера (рисунок 5.12).

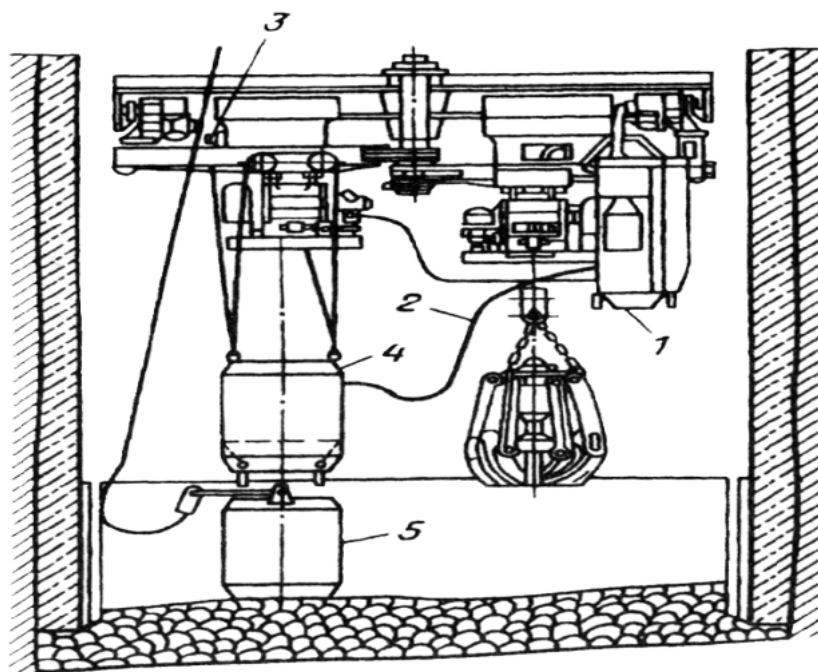


Рисунок 5.12 - Схема погрузки породы с забойным перегружателем: 1- погрузочная машина 2КС-У/40; 2 - шланг управления затвором перегружателя; 3 - лебедка ЛППГ; 4 - забойный перегружатель; 5 - бадья проходческая

Основой перегружателя является проходческая бадья, днище которой заменено пневмо-управляемым двухстворчатым затвором. Погрузку породы одногрейферной погрузочной машиной с механическим вождением можно не прекращать во время приемки, перецепки и отправки бадей.

В этих условиях достигается максимальная производительность погрузчиков и непрерывность погрузки. Такая организация работ позволяет увеличить производительность погрузки породы на 20 %. При применении бадей объёмом 5,5 – 8 м³ при работе с перецепкой, в частности при приём-

ке и отправке их, увеличиваются затраты времени и трудоёмкость работ, а также усложняются условия безопасного ведения работ.

В табл. 5.31 приведены технические характеристики различных типов погрузочных машин.

Т а б л и ц а 5.31 – Технические характеристики различных типов погрузочных машин

Параметры	Тип погрузочной машины					
	ОСК	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	2КС-1МА	КСМ-2у
Вместимость грейфера, м ³	0,65	0,65	2×0,65	1,25	2×1,25	0,4
Параметры	Тип погрузочной машины					
	ОСК	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	2КС-1МА	КСМ-2у
Производительность:						
- техническая, м ³ /мин	0,9	1,6	2,4	2,5	4,7	1
- эксплуатационная, м ³ /ч	50	60-80	100-130	101-120	180-200	22
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5-0,6	0,6	0,6	0,6	0,8	0,5-0,6
Грузоподъёмность тельфера, т	5	5	5	5 x 2	5 x 2	5
Средняя продолжительность цикла черпания, с	40-45	25-30	25-30	30	30	25-30

Поэтому, как правило, погрузка осуществляется без перецепки бадей, хотя при этом значительно снижается производительность подъёма.

Производительность породопгрузочных машин зависит от вместимости грейфера, крепости и кусковатости разрыхлённой породы и продолжительности цикла черпания.

Техническая производительность P_n , м³/ч, грейферного пневмопогрузчика (первая фаза погрузки), определяется по формуле

$$P_n = \frac{3600}{\tau_{\text{ч}}} \cdot q_{\text{г}} \cdot R_{\text{г}}, \quad (5.53)$$

где $\tau_{\text{ч}}$ – продолжительность цикла черпания, принимаемая при погрузке сланцев равной 20 - 30 с, при погрузке песчаников 35 - 38 с;

$q_{\text{г}}$ – объём грейфера, м³;

$R_{\text{г}}$ – коэффициент наполнения грейфера, принимается при погрузке сланцев равным 1,1 – 1,2, а для песчаников 0,9 – 1.

Согласно хронометражным данным для породопгрузочных машин типа КС-2у и КС-1м средняя продолжительность цикла черпания $\tau_{\text{ч}}$ составляет 25 – 38 с, а коэффициент заполнения грейфера $R_{\text{г}}$ равен 0,9 – 1,2, для двухгрейферных грузчиков с механизированным радиально-круговым

вождением при работе без перецепки R_r равен 0,9 – 1,0, при работе с перецепкой бадей этот коэффициент резко снижается и составляет 0,6 – 0,7.

При одногрейферных погрузчиках с механическим вождением погрузку можно не прекращать в момент приёма, перецепки и отправки бады, при этих условиях достигается высокая производительность грейферного погрузчика и непрерывность процесса погрузки.

Погрузка породы во второй фазе в основном определяется не технической производительностью пневмопогрузчиков, а производительностью труда проходчиков и применяемых средств зачистки забоя. В последнее время на зачистке забоя широко применяются пневмомониторы. Конструкция такого типа пневмомонитора представляет собой металлический патрубок диаметром до 50 мм с выходным соплом и пробковым краном или золотниковой коробкой и гибким шлангом для подачи воздуха. При использовании пневмомониторов производительность проходчика по зачистке возрастает по сравнению с ручной в 1,5 – 2,0 раза и составляет 3,2 – 3,6 м³/ч разрыхлённой породы. Объём работ по зачистке забоя во второй фазе зависит не только от качества буровзрывных работ, но и от типа рабочего органа погрузочных машин. При прочих равных условиях количество породы, не забираемой грейфером, возрастает с увеличением его объёма. Так, при погрузчиках марки КС-3 - до 0,2 м; КС-2у - до 0,3 м; КС-1М - до 0,45 м. Откачка воды во второй фазе осуществляется переносными пневматическими насосами Н-1м, «Малютка» и др.

На эффективное использование погрузочных машин в первой фазе уборки оказывают существенное влияние вместимость бады и скорость движения её по стволу, а также скорость тахограммы подъёма, обусловленной технологической схемой проходки и числом подвесных полков в стволе.

В последние годы в качестве проходческих подъёмных сосудов применяют, как правило, саморазгружающиеся бады типа БПС объёмом 1,5 – 6,5 м³.

Для облегчения перецепки и подвески таких бадей к подъёмным канатам их дужку делают складной, а прицепное устройство облегчают заделкой каната штанговыми зажимами.

При выборе погрузочных машин следует руководствоваться положениями, что они должны соответствовать параметрам (диаметр и глубина) ствола и обеспечивать заданную скорость проходки.

Ориентировочная зависимость между эксплуатационной производительностью погрузочной машины P_9 , м³/ч, и скоростью проходки v_m , м/мес, следующая:

$$P_9 = (0,88 \cdot D_{вч} - 0,22) \cdot v_m. \quad (5.54)$$

Затраты на приобретение и монтаж машины должны полностью компенсироваться экономическим эффектом от механизации работ по погрузке

породы и повышением скорости проходки. Кроме того, необходимо, чтобы применяемая машина обеспечивала надежность процесса погрузки.

5.9. Технология возведения постоянной крепи

Практика строительства горных выработок показывает, что одним из основных процессов, определяющих скорость и стоимость проведения горных выработок, производительность труда проходчиков, является крепление. По сравнению с другими процессами проходческого цикла возведение крепи характеризуется большой долей ручного труда, хотя возможная степень механизации может достигать для существующих конструкций металлической крепи - 0,5, деревянной - 0,59, монолитной бетонной - 0,71, анкерной - 0,8, набрызгбетонной – 0,95. Многообразие сечений выработок и условие взаимной увязки проходческого оборудования по всей технологической цепочке осложняют задачу механизации возведения крепи. До настоящего времени в мировой практике шахтного строительства не получены технологические решения в области создания индустриальных конструкций крепей и средств механизации их возведения, обеспечивающие достижение высоких технико-экономических показателей проведения выработок.

В зависимости от вида крепи и способа проведения процесс крепления в общей трудоёмкости и стоимости проведения выработок составляет соответственно 25 - 50 и 30 - 35 %.

Технология возведения крепей обуславливается их конструктивными особенностями и условиями эксплуатации, которые изложены в соответствующих инструкциях и руководствах по их применению. Крепление выработки проводят в соответствии с паспортом проведения и крепления, разрабатываемого для каждой конкретной выработки. Расчёт параметров рамной крепи приведен в разделе 2.

5.9.1. Возведение рамных крепей

Рамные конструкции крепей состоят из большого числа элементов с затяжками (до 50 элементов на 1 м выработки), соединяемых с помощью съёмных деталей и болтовых или безболтовых соединений. Существующие средства механизации возведения крепи обеспечивают степень механизации только на 20 - 25%. Таким образом, многоэлементные конструкции рамных крепей не соответствуют целям механизации их возведения и рассчитаны, в основном, на установку вручную.

Возведение наиболее распространённой податливой арочной металлической крепи производят в следующей последовательности (рисунок 5.13).

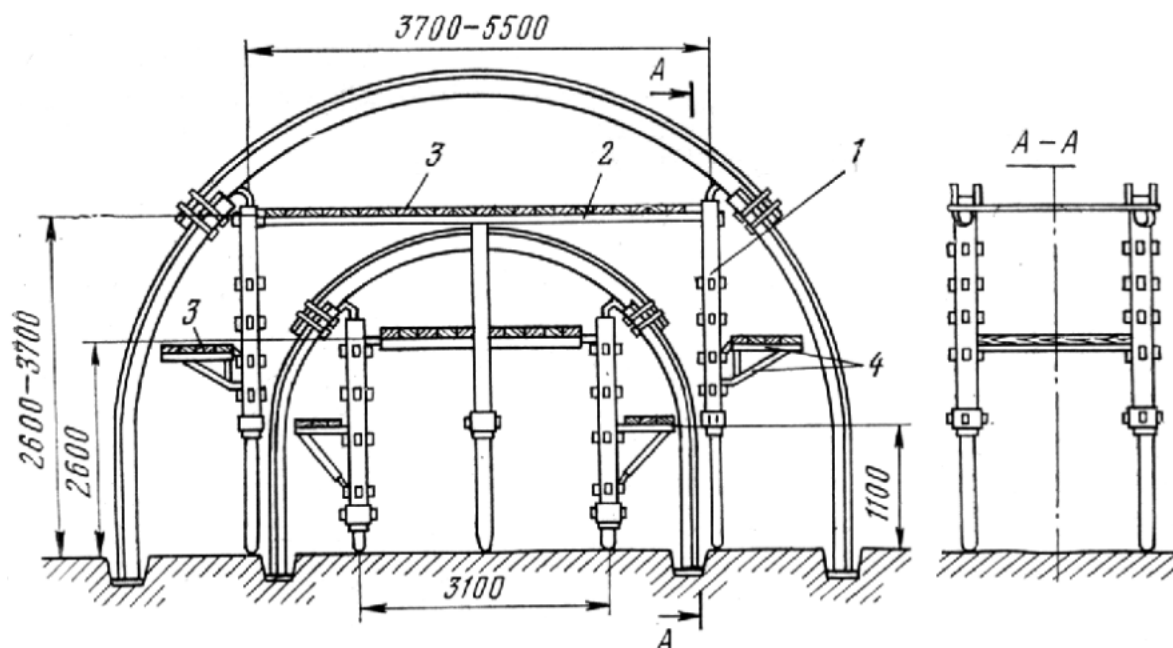


Рисунок 5.13 - Проходческие подмости: 1 - вертикальные раздвижные стойки; 2 - горизонтальные раздвижные стойки; 3 - дощатый настил; 4 - кронштейны

После осмотра забоя и оборки заколов породы по периметру выработки под стойки крепи разрабатывают лунки с применением отбойных молотков или лункобура Л-1.

В лунки устанавливают стойки крепи и ниже соединительных узлов скрепляют их двумя межрамными стяжками с предыдущей аркой. Монтируют рабочий полук (подмости) на стойках или подвесной (смотри рисунок 5.13); с рабочего полка устанавливают в проектное положение верхняк и скрепляют его со стойками с помощью скоб, планок и гаек. Затяжку гаек производят стандартным ключом с длиной рукояти 400 мм или гайковёртом до начала изгиба планки. По отвесам проверяют вертикальность установки арки, соединяют верхняк межрамной стяжкой с ранее установленной аркой, после чего арку расклинивают в замках с помощью деревянных клиньев.

По периметру арки устанавливают межрамное ограждение с одновременной забутовкой закреплённого пространства.

Верхние элементы крепи, установленные на выдвигные консольные балки, часто используют, как предохранительную крепь. В этом случае после погрузки породы в подготовленные лунки устанавливают стойки, подводят под верхняки и скрепляют между собой. Далее работы по креплению проводят в последовательности, рассмотренной ранее.

Средства механизации возведения рамной крепи по конструктивному выполнению подразделяются на навесные, подвесные, напочвенные крепеустановщики и проходческие универсальные полки.

Навесные крепеустановщики, монтируемые на проходческом оборудовании, в отечественной и зарубежной практике проведения горных выработок буровзрывным способом широкого распространения не получили из-за низкой степени механизации возведения крепи. При комбайновом проведении выработок навесные крепеустановщики по сравнению с установкой вручную значительно сокращают перерывы в работе комбайна. Они имеют, как правило, гидравлический или электромеханический привод, обеспечивают подъём, транспортирование элементов крепи в пределах длины проходческого комбайна и установку верхняка в проектное положение.

Навесные крепеустановщики устанавливаются стационарно или только на период крепления. Все работы по возведению крепи производят при неработающих проходческих машинах. Из известных конструкций навесных крепеустановщиков можно отметить НКУ-1, смонтированный на шахтной вагонетке, НКУ-2М – на погрузочной машине.

5.9.2 Возведение анкерной крепи

Возведение анкерной крепи включает работы по бурению скважин и установке анкеров. Трудоёмкость возведения анкерной крепи зависит от типа анкера, его длины, размеров сечения выработки. Труднее механизировать возведение крепи в выработках небольшой площади сечения, особенно при использовании анкеров большой длины. В выработках большого поперечного сечения установка анкеров значительно упрощается. Комплексная механизация возведения анкерной крепи обеспечивает высокое качество и надёжность крепления горных выработок, повышает производительность труда и безопасность работ, уменьшает трудоёмкость и стоимость, создаёт предпосылки широкого применения анкерной крепи. Использование для бурения скважин под анкеры серийно выпускаемых бурильных машин, предназначенных для бурения шпуров, малоэффективно. В отечественной практике применяют ряд переносных механизмов, специально предназначенных для бурения скважин под анкеры.

Переносные станки ПА-1 и УВАК-3 состоят из ручного электрошверла с принудительной подачей, установленного на распорной колонке. Они снабжены пылеулавливателем и имеют дистанционное управление, что позволяет управлять установкой одному человеку.

Специальная *передвижная машина* МАП-1 обеспечивает бурение скважин с углом наклона до 45° и завинчивание гаек при установке анкеров.

Для бурения скважин под анкеры используются некоторые серийные самоходные бурильные установки.

Бурильную установку СБКН-2П применяют на рудниках для бурения скважин длиной 2,2 м в кровлю выработки при её высоте не менее 3,5 м. Установка БУА-ЗСО2, применяемая в породах с коэффициентом крепости $f = 8$ при высоте выработки более 3,2 м, механизует бурение скважин

длиной 2 м в стенки и почву. Бурильная установка 1СБУ-2К обеспечивает бурение скважин длиной до 4 м в породах с коэффициентом крепости $f = 5 - 16$ в почву и кровлю выработки. Она также снабжается навесной люлькой, с помощью которой производится установка анкеров, но при этом высота выработки должна быть не менее 5,5 м. Для бурения скважин под анкеры при проведении выработок применяют также *навесное буровое оборудование* МАВ и НА-4, устанавливаемое на погрузочные машины, проходческие комбайны и бурильные установки.

При бурении строго контролируют глубину скважин и принимают на 5 – 7 см меньше длины анкеров с опорными плитками и на 10 – 15 см меньше длины анкеров с подхватами. Режим работы и параметры оборудования для возведения железобетонной анкерной крепи зависят от параметров цементно-песчаных растворов.

Для приготовления цементно-песчаного раствора рекомендуется использовать механический смеситель, что позволяет повысить скорость твердения в начальный период в 1,4 – 1,8 раза по сравнению с приготовленным вручную. В скважины нагнетают цементно-песчаный раствор, либо подают патронированные цементно-песчаные смеси. Для нагнетания в скважины цементно-песчаного раствора применяют комплект оборудования ПН-1, состоящий из пневмонагнетателя и трёх контейнеров. Последние предназначены для транспортирования по почве выработки и хранения сухой цементно-песчаной смеси. После нагнетания раствора в скважину с помощью телескопных перфораторов или податчиком бурильной установки подают арматурный стержень. По достижении необходимой прочности бетона в скважине на конец стержня надевают опорный элемент (плитку, подхват) и затягивают гайку. При затяжке гаек используют сболчиватель ПИ-35, насадки М35, НУИ, гайковерты СГЭ-2 и ИП-3124-1.

Применение синтетических смол для закрепления анкеров значительно сокращает продолжительность анкерования.

Синтетические смолы уже через 5 мин позволяют получать 80 % несущей способности анкера, а при использовании цементно-песчаных растворов – только через 15 - 25 ч.

5.9.3. Временная крепь

При проведении горных выработок призабойная часть выработки, т. е. пространство между забоем и постоянной крепью, должно быть закреплено временной *предохранительной крепью*. Согласно Правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах все работы в забое по разборке и уборке породы и угля после взрывных работ, а также возведению постоянной крепи должны производиться под защитой временной предохранительной крепи. Временная предохранительная крепь применяется и при проведении выработок проходческими комбайнами. Временная крепь должна обеспечить безопасность ведения работ в забое.

На отечественных угольных и других шахтах применяют в основном выдвижные консольные и подвесные анкерные временные предохранительные крепи (рис. 5.14).

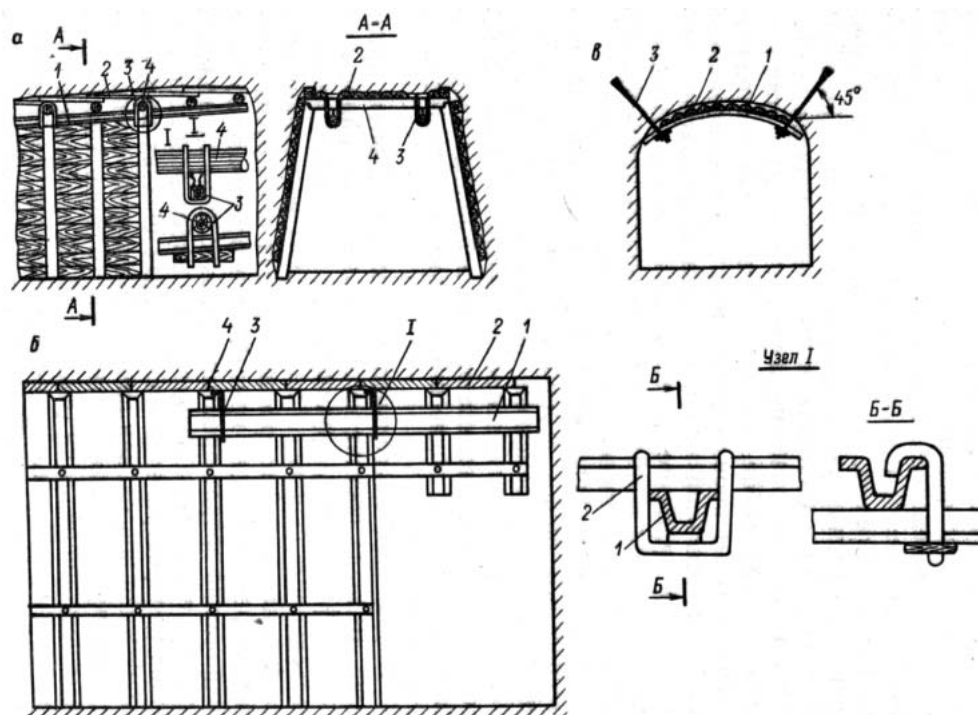


Рисунок 5.14 – Временные предохранительные крепи для горизонтальных и наклонных выработок: а, б – выдвижные крепи; в – подвесная анкерная крепь

Разработаны и применяются в небольших объемах переносные и непереносные рамные временные предохранительные крепи, подвесные штыревые (бесстоечные) и другие крепи.

Выдвижная консольная предохранительная крепь (рис. 5.14, а) состоит из двух выдвижных балок 1 из спецпрофиля СВП, двутавра или рудничных рельсов, подвешенных скобами 3 на верхняках постоянной крепи 4, и настила 2 из распила, досок или других затяжек, перекрывающих призабойное пространство. Для сокращения затрат времени на возведение постоянной крепи и повышения безопасности работ довольно широкое распространение на угольных шахтах получила выдвижная консольная предохранительная крепь с настилом из верхняков и затяжек (обычно одной-двух рам) постоянной крепи (см. рис. 5.14, а). Элементы постоянной крепи, т. е. верхняки и затяжки, при возведении постоянной крепи не удаляются, а используются как составная часть постоянной крепи. После уборки породы и угля и оформления забоя устанавливают стойки под верхняки, уложенные на выдвинутых балках предохранительной крепи, перетягивают бока выработки (если она предусмотрена паспортом крепления) и расклинивают рамы.

Аналогично крепят призабойное пространство выработок сводчатой формы. Здесь для образования предохранительного арочного пере-

крытия используют металлические верхняки постоянной крепи и затяжки. Выдвижные консольные балки 1 подвешивают к верхнякам постоянной призабойной крепи 4 (в основном первой и третьей рамы от забоя выработки) при помощи специальных крючков 3 из круглой стали диаметром 20—30 мм (рис. 5.14, б). Через крючки пропускают балки (обычно из спецпрофиля СВП17 или СВП22) и выдвигают их на величину, обеспечивающую полное перекрытие кровли призабойного, т. е. закрепляемого, пространства.

Верхняки, навешиваемые на консольные балки, соединяют между собой межрамными стяжками и перетягивают затяжками 2. Возведение постоянной крепи в этом случае сводится к присоединению стоек к верхнякам, уложенным на выдвинутых балках, расклинке рам и перетяжке боков выработки. На шахтах Кузбасса этот вариант предохранительной крепи получил повсеместное распространение в выработках, проводимых с применением металлической арочной крепи из спецпрофиля. В зависимости от шага установки крепи на выдвижные балки укладывают от одного до трех верхняков постоянной крепи.

На ряде шахт применяется подвесная анкерная крепь (рис. 5.14, в), состоящая из арочного или плоского верхняка 1 из спецпрофиля (швеллера или стальной полосы) и двух-трех анкеров 3, с помощью которых верхняк удерживается под кровлей выработки. На верхняк укладывают затяжки 2. Зачастую в этой крепи в качестве верхняков используют верхняки постоянной крепи.

5.9.4. Возведение крепи вертикальных выработок

Крепь ствола – искусственная грузонесущая конструкция, предназначенная для предотвращения обрушения горных пород, сохранения первоначального размера и рабочего состояния ствола.

Крепь является главным элементом ствола, а возведение крепи (крепление) – наиболее важным и ответственным технологическим процессом. Крепь обуславливает долговечность и надёжность эксплуатации ствола, стоимость и трудоёмкость работ при его строительстве, приток воды в ствол и аэродинамическое сопротивление воздушной струе. Стоимость крепи составляет 50 - 60 %, а трудоёмкость её возведения – до 40 % общей стоимости и трудоёмкости проходки ствола. К крепи ствола предъявляют следующие требования:

- воспринимать нагрузку от давления горных пород без деформаций, разрывов, трещин и т. п.;
- материал крепи должен соответствовать сроку эксплуатации ствола;
- отклонение стенок крепи по радиусу от вертикальной оси ствола не должно превышать для монолитной бетонной (железобетонной) крепи ± 50 мм, для тубинговой крепи ± 30 мм, общее отклонение вертикальной оси ствола от проектного не должно превышать 1: 20 000;

- обладать достаточной водонепроницаемостью и иметь минимальное аэродинамическое сопротивление воздушной струе;
- остаточный приток воды в пройденный ствол глубиной до 800 м в угольной и горнорудной отраслях промышленности не должен превышать $5 \text{ м}^3/\text{ч}$. При большей глубине ствола допускается увеличение остаточного притока воды из расчёта $0,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ на каждые 100 м;
- занимать минимальный объём (иметь малую толщину) и отвечать условиям механизации, т. е. характеризоваться минимальной трудоёмкостью работ по её возведению;
- для изготовления крепи следует использовать преимущественно местные материалы;
- иметь минимальную относительную стоимость.

Минимальную относительную стоимость $C_{от}$, руб/кН, определяют по формуле

$$C_{от} = C_3 / P_{кр}, \quad (5.55)$$

где C_3 – суммарные затраты на изготовление и возведение крепи и затраты на ремонт крепи при ее эксплуатации;

$P_{кр}$ – грузонесущая способность крепи, кН.

Технология возведения постоянной крепи зависит от её вида и схемы проходки ствола. В обычных горно-геологических условиях проходки стволов наибольшее распространение получила монолитная крепь из быстротвердеющего бетона, как наиболее экономичная и менее трудоёмкая. Разновидностью монолитной бетонной крепи является набрызгбетон, который находит применение в устойчивых и прочных породах при ограниченных притоках воды, а также для ремонта отдельных участков стволов. В особо тяжёлых горно-геологических условиях используется тюбинговая крепь.

Крепление стволов монолитным бетоном

Монолитная бетонная крепь применяется для крепления вертикальных стволов круглого сечения, проходимых в породах III категории и выше ($f > 1$) обычным способом и с применением искусственного замораживания.

Доставка бетонной смеси к стволу. Бетонная смесь производится на централизованных стационарных заводах или на приствольных бетонораспорных установках. Для её перевозки используют автосамосвалы, автобетоновозы и автобетоносмесители.

Допустимое время нахождения в пути бетонной смеси с подвижностью 10 – 14 см при перевозке в автосамосвалах составляет 0,3 ч, в автобетоновозах до 0,5 ч. При средней скорости движения 30 км/ч допустимые расстояния перевозки равны для автосамосвала 10 км и для автобетоновоза 15 км.

При доставке бетонной смеси на большие расстояния следует применять автобетоносмесители.

При проходке глубоких стволов с большим объёмом бетонных работ практикуется строительство приствольных бетонных узлов.

Приёмка и транспортирование бетонной смеси в ствол. Спуск бетонной смеси в ствол производят в бадьях, специальных контейнерах или по трубам. Наибольшее применение в отечественной практике находит спуск бетонной смеси по трубам (рисунок 5.15).

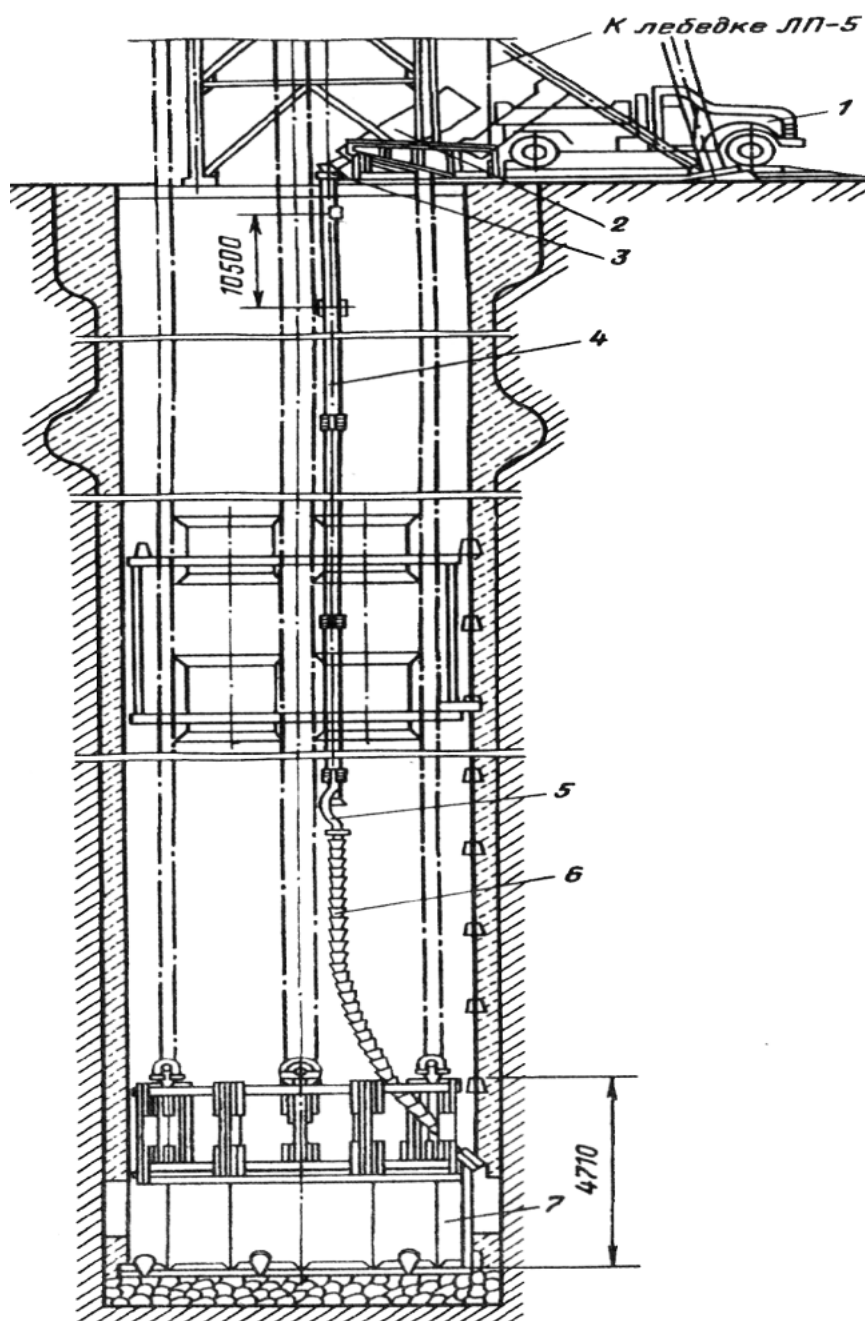


Рисунок 5.15 - Схема размещения оборудования для возведения монолитной бетонной крепи

Из автотранспорта 1 бетонную смесь разгружают в горизонтально расположенный приёмный бункер 2, который с помощью лебедки ЛП-5 опрокидывают, и через направляющий лоток бетонную смесь направляют в приёмную воронку 3 и далее в бетонопровод 4. Через гаситель скорости 5 и гибкий бетонопровод 6 бетонная смесь поступает за опалубку 7.

Приёмный бункер устанавливают на нулевой площадке в копре. Он представляет собой конический жёлоб длиной 2 - 2,5 м с высотой бортов 0,5 м. Задняя стенка шириной не менее ширины автотранспортного средства находится за пределами копра для удобства загрузки бункера. Ширина передней лотковой части бункера не должна превышать диаметра верхней части воронки. После загрузки бункера бетонной смесью широкую его часть приподнимают с помощью каната и лебедки, и смесь самотёком поступает в приёмную воронку и далее в бетонопровод.

В горловине приёмной воронки устанавливают металлическую сетку с ячейками размером 50×50 мм и крепят вибратор. Для улучшения текучести бетонной смеси к днищу бункера также крепят вибратор. Регулируют подачу смеси из бункера шибером.

Для снижения скорости бетонной смеси при выходе её из бетонопровода последний оборудуются специальным гасителем скорости.

Бетонная смесь, поступающая из гасителя скорости, по системе труб, желобов или «хоботов» подаётся за опалубку.

Возведение крепи. Для возведения крепи из монолитного бетона используют деревянные, инвентарные и передвижные металлические опалубки.

Применение деревянной и инвентарной металлической опалубок связано с большими затратами ручного труда и поэтому целесообразно лишь при небольших объёмах работ.

В качестве основного средства механизации возведения монолитной бетонной крепи ствола нашли применение передвижные металлические опалубки. Наибольшее применение находят секционные самоотрывающиеся опалубки.

Схема возведения монолитной бетонной крепи в основном определяется принятой технологией проходки ствола.

При последовательной и параллельной схемах проходки ствола бетонирование заходками производят в направлении снизу вверх. Для этого применяют секционную опалубку без поддона, соединённую, как правило, с проходческим полком.

Мобильные бетоносмесительные установки целесообразно использовать при проходке неглубоких и углубляемых стволов.

Роль пикотажной перемычки в первой заходке бетонирования при последовательной схеме проходки выполняет выровненная взорванная порода, на которую устанавливают опалубку. При параллельной схеме проходки пикотажную перемычку устраивают в виде дощатого настила на тяжёлой рамы. В обеих схемах пикотаж и замоноличивание технологиче-

ского шва между заходками производят один раз на протяжении всего звена. Перед бетонированием очередной заходки опалубка поднимается таким образом, чтобы её нижняя часть на 20-30 см перекрывала бетон предыдущей заходки, чем облегчается точная установка опалубки и обеспечивается хорошее качество технологических швов крепи.

Для поддержания выше расположенного участка крепи с её возведением по данным схемам в слабых или обводнённых массивах устраивают опорные венцы с расположением их в более прочных породах. Опорные венцы устраивают также на сопряжениях ствола с выработками околоствольного двора и на участках, пройденных с применением искусственного замораживания.

Конструкции опорных венцов (рисунок 5.16), в зависимости от крепости окружающих пород, могут быть одноконическими, двухконическими и комбинированными.

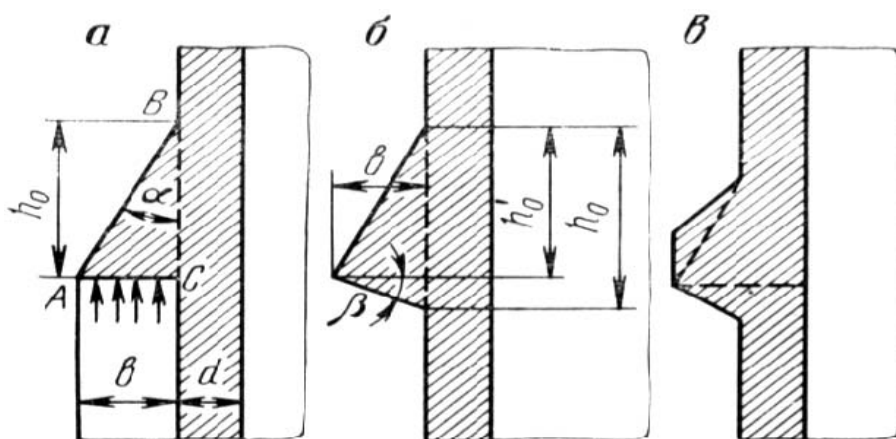


Рисунок 5.16 – Конструкции опорных венцов: *а* – одноконический; *б* – двухконический; *в* – комбинированный

Ширина основания опорных венцов *в* находится в пределах 0,5 – 1 м, при этом в крепких породах она меньше, а в менее крепких породах – больше. При прочих равных условиях ширина двухконического венца меньше одноконического в 1,3 – 1,5 раза. Высота венца выбирается из расчёта, чтобы при данной его ширине угол конусности находился в пределах 30 – 35°.

Размеры опорных венцов определяются на основании практического опыта и путём расчёта.

При совмещённой и параллельно-щитовой схемах проходки бетонирование заходками производится в направлении сверху вниз. В параллельно-щитовой схеме используют самоцентрирующуюся передвижную секционную опалубку с опорным поддоном для устройства пикотажной перемычки. Опалубка и опорный поддон имеют независимые системы под-

вески. В совмещённой схеме с параллельным выполнением работ по погрузке породы и возведению постоянной крепи используют секционную опалубку с жёстко прикреплённым поддоном.

В совмещённой схеме при последовательном выполнении работ применяют секционную опалубку без поддона. Роль пикотажной перемычки выполняет взорванная порода.

Во всех схемах бетонирования в направлении движения сверху вниз работы по устройству пикотажной перемычки и замоноличиванию технологического шва выполняются в каждой заходке, что несколько увеличивает трудоёмкость работ и снижает качество крепи по сравнению с бетонированием заходками в направлении снизу вверх.

Для крепления стволов применяют опалубки высотой от 1,5 до 5 м. С увеличением рабочей высоты опалубки снижаются затраты труда по возведению крепи, увеличивается скорость проходки и уменьшается число технологических швов. С другой стороны, увеличение высоты опалубки приводит к росту затрат по оснащению ствола и эксплуатации оборудования. Расчёты показывают, что рабочая высота передвижной призабойной опалубки по этим факторам находится в пределах 4 - 4,5 м. Другим ограничивающим высоту опалубки условием является устойчивость незакреплённых породных стенок.

Подачу бетонной смеси за опалубку необходимо производить непрерывно и уплотнять послойно электрическими или пневматическими вибраторами. Толщина слоёв должна быть не более 0,5 м.

Крепление стволов набрызгбетоном

Набрызгбетон применяется в стволах, проходимых в крепких и устойчивых породах с притоком воды не более 8 м³/ч. В породах средней крепости и достаточно устойчивых набрызгбетон применяется в сочетании с анкерной крепью и проволоочной рулонной сеткой.

Для возведения набрызгбетонной крепи применяют специальное оборудование, основной частью которого являются машины для затворения смесей.

В зависимости от горно-геологических условий применяются две технологические схемы возведения набрызгбетонной крепи: вслед за продвижением забоя (при бетонировании без сетки) и с щитом-оболочкой (при бетонировании с сеткой). По второй схеме установка анкерных болтов, сетки и нанесение раствора производятся с этажей подвешенного полка.

В зависимости от размещения машин для приготовления смеси и способа её подачи к месту укладки применяются три технологические подсхемы работ.

При установке машины на поверхности сухая смесь подаётся в ствол по металлическому трубопроводу, к которому подсоединяется материальный рукав с соплом.

В случае, когда машина находится в стволе, её загрузка производится сухой смесью, транспортируемой с поверхности по трубам.

Третий вариант предусматривает загрузку машины сухой смесью на поверхности и последующий её спуск в загруженном состоянии в ствол.

По сравнению с монолитной бетонной крепью применение набрызгбетона обеспечивает сокращение выемки породы в среднем на 20 %, расхода цемента до 50 % и стоимости проходки ствола на 30 – 35 %. Производительность труда проходчиков по возведению крепи возрастает в 2 – 2,5 раза.

К недостаткам набрызгбетона относятся: большая трудоёмкость операции по вождению сопла, потеря около 25 % материала из-за отскока и вредное влияние на работающих пылеобразование.

Данный вид крепи является перспективным при условии устранения этих недостатков.

Возведение сборной крепи стволов

В отечественной практике проходки вертикальных стволов в качестве сборной крепи нашли применение чугунные и железобетонные тубинги. Наибольшее применение железобетонные тубинги нашли в период 1955-1970 гг. В последнее время при сооружении стволов в особо тяжёлых условиях (в слабых и неустойчивых породах, в агрессивной среде, на контакте с замороженными породами и т. п.) находят применение чугунные тубинги (рисунок 5.17).

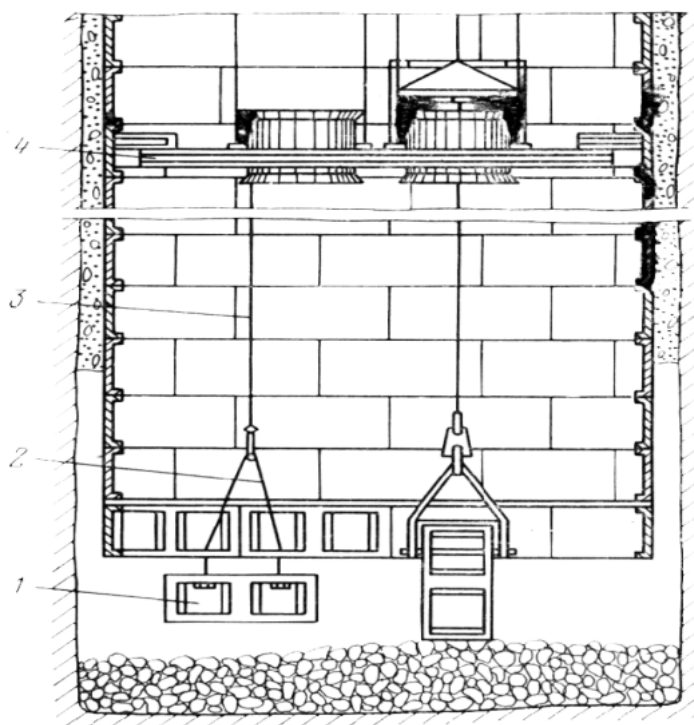


Рис. 5.17 – Схема навески тубингов в стволе: 1 – тубинг; 2 – канат траверсы; 3 – канат лебедки на поверхности; 4 – полок

Тюбинговую крепь возводят в направлении сверху вниз (при совмещенной и параллельной схемах проходки) и снизу вверх (при последовательной схеме).

Работы по возведению данного вида крепи при совмещённой схеме проходки выполняют в следующей последовательности. С использованием специальных тележек, тельферных эстакад или автопогрузчиков тюбинги подают к стволу, прицепляют посредством специальной траверсы к канату подъёмной машины и опускают в ствол. Затем тюбинг перецепляют на траверсу, прикреплённую к канату тельферной установки или лебёдки.

С помощью тельфера по кольцевому монорельсу тюбинг подаётся к месту установки и сболчивается с ранее установленными. При использовании лебёдки траверса оборудуется двумя тросами, которые предварительно пропускаются в болтовые отверстия нижних рёбер установленных тюбингов и затем в соответствующие отверстия верхних рёбер устанавливаемого тюбинга, где закрепляются. С помощью лебёдки тюбинг подтягивается к месту установки и скрепляется болтами с установленными тюбингами.

Тюбинговая крепь подвергается герметизации, включающей чеканку радиальных и круговых стыков с использованием свинца (для чугунных тюбингов), пеньковых канатов, пасты из быстротвердеющего цемента и пневматических чеканочных молотков.

После герметизации закреплённое пространство заполняется тампонажным раствором. Для этого в конце каждой заходки устраивают бетонные или железобетонные венцы (при чугунных тюбингах) и опорные пояса (манжеты) из цементно-песчаного раствора (при железобетонных тюбингах), которым закреплённое пространство заполняется на высоту двух тюбинговых колец. Для тампонажа применяются цементно-песчаные растворы состава от 1:4 до 1:10 (в зависимости от притоков воды и величины закреплённого пространства). В качестве ускорителя твердения раствора используются добавки хлористого кальция в количестве до 5 % от массы цемента. Тампонажные растворы готовят на поверхности в растворо- или глиномешалках и по ставу труб нагнетают за крепь.

К недостаткам тюбинговой крепи по сравнению с монолитной бетонной относятся:

- высокая стоимость;
- необходимость тампонажа закреплённого пространства;
- использование проходческого подъёма для спуска тюбингов или установка обособленного подъёма;
- сложность установки элементов армировки;
- ухудшение аэродинамической характеристики ствола;
- трудность приведения ствола в безопасное состояние после выполнения взрывных работ.

5.10. Армирование вертикальных стволов

5.10.1. Назначение и элементы армировки стволов

Армирование вертикального ствола шахты (рис. 5.18), представляет собой пространственную конструкцию, которая размещена по всей глубине ствола и предназначена для направленного безопасного движения подъемных сосудов с заданными скоростями.

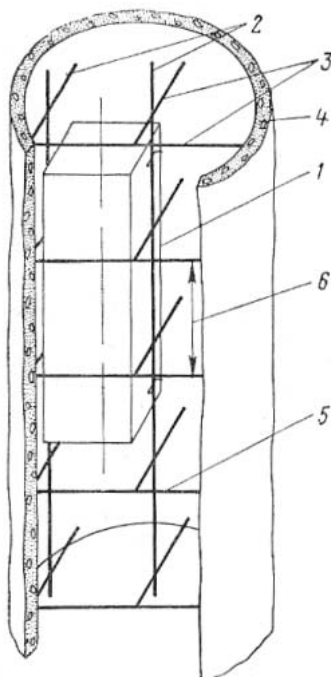


Рис. 5.18. Основные элементы жесткой армировки стволов

Элементы армировки, обеспечивающие направленное движение подъемного сосуда 7, называются *проводниками* 2, которые опираются на горизонтальные элементы, периодически закрепленные в стволе и называемые *расстрелами* 3.

Конструкция, состоящая из расстрелов, расположенных в одной плоскости и сопряженных между собой и с крепью ствола 4, называется *ярусом армировки* 5. В существующих конструкциях жесткой армировки ярусы устанавливаются по глубине ствола на одинаковом расстоянии, которое носит название *шага армировки* 6.

К армировке относят также лестничные отделения для аварийного выхода людей из ствола и опорные конструкции для труб и кабелей различного назначения.

Типы армировки стволов, их достоинства и недостатки

Классификация применяемых в современной отечественной и зарубежной практике типов армировки стволов приведена на рис. 5.19.



Рис. 5.19. Классификация современных типов армировки

Как видно из рис. 5.19, в настоящее время применяются два принципиально различных по конструкции и применяемым материалам типа армировки:

– **жесткая** (рис. 5.20), состоящая из длинных металлических балок (расстрелов), заделываемых двумя концами в крепь – **многорасстрельная** (рис. 5.20, а), или из коротких отрезков металлического профиля (консолей) – **безрасстрельная**, к которым крепятся рельсовые или коробчатые проводники рис. 5.20, б). К **малорасстрельным** относятся армировки, сочетающие расстрел и консоли (рис. 5.20, в);

– **гибкая (канатная)** (рис. 5.21), состоящая из канатов, которые навешиваются в стволе и закрепляются в двух точках – на копре и в зумпфе.

Комбинированная армировка (рис. 5.22) представляет собой сочетание в одном стволе и жестких, и канатных проводников.

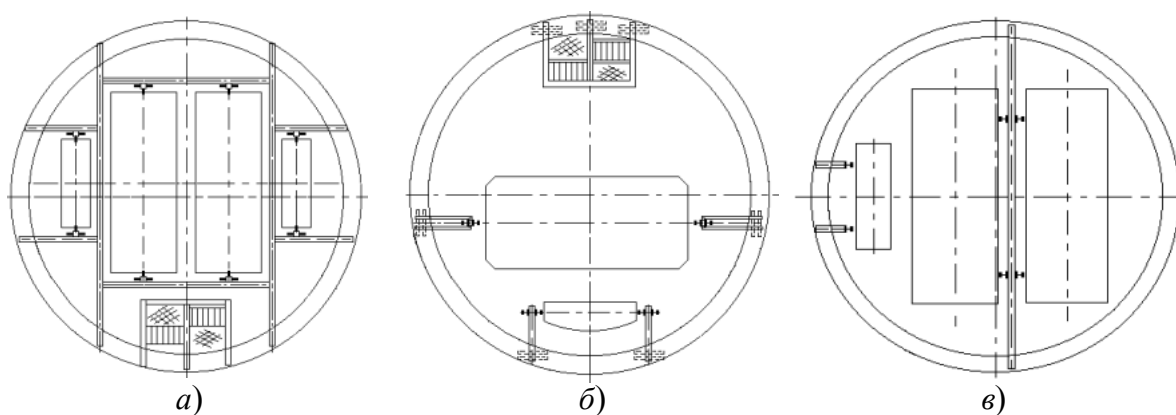


Рис. 5.20. Поперечные сечения стволов с жесткой армировкой:

а – типовой (многорасстрельной); б – безрасстрельной;
в – малорасстрельной (комбинация расстрела и консолей)

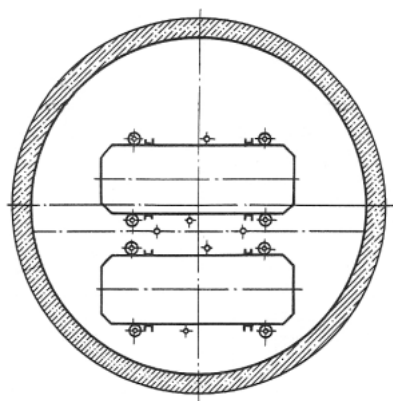


Рис. 5.21. Ствол с гибкой армировкой

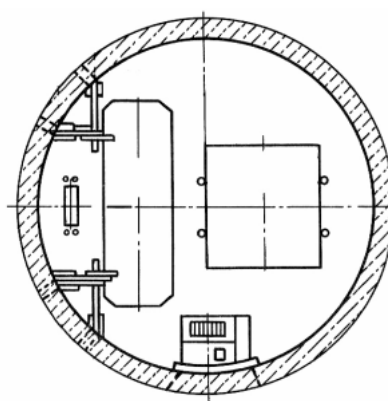


Рис. 5.22. Ствол с комбинированной армировкой

Произведем сравнительный анализ указанных типов армировки. Традиционные жесткие многорасстрельные армировки обладают целым ря-

дом существенных недостатков, к которым можно отнести следующие:

- значительная, иногда неоправданно завышенная металлоемкость конструкции, приводящая к общему удорожанию строительно-монтажных работ;

- поперечное сечение стволов загромождено расстрелами, часто располагающимися в центральной части, что затрудняет спуск длинномерных материалов и крупногабаритного оборудования в шахту и вызывает дополнительные затраты на проветривание из-за высокого аэродинамического сопротивления армировки;

- высокая трудоемкость монтажа и изготовления элементов армировки, в связи с чем средние темпы работ по возведению армировки стволов на протяжении ряда лет практически не увеличиваются (и составляют 150-200 м/мес.), зачастую не достигая нормативных (300 м/мес.).

Это приводит к тому, что при трудоемкости армирования, в 6-10 раз меньшей, чем остальное сооружение ствола, затраты времени на армирование занимают иногда до 20% от продолжительности строительства.

Тем не менее жесткая армировка имеет и существенные **достоинства**:

- при одинаковой грузоподъемности подъемных сосудов стволы с такой армировкой имеют меньший диаметр по сравнению со стволами с гибкими проводниками;

- упрощается работа с нескольких горизонтов при максимально возможной скорости движения подъемных сосудов по стволу, при этом движение осуществляется с небольшими искривлениями;

- возможен частичный ремонт проводников и расстрелов при обнаружении их местного повреждения.

Гибкая (канатная) армировка по ряду показателей значительно эффективнее жесткой. Так, расход металла за весь период эксплуатации ствола при канатной армировке сокращается в 3-4 раза, скорости армирования увеличиваются в 3,5-6 раз, аэродинамическое сопротивление стволов в 4-5 раз меньше, чем при жесткой армировке.

В отдельных случаях канатная армировка является не только предпочтительным, но и единственно приемлемым решением, например:

- при проходке стволов в сильно обводненных, неустойчивых породах, когда недопустимо нарушение сплошности бетонной крепи для установки расстрелов;

- при активном горном давлении на крепь ствола, вызывающем деформацию элементов жесткой армировки;

- при необходимости значительного снижения аэродинамического сопротивления ствола;

- при применении облегченных крепей (набрызгбетон, армонабрызгбетон), осложняющих закрепление расстрелов жесткой армировки и др.

Однако наряду с указанными преимуществами канатная армировка обладает некоторыми существенными недостатками, главным из которых является необходимость увеличения поперечного сечения ствола по срав-

нению с жесткой армировкой, а, следовательно, и значительного возрастания первоначальных капитальных затрат на строительство.

Кроме того канатные проводники значительно быстрее, чем жесткие, изнашиваются от интенсивной истирания и коррозии. Несмотря на то, что при проектировании канатной армировки срок службы проводников принимается 6-8 лет, фактически они служат 2-3 года, а в условиях г. Норильска срок службы канатных проводников не превышает 1,5 года.

В любом случае выбор между канатной и жесткой армировками не является однозначным и требует тщательного технико-экономического анализа, учитывающего конкретные горно-геологические, горнотехнические и климатические условия эксплуатации. В различных странах с развитой горнодобывающей промышленностью соотношение схем армировки различно. Так, например: в горнорудной промышленности Германии, Франции и Швеции, на шахтах Польши, США применяется главным образом канатная армировка. На угольных шахтах Великобритании ее доля составляет 50%. В отечественной горнодобывающей промышленности из 100% действующих стволов 75% имеют жесткую армировку, 17% канатную, 8% – смешанную армировки.

Как видно из приведенного анализа и жесткие многорасстрельные, и канатные армировки обладают некоторыми характерными, трудноустраняемыми недостатками.

Промежуточным решением, объединяющим преимущества жестких (высокая прочность, устойчивость, жесткость конструкции) и канатных армировок (низкая металлоемкость и трудоемкость возведения, уменьшение аэродинамического сопротивления ствола, освобождение большей части полезной площади поперечного сечения ствола и т.д.) является **безрасстрельная армировка**, при которой проводники крепятся к консольным балкам небольшой длины или к блокам.

Кроме того при применении безрасстрельной армировки создаются благоприятные предпосылки для более прогрессивной технологической схемы армирования с одновременной проходкой ствола, которая при канатной армировке невозможна, а при многорасстрельной – весьма затруднена.

В направлении создания безрасстрельных схем и конструкций уже выполнен ряд научно-исследовательских работ. В настоящее время разработаны и внедрены различные схемы безрасстрельных (малорасстрельных) армировок клетевых и скиповых стволов угольных шахт. Применение таких схем и конструкций армировки, на наш взгляд, наиболее перспективно.

5.10.2. Конструктивные схемы армировки

Конструктивная схема армировки определяется расположением проводников и расстрелов в пределах яруса и размещением ярусов по глубине ствола (шагом армировки). Конструктивную схему следует выбирать с учетом параметров подъема (грузоподъемности, скорости движения, высо-

ты подъема), числа подъемных сосудов и их размеров в плане, взаимного расположения проводников и подъемных сосудов, горнотехнических условий заложения ствола, числа отработанных горизонтов и других факторов.

Применяется следующее взаимное расположение проводников и сосудов (рис. 6): боковое одностороннее (а), лобовое двустороннее (б), боковое двустороннее (в), угловое или диагональное (г), лобовое одностороннее (д).

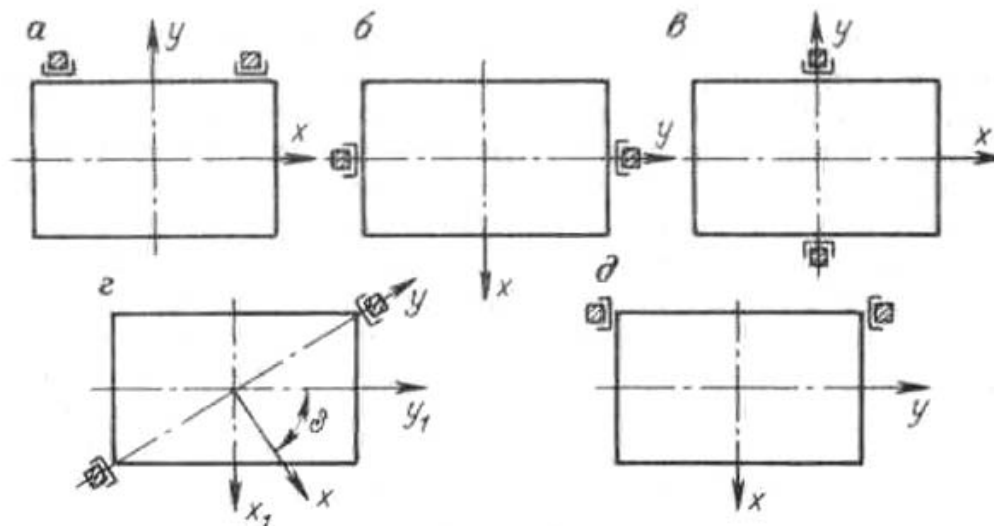


Рис. 5.23. Схемы взаимного расположения проводников и подъемных сосудов

В клетевых стволах предпочтительны следующие схемы расположения проводников. При одногоризонтной работе – лобовое двустороннее (по одному с каждой лобовой стороны клетки); многогоризонтной – боковое двустороннее или лобовое одностороннее. Одностороннее расположение двух рельсовых проводников целесообразно применять при ожидаемых сдвигах поперечных сечений, наклонах и искривлениях ствола, при мало-нагруженных клетевых подъемах со скоростью движения до 10 м/с.

В скиповых стволах необходимо применять, как правило, двустороннее боковое расположение проводников, но допускается и одностороннее расположение двух рельсовых проводников.

Шаг армировки следует принимать для деревянных проводников от 2 до 4 м; для рельсовых – 3,126; 4,168 и 6,252 м; коробчатых – 3; 4 или 6 м. Применение увеличенного шага армировки целесообразно при высокой жесткости несущих расстрелов и проводников. Перспективно применение двоякопериодического или переменного шага с непериодическим набором пролетов по глубине ствола.

5.10.3. Типовые сечения вертикальных стволов

Институтом Южгипрошахт разработаны типовые сечения клетевых и скиповых стволов, получившие широкое распространение в практике шахтного строительства в России и странах СНГ.

На рис. 5.24 приведены основные сечения клетевых стволов с армиров-

кой, на рис. 5.25 – скиповых, в табл. 5.32 и 5.33 – их соответствующие характеристики.

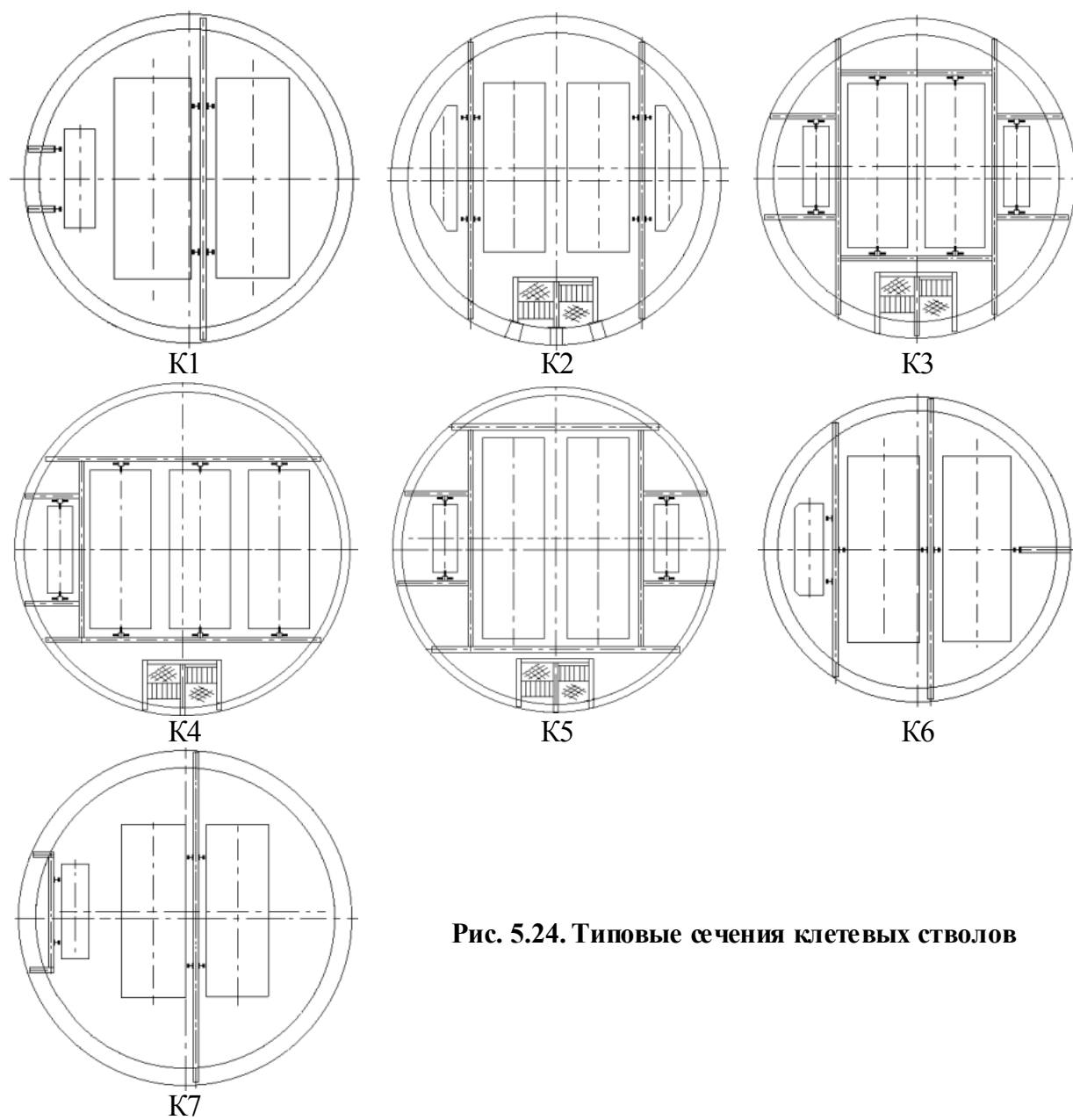


Рис. 5.24. Типовые сечения клетевых стволов

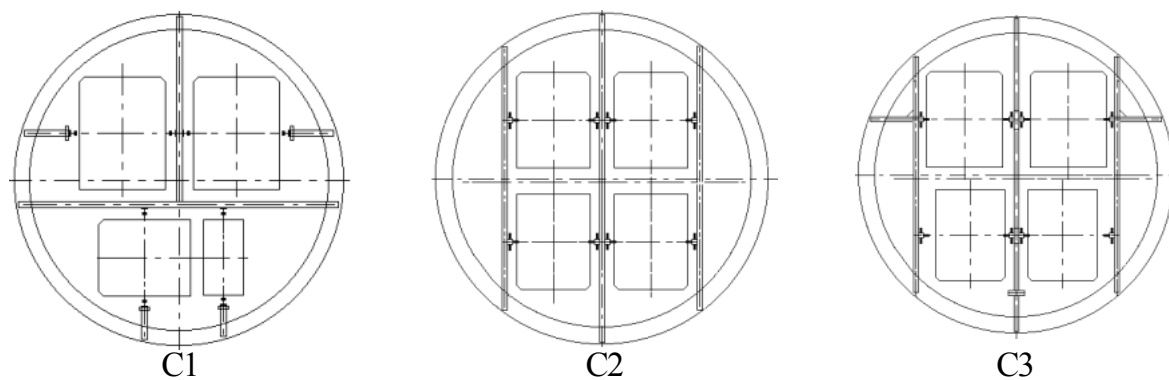


Рис. 5.25. Типовые сечения клетевых стволов

Таблица 5.32

Характеристики сечений типовой армировки клетевых стволов и подъемов

№ схе- мы	Диа- метр ство- ла, м	Число подъ- емов	Число клеток и их размеры в плане, мм	Тип подъема	Глу- бина ство- ла, м	Тип провод- ников	Тип рас- стрелов (консо- лей)	Расположение проводников
K1	6	2	2 клетки 4000×1500, клеть ава- рийно- ремонтного подъема	Однока- натный	700	Рельсо- вые Р43	Короб- чатые 170×104 ×10	Боковое одностороннее
K2	7	2	2 клетки 4000×1500	Однока- натный, многока- натный	700; 1400	Рельсо- вые Р43, Р50	Короб- чатые 170×104 ×10	То же
K3	7	2	2 клетки 4000×1500	То же	700; 1400	Короб- чатые 170×160 ×12	Короб- чатые 170×104 ×10	Лобовое двухстороннее
K4	8	2	3 клетки 4000×1500	То же	700; 1400	Короб- чатые 170×160 ×12	Короб- чатые 170×104 ×10	То же
K5	8	2	2 клетки 5200х 1500	Многока- натный	1400	Короб- чатые 170×160 ×12	Короб- чатые 170×104 ×10	То же
K6	6	2	2 клетки 4000×1500, клеть ава- рийно- ремонтного подъема	Одно- канатный	700	Рельсо- вые Р43	Короб- чатые 170×104 ×10	Боковое двухсто- роннее - для клеток; боковое односто- роннее – для клетки аварийно-ремон- тного подъема
K7	7	2	То же	То же	700	Рельсо- вые Р43	Короб- чатые 170×104 ×10	Боковое одностороннее

**5.10.4. Система современных требований и решений
жесткой армировки**

При проектировании рациональных параметров схем и конструкций армировки, а также технологии армирования для конкретных горно-геологических и экономических условий очень важно учесть целый комплекс требований, которые по своей сути делятся на 3 большие группы:

Таблица 5.33

Характеристики сечений типовой армировки скиповых стволов и подъемов

№ схе- мы	Диа- метр ство- ла, м	Число подъемов	Подъемные сосу- ды, их вместимос- ть, м ³ , и раз- меры в плане, мм	Тип подъема	Глуби- на ствола, м	Тип про- водников	Тип рас- стрелов (консо- лей)
C1	6	Один угольный, один породный	2 скипа в.м. 11; 15 м ³ ; (2230×1740) 1 скип в.м. 7; 9,5 м ³ (1850×1540)	Однока- натный	700	Рельсо- вые Р43	Двутавр 27Са
C2	7	Один уголь- ный, один угольно- породный	4 скипа в.м. 11; 15 м ³ ; (2230×1740)	Одноканат- ный, много- канатный	700; 1400	Коробча- тые 172× 160×12	Короб- чатые 170× 104×10
C3	7	Один уголь- ный, один угольно- породный	2 скипа в.м. 25; 35 м ³ ; (2350×1900) 2 скипа в.м. 11; 15 м ³ ; (2230×1740)	Одноканат- ный, много- канатный	700; 1400	Коробча- тые 200× 190×12	Короб- чатые 212× 130×16

– *функциональные*, выполнение которых призвано обеспечить безаварийную работу подъема при заданной скорости и концевой нагрузке в течение заданного срока службы ствола в конкретных горно-геологических условиях;

– *технические*, включающие правильное научно обоснованное проектирование (конструирование и расчет) армировки, что обеспечит ее высокие эксплуатационные характеристики;

– *экономические*, обуславливающие необходимость максимального сбережения материальных и трудовых ресурсов, как при армировании ствола, так и при эксплуатации армировки.

К настоящему времени выработано множество решений схем, конструкций, отдельных узлов армировки, технологических схем, способов и приемов армирования. Авторами сделана попытка систематизации решений армировки вертикальных стволов, основанной на современных требованиях к проектированию. Указанная система включает как традиционные классические решения, так и новые разработки, предложенные авторами. Дадим дополнительные пояснения к некоторым «блокам» представленной системы требований и решений армировки (рис. 5.26).

Учет функциональных требований должен обеспечить прочность конструкции, ее устойчивость и работоспособность в соответствующих горно-геологических условиях, а также максимально возможную долговечность армировки.

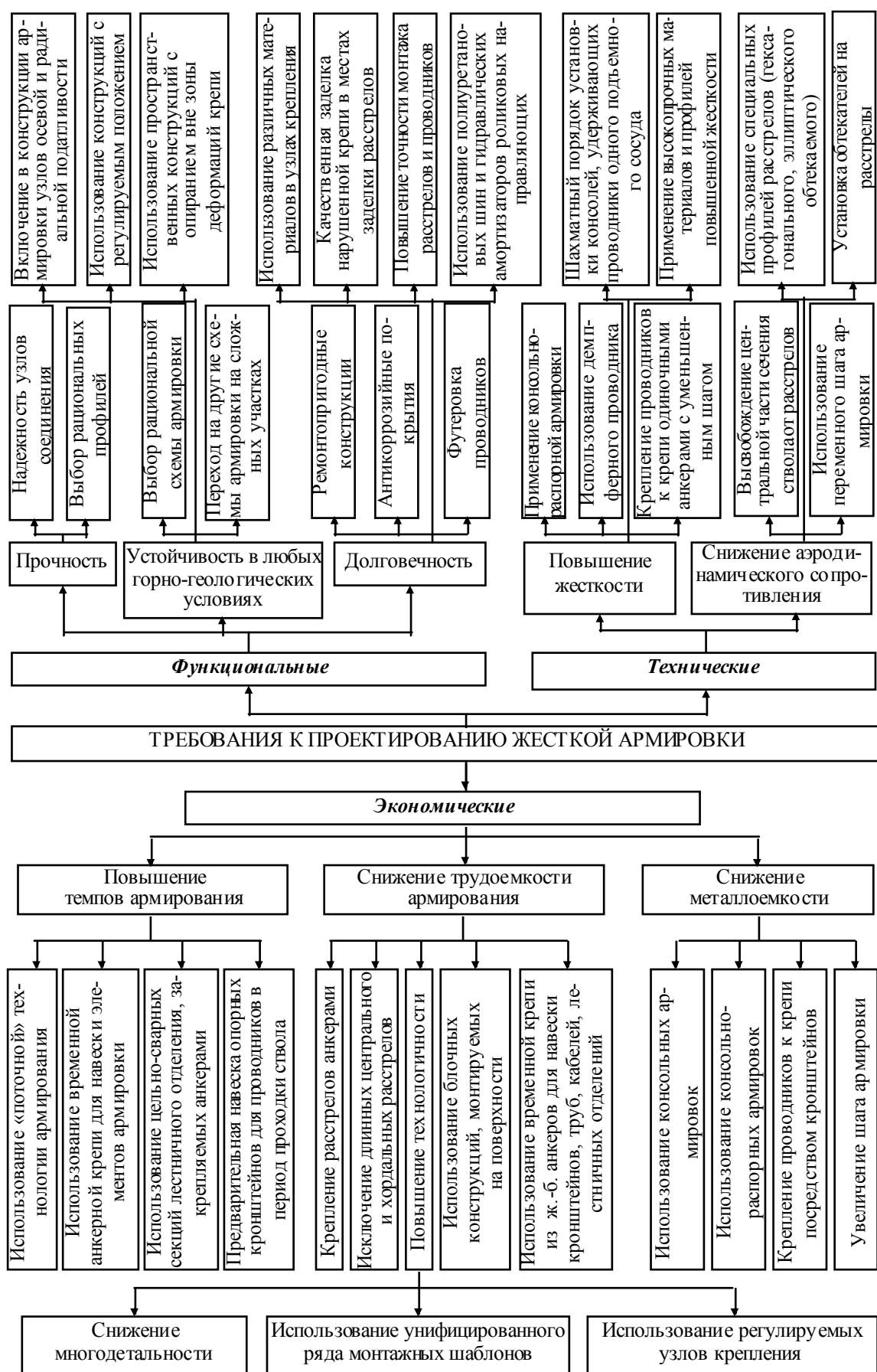


Рис. 5.25. Система требований и решений жесткой армировки вертикальных стволов

Прочность конструкции (требуемая жесткость, отсутствие сверхдопустимых напряжений и деформаций) обеспечивается корректным проектированием профилей армировки, узлов соединения ее элементов и узлов крепления к стенкам ствола в соответствии с расчетными нагрузками от движущихся подъемных сосудов. Для обеспечения *устойчивости* армировки в сложных горно-геологических условиях требуется применение ряда дополнительных мер, к которым можно отнести включение в конструкции проводников и расстрелов узлов осевой и радиальной податливости, использование податливых гидравлических расстрелов или податливых анкеров для крепления элементов армировки.

Помимо указанных решений **податливых** конструкций, «срабатывание» которых зависит только от внешних нагрузок и может произойти неожиданно, возможно использование **регулируемых** конструкций, позволяющих вручную изменять положение отдельных элементов армировки в случае их заметного искривления или смещения, вызванного отклонениями стенок ствола.

Немаловажное значение в обеспечении длительной функциональной устойчивости армировки имеет выбор ее рациональной схемы. В качестве одного из направлений защиты армировки вертикальных стволов предлагается применение малорасстрельных и безрасстрельных конструкций с регулируемым положением элементов. Так, например, в стволах, подверженных влиянию горного давления, наиболее предпочтительной будет консольная армировка с боковым расположением проводников относительно подъемных сосудов. При этом продольные оси консолей должны проектироваться по возможности в направлении ожидаемых сдвижений поперечного сечения ствола. Консольная схема с лобовым двухсторонним расположением проводников благоприятна в стволах, где преобладают деформации контура в горизонтальном направлении, перпендикулярном проектному положению продольных осей консолей и подъемного сосуда.

Максимально учесть свойства вмещающего породного массива, которые могут резко отличаться друг от друга на различных по глубине участках ствола, позволяет дифференцированный подход к проектированию армировки, предусматривающий возможность применения различных схем и конструкций армировки на разных участках. Для особо неустойчивых участков стволов, находящихся в условиях сильно деформирующегося породного массива, когда невозможно обеспечить требуемую величину податливости или регулирования элементов армировки, целесообразно использовать пространственные конструкции, которые опираются на крепь ствола выше и ниже нарушенного участка. Сложные, с точки зрения поддержания, участки ствола с целью повышения надежности закрепления армировки, могут упрочняться с помощью различных типов анкерных крепей, что, в конечном счете, скажется как на улучшении состояния стенок ствола, так и на повышении безопасности эксплуатации армировки.

Другим важным функциональным требованием к армировке ствола является повышение ее *долговечности*, которое может быть направлено на снижение коррозии металла (использование антикоррозийных покрытий, неодинаковых материалов в соединениях), уменьшение износа (использование футеровки проводников, специальных материалов и конструкций роликовых направляющих), улучшение технологии работ (качественная заделка нарушенной крепи, повышение точности монтажа и др.).

Одним из важнейших технических требований является *повышение жесткости* армировки и соответственное снижение амплитуды колебаний подъемного сосуда при движении. Данная задача традиционно решалась применением высокопрочных материалов и профилей повышенной жесткости, что сопряжено с дополнительными затратами. Значительно повысить жесткость армировки, исключить ее переменную податливость по глубине и использовать даже в стволах с высокой интенсивностью подъема, позволяет применение консольно-распорных конструкций. Интересным направлением повышения жесткости армировки является использование проводников с дополнительной вертикальной демпфирующей ветвью, опирающейся на расстрелы и соединенной с проводником в середине между ярусами, а также применение в качестве расстрелов облегченных несущих конструкций с уменьшенным шагом установки. К таким конструкциям можно отнести армировку, предусматривающую крепление проводников к стенкам одиночными или спаренными анкерами, установленными с малым шагом (0,5-1 м). Как показывает компьютерное моделирование, такое решение позволяет значительно увеличить жесткость конструкции, а значит снизить величину прогиба проводника и улучшить характеристики подъема. Снизить прогибы проводников можно также при стандартном шаге консольной армировки, устанавливая по две консоли (для одного подъемного сосуда) не на одном ярусе, а с разнесением по высоте на величину, равную половине шага армировки (т.е. в шахматном порядке). В этом случае максимальный прогиб одной консоли будет совпадать с нулевым прогибом другой, и наоборот, что в целом положительно скажется на общей жесткости системы.

Другим важным техническим требованием к армировке является *снижение аэродинамического сопротивления*, которое может быть достигнуто высвобождением центральной части стволов от расстрелов (применением безрасстрельных армировок, креплением проводников непосредственно к крепи), использованием специальных обтекаемых (эллиптического, гнутого гексагонального, каплевидного) профилей расстрелов, установкой обтекателей на расстрелы и консоли, использованием переменного шага армировки.

В современных условиях максимального ресурсосбережения все большее значение приобретают экономические требования к проектированию армировки, которые охватывают 3 основных резерва экономии: сни-

жение металлоемкости конструкций, трудоемкости строительно-монтажных работ и повышение темпов армирования.

Направления совершенствования армировки с целью *снижения металлоемкости* включают внедрение безрасстрельных (консольных, консольно-распорных, блочных) армировок, увеличение шага армировки до 6 м для рельсовых и до 6,252 м для коробчатых проводников, использование анкерно-консольной армировки, предусматривающей крепление проводников к стенкам ствола на 4 анкерах посредством несложных опорных плит-кронштейнов, и других облегченных конструкций и узлов.

Снижение трудоемкости армирования и эксплуатации стволов может обеспечиваться следующими решениями: исключением центральных и длинных хордальных расстрелов, обладающих большой длиной, массой, загромаждающих сечение и создающих дополнительные сложности при их установке в стволе; креплением расстрелов или консолей анкерами; использованием блочных конструкций, монтируемых на поверхности; повышением технологичности (снижение многодетальности, использование конструкций, предусматривающих возможность регулирования при монтаже, использование унифицированного ряда монтажных шаблонов); использованием ремонтнопригодных конструкций.

Повышение темпов армирования, и соответствующая экономия средств за счет досрочного ввода ствола в эксплуатацию, может быть достигнута применением «поточной» технологии с применением безрасстрельной армировки, использованием цельносварных секций лестничного отделения, закрепляемых анкерами, применением технологической схемы, предусматривающей установку опорных кронштейнов вместе с креплением ствола, а навеску проводников – после окончания проходки и переоборудования ствола. Представляется интересной идея о возможности использования временной анкерной крепи для последующей навески опорных кронштейнов, консолей или расстрелов.

Учет всех перечисленных требований и возможных направлений их удовлетворения позволит обеспечить максимально эффективное, экономически, технически и технологически целесообразное и обоснованное проектирование жесткой армировки стволов.

5.10.5. Оборудование, приспособления и инструменты для армирования ствола

Для ведения работ по армированию в стволе необходимо разместить: бабды, подвесной полук, канаты, люльки, спасательную лестницу, трубопроводы, устройства для бурения лунок или шпуров под анкера, отвесы.

Оборудование подъема. На период армирования для спуска и подъема людей, а также материалов применяются подъемные машины, которые были установлены для проходки стволов, и используются как одноконцевые.

Как правило, при армировании вертикальных стволов используют два бадьевых подъема. При этом необходимо предусматривать возможность пропуска одной бадьи в зумпфовую часть ствола для обслуживания водоотлива, обеспечения запасного выхода (при наличии сбойки с соседними стволами), осмотра ствола ниже подвешного полка или люлек.

Самоопрокидывающиеся бадьи большой и средней вместимости, использовавшиеся при проходке ствола, при армировании заменяются на бадьи типа БП-1, БП-1,5 и БП-2.

Бадьи размещают в стволе таким образом, чтобы они не мешали установке расстрелов, а их направляющие канаты – перемещению бурильной машины при выбуривании лунок.

Направляющие канаты для одной бадьи крепят к подвесному армировочному полку, а для другой бадьи – в зумпфе к специальной балке, закрепленной в крепи ствола, с учетом возможности использования этой бадьи для целей водоотлива.

Используемые направляющие рамки имеют облегченную конструкцию и изготавливаются по чертежам проектных организаций. Зазоры между направляющей рамкой бадьи и расстрелами должны быть не менее 350 мм в плоскости, перпендикулярной расстрелам.

Канаты. При армировании используют канаты: подъемные, направляющие для бадей; подвески полков, люлек, спасательной лестницы, отвесов и маневровые. В качестве подъемных канатов необходимо использовать оцинкованные канаты группы ЖС, закрытой конструкции и малокрутящиеся.

Канаты в процессе эксплуатации вытягиваются за счет структурного уплотнения их сечения и других факторов. По этой причине канаты перед навеской необходимо подвергать предварительной вытяжке с растягивающим усилием $0,5-0,7 P_c$ (P_c – суммарное разрывное усилие).

В качестве проводниковых канатов применяют однослойные круглопрядные с органическим сердечником, а также многопрядные канаты, имеющие наружные проволоки диаметром не менее 1,5 мм.

Проводниковые канаты бадей используют для подвески люлек.

Подвесные полки. При оснащении для армирования ствола, как правило, предусматривают использование подвешного проходческого полка, который проектируют с учетом возможности его применения после соответствующего переоборудования в качестве армировочного полка. В связи с этим прокладка по стволу труб вентиляции, перекачного водоотлива, сжатого воздуха и конструкции для поддержания труб выполняются так, чтобы они не мешали после проходки ствола поднять полку. Сам полку должен иметь в нужных местах соответствующие вырезы.

При переоборудовании подвешного проходческого полка под армировочный выполняют следующие работы:

- демонтируют раструбы;
- закрывают наглухо все ненужные проемы;

- демонтируют на полке проходческое оборудование;
- прицепное устройство переносят под верхнее перекрытие полка (при необходимости);
- оборудуют обслуживающую площадку под установку для бурения лунок (при необходимости);
- монтируют установку для бурения лунок;
- монтируют третий (верхний) этаж-надстройку (при необходимости);
- закрепляют направляющие канаты бадьи.

При необходимости пропуска бадьи через полки для обслуживания водоотлива этажи полка оборудуют раструбами, а при использовании установки для бурения лунок – лядами.

Иногда используют подвесные полки, изготовленные специально для армирования вертикальных стволов.

Применяют следующие армировочные полки: двухэтажные с расстоянием между этажами, равным шагу армировки – при разделке лунок вручную и больше шага армировки – при механизированной разделке лунок; двухэтажные с этажом-надстройкой и трехэтажные.

Электрооборудование подвесных полков для армирования должно выполняться во взрывоопасном исполнении и состоять из четырех систем: освещения, стволовой сигнализации, телефонизации и газовой защиты.

Подвесные люльки. Подвесная люлька представляет собой многоэтажную пространственную конструкцию (с системами электрооборудования и связи) и предназначена для размещения на ней проходчиков, оборудования, материалов и инструмента при армировании вертикальных стволов.

Число этажей люльки, их конфигурации и размеры зависят от диаметра ствола, расположения элементов армировки и технологической схемы армирования. Поэтому подвесные люльки являются оборудованием индивидуального изготовления для каждого конкретного ствола.

В настоящее время наиболее широко применяются люльки конструкции ЦНИИПодземмаша для монтажа проводников при армировании вертикальных стволов после монтажа расстрелов.

Люльки (рис. 5.26) состоят из четырехэтажных блоков 1, у которых верхние этажи жестко соединены между собой. На площадках блоков с помощью цепей установлены откидные балконы 2 для монтажа проводников и трубопроводов. Подвеска люльки осуществляется с помощью шкивов 3 на направляющих канатах бадей или на новых канатах. Для перехода с одного блока на другой рены переходные мостики 4. Для безопасности работы над этими балконами установлены предохранительные козырьки 5. Подъем балконов осуществляется ручными лебедками 6. Все этажи люльки соединены между собой лестницами 7. Для ния раскачивания люльки на нижнем ее этаже установлены специальные башмаки 8.

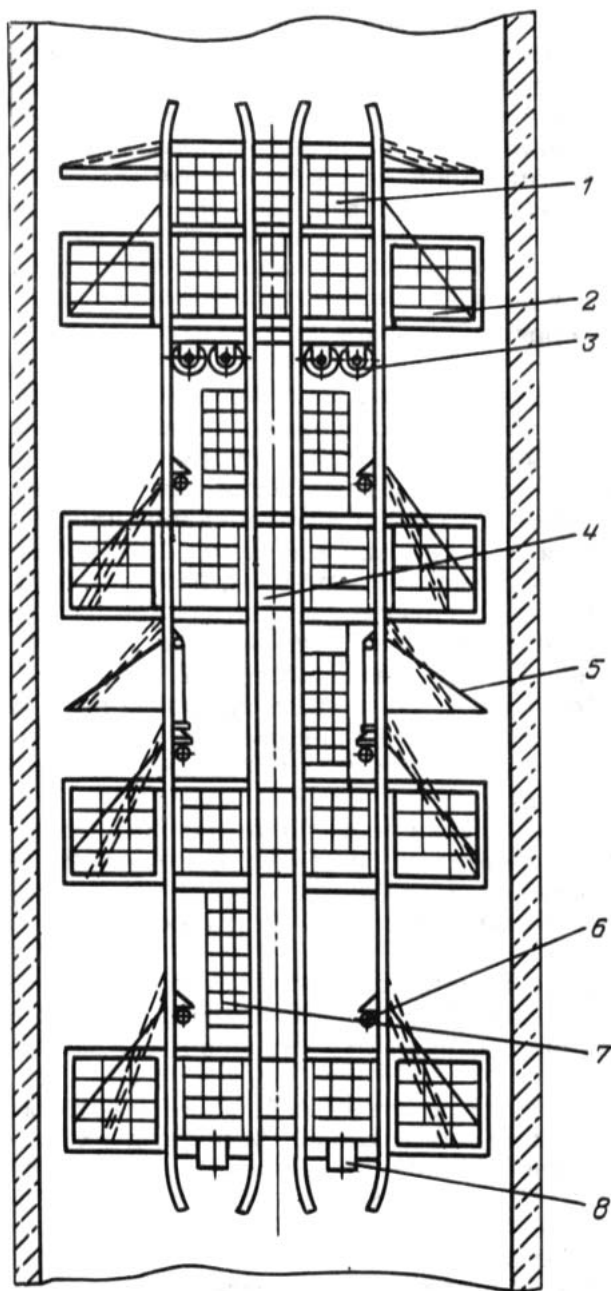


Рис. 5.26. Люлька

Высота люльки обычно принимается равной длине проводника (или трубы). Расстояние между этажами должно соответствовать шагу армировки. Минимальная ширина люльки – 700 мм. По периметру этажей предусматривают ограждение высотой 1000 мм. Зазоры между проводниками и выступающими частями люльки должны быть 50-100 мм. В случае приема людей из бадьи на балконы последние должны иметь возможность подниматься и опускаться без особых усилий со стороны проходчика, находящегося в бадье. Балкон в месте выхода людей из бадьи должен

частично перекрывать бадью и иметь захваты для удержания бадьи от раскачивания.

Конструкция люльки должна по возможности предусматривать приемку крепежных деталей армировки на всех этажах с бадьевого подъема.

Люльки могут подвешиваться на специально предусмотренных канатах или на направляющих канатах бадей. В люльках, через этажи которых предусмотрен проход бадьи, должны быть проемы с лядами.

При армировании стволов, оборудованных башенными копрами, конструкция люльки должна обеспечивать возможность ее использования для армирования копра.

Оборудование для образования лунок. До последнего времени при армировании вертикальных стволов шахт разделку лунок для установки расстрелов осуществляют вручную с помощью отбойных молотков.

Станок буровой армировочный БАС-1 (рис. 5.27) предназначен для бурения лунок под расстрелы в бетонной крепи и породной стенке шахтных стволов диаметром 5,5 – 9 м.

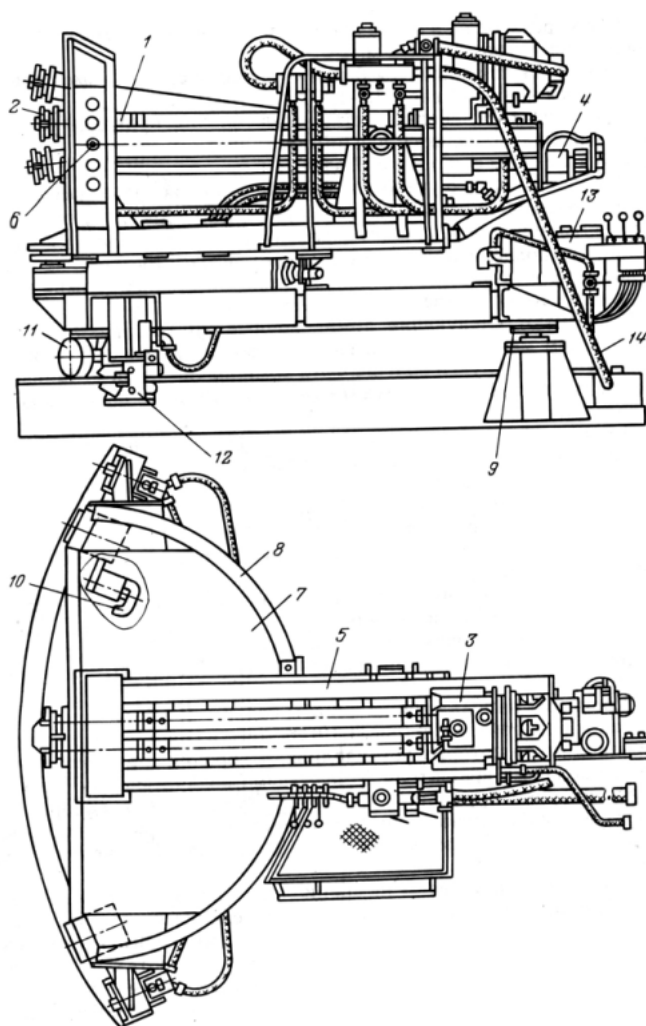


Рис. 5.27. Станок БАС-1

Станок буровой БАС-1 (рис. 11) состоит: из пневмоударников 1, в передней части которых устанавливают коронки 2, армированные твердым сплавом; вращателя 3; механизма подачи 4; рамы 5, являющейся опорой бурильной установки; фиксатора 6; поворотной рамы 7 с дуговой направляющей 8; центральной опоры 9; механизма поворота 10, катка 11, захватов 12; гидросистемы 13 и пневмосистемы 14. Станок устанавливают на армировочном полке.

Лунки под расстрелы могут пробуриваться также с помощью установки СБЛ конструкции ЦНИИПодземмаша или УБЛ-5 (рис. 5.28), разработанной Донгипрооргшахтостроем и трестом Донецкшахтопроходка.

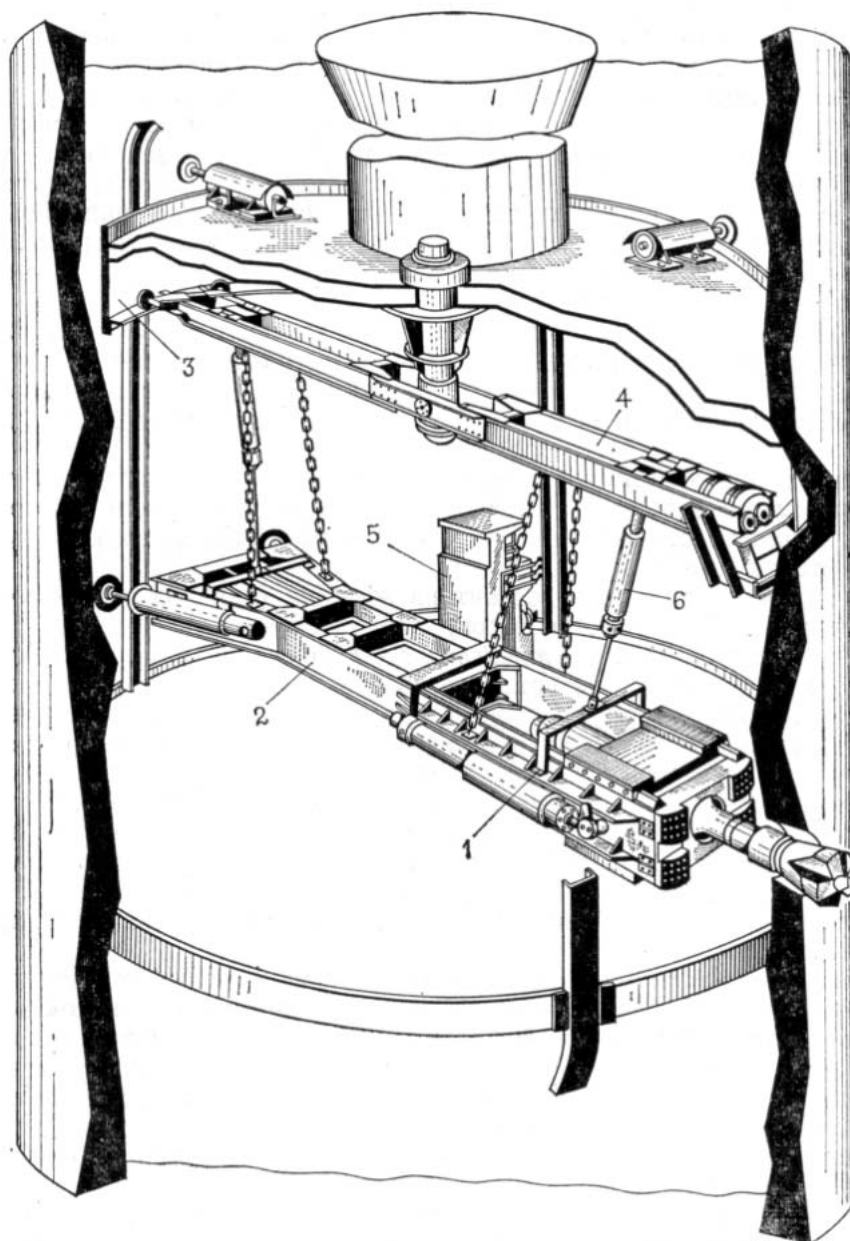


Рис. 5.28. Установка для бурения лунок УБЛ-5:

1 – бурильная машина; 2 – распорная рама; 3 – верхний этаж подвешного полка; 4 – турель; 5 – пульт управления; 6 – подвесное устройство

Долбление лунок вручную, а также доведение их до проектных размеров осуществляется отбойными молотками типа МО-8П, МО-9П, МО-10П с применением удлиненных пик.

Бурение шпуров под анкеры, кабельные кронштейны и зажимные скобы производят ручными перфораторами.

При разделке лунок и других работах на этажах полка должны быть перекрыты зазоры между полком и крепью, а после окончания разделки лунок необходимо выдать на поверхность отбитый материал.

После окончания всех работ по армированию ствола должна быть произведена очистка зумпфа.

Оборудование для бетонирования лунок. Наибольшие возможности получения высокопрочного бетонного камня в стесненном пространстве лунки дает способ замоноличивания ее цементно-песчаным раствором под давлением. Нагнетание цементно-песчаного раствора в лунки может производиться при помощи пневмонагнетателя или растворонасоса любого типа за инвентарную опалубку конструкции КузНИИшахтостроя. Опалубка состоит из двух металлических щитков, соединенных между собой при помощи разъемных шарниров. Для плотного прижатия опалубки к бетонной стенке применяют специальный распорно-клиновый механизм. К одному из щитков опалубки приваривают штуцер с краном для подачи раствора по высоконапорному шлангу.

Имеется опыт использования экспериментальной машины типа БМС-5 конструкции ЦНИИПодземмаша и комплекса оборудования на базе машины БМ-60 для приготовления пневмобетона и заделки им лунок при помощи сжатого воздуха.

Машина БМС-5 работает на сухой бетонной смеси, состоящей из цемента, щебня и песка. Смесь в машину загружают на поверхности, затем ее опускают на верхний этаж полка и с помощью сжатого воздуха направляют к соплу. Затворение бетонной смеси происходит на выходе из сопла. Вода с растворенным в ней ускорителем схватывания цемента находится в специальном резервуаре.

Иногда сухую бетонную смесь готовят на поверхности и в бадье опускают на верхний этаж армировочного полка. Бетон для заделки лунок готовят по мере необходимости.

Шахтные отвесы. С помощью отвесов при армировании решаются следующие задачи: центрирование и ориентирование яруса расстрелов или монтажного кондуктора; передача координат на натяжную раму; исполнительная профильная съемка проводников.

Для центрирования и ориентирования яруса расстрелов применяют подвижные и несвободные армировочные отвесы. Грузы подвижных отвесов спускаются вслед за армировочным полком с лебедок, расположенным на маркшейдерском полке, который, как правило, сооружается на контрольном ярусе ниже нулевой отметки на 2-4 м. Несвободные отвесы (вертикально закрепленные проволоки) опускают с поверхности на полную глубину ствола и после наблюдения за их колебаниями закрепляют в среднем положении.

В комплект оборудования шахтных отвесов входят лебедки, тросы (проволоки), грузы, направляющие блоков и устройства для центрирования и ограничения колебаний.

Грузы для отвесов применяют монолитные и составные. Монолитный груз массой 100 кг рекомендуется для подвижных армировочных отвесов, отвесов для профильной съемки и передачи координат. Составные грузы с одностоечной или двухстоечной штангой массой 110 кг являются наиболее удобными и универсальными.

Монтажный кондуктор. Предназначен для увеличения точности установки расстрелов в ярусе. Наиболее целесообразно кондуктор применять при сложной конфигурации яруса. Одним из видов монтажного кондуктора является станок для комплексного центрирования и установки яруса расстрелов. Кондуктор состоит из жесткого кольца, связанного опорными балками с фиксаторами для расстрелов. Установку кондуктора по высоте выполняют с использованием дистанционных шаблонов вертикальными домкратами, опирающимися на армировочный полук.

Ориентирование и центрирование полка производят по трем отвесам с помощью четырех домкратов, опирающихся в стенки ствола. Вместо отвесов могут быть применены два троса, установленных в вертикальное положение с помощью проекциометра.

Армировочные шаблоны. По назначению шаблоны разделяют на следующие группы:

1. Шаблоны для взаимной установки расстрелов по высоте (дистанционные), кроме фиксации расстояния между ярусами расстрелов, выполняют функции приспособлений, поддерживающих балки расстрелов во время монтажа, поэтому при их конструировании учитывают не только основные размеры поперечного сечения балок расстрелов, но и их массу. Дистанционный цепной шаблон из-за наличия у него винтовой стяжки, которая позволяет изменять длину шаблона, может быть использован для установки расстрелов из двутавровых балок различного профиля.

2. Шаблоны для разбивки лунок под расстрелы делятся на вертикальные и горизонтальные. Вертикальные шаблоны применяют, если монтаж ведется относительно подвижных отвесов. При использовании несвободных отвесов армировочный полук целесообразно устанавливать относительно отвесов с помощью распорных устройств. В этом случае лунки бурят по фиксаторам, закрепленным на полке.

3. Шаблоны для взаимной установки расстрелов в ярусе (горизонтальные) просты по конструкции и отличаются лишь размерами и материалом изготовления. Шаблоны должны быть снабжены круглыми уровнями для установки расстрелов в горизонтальное положение. Установка расстрелов по отвесам выполняется с помощью трубционных или треугольных накладных шаблонов.

Измерительные станции СИ-1 и СИ-4. Предназначены для автоматической профильной съемки проводников коробчатого профиля сечением от 160×160 до 240×240 мм и из рельсов типа Р38, Р43, Р50. Измерительные станции включают в себя приборы для измерения углов отклонений проводников от вертикали и измерения расстояний между проводниками,

приборы для камеральной обработки измерений, комплект гостировочных устройств, а также средства доставки всей аппаратуры и обслуживающего персонала к месту работы. Для выполнения профильной съемки каретку с измерительной аппаратурой подвешивают к низу подъемного сосуда и прокладывают по проводникам. Профиль проводников строят по результатам обработки на интеграторе фотограмм углов отклонений проводников от вертикали.

5.10.6. Технологические схемы армирования стволов

В современной практике, как правило, армирование стволов производится после окончания их проходки, крепления и устройства сопряжения с околоствольными выработками.

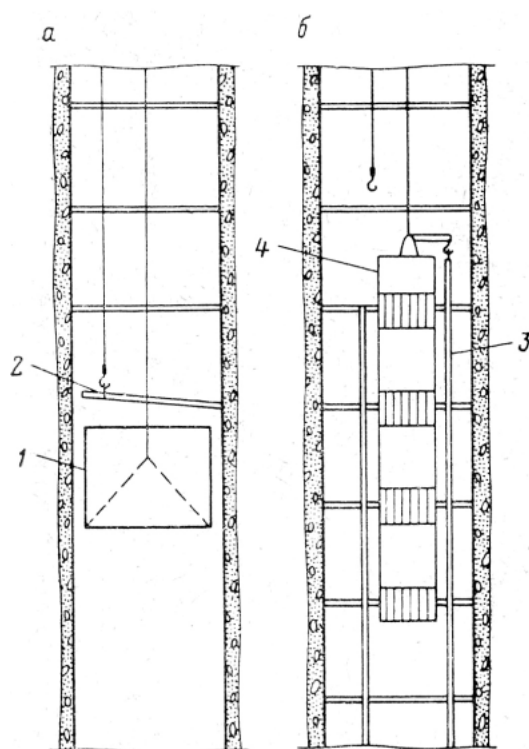


Рис. 5.29. Последовательная схема армирования ствола:
а – установка расстрелов,
б – навеска проводников

Собственно процесс армирования ствола в зависимости от последовательности выполнения операций по установке расстрелов и навеске проводников осуществляется по трем схемам: последовательной, параллельной или совмещенной.

Последовательная схема армирования (рис. 5.29) состоит в том, что сначала сверху вниз производятся работы по установке расстрелов 2, устройству лестничного отделения и креплению скоб для навески кабелей по всему стволу с подвесного полка 1, а затем подвесной полоч разбирается, выдается на поверхность, и навешиваются люльки 4, с которых осуществляется навеска проводников 3 и снизу вверх.

Работы по армированию, как правило, начинаются с установки верхнего контрольного яруса расстрелов, который сначала собирается и тщательно проверяется на поверхности, а затем с высокой степенью точности устанавливается в стволе под наблюдением и контролем маркшейдера. На расстрелах контрольного яруса закрепляются кронштейны маркшейдерских отвесов.

Недостатком этой схемы армирования является раздельность операций по навеске проводников от других операций, вызывающая необходимость переоснащения ствола – демонтаж подвесного полка и подвеска люлек – с соответствующими перерывами в работе. Средняя скорость армирования ствола этим способом не превышает 300 – 350 м/мес. готовой про-

дукции, хотя в отдельных случаях (при скоростном армировании) за смену устанавливалось 10 – 12 ярусов расстрелов.

Параллельная схема армирования заключается в том, что установка расстрелов и навеска проводников производятся одновременно в направлении снизу вверх (рис. 5.30, а) или сверху вниз (рис. 5.30, б). При этом установку расстрелов ведут с подвесного двухэтажного полка, а навеску проводников – с металлических люлек, которые перемещаются вслед за полком.

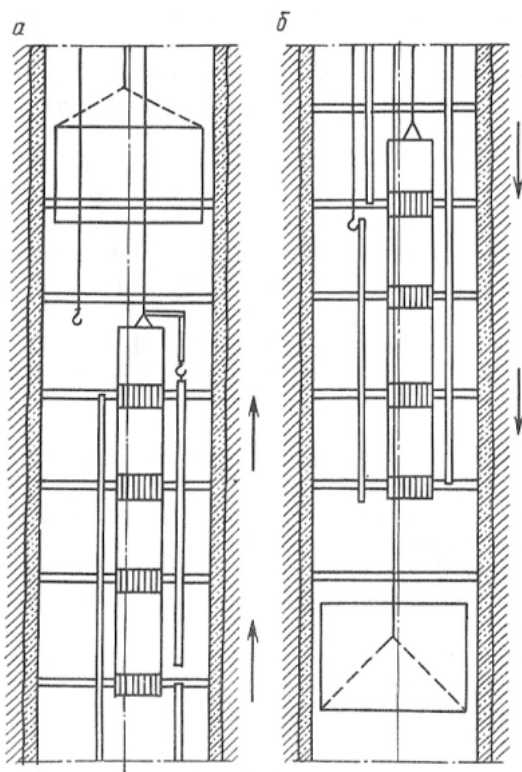


Рис. 5.30. Параллельная схема армирования

При армировании стволов в направлении снизу вверх установка расстрелов производится с нижнего этажа подвесного двухэтажного полка. Для этого применяют полки специальной конструкции, предусматривающие возможность пропуска установленных расстрелов при поднятии полка на уровень следующего вышележащего яруса.

Проводники навешивают с подвешенных под полком люлек с отставанием от полка на один-два яруса. Спуск проводников производят пакетами один раз в смену. Лунки заготавливают при возведении постоянной крепи ствола.

Параллельная схема армирования снизу вверх из-за большой сложности выполнения работ не получила большого распространения.

Достоинства этой схемы: сокращение времени подготовительного периода, так как не требуется переоборудования ствола после его проходки. Демонтаж трубопроводов производится в верхнего этажа полка параллельно с армнровкой.

Совмещенная схема армирования может осуществляться с одновременной установкой расстрелов и навеской проводников в направлении сверху вниз, с полка и люлек над ним или с подвесного полка без люлек. При этом люльки и бадьи двигаются по жестким проводникам.

При совмещенной схеме армирования ствола сверху вниз устраняется перерыв в работах по армированию, так как одновременно с добавлением лунок, установкой расстрелов, устройством лестничного отделения и заделкой скоб для кабеля, производимых с подвесного полка, навешиваются проводники с подвесных люлек, которые опускаются вслед за полком (рис. 5.31) или прикрепляются к верхнему этажу подвесного полка (рис. 5.32).

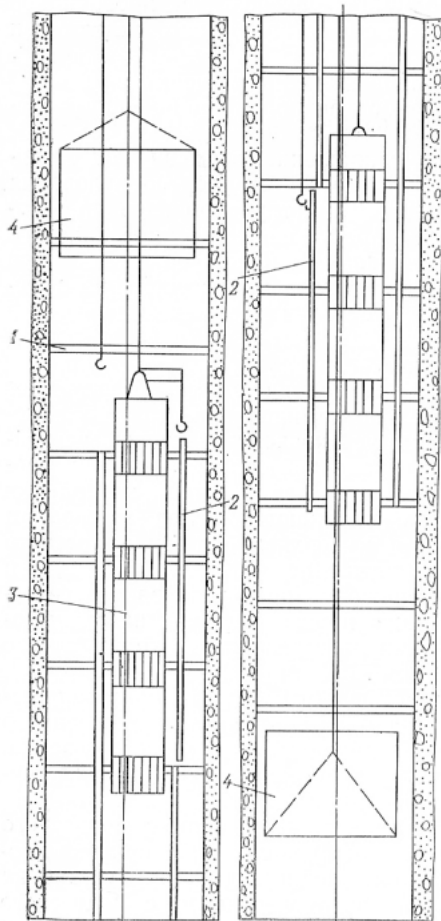


Рис. 5.31. Схема совмещенной установки расстрелов и навески проводников с подвесных люлек, которые опускаются вслед за полком:
1 – расстрелы; 2 – проводники; 3 – люлька; 4 – подвесной полк

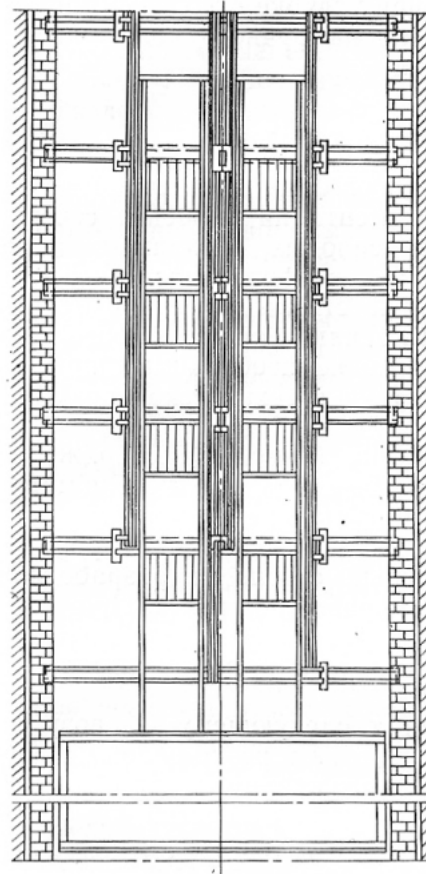


Рис. 5.32. Схема жесткого крепления люлек к верхнему этажу подвесного полка

В первом случае нет жесткой зависимости между работами по навеске проводников и установке расстрелов: навеску проводников можно производить при необходимости с отставанием от установки расстрелов. Во втором случае эти работы находятся в жесткой зависимости.

Практика показала, что независимый способ подвески люлек и полка более рационален, так как помимо отмеченного достоинства при нем отпадает необходимость в переделке полка. Недостатком же способа является невозможность навески трубопроводов совместно с армированием ствола.

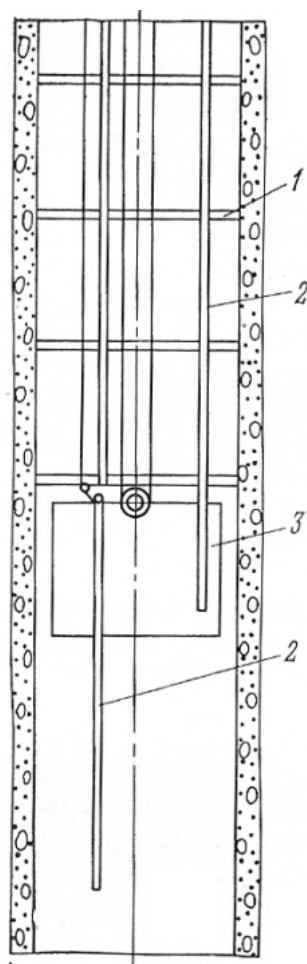


Рис. 5.33. Совмещенный способ армирования с подвесного полка сверху вниз: 1 – расстрелы; 2 – проводник; 3 – проходческий полк

Совмещенный способ армирования стволов с подвесного полка без люлек в стоящее время является наиболее прогрессивным. Сущность его заключается в том, что тановка расстрелов и навеска проводников производятся с подвесного полка в нии сверху вниз. Лунки разделявают с го этажа полка, устанавливают расстрелы, устраивают лестничное отделение и вают проводники – с верхнего этажа полка (рис. 5.33). Навеска проводников как бы сколько опережает установку расстрелов (здесь происходит совмещение работ от 30 до 50 %).

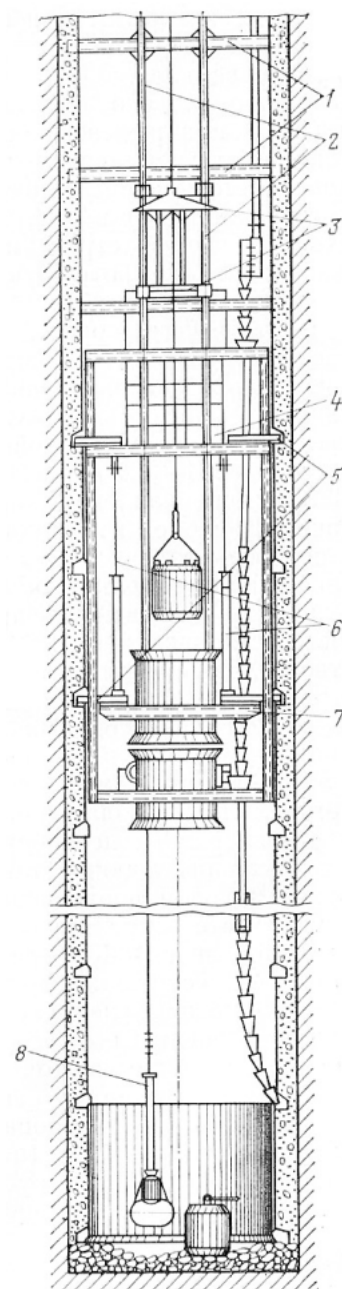


Рис. 5.34. Схема проходки с одновременным армированием: 1 – расстрелы; 2 – проводники; 3 – направляющая рамка; 4 – полк; 5 – выдвинутые опоры полка; 6 – гидродомкраты перемещения полка; 7 – подвижной этаж полка; 8 – опалубка

Опыт армирования шахтных стволов по совмещенной схеме показал значительные преимущества ее по сравнению с последовательной и параллельной схемами:

- благодаря установке расстрелов и навеске проводников с верхнего этажа подвесного полка обеспечиваются удобства и безопасность производства работ, особенно при навеске проводников;
- упрощается маркшейдерский и технический контроль;
- отпадает необходимость иметь в стволе подвесные люльки и производить вторичное переоборудование ствола для навески проводников.

Указанные преимущества создают условия для увеличения скорости армирования стволов.

Схема армирования стволов одновременно с его проходкой заключается в том, что в процессе проходки ствола одновременно устанавливают частично или полностью расстрелы и проводники (рис. 5.34).

При одновременной проходке и армировании ствола временный трубопровод сжатого воздуха и водоотлива крепят к расстрелам постоянной армировки, проходческие бадьи перемещаются по постоянным проводникам, в связи с чем значительно сокращается число проходческих лебедок, располагаемых вокруг ствола, число канатов и создаются удобства для выполнения работ в забое ствола, что позволяет снизить сроки сооружения ствола его стоимость.

Установка расстрелов и навеска постоянных проводников производится, как при обычном армировании с подвесного полка без люлек. Трубы наращиваются в смену, когда производится армирование ствола за исключением става труб для подачи бетонной смеси. Трубопроводы водоотлива, сжатого воздуха и подачи бетона монтируют из труб длиной, равной или кратной шагу армировки. Трубы для вентиляции наращивают одновременно с установкой расстрелов, а трубопроводы водоотлива и сжатого воздуха – одновременно с навеской проводников.

Трубопровод для подачи бетонной смеси наращивают во время выдачи породы.

Эта схема работ ввиду ее сложности и больших затруднений, связанных с применением современных проходческих комплексов, широкого распространения на практике не получила. Наиболее часто она применяется при углубке стволов и при использовании породопогрузочных машин ручного вождения на проходке стволов небольшой глубины.

Вопросы для самопроверки

1. Перечислите типы взрывчатых веществ и условия их применения при проведении горизонтальных выработок.
2. Назовите основные параметры буровзрывных работ.

3. Как определяется глубина шпуров по заданной скорости проведения выработки?
4. Какие факторы и каким образом влияют на выбор глубины шпуров?
5. Назовите и покажите на эскизах наиболее часто применяемые типы врубов, охарактеризуйте их.
6. Какая последовательность взрывания комплектов зарядов при проведении горизонтальных выработок в однородных породах и чем она обуславливается?
7. Чем обеспечивается качественное оконтуривание выработок при контурном взрывании?
8. Назовите средства механизации бурения шпуров при проведении выработок и укажите области их применения.
9. Расскажите об организации взрывных работ.
10. Какие схемы проветривания тупиковых выработок применяются в настоящее время?
11. Как выбирается вентилятор местного проветривания?
12. Какие средства погрузки горной массы применяют при проведении горизонтальных выработок?
13. Какие средства погрузки горной массы применяют при проведении вертикальных выработок?
14. Какие схемы призабойного транспорта применяют при проведении выработок?
15. Какие факторы и как они влияют на производительность погрузки горной массы?
16. Как производят обмен вагонеток на тупиковых, замкнутых и накладных разминовках?
17. Какова технология возведения арочной трёхзвенной податливой крепи из спецпрофиля?
18. Какие переносные механизмы, специально предназначенные для бурения шпуров под анкеры, применяют при проведении горных выработок?
19. Какие средства механизации применяют для снижения трудоёмкости процесса крепления горной выработки?
20. Как осуществляется доставка бетонной смеси к вертикальному стволу, крепление которого производится монолитной бетонной смесью?
21. Как осуществляется приёмка и спуск бетонной смеси в вертикальный ствол, крепление которого производится монолитной бетонной смесью?
22. Какими в зависимости от крепости окружающих горных пород могут быть конструкции опорных венцов?
23. Какие технологические схемы возведения набрызгбетонной крепи Вы знаете и в чём состоит сущность каждой из них?

6. ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Наиболее совершенной организацией труда является выполнение проходческих работ по графику цикличности при определённой последовательности производства отдельных технологических процессов. Время каждого процесса зависит от объёма работ, производительности проходческого оборудования, количества и расстановки рабочих.

Проходческий цикл при проведении горизонтальных и наклонных выработок в крепких и средней крепости однородных породах *буровзрывным способом* состоит из следующих *основных* процессов: бурения шпуров, их заряжания и взрывания зарядов ВВ; проветривания, осмотра и приведения забоя в безопасное состояние; погрузки и транспортирования породы; возведения постоянной крепи, – и *вспомогательных* процессов, к которым относят: настилку рельсовых путей или наращивание конвейера; устройство водоотливной канавки; наращивание ставов труб вентиляции; прокладку труб и кабелей; освещение забоя и проводимой горной выработки, маркшейдерское обслуживание и контроль за состоянием рудничной атмосферы.

Операции проходческого цикла могут выполняться последовательно или с частичным совмещением. Степень совмещения работ зависит от принятой технологии и организации работ. Частично совмещаются бурение шпуров и погрузка породы с возведением крепи, устройством водоотливной канавки, настилкой временного пути и другими вспомогательными работами.

Численный состав проходческой бригады (звена) определяется, исходя из объёмов работ и действующих норм выработки, или времени на выполнение этих работ.

Расчёт графика цикличности проведения горной выработки производится в следующей последовательности.

6.1. Определение состава проходческой бригады

Рассчитывают нормативное время (трудоемкость) выполнения всех процессов проходческого цикла путём умножения объёма работ каждого процесса на принятую норму времени и составляют калькуляцию трудовых затрат. Результаты расчётов сводят в табл. 6.1.

Расчётную численность рабочих на цикл $Ч_{р.ц.}$, чел.-смен, определяют по формуле

$$Ч_{р.ц.} = \frac{\sum T_i}{T_{см}}, \quad (6.1)$$

где $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч.

Возможную численность сменного звена $Ч_{в.см.}$, чел-смен, определяют по формулам:

– при буровзрывном способе

$$Ч_{в.см.} = \left(\frac{1}{2} \div \frac{1}{3} \right) \cdot S_{пр}; \quad (6.2)$$

– при комбайновом способе

$$Ч_{в.см.} = 5 \quad \text{при} \quad S_{пр} \leq 10 \text{ м}^2;$$

$$Ч_{в.см.} = 6 \quad \text{при} \quad S_{пр} > 10 \text{ м}^2.$$

Т а б л и ц а 6.1 – Нормативное время (трудоемкость) выполнения всех процессов проходческого цикла

Процесс	Профес-сия, квалифика-ционный раз-ряд	Едини-ца изме-рения	Объём работ V_i	§ и табл. ЕНВ или сборника № 36 ЕНиР	Норма выработ-ки или времени H_v ($H_{вр}$)	Попра-вочный коэффи-циент к нормам k_i	Приня-тая нор-ма выработ-ки или времени, чел.- ч.	Трудо-ёмкость работ T_i , чел.- смен или чел.- ч.
Бурение шпуров								
Погрузка породы								
...								
...								
Итого:								$\sum T_i$

Число рабочих смен на цикл $n_{см.ц.}$, смен цикл, определяют по формуле

$$n_{см.ц.} = \frac{Ч_{р.ц.}}{Ч_{в.см.}}. \quad (6.3)$$

Длительность выполнения одного цикла $T_{ц}$, ч, определяют по формуле

$$T_{ц} = n_{см.ц.} \cdot T_{см}. \quad (6.4)$$

Продолжительность цикла $T_{ц}$, ч, принимается кратной смене. При комбайновой технологии – 2, 3, 4 и 6 ч, при буровзрывной – 6, 9, 12 и 18 ч.

Расчёт явочной численности проходческой бригады осуществляется в следующем порядке.

Расчётную численность рабочих на смену, чел.- смену, определяют по формулам:

– при комбайновом способе проведения

$$Ч_{р.см.} = Ч_{р.ц.} \cdot l_{см}, \quad (6.5)$$

– при буровзрывном способе

$$Ч_{р.см.} = Ч_{р.ц.} \cdot n_{см.ц.}, \quad (6.6)$$

где $l_{см}$ – подвигание забоя за смену, м (если объём работ рассчитан на 1 м) или число рам крепи, шт. (если объём работ рассчитан на шаг крепи).

По величине $Ч_{р.см.}$ принимается явочная численность сменного звена $Ч_{я.см.}$.

Коэффициент перевыполнения норм выработки $K_{п.н.}$ определяют по формуле

$$K_{п.н.} = \frac{Ч_{р.см.}}{Ч_{я.см.}}, \quad (6.7)$$

при обязательном соблюдении условия $1 < K_{п.н.} \leq 1,2$.

Затраты труда с учётом взрывных работ. При выделении взрывных работ в самостоятельный процесс определяют:

– продолжительность взрывных работ $B_{в}$, ч, по формуле

$$B_{в} = \frac{B_3 \cdot N}{60 \cdot Ч_3} + B_{пр} + B_6; \quad (6.8)$$

– *затраты труда $T_{в}$ чел-ч, по формуле*

$$T_{в} = B_{в} \cdot Ч_{я.см.} \cdot K_{п.н.}; \quad (6.9)$$

– коэффициент $K_{в}$, учитывающий ведение взрывных работ, по формуле

$$K_{в} = \frac{T_{ц} - T_{в}}{T_{ц}}, \quad (6.10)$$

где B_3 – длительность заряжания одного шпура, $B_3 = 1,5 \div 3$ мин при заряжании шпуров вручную и $B_3 = 0,2 \div 0,3$ мин при применении пневмозарядчиков;

N – число шпуров в забое выработки, шт.;

$Ч_3$ – число рабочих, занятых заряжанием шпуров, чел, или применяемых пневмозарядчиков, шт.;

$B_{пр}$, B_6 – длительность проветривания и приведения забоя горной выработки в безопасное состояние, ч.

С учётом продолжительности ведения взрывных работ производится корректировка трудовых затрат по каждому процессу проходческого цикла T'_i , чел.-ч, по формуле

$$T'_i = T_i \cdot K_{\text{в}}, \quad (6.11)$$

где T'_i – затраты труда при выделении в самостоятельный процесс взрывных работ, чел.-ч.

6.2. Определение продолжительности трудовых процессов

Продолжительность трудового процесса T_i , ч, определяют по формуле

$$T_i = \frac{T'_i}{\text{Ч}_i \cdot K_{\text{п.н.}}}, \quad (6.12)$$

где Ч_i – число рабочих, занятых на выполнении процесса, чел.

При совмещении двух и более процессов определяют их общую продолжительность $t_{\text{совм}}$, ч, одинаковую для всех процессов, по формуле

$$t_{\text{совм}} = \frac{(T'_1 + T'_2 + \dots + T'_n)}{n_{\text{я}} \cdot K_{\text{пер}}}, \quad (6.13)$$

и удельный вес трудоёмкости каждого из процессов g_i в общей трудоёмкости совмещённых процессов по формуле

$$g_i = \frac{T'_i}{T'_1 + T'_2 + \dots + T'_n}, \quad (6.14)$$

где T'_1 , T'_2 , T'_n – трудоёмкость совмещённых процессов, чел.-ч.

Число рабочих, занятых на выполнении каждого процесса, определяют по формуле

$$n_i^{\text{с}} = g_i \cdot n_{\text{я}}^3. \quad (6.15)$$

Проверку правильности расчётов осуществляют по условию

$$\sum T_i + T_{\text{в}} = T_{\text{ц}}, \quad (6.16)$$

где $\sum T_i$ – суммарная продолжительность последовательно выполняемых процессов, ч.

Имея данные о трудоёмкости всех процессов, составляют табл. 6.2 для подсчёта общей трудоёмкости работ проходческого цикла.

Т а б л и ц а 6.2 – Общая трудоёмкость работ

Процесс	Единицы измерения	Объём работ	Коэффициент взрывных работ	Трудоёмкость работ проходческого цикла, чел.-ч.	
				без выделения БВР	с учётом БВР
Бурение					
Погрузка породы					
...					
...					
Итого:					

6.3. Построение графика организации работ и выходов рабочих

6.3.1. График организации работ

После определения перечисленных выше параметров приступают к построению графика организации работ по табл. 6.3.

Т а б л и ц а 6.3 - График организации работ

Процесс	Объём работ	Трудоёмкость работ, чел.-ч	Число рабочих	Продолжительность выполняемой работы, ч	Часы по сменам					
					8	9	10	11	12	13
					14	15	16	17	18	19
					20	21	22	23	24	1
					2	3	4	5	6	7
Бурение шпуров										
Погрузка породы										
...										
...										
...										

В левую часть его вносят расчётные величины, а в правую - продолжительность выполнения процессов, изображённых в виде отрезков в масштабе времени, смены (сутки).

График считается построенным правильно, если обеспечивается постоянная занятость всего явочного состава сменного звена рабочих в любой момент времени.

6.3.2. График выходов рабочих

На основе графика организации работ и квалификационного состава проходческой бригады составляют график выходов рабочих по табл. 6.4.

Т а б л и ц а 6.4 – График выходов рабочих

Профессия и квалифи- кация	Число рабочих				
	В смену				В сутки
	1	2	3	4	
Проходчик 5-го разряда					
Проходчик 4-го разряда					
...					
...					

График выходов рабочих составлен правильно, если число рабочих соответствующей квалификации в каждую смену и в целом за сутки соответствует расчётным данным.

К графикам организации работ и выходов рабочих должно быть дано пояснение о последовательности выполнения процессов проходческого цикла с подробным описанием всех операций по каждому процессу. При этом должна быть учтена конкретная расстановка рабочих и работа технологического оборудования.

Вопросы для самопроверки

1. Какая организация труда считается наиболее совершенной?
2. Из каких основных и вспомогательных процессов состоит проходческий цикл при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок буровзрывным способом?
3. Каким образом могут выполняться операции проходческого цикла при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок буровзрывным способом?
4. Какие процессы проходческого цикла при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок буровзрывным способом частично совмещаются?
5. Каким образом определяют численный состав проходческой бригады?
6. Каков алгоритм определения продолжительности трудовых затрат?
7. Каким образом строят график организации проходческих работ?
8. Каким образом строят график выходов рабочих?

7. СМЕТНАЯ СТОИМОСТЬ РАБОТ

Стоимость строительства горного предприятия складывается из затрат на оборудование, приспособления и производственный инвентарь, горные, строительные, монтажные и прочие работы, связанные с осуществлением строительства.

К затратам на горные работы относят, в основном, расходы на сооружение и реконструкцию горных выработок, т.е. горнопроходческие работы.

7.1. Полная стоимость сооружения горной выработки

Полная стоимость сооружения 1м (1м^3) горной выработки $C_{\text{п}}$, руб/м (м^3), складывается из прямых нормируемых затрат $A_{\text{п.з}}$, стоимости общешахтных затрат $B_{\text{з}}$, стоимости накладных расходов $V_{\text{н.р}}$ и величины плановых накоплений.

Прямые нормируемые затраты $A_{\text{п.з}}$, руб, определяют по формуле

$$A_{\text{п.з}} = C_{\text{зп}} + C_{\text{м}} + C_{\text{мс}}, \quad (7.1)$$

где $C_{\text{зп}}$ – стоимость заработной платы при проведении выработки, руб;

$C_{\text{м}}$ – стоимость материалов, руб;

$C_{\text{мс}}$ – стоимость машино-смен на проведение выработки, руб.

Стоимость проведения выработки по общешахтным затратам принимают в процентах от прямых нормируемых затрат (при курсовом проектировании этот процент студенты должны взять на шахтах или стройках, для условий разрабатываемого проекта).

Накладные расходы принимают в процентах от суммы прямых нормируемых затрат и общешахтных расходов. Этот процент равен для строящихся шахт 28,6 %. Плановые накопления принимают в количестве 6 % от суммы всех затрат.

7.1.1. Стоимость проведения 1м (1м^3) выработки по заработной плате

Заработную плату рабочих проходческой бригады определяют в соответствии с необходимым объёмом работ и расценками на единицу измерения. Результат расчёта сводят в табл. 7.1.

7.1.2. Стоимость материалов, отнесённых к 1м (1м^3) выработки

Стоимость материалов на цикл определяют в соответствии с их количеством и существующими ценами на них, а на 1 м выработки - путём деления этой стоимости на величину заходки.

Т а б л и ц а 7.1 – Суммы затрат на цикл и на один метр проведения горной выработки

Выполняемая работа	Единица измерения	Объём работ	Расценка по норме руб, коп	Поправочный коэффициент	Применяемая расценка, руб	Сумма затрат, руб	
						на цикл	на 1м (1м ³)
Бурение шпуров							
...							
Итого:							

Все расчёты сводят в табл. 7.2.

Т а б л и ц а 7.2 – Стоимость материалов, отнесённых к 1м (1м³) проводимой выработки

Наименование материала	Единица измерения	Количество на цикл	Стоимость единицы, руб	Суммарная стоимость материалов, руб.	
				на цикл	на 1м (1м ³)
...					
...					
...					
И Т О Г О:				C'_m	C_m

7.1.3. Стоимость машино-смен проходческого оборудования

Стоимость машино-смен проходческого оборудования состоит из постоянных и переменных расходов. К первым относят амортизацию машин, стоимость среднего и текущего ремонта и другие, а ко вторым – затраты на расходуемую энергию.

Переменные расходы на энергию определяют по формулам:

– электрическую $\Pi_э$, руб,

$$\Pi_э = \frac{1,1 \cdot N_i \cdot t_i \cdot K_d \cdot K_c \cdot a_э \cdot n_{\Pi}}{\eta_{дв}}; \quad (7.2)$$

– пневматическую $\Pi_{пв}$, руб

$$\Pi_{пв} = 60 \cdot 1,1 \cdot W_i \cdot t_i \cdot K_H \cdot K_c \cdot a_э \cdot n_{\Pi}, \quad (7.3)$$

где N_i – мощность двигателя машины, кВт;

W_i – расход сжатого воздуха, м³/мин;

K_d – коэффициент использования мощности двигателя (0,6 – 0,7);

t_i – время работы машин за цикл;
 n_n – число потребителей данного типа машин;
 K_c – коэффициент потерь в сети (1,1 – 1,15);
 $a_э$ – стоимость энергии, руб;
 $\eta_{м@}$ – коэффициент полезного действия двигателя;
 K_n – коэффициент непрерывности работы (0,2 – 0,3).

Полученные данные сводят в таблицу 7.4.

Т а б л и ц а 7.4 - Затраты на электрическую и пневматическую энергии

Наименование потребителя	Количество единиц	$N, t, K_n, K_c, a_э, \eta_{дв}, W$	Затраты	
			на цикл	на 1м (1м³)
...				
...				
Итого:	–	–	$\Pi'_{э/п}$	$\Pi_{э/п}$

Постоянные расходы Π_0 , руб, к которым относятся амортизационные отчисления на одну смену, определяют по формуле

$$\Pi_0 = \frac{C_{\text{маш}}}{T_a \cdot N \cdot n_{\text{см}}}, \quad (7.4)$$

где $C_{\text{маш}}$ – цена машины, руб;

T_a – срок амортизации машины, лет;

N – число рабочих дней в году, дней/год;

$n_{\text{см}}$ – число рабочих смен за сутки, смен/сут.

Количество машино-смен $N_{\text{мс}}$, машино-смен/цикл, работы проходческого оборудования на цикл определяют по формуле

$$N_{\text{мс}} = \frac{t_i}{T_{\text{см}}}, \quad (7.5)$$

где t_i – время выполнения процессов проходческого цикла, ч;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, ч.

Результаты расчётов сводят в табл. 7.4.

Т а б л и ц а 7.4 – Стоимость амортизационных отчислений на цикл и на 1м (1м³) проведения выработки

Наименование оборудования	Количество единиц в работе	Постоянные расходы Π_0 , руб	Количество машино-смен работы оборудования	Стоимость амортизационных отчислений	
				на цикл	на 1м (1м³)
...					
...					
...					
Итого:					

Сумму переменных и постоянных расходов на 1м выработки $C_{мс}$, руб/м, определяют по формуле

$$C_{мс} = \Pi_9 (\Pi_{п}) + \Pi_0. \quad (7.6)$$

Полную стоимость сооружения 1м ($1м^3$) выработки $C_{п}$, руб/м (руб/м³), определяют по формуле

$$C_{п} = 1,06 \cdot (A_{п.з} + B_3 + V_{н.р}). \quad (7.7)$$

Сводная таблица основных технико-экономических показателей составляется по табл. 7.5.

Т а б л и ц а 7.5 – Основные технико-экономические показатели проведения горной выработки

Показатели	Количество, тип
Сечение выработки, м ² : – в свету – в черне Крепость пород по шкале проф. М.М. Протодяконова Категория шахты по газу и пыли Тип ВВ и СВ Расход ВВ на 1 м ³ породы, кг Тип крепи: – временной – постоянной Количество рам на 1м, шт. (расход бетона, м ³) Тип забойных машин и их число Режим работы: – суточный – недельный Длина заходки, м Подвигание забоя, м, за: – смену – сутки – месяц Численность занятых рабочих, чел: – явочная – списочная Производительность труда, м/ чел.: – сменная – месячная	

Среднемесячные скорости проходки горизонтальных и наклонных выработок должны быть не менее значений приведенных в табл. 7.6.

Т а б л и ц а 7.6 – Среднемесячные скорости проходки горизонтальных и наклонных выработок в угольной и горнорудной отраслях

Выработки	Среднемесячная скорость проведения при оснащении забоев погрузочными машинами по отрасли, м/мес	
	угольной	горнорудной
Штреки:		
– по углю	Не менее 95	-
– по углю с подрывкой породы	Не менее 80	-
Квершлаг и полевые штреки	Не менее 60	80
Бремсберги по углю с подрывкой породы	Не менее 60	-
Уклоны:		
– по углю	Не менее 70	-
– по углю с подрывкой породы	Не менее 60	-

Вопросы для самопроверки

1. Из каких затрат складывается стоимость строительства горного предприятия?
2. От чего зависит полная стоимость проведения 1 м (1 м^3) горной выработки?
3. От чего зависят прямые нормируемые затраты на проведение 1 м (1 м^3) горной выработки?
4. Каким образом определяют стоимость проведения 1 м (1 м^3) горной выработки по общешахтным затратам?
5. В зависимости от чего должны приниматься стоимость накладных расходов и величины плановых накоплений?
6. Каким образом определяют стоимость проведения 1 м (1 м^3) горной выработки по заработной плате?
7. Каким образом определяют стоимость материалов, отнесённых к 1 м (1 м^3) горной выработки, на цикл?
8. Из каких расходов состоит стоимость машино-смен проходческого оборудования и каким образом их определяют?
9. Каким образом определяют полную стоимость проведения 1 м (1 м^3) горной выработки?

8. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА НА ТЕМУ: «ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ»

Курсовой проект на тему: «Технология строительства горной выработки» по дисциплине «Строительство подземных сооружений и шахт» для студентов всех форм обучения специальностей «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» и «Шахтное и подземное строительство» должен выполняться в соответствии с учебными программами и рекомендациями данного и последующих разделов.

Материал данного раздела рекомендуется студентам горных специальностей для выполнения курсового проекта на указанную выше тему для условий любого залегания угольных пластов, за исключением пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа или породы и газа, а также пластов, подверженных горным ударам.

Курсовой проект должен содержать пояснительную записку и графическую часть.

Пояснительная записка курсового проекта должна быть объёмом в пределах 20-25 страниц рукописного текста или 15-20 страниц машинописного или компьютерного текста и включать в себя:

- обложку, изготовленную из плотной бумаги типографским способом или каким-либо другим способом и оформленную в соответствии с требованиями ГОСТ 2.105-95;
- титульный лист, изготовленный типографским способом;
- задание, оформленное на бланках, изготовленных типографским способом и снабжённых подписями студента и руководителя курсового проекта;
- аннотацию (объёмом не более одной страницы);
- содержание (объёмом 1-2 страницы);
- введение (объёмом 1-2 страницы);
- разделы, предусмотренные заданием на курсовое проектирование;
- выводы (заключение) и рекомендации;
- перечень принятых сокращений (если имеются такие);
- перечень принятых терминов (если имеются такие);
- список литературы;
- приложения.

Графический материал должен быть представлен на одном листе чертёжной бумаги формата А1 (594×841 мм). Этот материал должен последовательно и чётко отображать все разделы пояснительной записки.

Графическая часть курсового проекта должна содержать:

– схему размещения проходческого оборудования в период проведения заданной горной выработки в двух проекциях (вид сбоку и сверху) в масштабе 1:50 или 1:100;

– поперечное сечение заданной горной выработки в период эксплуатации в масштабе 1:50 или 1:100 с указанием габаритов транспортных средств, допустимых зазоров между транспортным оборудованием и крепью горной выработки, между подвижными составами или подвижным составом и конвейером и минимальной величины свободного прохода для людей, предусмотренными Правилами безопасности в угольных шахтах (ПБ) [3];

– детали крепи в масштабе 1:10 (конструкция замка при креплении рамами арками, заделок стоек в почву и др.);

– паспорт буровзрывных работ по проведению заданной горной выработки, включающий схему расположения шпуров в забое заданной горной выработки в масштабе 1:50; таблицу основных показателей; конструкцию заряда в шпуре однородного забоя, если забой неоднородный, то необходимо изобразить конструкцию зарядов, которые размещены в угле и в породе в масштабе 1:10;

– схему проветривания заданной выработки без масштаба;

– таблицу технико-экономических показателей по проекту строительства заданной горной выработки.

Выполняя графическую часть курсового проекта, необходимо в обязательном порядке выдерживать рекомендуемые масштабы. Графическая часть курсового проекта может быть выполнена как в карандаше, так и в туши с соблюдением требований ГОСТ 2.303 – 68, ГОСТ 2.304 – 81, ГОСТ 2.305 – 68, ГОСТ 2.306 – 68, ГОСТ 2.307 – 68 и др.

Курсовой проект является самостоятельной работой студента и поэтому выполняется в основном во внеурочное время, периодически посещая консультации руководителя курсового проектирования для получения разъяснений по наиболее сложным вопросам проектирования и контроля за соблюдением графика выполнения курсового проекта. Курсовой проект должен выполняться в полном соответствии с заданием, а его содержание должно соответствовать требованиям данного и последующих разделов.

9. РЕКОМЕНДУЕМОЕ СОДЕРЖАНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ

Введение

Во введении необходимо отразить:

- значение угля в народном хозяйстве России и задачи, стоящие перед угольной промышленностью в настоящее время в области проведения подготовительных выработок;
- современные достижения в технологии, средствах механизации и организации проходческих работ;
- перечень задач, решаемых студентом в данном курсовом проекте;
- цель курсового проекта.

9.1. Горно-геологическая характеристика пород, по которым проводится подготовительная выработка

В этом подразделе следует описать:

- условия проведения заданной горной выработки;
- мощность, угол падения, строение пласта, по которому проводится заданная горная выработка;
- направление проведения заданной горной выработки;
- боковые породы пласта: мощность, крепость, газоносность;
- газоносность угольного пласта;
- характер выделения газа;
- опасность пласта и боковых пород или пород, в сечении проводимой горной выработки, по пыли;
- склонность угля к самовозгоранию;
- приток воды в заданную подготовительную выработку.

9.2. Выбор и обоснование способа проведения подготовительной выработки

В данном подразделе, исходя из заданных горно-геологических условий и производственно-технических факторов, необходимо:

- выбрать и обосновать способ проведения заданной горной выработки;
- при проведении заданной горной выработки по неоднородным породам следует принять порядок выемки угля и породы: сплошным забоем или с отдельной выемкой угля и породы, а также выбрать схему ведения горных работ: узким или широким забоем;
- выбрать и обосновать вид подрывки.

9.3. Выбор и обоснование транспортных средств

В данном подразделе необходимо выбрать и обосновать транспортные средства, предназначенные для транспортирования угля, породы или горной массы от забоя проводимой горной выработки до транспортной выработки, с учётом заданных параметров:

- коэффициента крепости пород по шкале профессора М.М. Протодьяконова, по которым проводится заданная горная выработка;
- протяжённости и угла наклона заданной горной выработки;
- предполагаемого типа погрузочного оборудования.

В случае выбора в качестве средств транспортирования горной массы, от забоя проводимой горной выработки до магистральной транспортной выработки, локомотивной откатки необходимо также выбрать схему и средства обмена шахтных вагонеток.

9.4 Выбор формы и расчёт размеров поперечного сечения горной выработки

В этом подразделе необходимо:

- выбрать и обосновать соответствующую форму поперечного сечения заданной горной выработки;
- принять материал и тип крепи, исходя из назначения и срока службы заданной горной выработки.

Известно [14], формы и размеры поперечного сечения горной выработки влияют на выбор технологии её проведения и организацию работ. Следует знать, что размеры поперечного сечения подготовительной горной выработки определяются, главным образом, габаритными размерами средств подземного транспорта, машин и механизмов, применяемых как при проведении, так и при эксплуатации её; величинами зазоров между транспортными средствами и транспортным средством и крепью; минимальной величиной прохода для людей; требованием пропуска определённого количества воздуха; созданием условий безремонтного содержания горной выработки в течение всего срока её эксплуатации. При этом размеры транспортных средств следует принять по справочной литературе или учебникам [22].

Расчёт размеров поперечного сечения заданной горной выработки сводится к нахождению ее минимальной ширины на высоте 1,8 м от почвы выработки или тротуара (ПБ §118) и рассчитывается по одной из приведенных ниже формул:

- для горных выработок с одним рельсовым путём

$$B = m + A_{n.c} + \kappa_l \cdot n', \quad (9.1)$$

где B – минимальная ширина выработки на высоте 1,8 м от почвы или тротуара, м;

m – зазор между крепью и подвижным составом, м;

$A_{п.с}$ – ширина подвижного состава, м;

κ_1 – число проходов для людей;

n' – минимальная ширина свободного прохода для людей, м, определяемая по формуле (1.9);

– для горных выработок с двумя рельсовыми путями

$$B = m + \kappa_2 \cdot A_{п.с} + p + \kappa_1 \cdot n', \quad (9.2)$$

где κ_2 – число рельсовых путей;

p – зазор между подвижными составами, м;

– для горных выработок с конвейером

$$B = m_1 + C + \kappa_1 \cdot n', \quad (9.3)$$

где m_1 – зазор между крепью и конвейером, м;

C – ширина конвейера, м;

– для горных выработок с конвейером и одним рельсовым путём

$$B = m + A_{п.с} + P + C + n'; \quad (9.4)$$

$$B = m_1 + C + P + A_{п.с} + n', \quad (9.5)$$

где P – зазор между подвижным составом и конвейером, м.

Формулу (9.4) необходимо применять для наклонных горных выработок с конвейером и одним рельсовым путём, а формулу (9.5) – для горизонтальных горных выработок также оборудованных конвейером и одним рельсовым путём. Величины зазоров m , m_1 , p и P следует принимать в соответствии с требованиями ПБ [3, с. 31–32].

На основании полученного по одной из выше приведенных формул размера B , а также с учётом типа горной выработки и вида применяемого в ней транспорта необходимо принять типовое сечение с увеличением ширины горной выработки на осадку по одному из альбомов [5].

При этом в пояснительной записке должна быть приведена характеристика принятого типового сечения горной выработки.

Принятое типовое сечение горной выработки в свету после осадки следует проверить на скорость движения воздуха v , м/с, по формуле

$$v = Q_3 / S_{св} \leq v_{доп}, \quad (9.6)$$

где Q_3 – количество воздуха, проходящего по заданной горной выработке, м³/с;

$V_{\text{доп}}$ – предельно допустимая по ПБ скорость движения воздуха для данного типа горной выработки, м/с.

В том случае, когда заданная горная выработка проводится по неоднородным породам, необходимо определить площади угольного и породного забоев в проходке.

Площадь угольного забоя в проходке $S_{\text{уг}}$, м^2 , следует определять по формуле

$$S_{\text{уг}} = m \cdot B'_{\text{пр}} / \cos \alpha, \quad (9.7)$$

где m – мощность пласта, по которому проводится заданная горная выработка, м;

$B'_{\text{пр}}$ – ширина заданной горной выработки в проходке до осадки, м;

α – угол падения угольного пласта, град.

Площадь породного забоя в проходке $S_{\text{пор}}$, м^2 , следует определять по формуле

$$S_{\text{пор}} = S_2 - S_{\text{уг}}, \quad (9.8)$$

где S_2 – площадь поперечного сечения принятого типового сечения заданной горной выработки в проходке с учётом водоотводной канавки, м^2 .

9.5. Выбор технологической схемы и средств механизации проведения подготовительной выработки

В данном подразделе на основании заданных горно-геологических условий и производственно-технических факторов, скорости проведения заданной горной выработки и принятого типового сечения горной выработки в проходке необходимо по альбому [9, 11, 12, 24] выбрать технологическую схему и средства механизации, обеспечивающие выполнение следующих производственных процессов: бурение шпуров по углю и по породе в забое проводимой горной выработки; погрузку и транспортировку взорванной горной массы (угля и породы при раздельной выемке) от забоя проводимой до магистральной горной выработки; крепление проводимой горной выработки; доставку различных материалов и оборудования в забой. Кроме того, в этом подразделе необходимо привести технические характеристики принятого оборудования. При этом необходимо иметь в виду, что оборудование для бурения шпуров в забое выбирается с учётом крепости и объёма подлежащей погрузке горной массы, площади поперечного сечения и угла наклона проводимой горной выработки.

Средства механизации для возведения постоянной крепи следует выбирать в зависимости от вида крепи, применяемой в проводимой горной выработке.

9.6. Расчёт и составление паспорта буровзрывных работ

9.6.1. Выбор типа промышленного взрывчатого вещества

Тип промышленного взрывчатого вещества (ВВ) следует выбирать с учётом категории шахты по газу, в которой проводится заданная выработка (опасная или неопасная по газу или пыли); крепости пород, по которым проводится горная выработка, и обводнённости забоя проводимой горной выработки. Характеристики промышленных ВВ и условия их применения можно выбрать по табл. 5.1 или по справочнику [25], а затем представить в виде табл. 9.1.

Т а б л и ц а 9.1 - Характеристика промышленного ВВ

Наименование и обозначение показателя	Числовое значение показателя
Работоспособность $P_{\text{ВВ}}$, см ³	
Плотность патронирования $\rho_{\text{ВВ}}$, кг/см ³	
Размеры одного патрона: – диаметр $d_{\text{п}}$, мм – длина $l_{\text{п}}$, м	
Масса патрона, кг	

9.6.2. Определение глубины комплекта шпуров и величины заходки

Известно [14], глубина комплекта шпуров зависит от условий проведения; размеров поперечного сечения горных выработок; крепости пород, по которым проводится горная выработка; типа выработок (с одним или двумя обнажениями забоя).

Глубину комплекта шпуров $l_{\text{к.ш}}$, м, для горных выработок, проводимых по однородным породам (например кварцшлагов, полевых штреков) и имеющих забои с одной обнажённой поверхностью, определяют по формуле

$$L_{\text{к.ш}} = v_{\text{пр}} / (П_{\text{м}} \cdot П_{\text{ц}} \cdot \eta), \quad (9.9)$$

где $v_{\text{пр}}$ – скорость проведения горной выработки в месяц, м/мес;

$П_{\text{м}}$ – число рабочих дней в месяц, дней/мес, при выполнении учебного курсового проекта следует принимать равным 30 дней/мес; если же курсовой проект выполняется по заданию горного предприятия, то величину необходимо принять по данным этого предприятия;

$П_{\text{ц}}$ – число циклов в сутки (при числе рабочих смен в сутки равном 4 смены/сут), цикл/сут;

η – коэффициент использования шпуров, принимаемый равным:

а) 0,7 – 0,8 – для крепких, довольно крепких, очень крепких, для пород с коэффициентом крепости по шкале профессора М.М. Протодьяконова $f \geq 5$;

б) 0,8 – 0,9 – для мягких пород, у которых коэффициент крепости $3 \leq f < 5$;

в) 0,9 – 95 – для мягких пород, у которых $f < 3$.

Величину заходки или полезную глубину шпуров l_3 , м, за смену для выработок, проводимых по неоднородным породам, следует определять по формуле

$$l_3 = v_{\text{пр}} / (\Pi_{\text{м}} \cdot \Pi_{\text{ц}}). \quad (9.10)$$

Глубину комплекта шпуров, которые необходимо пробурить по угольному забою $l_{\text{к.ш.у}}$, м, следует определять по формуле

$$L_{\text{к.ш.у}} = l_3 / \eta_{\text{у}}, \quad (9.11)$$

а глубину комплекта шпуров, которые необходимо пробурить по породе $l_{\text{к.ш.п}}$, м, следует определять по формуле

$$l_{\text{к.ш.п}} = l_3 / \eta_{\text{п}}. \quad (9.12)$$

9.6.3. Расчёт величины удельного расхода ВВ

Величину удельного расхода ВВ q , кг/м³, следует определять по формуле профессора Н.М. Покровского

$$q = q_1 \cdot F \cdot \kappa_{\text{с}} \cdot e, \quad (9.13)$$

где q_1 – удельный расход условного ВВ (ВВ с работоспособностью 380 – 400 см³), кг/м³;

F – коэффициент структуры породы;

$\kappa_{\text{с}}$ – коэффициент сопротивления породы;

e – коэффициент работоспособности ВВ.

Для горных пород с коэффициентом крепости $f < 10$ величину удельного расхода условного ВВ следует определять по формуле

$$q_1 = 0,1 \cdot f, \quad (9.14)$$

где f – коэффициент крепости породы, определяемый по шкале профессора М.М. Протодяконова.

Для горных пород с коэффициентом крепости $f > 10$ величину удельного расхода условного ВВ рекомендуют выбрать по учебнику [14].

Величину коэффициента структуры породы рекомендуют выбрать по п. 5.2 настоящего пособия.

Коэффициент сопротивления породы учитывает глубину комплекта шпуров, площадь поперечного сечения забоя и число обнажённых поверхностей. При двух обнажённых поверхностях величину $\kappa_{\text{с}}$ рекомендуется принимать равной:

– при верхней подрывке $\kappa_{\text{с}} = 1,2$;

- при двусторонней $\kappa_c = 1,4$;
- при нижней подрывке $\kappa_c = 1,6$.

При одной обнажённой поверхности для горизонтальных и наклонных горных выработок величину κ_c следует определять по формуле

$$\kappa_c = 3 \cdot l_{\text{шп}} \cdot \sqrt{S_2}, \quad (9.15)$$

а для стволов величину κ_c необходимо определять по формуле

$$\kappa_c = 12,5 \cdot \sqrt{S_c}, \quad (9.16)$$

где S_c – площадь забоя ствола, м^2 .

Величину коэффициента работоспособности ВВ определяют по формуле

$$e = 380 / P_{\text{ВВ}}, \quad (9.17)$$

где $P_{\text{ВВ}}$ – работоспособность применяемого ВВ, см^3 .

При проведении горной выработки по неоднородным породам величина удельного расхода ВВ определяется по угольному и по породному забоям отдельно.

9.6.4. Расчёт ориентировочного расхода ВВ на цикл

Ориентировочный расход ВВ на цикл Q , кг/цикл , следует определять по формуле

$$Q = q \cdot V_{\text{вз.п}} = q \cdot S_2 \cdot l_{\text{шп}} \cdot \eta, \quad (9.18)$$

где $V_{\text{вз.п}}$ – объём взрываеваемой породы, м^3 .

При проведении горной выработки по неоднородным породам ориентировочный расход ВВ на цикл необходимо определять как сумму расходов ВВ по угольному Q_y , кг/цикл , и по породному $Q_{\text{п}}$, кг/цикл забоям.

9.6.5. Расчёт числа шпуров на забой

Число (количество) шпуров на забой $N_{\text{шп}}$, шт, для всех видов горных выработок следует определять по формуле

$$N_{\text{шп}} = 12,7 \cdot q \cdot S_2 / (k_3 \cdot d_{\text{п}}^2 \cdot \rho_{\text{ВВ}}), \quad (9.19)$$

где k_3 – коэффициент заполнения шпуров, принимаемый в зависимости от коэффициента крепости пород и диаметра патронов ВВ, числовые значения которого приведены в табл. 9.2.

$d_{\text{п}}$ – диаметр патронов ВВ, см ;

$\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ в патронах, г/см^3 .

Т а б л и ц а 9.2 - Числовые значения коэффициента заполнения шпуров

Диаметров патронов ВВ, мм	28	32 - 36	45
Коэффициент заполнения шпуров ВВ для пород с: - $f = 2 - 9$ - $f = 10 - 20$	0,7 - 0,8 0,75 - 0,85	0,5 - 0,7 0,7 - 0,75	0,35 - 0,45 0,45 - 0,5
Коэффициент заполнения шпуров ВВ, пробуренных по угольному забою	0,35 - 0,5		

Найденное по формуле (9.19) число шпуров на забой должно округляться до целого числа и может быть увеличено для более равномерного охвата забоя и лучшего дробления разрушаемых горных пород.

При проходке горной выработки по смешанному забою количество шпуров следует определять как сумму числа шпуров по угольному и по породному забоям.

После того как будет принято окончательное число шпуров на забой их необходимо распределить на врубовые, отбойные и оконтуривающие, а затем выбрать тип вруба.

Для размещения шпуров по площади забоя проводимой выработки необходимо принять схему расположения шпуров в соответствии с крепостью и текстурой пород, по которым проводится горная выработка; размерами и конфигурацией забоя; длиной (величиной) заходки, воспользовавшись справочником [18, с.216-225]. Затем рассчитать основные параметры расположения шпуров по площади забоя проводимой горной выработки: расстояние между одновременно взрывающимися шпурами в ряду $a_{ш.р}$, м, и линия наименьшего сопротивления $W_{н.с}$, м, соответственно по формулам [26, с. 12]:

$$a_{ш.р} = \kappa_{сб} \cdot W_{н.с}; \quad (9.20)$$

$$W_{н.с} = \kappa_{п} \cdot R_{оз}, \quad (9.21)$$

где $\kappa_{сб}$ – коэффициент сближения между шпурами, $\kappa_{сб} = 0,9 - 1,2$;

$\kappa_{п}$ – коэффициент пропорциональности, $\kappa_{п} = 30 - 60$; меньшие значения $\kappa_{сб}$ и $\kappa_{п}$ принимаются для более крепких горных пород;

$R_{оз}$ – радиус одиночного патрона или радиус патрона промышленного ВВ, м.

9.6.6. Расчёт средней массы одного заряда

Среднюю массу одного шпурового заряда $q_{ср}$, кг/шпур, следует определять по формуле [26, с. 12]

$$q_{ср} = Q / N. \quad (9.22)$$

При проведении горной выработки смешанным забоем среднюю массу одного шпурового заряда следует определять по угольному и по породному забоям.

Затем следует найти средние массы шпуровых зарядов, кг/шпур, во врубовых $q_{вр}$, в отбойных $q_{от}$ и в оконтуривающих $q_{ок}$ шпурах. При этом средняя масса во врубовых шпурах должна быть увеличена на 10 – 20 %, а в оконтуривающих шпурах – уменьшена на 5 – 10 % от средней массы заряда в шпуре, по формуле [26, с. 12]

$$q_{вр} = (1,1 \div 1,2) \cdot q_{ср}; \quad (9.23)$$

$$q_{от} = q_{ср}; \quad (9.24)$$

$$q_{ок} = (0,9 \div 0,95) \cdot q_{ср}. \quad (9.25)$$

9.6.7. Расчёт числа патронов ВВ в шпуре и фактического расхода ВВ на цикл

Число патронов, шт/шпур, во врубовых $\Pi_{вр}$, в отбойных $\Pi_{от}$ и в оконтуривающих $\Pi_{ок}$ шпурах следует определять по формулам

$$\Pi_{вр} = q_{вр} / q_{п}; \quad (9.26)$$

$$\Pi_{от} = q_{от} / q_{п}; \quad (9.27)$$

$$\Pi_{ок} = q_{ок} / q_{п}. \quad (9.28)$$

Дробное значение числа патронов ВВ, получаемое при вычислении по формулам (9.26) – (9.28), следует округлить до целого числа.

Величины зарядов ВВ в шпурах следует скорректировать с учётом размещения в них целого числа патронов.

Фактический расход ВВ на цикл $Q_{ф}$, кг/цикл, с учётом различной величины заряда в шпурах следует определять по формуле [26, с. 12/

$$Q_{ф} = q_{п} \cdot (N_{вр} \cdot \Pi_{вр} + N_{от} \cdot \Pi_{от} + N_{ок} \cdot \Pi_{ок}), \quad (9.29)$$

где $N_{вр}$ и $\Pi_{вр}$ – число врубовых шпуров и патронов ВВ в них соответственно;

$N_{от}$ и $\Pi_{от}$ – число отбойных шпуров и патронов ВВ в них соответственно;

$N_{ок}$ и $\Pi_{ок}$ – число оконтуривающих шпуров и патронов ВВ в них соответственно.

Для горных выработок, проводимых по углю с подрывкой пород, все расчёты следует производить отдельно для угольного и породного забоев.

9.6.8. Расчёт длины шпуров и величины забойки

Для более качественного образования дополнительной обнажённой поверхности при взрывании врубовых шпуров их длину следует увеличить

в сравнение с расчётной глубиной шпура на 0,1 - 0,2 м и определить по формуле

$$l_{вр} = l_{к.ш} / \sin \beta_{вр} + (0,1 \div 0,2), \quad (9.30)$$

где $l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м;

$l_{к.ш}$ – длина шпуров, найденная по формуле (9.9), м;

$\beta_{вр}$ – угол наклона шпура к плоскости забоя, градус.

Так как отбойные шпуры, как правило, бурят перпендикулярно плоскости забоя, то длина отбойных шпуров численно равна глубине шпуров, найденных по формуле (9.9).

Так как оконтуривающие шпуры бурят под углом от 80 до 85° к забою, в зависимости от глубины шпуров и крепости пород, то их длину следует определять по формуле

$$l_{ок} = l_{к.ш} / \sin \beta_{ок} \quad (9.31)$$

где $\beta_{ок}$ – угол наклона оконтуривающего шпура к плоскости забоя, градус.

В шахтах, опасных по газу и пыли, окончательно принятые заряды ВВ обязательно следует проверить на заполнение шпуров по условию:

– для врубовых шпуров

$$l_{заб.вр} = l_{вр} - l_{п} \cdot \Pi_{вр} \geq l_{м.заб}, \quad (9.32)$$

где $l_{заб.вр}$ – оставшаяся часть шпура под забойку после размещения в нём заряда, состоящего из расчётного числа патронов ВВ, м;

$l_{п}$ – длина одного патрона ВВ, м;

$l_{м.заб}$ – минимальная длина забойки для всех забоечных материалов, предусмотренная Едиными Правилами безопасности при взрывных работах (ЕПБ) [27, с. 69, § 241];

– для отбойных шпуров

$$l_{заб.от} = l_{от} - l_{п} \cdot \Pi_{от} \geq l_{м.заб}, \quad (9.33)$$

где $l_{заб.от}$ – оставшаяся часть отбойного шпура под забойку после размещения в нём заряда, состоящего из расчётного числа патронов ВВ, м;

– для оконтуривающих шпуров

$$l_{заб.ок} = l_{ок} - l_{п} \cdot \Pi_{ок} \geq l_{м.заб}, \quad (9.34)$$

где $l_{заб.ок}$ – оставшаяся часть оконтуривающего шпура под забойку после размещения в нём заряда, состоящего из расчётного числа патронов ВВ, м.

Следует помнить, что длину патрона, м, принимают исходя из характеристики выбранного типа ВВ.

9.6.9. Расчёт оптимального времени замедления и выбор средств инициирования (СИ)

В этом пункте студент должен:

- выбрать способ взрывания зарядов ВВ в забое проводимой горной выработки;
- рассчитать оптимальное время замедления $t_{\text{опт}}$, мс, и по нему подобрать электродетонаторы с ближайшей по увеличению ступенью замедления;
- проверить выполнение условия безотказного взрывания электродетонаторов;
- принять схему соединения электродетонаторов;
- рассчитать общее сопротивление электровзрывной сети $R_{\text{общ}}$ Ом, и по полученному значению этого сопротивления подобрать источник тока.

Для правильного выбора способа взрывания зарядов ВВ в забое проводимой горной выработки необходимо воспользоваться характеристикой способов взрывания зарядов ВВ и условий их применения.

Для горизонтальных и наклонных горных выработок оптимальное время замедления $t_{\text{опт}}$, мс, следует рассчитывать по формуле [26, с.13]:

$$t_{\text{опт}} = 3,15 \cdot W_{\text{н}} / \sqrt[4]{1,3 \cdot f} - 6 \cdot \sqrt[4]{1,3 \cdot f} + 9,6, \quad (9.35)$$

где $W_{\text{н}}$ – наибольшее из всех полученных значений линий наименьшего сопротивления, м.

По найденному значению $t_{\text{опт}}$ необходимо подобрать электродетонаторы с ближайшей по увеличению ступенью замедления учебному пособию [26, с. 13].

Так как основным способом взрывания в шахтах, опасных по газу или пыли, при проведении горных выработок в подземных условиях является электрический, то необходимо проверить выполнение условия безотказного взрывания электродетонаторов, то есть проверить: обеспечивает ли величина гарантийного постоянного тока $I_{\text{г}}$ ($I_{\text{г}} = I$ А), протекающего через электродетонатор? Для этого необходимо воспользоваться формулой [26, с. 14]

$$I = U / R_{\text{общ}} \quad (9.36)$$

где U – напряжение в электровзрывной сети, создаваемое взрывным прибором или взрывной машинкой, В;

$R_{\text{общ}}$ – общее сопротивление электровзрывной сети, Ом, определяемое по формуле [26, с. 14]

$$R_{\text{общ}} = R_{\text{м}} + R_{\text{с}} + R_{\text{д}}. \quad (9.37)$$

Здесь R_M – сопротивление магистральных проводов, Ом, определяемое по формуле

$$R_M = 2L_{M.п} \cdot \rho_{M.п}, \quad (9.38)$$

где $2L_{M.п}$ – длина магистральных проводов, м; для горизонтальных и наклонных (до 10^0) подготовительных выработок необходимо принять $L_{M.п} = 150$ м; для наклонных, в том числе восстающих (более 10^0), подготовительных выработок – 100 м; при проведении стволов (шпуров) с поверхности – $L_{M.п} = 50$ м; для других горных выработок $L_{M.п}$ надо принять согласно ЕПБ [27, с. 66, § 226];

$\rho_{M.п}$ – удельное сопротивление 1 м погонной длины магистрального провода, Ом/м, принимаемое равным $\rho_{M.п} = 0,037 - 0,05$ Ом/м;

R_c – сопротивление соединительных проводов, Ом, определяемое по формуле

$$R_c = \sum L_{c.п} \cdot \rho_{c.п}, \quad (9.39)$$

где $\sum L_{c.п}$ – суммарная длина соединительных проводов, м, принимается из расчёта 4 м соединительных проводов на один электродетонатор;

$\rho_{c.п}$ – удельное сопротивление 1 м погонной длины соединительного провода, Ом/м, принимаемое равным $\rho_{c.п} = 0,093$ Ом/м;

R_d – суммарное сопротивление электродетонаторов, Ом, определяемое по формуле

$$R_c = N_d \cdot r_d. \quad (9.40)$$

Здесь N_d – число электродетонаторов, шт,

r_d – сопротивление одного электродетонатора, Ом, принимается равным от 2 до 4 Ом.

Следует помнить о том, что найденная по формуле (9.36) величина расчётного тока должна быть больше величины гарантийного постоянного тока $I_r = I_A$.

По расчётному числовому значению $R_{общ}$ необходимо подобрать источник тока по условию

$$R_{общ} \leq R_{доп} \quad (9.41)$$

где $R_{доп}$ – допустимое сопротивление электровзрывной сети, указанное в паспорте взрывного прибора или взрывной машинки, Ом.

Характеристики взрывных приборов и взрывных машинок приведены в учебном пособии [26, с. 14, таблица 10.4].

На этом расчёт буровзрывных работ заканчивается. На основе приведенных выше расчётов в подразделе 9.6 необходимо на листе графической части курсового проекта изобразить паспорт буровзрывных работ, ко-

торый является документом для руководства работ бурильщикам и мастерами-взрывникам (взрывниками).

9.7. Расчёт расхода воздуха для проветривания забоя подготовительной выработки при её проведении

В данном подразделе необходимо:

- обосновать способ и схему проветривания;
- описать достоинство выбранного способа проветривания;
- определить расход воздуха, требуемый для качественного проветривания забоя заданной подготовительной выработки при её проветривании;
- выбрать и произвести аэродинамический расчёт вентиляционного трубопровода;
- выполнить расчёт производительности вентилятора местного проветривания (ВМП) и выбрать ВМП.

Расчёт следует производить в соответствии с указаниями приведенными выше и нормативными требованиями [17].

Основным способом проветривания тупиковых выработок является нагнетательный, как наиболее эффективный в различных условиях. Проветривание при проведении горных выработок должно обеспечивать:

- удаление из них газов, образующихся при взрывных работах, в течение 15 - 30 мин;
- снижение концентрации метана, углекислого газа и других газов, выделяющихся при их проведении;
- удаление пыли из забоя во время бурения шпуров, выемки горной массы проходческим комбайном, погрузки угля, породы или горной массы в забое, при выполнении других пылеобразующих процессов.

Кроме того, проветривание должно создавать нормальные температурные условия в них.

Проветривание горных выработок длиной 60 м и более производится вентиляторами местного проветривания, которые по виду применяемой энергии могут быть с электрическим или пневматическим приводом, а по принципу работы — центробежными и осевыми. Наибольшее распространение получили осевые вентиляторы, так как более компактны в сравнении с центробежными и удобны в работе.

Воздух подаётся в забой по гибким или жёстким вентиляционным трубам круглого сечения. Гибкие вентиляционные трубы изготавливают из прорезиненной ткани или синтетических материалов с полимерным покрытием, а жёсткие — из листовой стали. При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок в основном применяют гибкие вентиляци-

онные трубы, так как они обладают рядом преимуществ в сравнении со стальными трубами: малой массой, простотой подвески (на гребешке каждой вентиляционной трубы укреплены крючки, служащие для подвески её к стальному тросу, который натягивается под верхняками), малым сопротивлением движению воздуха и т.п.

Количество воздуха, необходимое для проветривания забоя подготовительной выработки при её проветривании, определяют по следующим факторам:

- по выделению метана (для газовых шахт) или углекислого газа (для шахт, в которых отсутствует выделение метана);
- по газам, образующимся при взрывных работах;
- по максимальному числу людей, одновременно работающих в горной выработке;
- по средней минимальной скорости движения воздуха по всей длине проводимой подготовительной выработки;
- по минимальной скорости движения воздуха в призабойном пространстве проводимой подготовительной горной выработки с учётом температуры (или по тепловому фактору).

Для качества проветривания забоя проводимой подготовительной горной выработки необходимо принимать наибольшую величину расхода воздуха, полученную из расчётов по всем указанным выше факторам.

При этом следует помнить о том, что для тупиковых горных выработок протяжённостью до 300 м расчёт выполняется сразу для максимальной длины, а для выработок бóльшей протяжённости допускается расчёт на отдельные периоды их проходки для промежуточных значений длины, которые кратны 300 м, то есть 300, 600, 900 м и т. д., включая и максимальную длину.

9.7.1. Расчёт расхода воздуха по выделению метана (или углекислого газа)

9.7.1.1. При нагнетательном способе проветривания и комбайном способе проведения подготовительной выработки подачу воздуха $Q_{з.п.}^M$, м³/мин, следует определять по формуле

$$Q_{з.п.}^M = 100 \cdot (I_{з.п.} + I_{п.в.}) \cdot k_H / (C - C_0), \quad (9.42)$$

где $I_{з.п.}$ и $I_{п.в.}$ – среднее количество газа (метана или углекислого газа), выделяющегося соответственно в забое и по всей подготовительной выработке, м³/мин;

k_H – коэффициент, принимаемый равным для Подмосковского бассейна при проведении штрека в массиве $k_H = 2,4$ и вприсечку $k_H = 3,3$, а для остальных бассейнов $k_H = 1,0$;

C – максимальная допустимая ПБ концентрация газа (метана или углекислого газа) в исходящей из подготовительной выработки струе воздуха, %, принимаемая равной:

– для метана:

а) $C = 0,5\%$ при последовательном проветривании очистных и подготовительных выработок;

б) $C = 1,0\%$ при раздельном проветривании;

– для углекислого газа $C = 0,5\%$;

C_0 – концентрация метана (углекислого газа) в поступающей в подготовительную выработку струе воздуха, %, принимаемая равной $C_0 = 0,05\%$ для метана и $C_0 = 0,03\%$ – для углекислого газа.

9.7.1.2. При проведении подготовительной выработки буровзрывным способом расход воздуха $Q_{з.п.}^M$, м³/мин, по выделению метана из призабойного пространства следует определять по формуле (5.5) [17]

$$Q_{з.п.}^{\text{бвр}} = 71 \cdot I_{з.п.макс}^{\text{CH}_4} \cdot S_{св} \cdot L_{з.тр} / \{K_{т.д} \cdot [S_{св} \cdot l_{з.тр} \cdot (C_d - C_0) + 18 \cdot I_{з.п.макс}^{\text{CH}_4}]\}, \quad (9.43)$$

где $I_{з.п.макс}^{\text{CH}_4}$ – максимальная интенсивность выделения метана в призабойном пространстве после взрывания зарядов ВВ по углю, м³/мин;

$S_{св}$ – площадь поперечного сечения подготовительной выработки в свету, м²;

$l_{з.тр}$ – расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя подготовительной горной выработки, м, принимаемое равным $l_{з.тр} = 8$ м для газовых шахт,

$K_{т.д}$ – коэффициент турбулентной диффузии, принимаемый для выработок сечением $S_{св} \leq 10$ м² равным $K_{т.д} = 1,0$, а для выработок сечением $S_{св} > 10$ м² – $K_{т.д} = 0,8$;

C_d - допустимая концентрация метана в призабойном пространстве подготовительной выработки после взрывания по углю, %, принимаемая равной: $C_d = 2\%$ для пластов, опасных по пыли, и $C_d = 3\%$ для пластов, не опасных по пыли /17, с. 45/.

Для тупиковых подготовительных выработок, вскрывающих тонкие крутые пласты, расчёт расхода воздуха $Q_{з.п.}^{бвр}$, м³/мин, по формуле (9.43) не следует производить.

9.7.1.3. Расход воздуха $Q_{п.в.}^{CH_4}$, м³/мин, для проветривания всей подготовительной выработки при любых способах её проведения следует определять по формуле

$$Q_{п.в.}^{CH_4} = 100 \cdot I_{п.в.макс}^{CH_4} \cdot k_{н.м} / (C - C_o), \quad (9.44)$$

где $I_{п.в.макс}^{CH_4}$ – максимальное выделение метана в тупиковой подготовительной выработке;

$k_{н.м}$ – коэффициент неравномерности выделения метана, принимается равным $k_{н.м} = 1,0$.

9.7.1.4. Расход воздуха $Q_{з.п.}^{CO_2}$, м³/мин, по выделению углекислого газа из призабойного пространства следует определять по формуле (5.9) [17]

$$Q_{з.п.}^{CO_2} = 100 \cdot I_{з.п.макс}^{CO_2} / (C - C_o), \quad (9.45)$$

где $I_{з.п.макс}^{CO_2}$ – максимальное выделение углекислого газа из призабойного пространства подготовительной выработки, м³/мин.

9.7.2. Расчёт расхода воздуха по газам, образующимся при взрывных работах

Перед допуском людей в подготовительные или иные горные выработки после взрывных работ содержание вредных и ядовитых газов в исходящих из них струях воздуха не должно превышать 0,008 % по объёму в пересчёте на условный оксид углерода. Такое разжижение вредных и ядовитых газов должно достигаться не более 30 мин после взрывания зарядов ВВ. При проверке достаточности разжижения вредных продуктов взрыва 1 л диоксида азота следует принимать эквивалентным 6,5 л оксида углерода.

9.7.2.1. При нагнетательном способе проветривания расчёт расхода воздуха $Q_{з.п.}^{н.г.}$, м³/мин, следует определять по формуле В.Н. Воронина с поправкой на обводнённость:

$$Q_{з.п.}^{н.г.} = (2,25 / T_{пр}) \cdot \sqrt[3]{(A_{вв} \cdot I_{вв} \cdot V_{г.в.}^2 \cdot k_{обв}) / k_{ут.тр}^2}, \quad (9.46)$$

где $T_{\text{пр}}$ – время проветривания горной выработки после взрыва, мин, принимают равным от 15 до 30 мин;

$A_{\text{ВВ}}$ – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

$I_{\text{ВВ}}$ – газовость ВВ, л/кг; принимается при взрывании по углю равной $I_{\text{ВВ.уг}} = 100$ л/кг и при взрывании по породе $I_{\text{ВВ.п}} = 40$ л/кг, а при одновременном взрывании по углю и по породе – средневзвешенной;

$V_{\text{г.в}}$ – объём проветриваемой горной выработки, м^3 ;

$k_{\text{обв}}$ – коэффициент, учитывающий обводнёность горной выработки и принимаемый в соответствии с табл. 9.3.

$k_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе; для гибких трубопроводов диаметром $d_{\text{тр}}$ до 0,6 м и от 0,7 до 1,2 м следует выбирать из табл. 5.27.

Т а б л и ц а 9.3 - Значения коэффициента обводнённости

Характеристика горной выработки	$k_{\text{обв}}$
1. Сухие стволы (приток воды до $1 \text{ м}^3/\text{ч}$) и обводнённые глубиной более 200 м; горизонтальные и наклонные горные выработки, проводимые по сухим породам	0,8
2. Обводнённые стволы (приток воды от 1 до $6 \text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м; горизонтальные и наклонные горные выработки, частично проводимые по водоносным породам (влажные выработки)	0,6
3. Обводнённые стволы (приток воды от 6 до $15 \text{ м}^3/\text{ч}$) капёж в виде дождя; горизонтальные и наклонные горные выработки на всю длину, частично проводимые по водоносным породам (обводнённые выработки)	0,3
4. Обводнённые стволы (приток воды более $15 \text{ м}^3/\text{ч}$) выделение воды в виде ливня	0,15

При проветривании горизонтальных и наклонных горных выработок протяжённостью более 500 м в формуле (9.46) вместо $V_{\text{г.в}}$ следует принимать $V_{\text{кр}}$ – критический объём, определяемый по формуле

$$V_{\text{кр}} = 500 \cdot S_{\text{св}}. \quad (9.47)$$

9.7.2.2. При всасывающем проветривании расход воздуха $Q_{3.n}^{6.2}$, $\text{м}^3/\text{мин}$, следует определять по формуле А.И. Ксенофонтовой

$$Q_{3.п}^{\text{Б.Г}} = (2,13/T) \cdot \sqrt{A_{\text{ВВ}} \cdot I_{\text{ВВ}} \cdot S_{\text{св}} \cdot (15 + A_{\text{ВВ}}/S_{\text{св}})}, \quad (9.48)$$

9.7.2.3. При комбинированном способе проветривания расход воздуха $Q_{3.п}^{\text{к}}$, $\text{м}^3/\text{мин}$, отсасываемого из призабойного пространства в единицу времени ВМП при отсутствии перемычки, следует определять по формуле (9.48), а подачу $Q_{3.п}^{\text{н}}$, $\text{м}^3/\text{мин}$, нагнетательного ВМП следует определять по формуле

$$Q_{3.п.}^H \leq 0,8 \cdot Q_{вс.}, \quad (9.49)$$

где $Q_{вс.}$ – подача всасывающего ВМП, м³/мин.

9.7.3. Расчёт расхода воздуха по максимальному числу одновременно работающих в горной выработке людей

Расход воздуха $Q_{3.п.}^П$, м³/мин, по максимальному числу людей, одновременно работающих в подготовительной выработке, следует определять по формуле

$$Q_{3.п.}^П = 6 \cdot П_{л.} \quad (9.50)$$

где 6 – норма свежего воздуха на одного человека, работающего в подготовительной выработке, (м³/мин) / чел;

$П_{л.}$ – наибольшее число людей, одновременно работающих в подготовительной выработке, чел.

9.7.4. Расчёт расхода воздуха по средней минимальной скорости движения воздуха по всей длине тупиковой подготовительной выработки

Расход воздуха $Q_{п.в.}^{м.с.в.}$, м³/мин, по средней минимальной скорости движения воздуха по всей длине подготовительной выработки следует определять по формуле (5.21) [17]

$$Q_{п.в.}^{м.с.в.} = 60 \cdot v_{мин} \cdot S_{св}, \quad (9.51)$$

где $v_{мин}$ – средняя минимальная скорость движения воздуха по всей длине тупиковой подготовительной выработки, м/с; величина $v_{мин}$ должна приниматься в соответствии с требованиями ПБ [3].

9.7.5. Расчёт расхода воздуха по минимальной скорости движения воздуха в призабойном пространстве тупиковой подготовительной выработки с учётом температуры (или по тепловому фактору)

Расход воздуха $Q_{3.п.}^{т.ф.}$, м³/мин, по тепловому фактору следует определять по формуле (5.13) [17]

$$Q_{3.п.}^{т.ф.} = 20 \cdot v_{3.п.мин} \cdot S_{св}, \quad (9.52)$$

где $v_{3.п.мин}$ – минимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в призабойном пространстве подготовительной выработки, м/с.

Для окончательных расчётов и подачи в забой подготовительной выработки принимается наибольший расход воздуха $Q_{3.п.макс.}$, м³/мин, полученный из расчётов по приведенным выше формулам.

9.7.6. Выбор и аэродинамический расчёт вентиляционного трубопровода

Вследствие неплотного соединения отдельных звеньев вентиляционного трубопровода до забоя подготовительной выработки при её проведении доходит не всё количество воздуха, которое подаётся вентилятором местного проветривания (ВМП).

Отношение количества воздуха $Q_{\text{ВМП}}$, м³/мин, проходящего через ВМП, к количеству воздуха $Q_{\text{з.п.}}$, м³/мин, который необходимо подавать в забой, называется коэффициентом утечек воздуха $k_{\text{ут.тр}}$ из вентиляционного трубопровода.

Величину коэффициента утечек воздуха для гибких труб $k_{\text{ут.тр}}^{\Gamma}$ в правильно собранном вентиляционном трубопроводе с длиной звена 20 м следует принимать в зависимости от длины трубопровода $l_{\text{тр}}$, м, по таблице 5.27.

Диаметр гибкого вентиляционного трубопровода следует выбирать в зависимости от длины трубопровода и расхода воздуха.

При расчёте можно принимать расход воздуха на выходе из вентиляционного трубопровода равным его расчётному расходу для проветривания призабойного пространства, а длину трубопровода – равной длине выработки.

Аэродинамическое сопротивление трубопровода $R_{\text{тр}}^2$, Н·с²/м⁸, следует определять по формуле (5.52).

Коэффициент утечек воздуха для металлических вентиляционных трубопроводов $k_{\text{ут.тр}}^{\text{М}}$ следует определять по формуле (5.16) [17]

$$k_{\text{ут.тр}}^{\text{М}} = [1/3 \cdot k_{\text{ут.ст}} \cdot d_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр}} / l_{\text{зв}}) \cdot \sqrt{R_{\text{тр}}^{\text{М}}} + 1]^2, \quad (9.53)$$

где $k_{\text{ут.ст}}$ – удельный стыковой коэффициент воздухопроницаемости условного трубопровода диаметром 1 м, зависящий от качества соединения звеньев, значение которого принимается согласно таблице 9.4.

$l_{\text{зв}}$ – длина звена трубопровода, м;

Т а б л и ц а 9.4 – Значения удельного стыкового коэффициента воздухопроницаемости

Качество сборки труб	Утечки воздуха	$k_{\text{ут.ст}}$
Удовлетворительное	Допустимые	0,002 - 0,005
Хорошее	Незначительные	0,001 - 0,002

П р и м е ч а н и е - Удовлетворительное качество сборки вентиляционных труб допускается при $l_{\text{тр}}$ меньше 450 м.

$R_{\text{тр}}^{\text{М}}$ – аэродинамическое сопротивление металлического вентиляционного трубопровода, кПа, следует определять по формуле (5.23)

$$R_{mp} = (6,5 \cdot \alpha_c \cdot l_{tr}) / d_{tr}^5. \quad (9.54)$$

Здесь α_c – коэффициент аэродинамического сопротивления, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$, значение которого принимается согласно таблице 9.5.

Т а б л и ц а 9.5 – Значения коэффициента аэродинамического сопротивления металлических вентиляционных трубопроводов

$d_{tr}, \text{м}$	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
$\alpha_c, \text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$	0,00343	0,000324	0,00294	0,00284	0,00275	0,00245

П р и м е ч а н и е - Если металлические трубы помяты, покрыты ржавчиной и неровны, коэффициент α_c повышается на 25 %, а если трубы совершенно новые и гладкие, то он снижается на 25 %

9.7.7 Расчёт подачи ВМП

Подачу (производительность) ВМП $Q_{\text{ВМП}}, \text{м}^3 / \text{мин}$, следует определять по [17, формула (5.14)]

$$Q_{\text{ВМП}} \geq k_{\text{ут.тр}} \cdot Q_{\text{зп}}^{\text{макс}}. \quad (9.55)$$

При этом должно соблюдаться условие

$$Q_{\text{ВМП}} \geq Q_{\text{п.в}}, \quad (9.56)$$

где $Q_{\text{п.в}}$ – расход воздуха в подготовительной выработке, $\text{м}^3 / \text{мин}$.

Расход воздуха у всаса ВМП $Q_{\text{вс}}, \text{м}^3 / \text{мин}$, должен удовлетворять следующим условиям:

– для любого отдельно установленного ВМП

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\text{ВМП}}; \quad (9.57)$$

– для любой группы ВМП, работающих на разные вентиляционные трубопроводы и установленных в одном месте,

$$Q_{\text{вс}}^{\text{гр}} \geq 1,43 \cdot \sum Q_{\text{ВМП}} \quad (9.58)$$

где $\sum Q_{\text{ВМП}}$ – суммарная подача группы ВМП, работающих на разные вентиляционные трубопроводы и установленных в одном месте, $\text{м}^3 / \text{мин}$.

При этом необходимо иметь в виду следующее:

– ВМП, работающие последовательно на один вентиляционный трубопровод, необходимо рассматривать как один вентилятор;

– ВМП считаются установленными в одном месте, если расстояние между ними не превышает 10 м; при расстоянии от одного ВМП до ближайшего ВМП более 10 м вентилятор считается установленным отдельно.

При проведении параллельных выработок, основная часть которых проветривается за счёт общешахтной депрессии, а призабойное простран-

ство – ВМП, расход воздуха для проветривания их устья $Q_{уст}$, м³/мин, следует определять по формуле

$$Q_{уст} = 1,43 \cdot \sum Q_{ВМП} + Q_{ут}, \quad (9.59)$$

где $Q_{ут}$ - утечки воздуха через перемычки в стойках, м³/мин.

Депрессию ВМП $h_{ВМП}^Г$, даПа, необходимую для преодоления сопротивления гибкого вентиляционного трубопровода, следует определять по формуле (5.51).

Депрессию ВМП $h_{ВМП}^М$, даПа, необходимую для преодоления сопротивления металлического (жесткого) вентиляционного трубопровода, следует определять по [17, формула (5.22)]

$$h_{ВМП}^М = k_{ут.тр}^М \cdot R_{тр}^М \cdot (Q_{з.п})^2 + \sum h_m, \quad (9.60)$$

где $\sum h_m$ – сумма депрессий местных сопротивлений, даПа.

Для каждого поворота вентиляционного трубопровода потери давления h_m , Па, следует определять по [17, формула (5.24)]

$$h_m = 0,035 \cdot \delta^2 \cdot V_{ст.тр}^2, \quad (9.61)$$

где δ - угол поворота вентиляционного трубопровода, рад, который определяется по [17, формула (5.25)]

$$\delta = \pi \cdot \delta_0 / 180^0. \quad (9.62)$$

Здесь δ_0 – угол поворота вентиляционного трубопровода, градус;

$V_{ст.тр}$ – средняя скорость движения воздуха в вентиляционном трубопроводе на прямолинейном участке, м/с.

9.7.8. Выбор ВМП

ВМП выбирают на основании полученных расчётом значений расхода воздуха $Q_{ВМП}$ и депрессии $h_{ВМП}$, а также принятых величинах диаметра $d_{тр}$ и длины $l_{тр}$ вентиляционного трубопровода.

Если депрессии одного ВМП недостаточно для преодоления сопротивления вентиляционного трубопровода, то к нему подсоединяют последовательно не более трёх одностипных ВМП. Совместная последовательная работа ВМП разной производительности эффективна только тогда, когда необходимая производительность вентиляторной установки не превышает максимальной производительности меньшего вентилятора. Иначе меньший ВМП будет дополнительным сопротивлением в сети большего вентилятора, а общая их производительность будет меньше, чем при работе одного большего ВМП.

Чтобы избежать рециркуляции воздуха, вентиляторы рекомендуется устанавливать непосредственно один за другим в начале вентиляционного

трубопровода. Суммарная депрессия при этом будет равна сумме депрессий всех ВМП.

9.8. Охрана труда при проведении подготовительной горной выработки

В данном подразделе необходимо:

- привести допустимые нормы содержания метана и углекислого газа в рудничном воздухе подземных выработок, воспользовавшись ПБ [3, с. 66 и с. 83, таблица 3.4];
- выполнить описание контроля за состоянием рудничной атмосферы;
- привести типы применяемых приборов контроля содержания метана и углекислого газа и указать периодичность их замера с учётом заданной категории шахты;
- описать правила установки датчиков метана и стационарных автоматических приборов контроля воздуха;
- привести предельно допустимые концентрации угольной и породной пыли в рудничной атмосфере;
- кратко изложить основные требования ПБ при:
 - а) работе с машинами и механизмами, используемыми при проведении горной выработки;
 - б) производстве буровзрывных работ;
 - в) креплении проводимой горной выработки;
 - г) настилки конвейера (рельсового пути) и проведении водоотводной канавки;
 - д) прокладке труб и кабелей.

9.9. Организация работ в забое проводимой горной выработки и технико-экономические расчёты

В данном подразделе необходимо описать:

- основные и вспомогательные процессы, связанные с проведением заданной горной выработки;
- форму организации труда при проведении заданной горной выработки;
- режим работы проходческой бригады в течение месяца, недели и суток;
- сущность операции осмотра забоя подготовительной выработки и выбора временной предохранительной крепи и межрамных ограждений (затяжек);
- процесс погрузки угля и породы или горной массы.

Поскольку наиболее совершенной организацией труда при проведении подготовительных горных выработок является выполнение проходческих работ по графику цикличности с определённой последовательностью ведения технологических процессов, то необходимо выполнить приведенные ниже расчёты, а затем построить график организации работ и составить график выходов рабочих. Время на выполнение каждого процесса зависит от объёма работ, производительности проходческого оборудования, количества рабочих и расстановки их по рабочим местам.

Процессы проходческого цикла могут выполняться либо последовательно, либо с частичным совмещением во времени. Чаще всего совмещаются такие виды работ как: бурение шпуров с возведением крепи, с настилкой путей, с устройством водоотводной канавки и другими вспомогательными работами.

Численный состав проходческой бригады (звена) следует определять, исходя из объёмов работ и действующих норм выработки или времени на выполнение этих работ.

Объёмы работ на цикл следует определять по всем нормируемым работам:

– бурение шпуров $V_{\text{б}}$, м, по формуле

$$V_{\text{б}} = N \cdot l_{\text{шп}}; \quad (9.63)$$

– погрузка угля $V_{\text{у}}$ и породы $V_{\text{п}}$, м^3 , по формулам соответственно

$$V_{\text{у}} = S_{\text{у}} \cdot l_3 \cdot \kappa_{\text{р}}; \quad (9.64)$$

$$V_{\text{п}} = S_{\text{п}} \cdot l_3 \cdot \kappa_{\text{р}}, \quad (9.65)$$

где $\kappa_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления горной породы; принимаемый для угля равным $\kappa_{\text{р.у}} = 1,8$ и для пород $\kappa_{\text{р.п}} = 1,2 - 2,2$;

– крепление $V_{\text{к}}$, рам, по формуле

$$V_{\text{к}} = l_3 \cdot \eta / l_{\text{р}}, \quad (9.66)$$

– настилка рельсового пути $V_{\text{н.п}}$, м, по формуле

$$V_{\text{н.п}} = l_3 \cdot \eta, \quad (9.67)$$

– устройство водоотводной канавки $V_{\text{у.к}}$, м, по формуле

$$V_{\text{у.к}} = l_3 \cdot \eta, \quad (9.68)$$

– навеска вентиляционных трубопроводов $V_{\text{н.т}}$, м, по формуле

$$V_{\text{н.т}} = l_3 \cdot \eta, \quad (9.69)$$

где $l_{\text{р}}$ – расстояние между рамами крепи, м.

Объёмы работ и соответствующие нормы выработки или времени, принятые по действующим справочникам норм [30,31], следует представить в виде табл. 9.6.

Расчёт штата и стоимости проходческих работ на цикл следует производить по методике, изложенной в разделе 6.

Расчётную численность рабочих на цикл $\text{Ч}_{\text{р.ц}}$, чел.-смен, следует определять по формуле (6.1).

С учётом имеющегося фронта работ (один человек на 2 - 3 м² площади забоя), расстановки проходчиков по рабочим местам, суточного режима работы участка проходческих работ и возможности перевыполнения норм выработки до 20 % принимают явочную численность рабочих $\text{Ч}_{\text{я.см}}$ на цикл. При этом коэффициент перевыполнения норм выработки следует определять по формуле (6.7).

При установлении явочного состава проходчиков на один цикл следует иметь в виду, что продолжительность цикла должна быть кратна длительности рабочей смены.

В случае применения комбайнового способа проведения калькуляция трудовых затрат составляется на величину шага рамной крепи или на 1 м проведения горной выработки.

Для расчёта продолжительности работ проходческого цикла при буровзрывном способе проведения поправочный коэффициент взрывных работ следует определять по формуле (6.10).

Продолжительность каждого процесса проходческого цикла следует определять по формуле (6.12).

При совмещении двух и более процессов определяют их общую продолжительность одинаковую для всех процессов по формуле (6.13).

Проверку правильности расчётов следует осуществить по формуле (6.16).

При определении трудоёмкости T_i , чел.-смен или чел.-ч, процесса можно пользоваться Едиными нормами выработки ЕНВ [30] для действующих шахт или Едиными нормами времени ЕНиР [31] для строящихся шахт. В первом случае трудоёмкость процесса T_i , чел.-смен, следует определять по формуле

$$T_i = W_i / (H_{\text{в}} \cdot k_i), \quad (9.70)$$

а во втором случае T_i , чел.-ч, по формуле

$$T'_i = W_i \cdot H_{\text{вр}} \cdot k_i. \quad (9.71)$$

Трудоёмкость работ проходческого цикла $T_{\text{ц}}$, чел.-смен, и комплексную норму выработки $H_{\text{к}}$, м/чел.-смену, члена проходческой бригады (звена) соответственно следует определять по формулам:

– в первом случае

$$T_{\text{ц}} = \sum T_i, \quad (9.72)$$

$$H_{\text{к}} = l_3 \cdot \eta / T_{\text{ц}}; \quad (9.73)$$

– во втором случае

$$T'_{\text{ц}} = \sum T'_i, \quad (9.74)$$

$$H_{\text{к}} = l_3 \cdot \eta \cdot T_{\text{см}} / T'_{\text{ц}}. \quad (9.75)$$

где $T_{\text{см}}$ – длительность рабочей смены, ч;

– технологию возведения временной предохранительной и постоянной крепей и определить требуемое количество рам на цикл N_p , шт, по формуле

$$N_p = l_3 / l_p, \quad (9.76)$$

где l_p – шаг установки постоянной крепёжной рамы (арки), м, а также число железобетонных затяжек N_3 , шт, по формуле

$$N_3 = P_{\text{п.в}} \cdot l_3 / C_3. \quad (9.77)$$

Здесь $P_{\text{п.в}}$ – периметр принятого поперечного сечения горной выработки, м;

C_3 – ширина железобетонной затяжки, м;

– процесс настилки временного и постоянного рельсового пути и способа обмена вагонеток или настилки конвейеров в проводимой горной выработке;

– устройство водоотливной канавки, прокладку труб и кабелей.

На основании полученных данных следует построить график организации работ по форме, приведенной в виде табл. 6.3. Исходными данными для его составления являются продолжительность каждого процесса и число занятых рабочих. При этом продолжительность последовательно выполняемых операций должна быть равна продолжительности цикла, а также обеспечиваться постоянная занятость всех рабочих звена в любой момент времени.

Исходя из графика организации работ и квалификационного состава проходческой бригады, следует составить график выходов рабочих по форме приведенной в виде табл. 6.4.

Число чел.-смен по каждому процессу N_i , чел.-смен, следует определять по формуле

$$N_i = V_{\text{ц}} / H_{\text{уст.}i}, \quad (9.78)$$

где $V_{\text{ц}}$ – объём работ на цикл, м (м^3 , рама);

$H_{\text{уст.}i}$ – установленная норма выработки, м (м^3 , рама)/ чел.-смен.

Общее число чел.-смен на цикл $\sum N_i$, чел.-смен, следует определять по формуле

$$\sum N_i = N_1 + N_2 + N_3 + \dots + N_n, \quad (9.79)$$

где $N_1, N_2, N_3, \dots, N_n$ – число чел.-смен по каждому процессу, чел.-смен.

После вычисления по формуле (9.79) потребного числа чел.-смен на цикл $\sum N_i$ необходимо принять явочный состав бригады на цикл $Ч_{\text{я.см}}$ и вычислить величину коэффициента перевыполнения нормы выработки $K_{\text{п.н}}$ по формуле

$$K_{\text{п.н}} = \sum N_i / Ч_{\text{я.см}} \quad (9.80)$$

Учитывая, что за сутки выполняется количество циклов $n_{\text{ц.сут}}$ цикл/сут, то явочный состав комплексной проходческой бригады следует определить по формуле

$$Ч_{\text{я.ц}} = Ч_{\text{я.см}} \cdot n_{\text{ц.сут}} \quad (9.81)$$

Комплексную норму выработки $H_{\text{к}}$, м, следует определять по формуле

$$H_{\text{к}} = l_3 / \sum N_i \quad (9.82)$$

Производительность труда проходчика на выход $P_{\text{вых}}$, м/выход, следует определять по формуле

$$P_{\text{вых}} = l_3 / Ч_{\text{я.см}} \quad (9.83)$$

Стоимость работ по каждому процессу C_i , руб, следует определять по формуле

$$C_i = T_{\text{ст}} \cdot N_i \quad (9.84)$$

где $T_{\text{ст}}$ – тарифная ставка рабочего, выполняющего определённый процесс проходческого цикла, руб;

N_i – число чел.-смен на выполнение i -го процесса проходческого цикла, чел.-смен.

Общую стоимость работ на проходческий цикл $\sum C_{\text{ц}}$, руб, следует определить по формуле

$$\sum C_{\text{ц}} = C_1 + C_2 + C_3 + \dots + C_n \quad (9.85)$$

где $C_1, C_2, C_3, \dots, C_n$ – стоимость работ по каждому процессу проходческого цикла, руб.

Стоимость работ по каждому процессу и на проходческий цикл следует привести в виде табл. 9.6.

После написания всех разделов курсового проекта необходимо оформить графическую часть в соответствии с требованиями стандартов ЕСКД.

Т а б л и ц а 9.6 - Процессы цикла, объёмы работ, потребное число чел.-смен и стоимость работ на проходческий цикл по проведению пластовой горизонтальной или наклонной горной выработки сложным забоем (с раздельной выемкой угля и породы)

Виды работ (процессы производственного цикла)	Норма выработки			Объём работ на цикл	Потребное чел.-смен на цикл	Тарифная ставка руб	Стоимость работ на цикл, руб	Обоснование нормы выработки (номера таблиц, строк и граф)
	по сборнику норм [30]	поправочный коэффициент	установленная					
Бурение шпуров по угля								
Выемка угля								
Откидка угля								
Погрузка угля								
Бурение шпуров по породе								
Погрузка породы								
Крепление выработки								
Настилка временного пути								
Настилка постоянного пути								
Снятие временного пути								
Проведение канавки								
Крепление канавки								
Навеска вентиляционных труб								
Снятие вентиляционных труб								
П р и м е ч а н и е - Нормы выработки и объём работ на цикл по бурению, настилке путей, снятию временного пути и вентиляционных труб, проведению и креплению канавки, навеске вентиляционных труб даны в метрах; по креплению выработки - в рамах, а остальных работ в кубических метрах								

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В заключении необходимо отразить, насколько полно выполнено задание на курсовое проектирование и что нового предложено в проекте. Кроме того, если курсовой проект выполнен по заданию предприятия, то следует указать положительный эффект, который может быть получен горным предприятием от внедрения данного курсового проекта.

Вопросы для самопроверки

1. Что должно быть отражено во введении курсового проекта?
2. Что следует описать в подразделе «Горно-геологическая характеристика пород, по которым проводится подготовительная выработка»?
3. От чего зависит выбор способа проведения подготовительной выработки?
4. Какие параметры влияют на выбор транспортных средств?
5. От чего зависят форма и размеры поперечного сечения горной выработки?
6. Что влияет на выбор материала и типа крепи при проведении подготовительной выработки?
7. На основании чего следует выбирать технологическую схему и средства механизации проведения подготовительной выработки?
8. От чего зависит выбор типа промышленного ВВ?
9. От чего зависит глубина комплекта шпуров и каким образом её определяют?
10. От чего зависит величина удельного расхода ВВ?
11. Какова методика расчёта паспорта буровзрывных работ?
12. С какой целью выполняют расчёт оптимального времени замедления?
13. Каким образом проверяют выполнение условия безотказного взрыва электродетонаторов?
14. По каким факторам проверяют количество воздуха, необходимого для проветривания забоя подготовительной выработки при её проведении?
15. На основании чего выполняют выбор ВМП?
16. Какие требования ПБ должны соблюдаться при производстве буровзрывных работ?
17. Для чего и как строится график организации работ?
18. На основании чего составляется график выходов рабочих?

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Смирняков В.В. и др. Технология строительства горных предприятий: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1989. - 573 с.
2. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах: Учеб. пособие для вузов. - М.: Недра, 1989. - 240 с.
3. Правила безопасности в угольных шахтах. (ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11. / Колл. авт. - М.: Федеральное государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2004. - 296 с.
4. СНиП II-94-80. Строительные нормы и правила. Нормы проектирования. Подземные горные выработки. - М.: Стройиздат, 1982. - 30 с.
5. Унифицированные типовые сечения горных выработок: В 3 т. Киев: Будивельник, 1971. Т 1. - 415 с., Т 2. - 383 с., Т 3. - 452 с.
6. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / ВНИМИ. С-Пб.: 1991. - 125 с.
7. Ткачёв В.А., Науменко В.И., Туркеничева О.А. Исследование проявлений горного давления в подготовительных выработках и определение степени влияния основных горно-геологических и горнотехнических факторов на конвергенцию вмещающих пород // Комплексное использование и эксплуатация месторождений полезных ископаемых: Материалы III международной конференции, посвященной 100-летию Юбилею НГТУ/ Новочерк. гос. техн. ун-т.- Новочеркасск: НГТУ, 1997. - С. 167 - 170.
8. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник /Под ред. В.Н. Хорина. - 4-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1987. - 427 с.
9. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть 2. -М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1991. - 135 с.
10. Технологические схемы комбайнового проведения горизонтальных и наклонных выработок в условиях строящихся шахт.- Харьков: ВНИИОМШС, 1982. - 150 с.
11. Технологические схемы проведения горизонтальных выработок буровзрывным способом.- Харьков: ВНИИОМШС, 1988. - 139 с.
12. Технологические схемы разработки пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. - 254 с.
13. Техника и технология горно-подготовительных работ в угольной промышленности / Под ред. Э.Э. Нильвы. - М.: Недра, 1991. - 315 с.
14. Насонов И.Д., Ресин В.И., Шуплик М.Н., Федюкин В.А. Технология строительства подземных сооружений. Строительство горизонтальных и наклонных выработок: Учебник для вузов. - 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Из-во Академии горных наук, 1998. - 317 с.
15. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов, приборов взрывания и контроля.- М.: Недра, 1987.- 60 с.
16. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом.- М., Недра, 1983.- 344 с.

17. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. - Макеев-ка-Донбасс.: МакНИИ, 1989. - 319 с.
18. Справочник инженера-шахтостроителя. Т. 1 / Под ред. В.В. Белого. - М.: Недра, 1983. - 439 с.
19. Заплавский Г.А., Лесных В.А. Горные работы, проведение и крепление горной выработки: Учеб. для техникумов. - М.: Недра, 1986. - 272 с.
20. Тарасенко А.М., Максецкий И.П. Рудничный транспорт: Учеб. для техникумов. - М.: Недра, 1990. - 318 с.: ил.
21. Проходчик горных выработок: Справочник рабочего / Под ред. А.И. Петрова. - М.: Недра, 1991. - 646 с.: ил.
22. Машины и оборудование для угольных шахт и рудников: Справочник / Под ред. С.Х. Кюрикьян, В.В. Старичева и др. - М.: Изд-во МГУ, 1994. - 471 с.
23. Машины и оборудование для угольных шахт: Справочник / Под ред. В.Н. Хорина. - М.: Недра, 1987. - 424 с.
24. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. В 2-х частях. Часть 1. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1987. - 302 с.
25. Справочник взрывника / Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др.; Под общей ред. Б.Н. Кутузова. - М.: Недра, 1988. - 511 с.: ил.
26. Технология подземной разработки угольных пластов в примерах и задачах: В 2-х кн. Учеб. пособие / Под ред. А.Л. Малеца, В.А. Матвеева, В.М. Феоктистова. Новочеркасский гос. техн. ун-т. - Новочеркасск: НГТУ, 1998. Кн. 2. - 182 с.
27. Безопасность при взрывных работах: Сборник документов. Серия 13. Выпуск 1. / Колл. авт. - М.: Федеральное государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2004. - 248 с.
28. Мельников Н.И. Проведение и крепление горных выработок: Учеб. для техникумов. - М.: Недра, 1988. - 336 с.: ил.
29. Килячков А.П., Брайцев А.В. Горное дело: Учеб. для техникумов. - М.: Недра, 1989. - 422 с.
30. Единые нормы выработки (времени) для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - М.: Недра, 1980. - 624 с.
31. Единые нормы и расценки: [Сб. Е36]. Горнопроходческие работы. Вып. 1. - М.: Стройиздат, 1988. - 209 с.
32. Инструкция по расчёту и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. - С-Пб., 2000. - 70 с. (Министерство топлива и энергетики РФ. Гос. науч.-исслед. ин-т горн., геомех. и маркшейд. дела - Межотраслевой науч. центр ВНИМИ).
33. Анкерная крепь: Справочник / А.П. Широков, В.А. Лидер, М.А. Дзауров и др. - М.: Недра, 1990. - 205 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. ВЫБОР ФОРМЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК.....	4
1.1. Формы поперечного сечения горных выработок и факторы, определяющие их выбор.....	4
1.2. Определение размеров поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок	5
1.3. Размеры поперечного сечения вертикальных стволов	10
2. РАСЧЁТ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД И НАГРУЗОК НА КРЕПЬ, ВЫБОР ТИПА И РАСЧЁТ КРЕПИ	14
2.1. Расчёт устойчивости пород и нагрузок на крепь горизонтальных и наклонных выработок	15
2.1.1. <i>Расчёт устойчивости пород</i>	<i>15</i>
2.1.2. <i>Определение расчётной нагрузки на крепь</i>	<i>18</i>
2.1.3. <i>Выбор типа крепи и определение её несущей способности..</i>	<i>19</i>
2.1.4. <i>Расчёт параметров крепи выработок, расположенных в зоне влияния очистных работ</i>	<i>24</i>
2.1.5. <i>Расчет параметров анкерной крепи для кровли выработок</i>	<i>26</i>
2.2. Расчёт устойчивости пород и нагрузок на крепь вертикальных стволов	32
2.2.1. <i>Оценка устойчивости породных стенок ствола</i>	<i>32</i>
2.2.2. <i>Расчёт нагрузок на крепь протяжённой части стволов и сопряжения с другими выработками</i>	<i>33</i>
3. ВЫБОР СПОСОБА И КОМПЛЕКСА ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.	36
3.1. Классификация способов проведения подготовительных выработок	36
3.2. Выбор и обоснование способа и комплекта оборудования для проведения горизонтальных и наклонных выработок	37
3.2.1. <i>Условия применения комбайнового и буровзрывного способов проведения выработок</i>	<i>39</i>
3.2.2. <i>Выбор комплекса проходческого оборудования.....</i>	<i>45</i>
3.3. Выбор и обоснование способа и комплекта оборудования для проведения вертикального ствола	46
4. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	56
4.1. Выбор технологической схемы проведения горизонтальных и наклонных выработок	56
4.2. Технологические схемы проведения горизонтальных и наклонных выработок	62

4.2.1. Технология проведения горизонтальных и наклонных (до $\pm 10^\circ$) выработок комбайнами лёгкого типа.....	62
4.2.2. Технология проведения наклонных (от 10 до 20°) выработок комбайнами лёгкого типа.....	63
4.2.3. Технология проведения наклонных (от -10 до -25°) выработок комбайнами лёгкого типа	65
4.2.4. Технология проведения горизонтальных и наклонных (до $\pm 10^\circ$) выработок с использованием крепи трапецевидной формы комбайнами среднего и тяжёлого типов.....	67
4.2.5. Технология проведения горизонтальной выработки буровзрывным способом с погрузкой породы в вагонетки....	69
4.2.6. Технология проведения горизонтальных и наклонных (до ± 10) выработок буровзрывным способом с погрузкой породы на конвейер.....	71
4.2.7. Технология проведения наклонных (от -10 до -18°) выработок буровзрывным способом.....	73
4.2.8. Технология проведения наклонных (от 10 до 16°) выработок буровзрывным способом.....	75
4.2.9. Технология проведения наклонных (до 25°) выработок комплексом «Сибирь».....	77
4.3. Выбор технологической схемы проведения вертикальных стволов.....	79
4.4. Выбор схемы оснащения вертикальных стволов.....	86
4.5. Технология сооружения устьев вертикальных стволов и технологических отходов	91
4.5.1. Выбор конструкции крепи устья ствола	92
4.5.2. Способы проходки устьев вертикальных стволов.....	96
4.5.3. Технология проходки устьев вертикальных стволов без отрыва котлована под оголовок ствола	97
4.5.4. Технология проходки устьев вертикальных стволов с отрывкой котлована под оголовок ствола	99
4.5.5. Технология проходки устьев стволов, оснащённых башенными копрами.....	100
5. РАСЧЁТ ПРОЦЕССОВ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ	102
5.1. Общие сведения	102
5.2. Расчёт параметров буровзрывных работ	102
5.2.1. Выбор взрывчатых веществ и средств взрывания	104
5.2.2. Расход взрывчатого вещества.....	106
5.2.3. Диаметр и число шпуров.....	111
5.2.4. Глубина шпуров	112
5.2.5. Расположение шпуров в забое.....	114

5.2.6. Контурное взрывание.....	120
5.2.7. Качественные показатели взрывных работ.....	123
5.3. Бурение шпуров	125
5.3.1. Бурение шпуров при проведении горизонтальных и наклонных выработок.....	125
5.3.2. Бурение шпуров в вертикальных стволах	128
5.4. Заряжание и взрывание шпуров.....	133
5.5. Проветривание выработок.....	134
5.5.1. Определение расхода воздуха для подачи в забой проветриваемой выработки.....	139
5.6. Погрузка породы в горизонтальных и наклонных выработках...	145
5.6.1. Погрузка породы погрузочными машинами периодического действия.....	145
5.6.2. Погрузка породы погрузочными машинами непрерывного действия.....	147
5.6.3. Буропогрузочные машины	148
5.6.4. Производительность погрузочных машин	148
5.7. Призабойное транспортирование.....	149
5.7.1. Конвейерные перегружатели.....	149
5.7.2. Обмен вагонеток в однопутных выработках.....	151
5.7.3. Обмен вагонеток в двухпутных выработках.....	153
5.8. Погрузка породы в стволах	153
5.9. Технология возведения постоянной крепи.....	158
5.9.1. Возведение рамных крепей.....	158
5.9.2. Возведение анкерной крепи.....	160
5.9.3. Временная крепь.....	161
5.9.4. Возведение крепи вертикальных выработок.....	163
5.10. Армирование вертикальных стволов	171
5.10.1. Назначение и элементы армировки	171
5.10.2. Конструктивные схемы армировки	174
5.10.3. Типовые сечения вертикальных стволов	175
5.10.4. Система современных требований и решений жесткой армировки	177
5.10.5. Оборудование, приспособления и инструменты для армировки ствола	182
5.10.6. Технологические схемы армирования стволов	190
6. ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ.....	196
6.1. Определение состава проходческой бригады.....	196
6.2. Определение продолжительности трудовых процессов.....	199
6.3. Построение графика организации работ и выходов рабочих....	200
6.3.1. График организации работ.....	200
6.3.2. График выходов рабочих.....	201
7. СМЕТНАЯ СТОИМОСТЬ РАБОТ.....	202
7.1. Полная стоимость сооружения горной выработки.....	202

7.1.1. Стоимость проведения 1 м (м^3) выработки по заработной плате.....	202
7.1.2. Стоимость материалов, отнесённых к 1 м (м^3) выработки.....	202
7.1.3. Стоимость машино-смен проходческого оборудования...	203
8. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА НА ТЕМУ: «ПРОВЕДЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ»..	207
9. РЕКОМЕНДУЕМОЕ СОДЕРЖАНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ	209
Введение.....	209
9.1. Горно-геологическая характеристика пород, по которым проводится подготовительная выработка.....	209
9.2. Выбор и обоснование способа проведения подготовительной выработки.....	209
9.3. Выбор и обоснование транспортных средств.....	210
9.4. Выбор формы и расчёт размеров поперечного сечения горной выработки.....	210
9.5. Выбор технологической схемы и средств механизации проведения подготовительной выработки.....	212
9.6. Расчёт и составление паспорта буровзрывных работ.....	213
9.6.1. Выбор типа взрывчатого вещества.....	213
9.6.2. Определение глубины комплекта шпуров и величины заходки.....	213
9.6.3. Расчёт величины удельного расхода ВВ.....	214
9.6.4. Расчёт ориентировочного расхода ВВ на цикл.....	215
9.6.5. Расчёт числа шпуров на забой.....	215
9.6.6. Расчёт средней массы одного заряд.....	217
9.6.7. Расчёт числа патронов ВВ в шпуре и фактического расхода ВВ на цикл.....	217
9.6.8. Расчёт длины шпуров и величины забойки.....	218
9.6.9. Расчёт оптимального времени замедления и выбор средств инициирования (СИ).....	219
9.7. Расчёт расхода воздуха для проветривания забоя подготовительной выработки при её проведении.....	221
9.7.1. Расчёт расхода воздуха по выделению метана (или углекислого газа).....	223
9.7.2. Расчёт расхода воздуха по газам, образующимся при взрывных работах.....	224
9.7.3. Расчёт расхода воздуха по максимальному числу одновременно работающих в горной выработке людей.....	226
9.7.4. Расчёт расхода воздуха по средней минимальной скорости движения воздуха по всей длине тупиковой	

подготовительной выработки.....	226
9.7.5. Расчёт расхода воздуха по минимальной скорости движения воздуха в призабойном пространстве тупиковой подготовительной выработки с учётом температуры (или по тепловому фактору).....	226
9.7.6. Выбор и аэродинамический расчёт вентиляционного трубопровода.....	227
9.7.7. Расчёт подачи ВМП.....	228
9.7.8. Выбор ВМП.....	229
9.8. Охрана труда при проведении подготовительной горной выработки.....	230
9.9. Организация работ в забое проводимой горной выработки.....	230
Заключение.....	236
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	237