

**Дальневосточный федеральный университет
Политехнический институт**

В.Н. Макишин, В.В. Макаров, Д.Н. Николайчук

ШАХТНОЕ И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО

Часть 1

Строительство вертикальных выработок

**Учебное электронное издание
Учебное пособие для вузов**



Владивосток
2022

Дальневосточный федеральный университет
Политехнический институт

В.Н. Макишин, В.В. Макаров, Д.Н. Николайчук

ШАХТНОЕ И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО

Часть 1

СТРОИТЕЛЬСТВО ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Учебное электронное издание
Учебное пособие для вузов



Владивосток
Издательство Дальневосточного федерального университета
2022

УДК 622.25; 622.28 (073)
ББК 33.13
ШЗ1

Рецензенты: *А.И. Агошков*, д.т.н., профессор, академик Международной академии наук экологии, безопасности человека и природы, генеральный директор научно-производственного проектно-конструкторского объединения «Экогеопроект» (Владивосток); *Д.В. Куксин*, к.т.н., действительный член Академии горных наук РФ, советник по вопросам науки и технологиям ООО «ДальвостНИИпроект» (Владивосток).

Авторы

Макишин Валерий Николаевич, д.т.н., доцент, профессор
Макаров Владимир Владимирович, д.т.н., профессор, профессор отделения
Николайчук Дмитрий Николаевич, старший преподаватель
Отделение горного и нефтегазового дела Инженерного департамента Политехнического института
Дальневосточный федеральный университет, Владивосток

Макишин В.Н., Макаров В.В., Николайчук Д.Н. Шахтное и подземное строительство.
Ч. 1. Строительство вертикальных выработок: учебное пособие для вузов / Политехнический институт ДВФУ. – Владивосток: Изд-во Дальневост. федерал. ун-та, 2022. – 1 CD. [72 с.]. – Систем. требования: Adobe Acrobat Reader, Foxit Reader либо другой их аналог. – ISBN 978-5-7444-5203-2. – Текст: электронный.

В учебном пособии приведена последовательность расчетов и изложения материала при выполнении курсовых проектов по дисциплине «Шахтное и подземное строительство» и при дипломном проектировании. Рассмотрены вопросы оснащения и строительства вертикальных стволов, приведены необходимые справочные данные.

Пособие предназначено для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство».

Ключевые слова: вскрывающие выработки, шахтные стволы, оснащение к проходке, технологические схемы, проходческий цикл, буровзрывные работы, погрузка, крепь, армирование.

Key words: opening mine workings, pump shafts, equipment of mining workings for penetration, technological schemes, sinking cycle, drilling and blasting operations, rock loading, attachment of the mining, reinforcement.

Редактор И.А. Гончарук
Компьютерная верстка Г.П. Писаревой
Дизайн CD Г.П. Писаревой

Опубликовано: 14.04.2022

Формат PDF
Объем 6,7 МБ [Усл. печ. л. 8,4]
Тираж 10 экз.

Издание подготовлено редакционно-издательским отделом
Политехнического института ДВФУ
[Кампус ДВФУ, корп. С, каб. 714]

Дальневосточный федеральный университет
690922, Владивосток, о. Русский, пос. Аякс, 10

Изготовитель CD: Дальневосточный федеральный университет
(типография Издательства ДВФУ
690091, Владивосток, ул. Пушкинская, 10)

ISBN 978-5-7444-5203-2
ISBN 978-5-7444-5204-9 (ч. 1)

Защищено от копирования
© ФГАОУ ВО «ДВФУ», 2022

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
I Виды вертикальных шахтных стволов. Обоснование их параметров.....	5
1.1 Классификация вертикальных шахтных стволов.....	5
1.2 Определение размеров поперечного сечения и пропускной способности стволов.....	7
1.3 Проверка сечения ствола по допустимой скорости движения воздуха	9
1.4 Методика расчета крепи вертикальных стволов	10
II Обоснование технологии проходки и оснащения стволов	13
2.1 Выбор технологической схемы проходки ствола	13
2.2 Оснащение ствола к проходке	13
2.3 Обоснование и выбор проходческого оборудования	17
III Расчет параметров горнопроходческих работ.....	19
3.1 Определение параметров буровзрывных работ	19
3.2 Расчет продолжительности буровзрывных работ	23
3.3 Расчет продолжительности заряжания шпуров	26
3.4 Расчет параметров и выбор средств проветривания.....	26
3.5 Расчет производительности и продолжительности погрузки породы.....	30
3.6 Расчет производительности подъема и выбор подъемной машины	34
3.7 Обоснование технологии и продолжительности процессов возведения временной и постоянной крепи.....	38
3.8 Организация водоотлива при строительстве ствола.....	40
IV Организация работ при проходке ствола	42
4.1 Составление графика (циклограммы) организации работ	42
V Армирование ствола	47
5.1 Технологические схемы армирования	49
VI Определение стоимости строительства ствола.....	54
6.1 Определение стоимости проходки ствола по элементам затрат	54
6.2 Определение стоимости проходки ствола по государственным элементарным сметным нормам.....	56
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	59
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	60
ПРИЛОЖЕНИЕ.....	61

ВВЕДЕНИЕ

В современных экономических условиях в связи с резким увеличением потребления минеральных ресурсов происходит повсеместное сокращение вскрытых и подготовленных к выемке полезных ископаемых, идет активное вовлечение в отработку небольших по запасам, с короткими сроками освоения месторождений.

Однако такие месторождения часто не в состоянии покрыть потребности промышленности в некоторых видах минерального сырья. Поэтому к настоящему времени глубина ведения горных работ существенно увеличилась. В частности, в ЮАР добыча золота из золотоносных пластов-рифов ведется на глубине 4200–4400 м. В России максимальная глубина ведения горных работ достигла отметки 1400–1600 м. Глубина стволов рудника «Скалистый» компании «Норникель» к окончанию второй очереди строительства превысит 2050 м.

Проходка вертикальных вскрывающих выработок – неотъемлемая часть строительства значительного числа горных предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых.

Вовлечение в отработку запасов новых глубокозалегающих месторождений, вскрытие, подготовка и отработка глубоких горизонтов действующих горных предприятий возможны только путем строительства новых или углубки действующих вертикальных стволов различного назначения.

Правильность обоснования и выбора параметров вертикальных стволов, применение современных технологий их строительства во многом определяют экономическую эффективность работы горного предприятия практически в течение всего периода его эксплуатации.

Поэтому проектирование строительства вертикальных стволов с учетом применения рациональных для конкретных условий горного предприятия технологических схем, четкая взаимосвязка всех производственных процессов при строительстве – важная технико-экономическая задача.

Основная цель курсового проектирования – развитие у студентов практических навыков решения задач по технологии, экономике и организации строительства вертикальных горных выработок.

Задачи курсового проектирования – разработка, выбор и технико-экономическое обоснование принятых проектных решений по организации горно-строительных работ при строительстве и армировании вертикальных выработок.

Учебное пособие составлено с учетом сложившихся в шахтном строительстве технологий строительства вертикальных стволов различного назначения обычными способами при коэффициенте крепости пересекаемых пород $f = 3-20$, в диапазоне глубин 40–1600 м, при диаметрах стволов в свету от 4,5 до 8,5 м и водопритоках до 8 м³/ч.

І ВИДЫ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ. ОБОСНОВАНИЕ ИХ ПАРАМЕТРОВ

1.1 Классификация вертикальных шахтных стволов

Вертикальные горные выработки, имеющие выход на поверхность, называют *шахтными стволами* (далее – стволами). Вертикальные горные выработки, не имеющие выхода на поверхность, называют *слепыми стволами*.

В зависимости от своего назначения стволы подразделяют на эксплуатационные, строительные и разведочные.

Эксплуатационные стволы предназначены для обслуживания в период эксплуатации всего шахтного поля или его части: крыла, блока, горизонта. В зависимости от положения относительно шахтного поля их подразделяют на центральные, фланговые и блоковые, а в зависимости от основного функционального назначения – на главные и вспомогательные.

Главные стволы служат для выдачи полезного ископаемого. В рудной промышленности их называют *рудоподъемными*.

Вспомогательные стволы предназначены для спуска-подъема людей (людские); материалов и оборудования (грузолюдские); выдачи породы (породные); вентиляции (воздухоподающие и вентиляционные); спуска закладки (закладочные); спуска леса (лесоспускные); водопонижения (дренажные); прокладки трубопроводов и кабелей различного назначения (трубокабельные), обеспечения запасного выхода и др.

Часто стволы выполняют несколько функций одновременно. В этом случае название ствола определяется по главной из них.

Строительные стволы используют для ускорения строительства подземного комплекса горных выработок шахты (рудника). В дальнейшем они могут быть переоборудованы для применения в производственных целях. К таким стволам относят также углубочные стволы, служащие для углубки эксплуатационных стволов в процессе разработки шахтного поля.

Разведочные стволы используют для разведки или доразведки шахтного поля перед строительством шахты (рудника) или в период ее (его) эксплуатации. Если в дальнейшем предусматривают применение разведочных стволов для целей эксплуатации, то их называют *разведочно-эксплуатационными*.

Стволы могут иметь круглую, прямоугольную, криволикую, эллиптическую и прямоугольную с выпуклыми короткими сторонами формы (рис. 1.1).

Рациональность использования поперечного сечения ствола для размещения подъемных сосудов, лестничного отделения, труб и кабелей характеризуется отношением всей площади сечения ствола к полезной.

Для указанных форм сечения стволов это соотношение составляет: прямоугольная – 1,0; криволикая – 1,22; эллиптическая – 1,27; круглая – 1,3.

Несмотря на то, что *прямоугольная форма* позволяет наиболее рационально использовать площадь сечения ствола, она имеет ограниченное применение, так как обладает рядом существенных недостатков: низкой несущей способности крепи; большой трудоемкостью высечки углов, особенно в крепких породах; сложностью обеспечения водонепроницаемости и др.

Стволы эллиптической и прямоугольной с выпуклыми короткими сторонами форм применяют только при их реконструкции с заменой деревянной или металлической крепи на монолитную или железобетонную, когда необходимо сократить объем выемки породы.

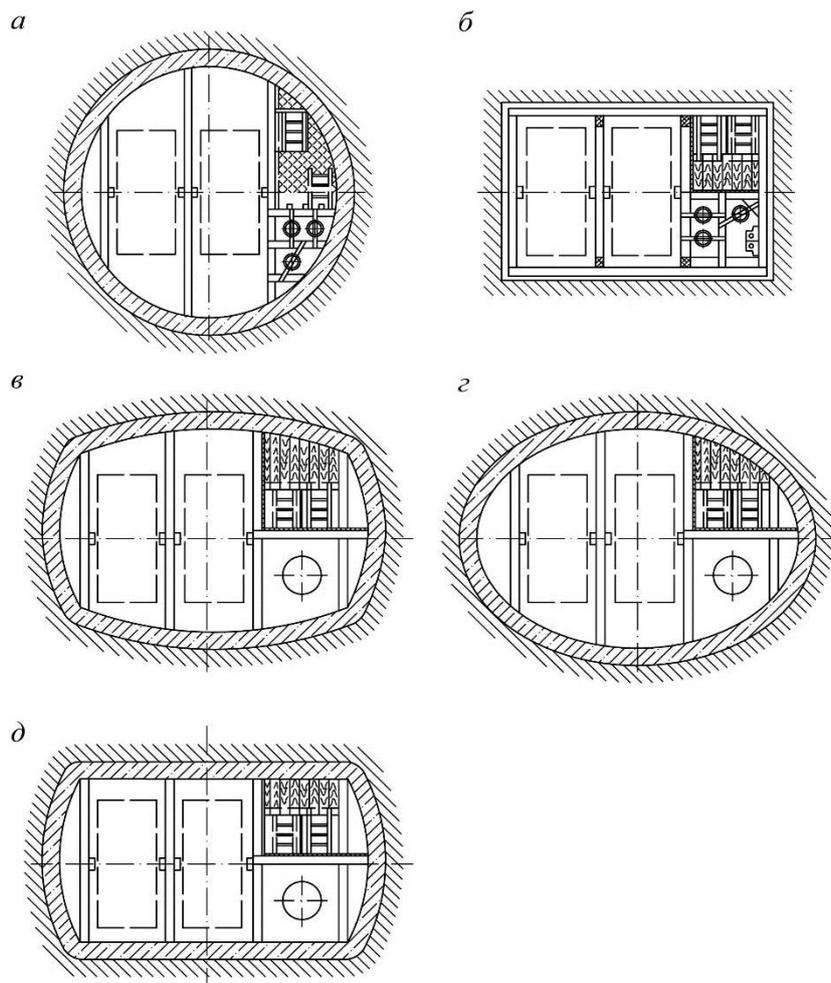


Рис. 1.1. Формы поперечного сечения стволов:
 а – круглая; б – прямоугольная; в – криволикая; г – эллиптическая;
 д – прямоугольная с выпуклыми короткими сторонами

Шахтные стволы круглой формы поперечного сечения более удобны для организации и механизации проходческих работ, обеспечивают наибольшую устойчивость вмещающего породного массива, лучше противостоят давлению горных пород и хорошо герметизируются. В связи с этим они получили наибольшее распространение в практике шахтного строительства, несмотря на то что круглая площадь поперечного сечения используется наиболее нерационально по сравнению с другими формами.

Размеры поперечного сечения ствола определяют графическим методом с учетом площадей, занимаемых подъемными сосудами, лестничными отделениями, трубами, арматурой, с соблюдением зазоров между ними, расстрелами и крепью ствола.

Графически найденную площадь поперечного сечения ствола проверяют по *условиям проветривания* шахты. При этом скорость движения воздушной струи не должна превышать норм, установленных Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утв. приказом Ростехнадзора № 505 от 08.12.2020, далее – Правила безопасности (ПБ)).

Диаметры поперечного сечения ствола в отечественной горнодобывающей промышленности принимают равными от 4 до 8 м и кратными 0,5 м. В угольной промышленности установлен унифицированный ряд сечений стволов с диаметрами 6, 7 и 8 м. В случае необходимости проходят стволы с диаметром поперечного сечения в свету 8,5 м и более.

В горно-химической промышленности в основном проходят стволы диаметром в свету 6,0–7,5 м.

При строительстве транспортных и гидротехнических сооружений предусматривают стволы с диаметром в свету 5–6 м. На гидроэлектростанциях шинные и подъемные стволы проектируют диаметром 4,5–5,5 м, уравнильные – 10–15 м.

В промышленном строительстве проходят стволы диаметром 20–40 м, но небольшой глубины.

Глубина стволов зависит от глубины разработки полезного ископаемого и схем вскрытия шахтного поля.

Стволы по глубине классифицируют на неглубокие – до 300 м, средней глубины (300–700) м и глубокие – более 700 м.

Из общего числа соорудившихся стволов в бывшем СССР в 1990 г. неглубокие составляли 19 %, средней глубины – 44 %, глубокие – 37 %.

Средняя глубина проходимых стволов в угольной промышленности составляла 648 м, в горнорудной – 596 м, горно-химической – 396 м.

Глубина стволов при строительстве транспортных и гидротехнических тоннелей колеблется в пределах 150–600 м, тоннелей метрополитена – 30–50 м, коллекторных тоннелей – 10–40 м.

В практике шахтного строительства максимальная глубина проходки стволов ограничивается возможностями используемых подъемных установок.

В случае, когда проходческие подъемные установки не обеспечивают проходку ствола на проектную глубину, применяют мощные постоянные подъемные установки или двухступенчатые схемы подъема со строительством промежуточных подъемных установок.

1.2 Определение размеров поперечного сечения и пропускной способности стволов

Определение площади поперечного сечения **главных стволов шахт** производится графически с учетом габаритов подъемных сосудов, другого оборудования и их расположения, величин зазоров между оборудованием и крепью ствола, регламентируемых Правилами безопасности. Для этого на чертеже в масштабе 1:50 изображают все площади, занимаемые подъемными сосудами, лестничным отделением, трубами, арматурой, с соблюдением зазоров между ними, расстрелами и крепью ствола. Размеры зазоров принимаются по Правилам безопасности.

Выбирают три (четыре) наиболее выступающие точки, соединяют их, получая треугольник (прямоугольник), и описывают вокруг него окружность, центром которой является точка пересечения медиан (диагоналей). Измеряется диаметр окружности и округляется до ближайшей большей величины, кратной 0,5 м.

Грузоподъемность подъемных сосудов, т, определяется по формуле:

$$P = \frac{KA(t_1+t_2)}{3600TN},$$

где K – коэффициент неравномерности работы подъема, $K = 1,25$; A – производственная мощность горного предприятия, т/год; t_2 – пауза между подъемами, $t_2 = 10$ с; T – число часов работы подъемов в сутки; N – число рабочих дней в году; t_1 – продолжительность движения подъемных сосудов по стволу за один подъем, с:

$$t_1 = \frac{H}{V_c} + 25.$$

Здесь V_c – скорость движения подъемных сосудов (устанавливается проектом), м/с. Ориентировочно $V_c = 0,8\sqrt{H}$, м/с, где H – высота подъема, м.

По найденному значению P принимается стандартный подъемный сосуд с ближайшей большей грузоподъемностью. Параметрические линейки скипов и проходческих бадей приведены в приложении.

Пример определения сечения в свету скипового ствола графическим методом приведен на рис. 1.2.

Диаметр клетевое го ствола определяется с учетом нормативной продолжительности спуска-подъема смены. Она не должна превышать $T_c = 40$ мин.

Продолжительность одного подъема, с, для перевозки рабочих по стволу определяется по формуле:

$$t_1 = \frac{H}{V_c} + t_{\text{п}},$$

где V_c – скорость движения клетки, м/с (по Правилам безопасности величина V_c должна быть не более 12 м/с, это значение и принимается к расчету); $t_{\text{п}}$ – продолжительность пауз при посадке и высадке людей, перестановке оборудования, с.

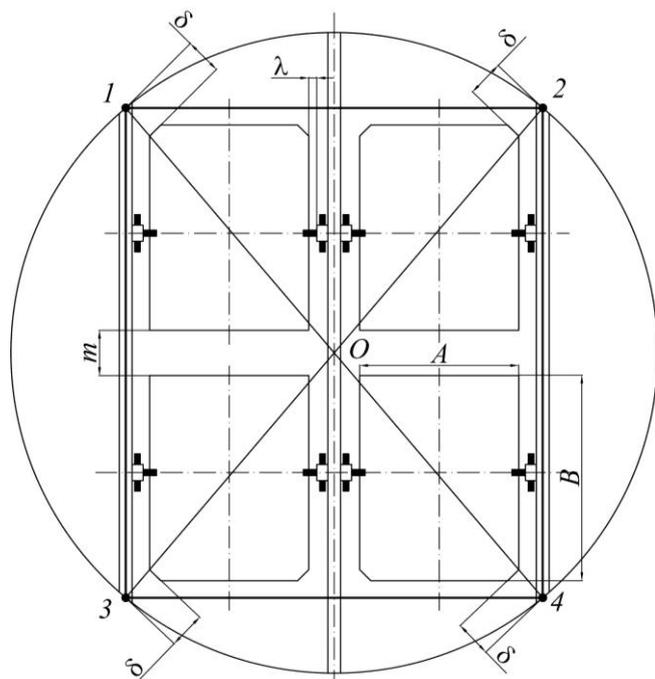


Рис. 1.2. Графический способ определения диаметра скипового ствола: A, B – габариты скипов; δ – зазор между скипами и крепью; λ – зазор между подъемными сосудами и проводниками; m – зазор между скипами; $1-4$ – опорные точки окружности, O – центр окружности, определяющей диаметр ствола

При вместимости погрузочной ветви руддвора этажа на две вагонетки или каретки для перевозки материалов пауза принимается 15 с на один эксплуатационный этаж и дополнительно по 5 с на каждую перестановку. При односторонней загрузке и выгрузке клетей продолжительность паузы принимается равной по 30 с на каждый этаж, при опрокидных клетях – по 10 с. Продолжительность пауз на посадку и выход людей принимается равной при посадке:

5 чел.	15 с;
10 чел.	20 с;
15 чел.	25 с;
20 чел.	30 с;
30 чел.	40 с.

К этому времени прибавляется 5 с на перемещение этажа клетки, если клеть многоэтажная.

Максимально возможное количество подъемов за время T_c :

$$n = \frac{T_c}{t_1}$$

Тип клетки определяется из условия спуска в шахту всей смены за время T_c . Площадь пола клетки, m^2 , должна быть не менее

$$S = \frac{N}{5n},$$

где N – число людей в самую многочисленную смену, чел.; 5 – норма перевозки людей в клетки, чел./ m^2 .

Площадь пола клетки определяют по габаритам применяемых на шахте или руднике вагонеток (см. табл. 7 приложения).

По результатам расчетов выполняется графическое построение поперечного сечения ствола, по которому определяется необходимый диаметр ствола в свету (рис. 1.3).

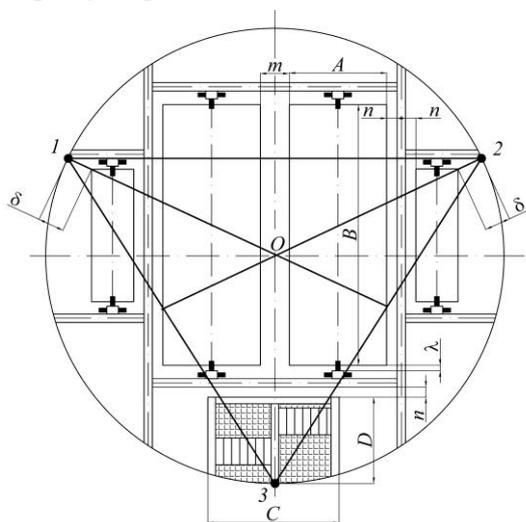


Рис. 1.3. Графический способ определения диаметра клетового ствола: A, B – габариты клеток, δ – зазор между противовесами и крепью, λ – зазор между подъемными сосудами и проводниками, m – зазор между клетями; n – зазоры между подъемными сосудами и арматурой, $1-3$ – опорные точки окружности, O – точка пересечения медиан треугольника – центр окружности, определяющей диаметр ствола

Результаты построений приводятся в пояснительной записке

Полученное значение диаметра рудной шахты округляется до 0,5 м в большую сторону. При выборе сечения стволов угольных шахт следует принимать ближайшее большее по величине унифицированное значение диаметра.

Построенное графически сечение клетового ствола в свету проверяется по максимально допустимой скорости движения воздуха.

С целью определения сечения выработки в проходке производится расчет толщины крепления.

1.3 Проверка сечения ствола по допустимой скорости движения воздуха

Необходимое количество воздуха для проветривания горных работ принимается с учетом обеспечения им всех потребителей.

Количество воздуха, m^3/c , поступающего по стволу, определяется специальными расчетами или может быть задано с учетом опыта работы действующих горных предприятий.

Расчетная скорость движения вентиляционной струи, м/с, должна удовлетворять условию:

$$V_{\text{расч.}} = \frac{Q_B}{S_{\text{св}} \mu} \leq V_{\text{ПБ}},$$

где Q_v – количество воздуха, подаваемого по стволу вентиляторной установкой, $\text{м}^3/\text{с}$; $S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения ствола в свету, м^2 ; μ – коэффициент, учитывающий наличие в стволе армировки и подъемных сосудов, для стволов круглой формы $\mu = 0,8$; $V_{\text{ПБ}}$ – допустимая по Правилам безопасности скорость движения воздуха (табл. 1.1).

Таблица 1.1

**Значения допустимой скорости воздуха
по выработкам согласно Правилам безопасности**

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

Достаточно часто на горных предприятиях с нагнетательным способом проветривания проходят главные вентиляционные восстающие. В этом случае учитывается суммарное количество воздуха, поступающего на подземные горизонты. Проверку сечения ствола на допустимую скорость движения воздуха можно не производить.

1.4 Методика расчета крепи вертикальных стволов

Для крепления стволов в обычных горно-геологических условиях применяют в основном монолитную бетонную крепь, которая характеризуется большим сроком службы, низким аэродинамическим сопротивлением, хорошей технологичностью возведения и относительно низкой стоимостью.

Расчет бетонной крепи вертикальных стволов круглой формы поперечного сечения сводится к определению критической глубины, начиная с которой породы переходят в неустойчивое состояние, и толщины крепи в районе этих неустойчивых пород.

По глубине ствола допускается принимать крепь различной толщины. В прочных и устойчивых породах на глубине меньше критической $H_{\text{кр}}$ толщина крепи не рассчитывается, а принимается равной минимальной (из бетона проектной марки не ниже М150).

В соответствии с конструктивными соображениями на протяженных участках ствола минимальная толщина крепи из бетона принимается:

- при пологом и наклонном залегании горных пород

на глубине до 500 м	200 мм
на глубине более 500 м	250 мм
- при крутом залегании горных пород

на глубине до 500 м	250 мм
на глубине более 500 м	300 мм

Критическая глубина, м, начиная с которой породы переходят в неустойчивое состояние,

$$H_{\text{кр}} = \frac{k_{\text{стр}} \sigma_{\text{сж}}}{k_1 \gamma},$$

где $k_{\text{стр}}$ – коэффициент структурного ослабления пород, который равен: для однородных пород $k_{\text{стр}} = 1,0$; для слоистых $k_{\text{стр}} = 0,7$; для нарушенных $k_{\text{стр}} = 0,3$; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности пород на одноосное сжатие, $\text{т}/\text{м}^2$; k_1 – коэффициент концентрации напряжений на контуре

ствола, зависящий от формы поперечного сечения и способа сооружения ствола. В случае круглой формы ствола принимается: при бурении или комбайновой проходке $k_1 = 2,0$; БВР при специальном способе $k_1 = 3,0$; БВР при обычном способе $k_1 = 6,0$; при любой другой форме ствола $k_1 = 6,0$; γ – объемный вес породы, т/м^3 .

Толщина монолитной бетонной крепи протяженных участков стволов на глубине больше критической (в неустойчивых породах) определяется по формуле Ляме, м:

$$d_{кр} = m_k R_{св} \left(\sqrt{\frac{m_b R_{и}}{m_b R_{и} - 2P_{max}}} - 1 \right),$$

где m_k – коэффициент условий работы крепи, для последовательной и параллельной технологических схем проходки $m_k = 1,5$, для совмещенной $m_k = 1,25$; $R_{св}$ – радиус ствола в свету, м; m_b – коэффициент условий работы бетона, $m_b = 0,7 - 0,9$; $R_{и}$ – расчетное сопротивление бетона на сжатие при изгибе, для бетона марки М200 $R_{и} = 900 \text{ т/м}^2$, для М250 $R_{и} = 1100 \text{ т/м}^2$, для М300 $R_{и} = 1400 \text{ т/м}^2$ и для М400 $R_{и} = 1750 \text{ т/м}^2$; P_{max} – расчетная максимальная нагрузка на крепь ствола, т/м^2 .

$$P_{max} = P(1 + 3\vartheta),$$

где P – средняя нормативная нагрузка на крепь, т/м^2 . При диаметре ствола $D = 6,0$ м величина P принимается равной P_n (табл. 1.2). При других значениях диаметра ствола, согласно методике ВНИМИ¹, производится перерасчет нагрузки:

$$P = [1 + 0,1(R_{св} - 3)]P_n;$$

ϑ – коэффициент неравномерности нагрузок по контуру крепи ствола (табл. 1.3).

Таблица 1.2

Нормативные средние нагрузки на крепь стволов

Глубина ствола, м	Нормативная средняя нагрузка, P_n , т/м^2			
	при последовательной и параллельной технологических схемах проходки		при совмещенной технологической схеме проходки	
	Угол падения пород, град.			
	до 30	более 30	до 30	более 30
до 400	5	6	7	9
401–700	7	9	11	13
701–900	9	11	13	19
свыше 900	12	14	17	23

Таблица 1.3

Коэффициенты неравномерности распределения нагрузок

Угол падения пород α , град.	Коэффициент неравномерности	
	при последовательной и параллельной технологических схемах проходки ствола	при совмещенной технологической схеме проходки ствола
$0 < \alpha \leq 10$	0,4	0,3
$10 < \alpha \leq 30$	0,6	0,4
$\alpha > 30$	0,7	0,5

¹ Научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела.

В случае если по расчету толщина крепи будет больше указанных ранее минимальных величин, то принимается расчетная толщина крепи.

Если толщина монолитной бетонной крепи по расчету оказывается больше 500 мм, следует предусматривать ее уменьшение за счет применения более прочных материалов (бетон более высокой марки или железобетон).

На основании известных диаметра ствола в свету $D_{св}$ и толщины крепи $d_{кр}$ определяются диаметр и площадь поперечного сечения ствола в черне $D_{вч}$ и $S_{вч}$, а также площадь поперечного сечения ствола в проходке $S_{пр}$. С учетом допустимого перебора площадь сечения ствола в проходке, m^2 ,

$$S_{пр} = (1,03 - 1,05) S_{вч}.$$

Полученное окончательное сечение ствола с учетом размещаемого в нем оборудования приводится в графической части курсовой (дипломной) работы.

II ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОХОДКИ И ОСНАЩЕНИЯ СТВОЛОВ

2.1 Выбор технологической схемы проходки ствола

Технологическая схема проходки ствола определяется глубиной ствола и устойчивостью пересекаемых стволем пород.

В стволах глубиной до 200 м применяют *последовательную* или *совмещенную с подвесной опалубкой* технологические схемы строительства.

При строительстве стволов глубиной до 700–900 м предпочтение отдается *совмещенной* схеме.

В глубоких, свыше 700–900 м, стволах может быть применена *параллельно-щитовая* схема. На практике предпочтение отдается *совмещенной* схеме, так как она по сравнению с параллельно-щитовой схемой обеспечивает лучшие условия ведения проходческих работ при пересечении участков с пониженной устойчивостью вмещающих пород, меньшие капитальные вложения и затраты времени на оснащение ствола к проходке и демонтаж проходческого оборудования.

Выбор технологической схемы проходки ствола может быть осуществлен на основе схем, приведенных в работах [5; 10].

В качестве примера на рис. 2.1 представлена совмещенная схема проходки.

Принятая технологическая схема проходки ствола приводится в графической части курсовой (дипломной) работы.

На основе принятой технологической схемы производят выбор оснащения ствола.

2.2 Оснащение ствола к проходке

Оснащение проходки стволов в значительной мере определяет темпы, продолжительность выполнения основных объемов горнопроходческих работ и ритмичность всего хода строительства шахты.

Оснащение – это комплекс стволового проходческого оборудования, зданий и сооружений производственно-технологического, вспомогательного и санитарно-бытового назначения, инженерных коммуникаций и горнопроходческого оборудования на поверхности, подлежащих монтажу и производству строительных работ и обеспечивающих выполнение горных и строительно-монтажных работ при строительстве шахты.

В состав работ по оснащению входят: планировка промплощадки, сооружение устья ствола, подготовка к сооружению технологического участка ствола и его проходка, строительство зданий, сооружений (временных и постоянных), монтаж проходческого оборудования и копрового комплекса на поверхности, монтаж и опробование стволового проходческого оборудования, прокладка инженерных коммуникаций.

Одно из направлений повышения технико-экономических показателей при строительстве стволов – применение унифицированных технических решений, в том числе и для схем оснащения проходки.

Унифицированные схемы оснащения вертикальных стволов диаметром 6 м предусматривают использование бадей вместимостью 3 м³ (на период армирования – 1 м³), погружной машины КС-2у/40, бурильной установки БУКС-1м, труб вентиляции диаметром 900 мм, двух трубопроводов подачи бетонной смеси диаметром 150 мм, трубопровода сжатого воздуха диаметром 200 мм, кабелей, маневровых канатов, трехэтажного проходческого полка, спасательной лестницы, подвесного насоса и секционной опалубки для крепления ствола.

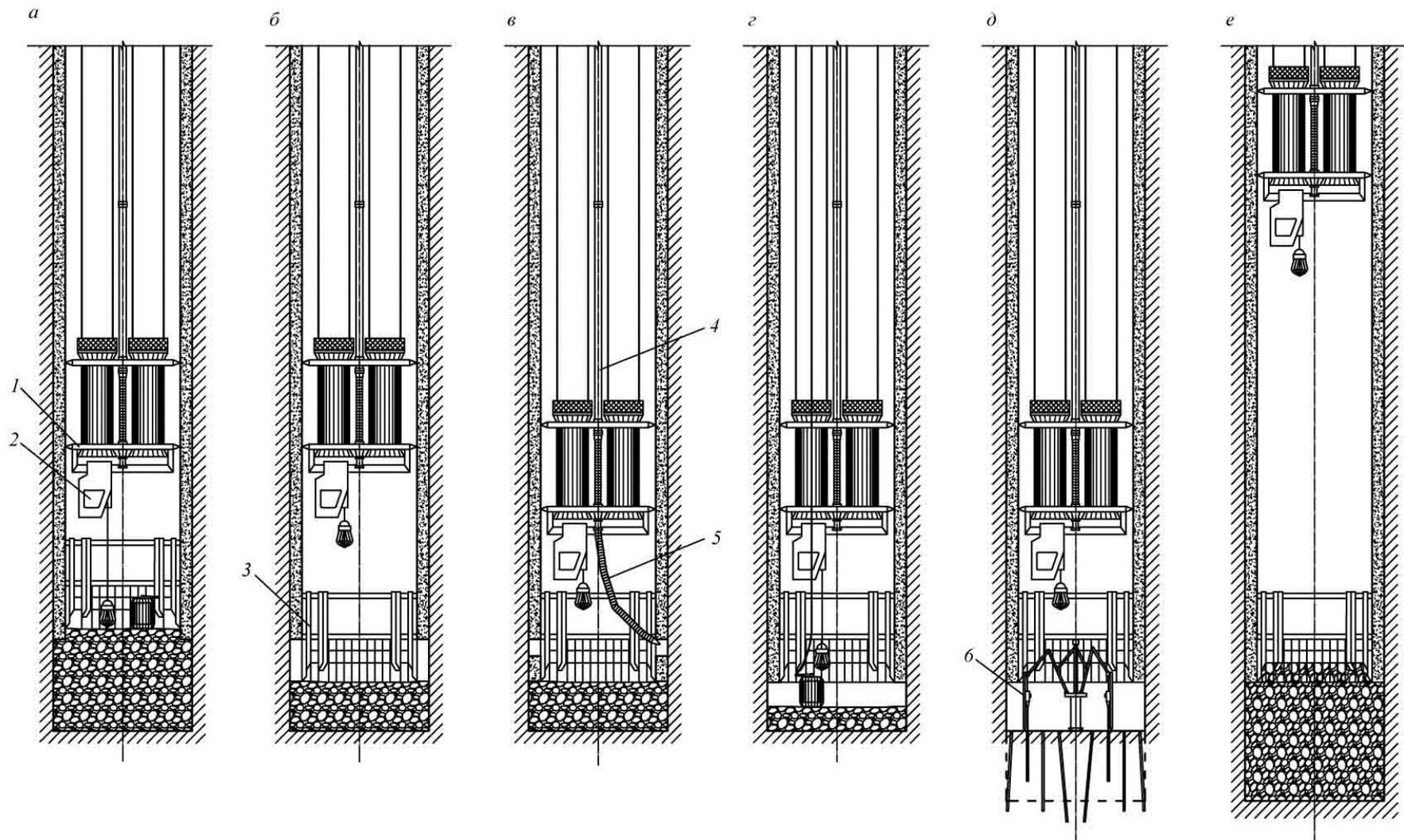


Рис. 2.1. Совмещенная схема проходки ствола:

a – уборка горной массы на высоту опалубки (фаза I); *б* – отрыв, перемещение и центровка опалубки; *в* – бетонирование; *г* – уборка горной массы (завершение фазы I и фаза II); *д* – бурение шпуров; *е* – взрывные работы; 1 – подвесной полок; 2 – погрузочная машина; 3 – опалубка; 4 – жесткий бетоновод; 5 – гибкий бетоновод; 6 – бурильная установка

Для стволов диаметром 7 и 8 м предусматривают использование бадей вместимостью 5 м³ и более, погрузочной машины 2КС-2у/40 или КС-1м, двухэтажного проходческого полка. Привязки подвесного проходческого оборудования к осям ствола для диаметров 7 и 8 м одинаковы, что позволяет для этих стволов иметь один копровый комплекс (за исключением нулевой рамы).

Нулевая рама служит для перекрытия устья ствола, предотвращения падения в ствол людей и посторонних предметов, пропуска через нулевую отметку бадей, трубопроводов, канатов и кабелей, посадки-высадки людей в бади, приемки-отправки грузов.

Расположение отдельных балок нулевой рамы должно быть увязано с верхней приемной площадкой копра и размещением в стволе элементов армировки. Каркас рамы перекрывается металлическим настилом, а проемы в раме для пропуска бадей и другого оборудования перекрываются лядами. Ляды бадейных проемов открываются при помощи лебедок, закрываются под собственным весом.

Пример схемы расположения проходческого оборудования в сечении вспомогательного ствола приведен на рис. 2.2, схемы расположения оборудования, зданий и сооружений на поверхности вокруг ствола – на рис. 2.3.

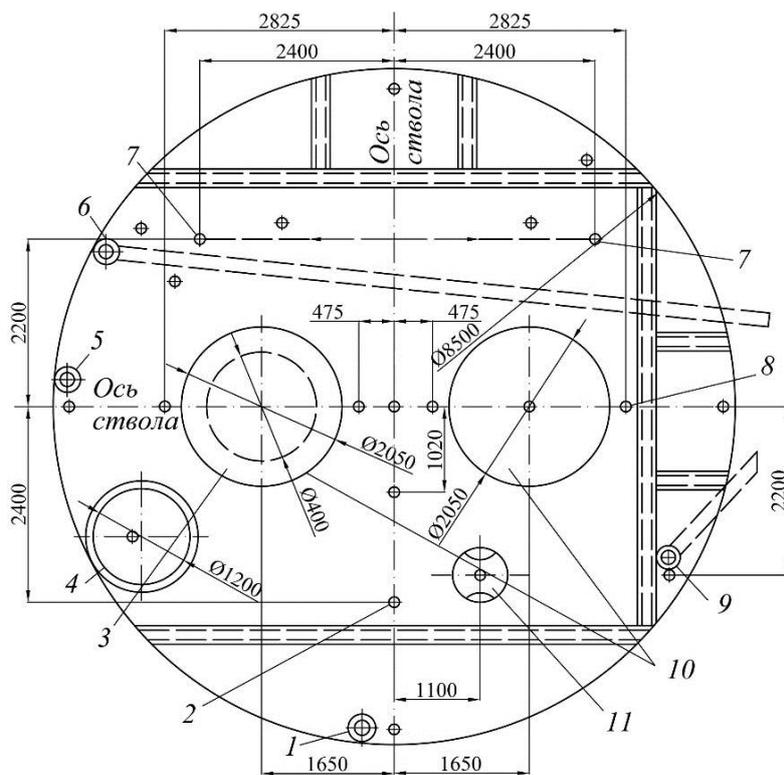


Рис. 2.2. Схема расположения проходческого оборудования в сечении вспомогательного ствола: 1 – трубопровод сжатого воздуха; 2 – канат для подвески полка; 3 – бадья для технологического отхода; 4 – трубопровод вентиляции; 5 – трубопровод водоотлива; 6, 9 – трубопровод для подачи бетонной смеси; 7 – канат подвески; 8 – направляющий канат (канат для подвески опалубки); 10 – бади вместимостью 5 м³; 11 – спасательная лестница

Проходческие лебедки подбирают по двум параметрам: статическому натяжению каната при первом слое навивки и канатоемкости барабана (см. табл. 8 приложения).

Число лебедок зависит от способа прокладки по стволу трубопроводов, схемы подвески полка, наличия подвесного насоса, возможности использования направляющих канатов для подвески опалубки, конструкции бетоноводов и других факторов.

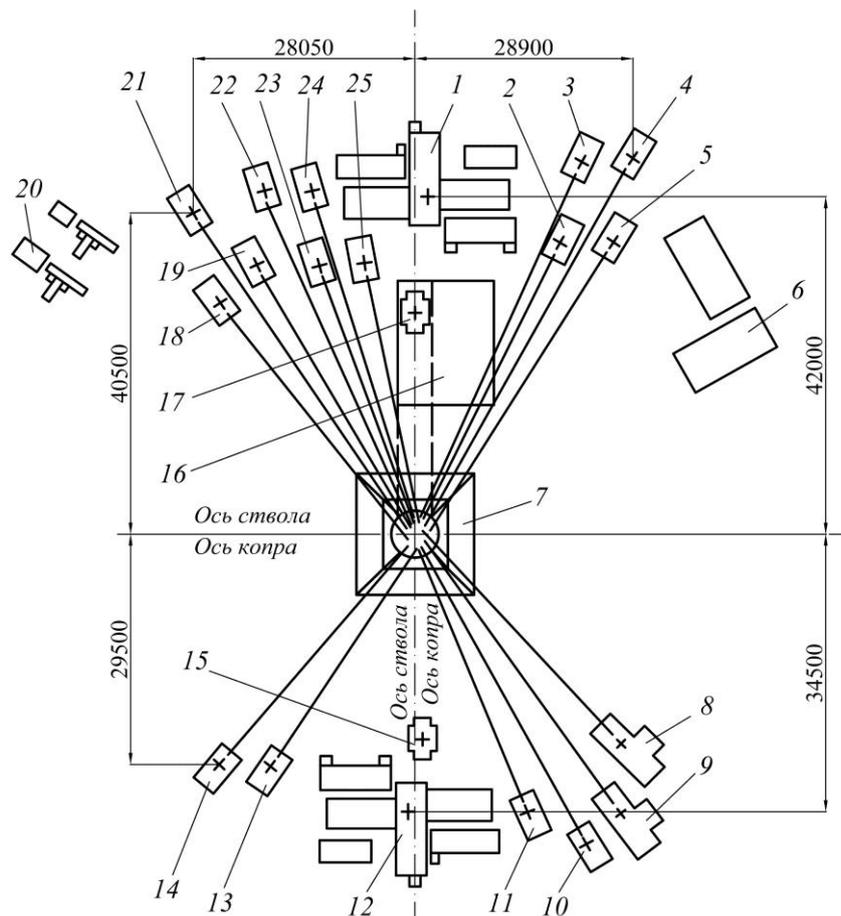


Рис. 2.3. Схема расположения проходческого оборудования вокруг ствола:

- 1, 12 – подъемная машина МПП; 2 – лебедка подвески труб вентиляции (прорезиненной);
 3, 11 – лебедки наращивания труб; 4, 5, 18, 19 – лебедки направляющих канатов; 6 – станция обслуживания БУКС-1м; 7 – проходческий копер; 8, 9 – лебедки подвески проходческого полка;
 10, 24 – лебедки подвески телескопа подачи бетона; 13 – лебедка кабеля насоса; 14 – лебедка насоса;
 15, 17 – лебедки канатов лотков бетона; 16 – приствольная бетоносмесительная установка;
 20 – вентиляторная установка; 21 – лебедка кабеля взрывания; 22 – лебедка спасательной лестницы;
 23 – лебедка кабелей сигнализации и освещения; 25 – лебедка кабелей сигнализации, телефонизации и блокировки

При размещении бадейных проемов, трубопроводов, спасательной лестницы, подвешенного насоса, бетоноводов, канатов необходимо обеспечить возможность подъезда автосамосвалов и бетоносмесителей к бетонным бункерам, подачи бурильных установок к проемам нулевой площадки, опрокидывания бадей в сторону породных бункеров, размещения маркшейдерского отвеса в центре ствола. По возможности должна быть обеспечена свобода обслуживания подъема на нулевой раме, особенно при спуске в забой длинномерных материалов.

2.3 Обоснование и выбор проходческого оборудования

При выборе оборудования следует учитывать условия применения комплексов проходческого оборудования или их составляющих – бурильных машин и установок, грейферных грузчиков и др., при этом необходимо обратить внимание на взаимную увязку средств оснащения.

Например, для бурильных установок типа БУКС необходимо наличие в стволе погрузчика типа КС-2у/40 или КС-1м и полка с гидрораспором. Установки должны проходить через бадейные проемы.

Машина КС-2у/40 *не может использоваться* при последовательной схеме проходки, так как полок-кадетку невозможно раскрепить на участке ствола с временной крепью.

Некоторые технологические решения могут быть скорректированы в процессе строительства. Например, с увеличением глубины ствола может появиться необходимость в увеличении числа подъемов и их типов, вместимости и числа бадей, рабочей высоты опалубки.

Основные критерии оптимальности принятых технологических решений – общие или удельные затраты времени на проходку ствола.

На практике стремятся получить скорость проходки не ниже нормативной при умеренных затратах труда и капитальных вложениях.

В учебном проекте, если скорость проходки не определена заданием, ***месячная скорость*** не должна быть меньше средних показателей:

- при совмещенной схеме проходки 58–66 м;
- при последовательной схеме – 18–25 м.

Дополнительные критерии оптимальности решений – удельные величины трудоемкости выполняемых работ и капитальных вложений.

Принятые технологические решения по компоновке оборудования на строительной площадке (схема нулевой рамы, размещение оборудования вокруг ствола) приводятся в графической части курсовой (дипломной) работы.

III РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Продолжительность проходческого цикла складывается из затрат времени на выполнение основных и вспомогательных операций.

Основные операции проходческого цикла включают в себя затраты времени на бурение и зарядание шпуров; взрывание и проветривание; уборку горной массы; крепление забоя.

В зависимости от принятой технологической схемы проходки в проходческий цикл включаются затраты времени на установку временной крепи (*параллельная* или *последовательная* схемы) или постоянной крепи (*совмещенная* схема).

В зависимости от горно-геологических и геомеханических условий **при последовательной схеме** высота призабойного звена (шаг постоянного крепления) принимается в диапазоне от 10 до 40 м. Работы заключаются в сооружении опорного венца и возведении постоянной крепи отдельными заходками до ее слияния с крепью верхнего смежного звена. Особенность схемы – периодическая остановка проходческих работ, что требуется учитывать при разработке календарного графика строительства ствола.

При параллельной технологической схеме высота звена принимается длиной от 15 до 30 м со щитом-оболочкой 15–25 м. Работы по выемке породы и возведению крепления осуществляют одновременно в двух смежных звеньях. Скорость проходки ствола следует увязывать со скоростью производства работ по возведению постоянной крепи в верхнем звене. При выборе этой схемы ствол оснащают двумя независимыми подъемами.

При строительстве ствола **по совмещенной схеме** работы по выемке породы и возведению постоянной крепи выполняют последовательно.

Вспомогательные операции включают в себя затраты времени на оборку заколов после взрывных работ, спуск и подъем людей, материалов и оборудования, подготовку оборудования к работе. Допустимые затраты времени на вспомогательные операции могут приниматься до 15 % от продолжительности смены.

3.1 Определение параметров буровзрывных работ

Скорость проходки протяженной части ствола определяется подвиганием забоя за цикл и продолжительностью цикла. Решающий параметр – глубина шпуров, от которой зависит объем работ по основным проходческим процессам.

В зависимости от принятой технологической схемы подвигание забоя за цикл принимается с учетом технических характеристик буровых машин или высоты инвентарной опалубки (шага крепления при совмещенной схеме или креплении ствола тубингами). В отдельных случаях величину подвигания за цикл следует увязывать с графиком работы горного предприятия. В этом случае производят несколько вариантов расчетов объемов работ по бурению и взрыванию шпуров с целью совмещения времени их выполнения с принятой продолжительностью смены.

Бурение шпуров – один из наиболее трудоемких процессов, занимающий около 25–30 % времени проходческого цикла. Бурение шпуров осуществляют после зачистки забоя и разметки положения шпуров на забое.

При параллельной и последовательной технологических схемах глубина шпуров принимается:

- по технической характеристике бурильных установок типа БУКС и СМБУ (табл. 3.1).
- при бурении шпуров переносными перфораторами типа ПР-30к, ПП-50В1, ПП-63В, ПП-63С и др. – 2,0–2,5 м. Число одновременно работающих перфораторов регламентируется:

на один перфоратор – не более 4–5 м², а при скоростных проходках – не более 2–2,5 м². В процессе бурения в забое должно быть не менее двух-трех резервных перфораторов. В трещиноватых, неустойчивых породах глубину заходки уменьшают.

Таблица 3.1

Технические характеристики бурильных установок

Параметры	Бурильные установки				
	БУКС-1м	БУКС-1МН	БУКС-2м	БУКС-1у2	СМБУ-1
Число бурильных машин	4	4	2	2	3
Максимальная глубина шпуров, м	4,2	4,2	2,4	4,4	4,0
Величина хода бурильной головки (автоподатчика), мм	4500	4500	2700	4500	4000
Усилие подачи, кН	10,8	10,8	10,8	8,8	10,8
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин.	36	36	33	18	28
Возможный угол наклона бурильной машины, град.	10	10	20	20	24
Расстояние между шпурами, мм	800	800	600–800	600–800	любое
Высота установки в транспортном положении, м	10,3	10,3	5,86	9,115	6,76
Диаметр описанной окружности, м	1,54	1,54	1,4	1,25	1,37
Диаметр ствола в свету, м	5,5–8,5	5,5–9,0	4,5–8,0	4,0–9,0	5,0–8,0
Масса, т	10,2	10,2	7,2	6,4	6,0

При совмещенной технологической схеме величина подвигания забоя за цикл должна быть увязана с шагом крепления – высотой инвентарной опалубки или кольца железобетонных или чугунных тубингов.

В качестве бурового инструмента применяют бурильные штанги, шестигранные пустотелые, диаметром 22 мм (БШ-22), длиной 0,7–4,5 м с интервалами по длине 0,7–0,8 м, съемные буровые коронки долотчатой, крестовой и Т-образной форм, армированные твердым сплавом ВК8В и ВК15. Долотчатые коронки (КДШ) и Т-образные (КТШ) применяют в хрупких монолитных и трещиноватых породах, а коронки крестообразной формы – в вязких трещиноватых породах.

В практике строительства стволов применяют стандартные патроны ВВ диаметрами 32, 36, 40 и 45 мм. В соответствии с этим диаметр шпуров принимают на 5–6 мм больше диаметра патрона ВВ. Диаметры буровых коронок составляют 36, 42, 43, 46 и 52 мм.

При площади поперечного сечения стволов $S_{вч} = 20–60 \text{ м}^2$ и крепости пород $f = 8$ оптимальный диаметр патронов ВВ равен 45 мм. При этом число шпуров уменьшается на 20–25 %, а расход ВВ на 10–15 %.

Количество шпуров в комплекте (шт.) определяется по формуле:

$$N = 1,27 q_{ВВ} S \eta / \gamma d^2 \rho,$$

где $q_{ВВ}$ – удельный расход ВВ, кг/м³; S – площадь сечения выработки в проходке, м²; η – коэффициент использования шпуров (КИШ), при различной глубине шпуров $\eta = 0,85–0,92$; d – диаметр патронов ВВ, см; ρ – плотность ВВ в патронах, г/см³; γ – коэффициент заполнения шпуров, $\gamma = 0,4–0,7$.

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

$$q = 2q_0 f_0 e m,$$

где q_0 – эталонный удельный расход взрывчатого вещества, кг/м³, зависит от крепости пород; f_0 – коэффициент структурного ослабления пород; e – коэффициент работоспособности,

$e = 450/P$, где P – работоспособность принятого взрывчатого вещества, см³; m – коэффициент расхода взрывчатого вещества, связанный с применением шпуров большого диаметра: $m = 32/d_{п}$; $d_{п}$ – диаметр патронов ВВ, мм.

Эталонный удельный расход взрывчатого вещества q_0 зависит от коэффициента крепости пород:

f	10–15	8–9	4–6
q_0 , кг/м ³	1,3–1,5	1,0–1,2	0,7–0,9.

Коэффициент структурного ослабления пород f_0 принимается по табл. 3.2.

Таблица 3.2

**Величины коэффициента структурного ослабления
в зависимости от характеристики пород**

Характеристика пород	Коэффициент структурного ослабления пород f_0
Вязкие, пористые породы	2
Породы с мелкой трещиноватостью	1,4
Породы со сланцевым залеганием и меняющейся крепостью	1,3
Породы с напластованием, перпендикулярным к направлению шпуров	1,3

Общий расход ВВ на одну заходку, кг, находят из выражения:

$$Q = qV = qlS_{вч},$$

где V – объем породы в массиве от заходки, м³; l – величина заходки, м.

Средняя величина заряда ВВ на один шпур, кг,

$$Q_1 = Q/N,$$

где N – число шпуров в забое.

Расчетное значение расхода ВВ уточняется графическим методом.

Размещение шпуров в забое

В стволах круглой формы шпуров располагают по концентрическим окружностям и разделяют на **врубовые, отбойные (вспомогательные)** и **оконтуривающие (периферийные)**.

В зависимости от диаметра ствола принимается от трех до пяти окружностей. Число окружностей, и их диаметры можно принимать согласно методике [5, с. 221–223].

Также диаметры окружности можно определять графическим методом (см. пример на рис. 3.1).

Сначала выбирается диаметр окружности врубовых шпуров. Он может быть принят равным ориентировочно $(0,27 \dots 0,37) D_{вч}$. Меньшее значение этого соотношения соответствует большей величине диаметра ствола. Диаметр окружности оконтуривающих шпуров принимается с учетом габаритов бурового оборудования и, как правило, на 0,25–0,3 м меньше диаметра проходимой выработки. Число окружностей отбойных шпуров принимается с учетом расстояния между ними, в среднем 0,7–0,8 м.

Расположение шпуров в забое зависит от свойств пород (напластования, наличия трещин и т.п.), размеров и формы поперечного сечения ствола, числа шпуров, типа бурильного оборудования и других факторов.

Врубовые шпуры располагаются в центральной части забоя и предназначены для образования второй плоскости обнажения для отбойных шпуров, что облегчает условия работы последних.

В стволах обычно применяют призматический (прямой) и конический (см. рис. 3.1) врубы.

Конический вруб образуется комплектом шпуров 5...8 шт., которые располагают по окружности диаметром 1,5–2 м наклонно к плоскости забоя. Угол наклона может составлять 60–80° в зависимости от принятого диаметра окружности и глубины бурения шпуров.

В центре забоя ствола бурится шпур длиной 0,7–1,0 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 используется также *двойной вруб*, при котором врубовые шпур

располагают по двум окружностям. Шпур

первой окружности бурятся под углом 50–60°. Их глубина принимается равной половине глубины шпуров второй окружности (основного вруба).

Клиновой вруб применяется при крутом падении пластов породы. Он образуется взрыванием от трех до шести пар зарядов шпуров, наклоненных один к другому. Шпур

располагаются по двум линиям на расстоянии 1,5–2,0 м.

Призматический вруб применяется в породах слабых и средней крепости. Он образуется вертикальными шпурами, которые пробурены по окружности диаметром 1,5–2,0 м. Для облегчения условий взрывания в центре бурится один укороченный шпур, который не заряжают. Этот шпур способствует образованию трещин.

Оконтуривающие (периферийные) шпуры предназначены для оконтуривания поперечного сечения ствола согласно проектным размерам. Они располагаются по внешней окружности на расстоянии 0,15–0,25 м 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 при $f > 10$ шпуры должны заходить за этот контур на 0,1–0,15 м.

Схема соединения зарядов. Шпуровые заряды соединяются по параллельной или последовательно-параллельной схеме и взрываются от электрической сети.

Паспорт БВР в двух видах, его основные параметры по форме табл. 3.3 и сводные показатели по форме табл. 3.4 приводятся в графической части курсовой (дипломной) работы.

Таблица 3.3

Характеристика шпуровых зарядов

№ шпуров	Число шпуров в группе, шт.	Длина, м		Угол наклона шпура, град.		Вес заряда, кг		Средства взрывания	Очередность взрывания
		шпура	группы шпуров	I	II	в шпуре	в группе		
ВСЕГО	–	–	–	–	–	–	–	–	

3.2 Расчет продолжительности буровзрывных работ

Обуривание забоя производится ручными перфораторами или бурильными установками (см. табл. 3.1).

Скорость обрушения забоя определяется с учетом числа применяемых в забое перфораторов и физико-механическими характеристиками горных пород.

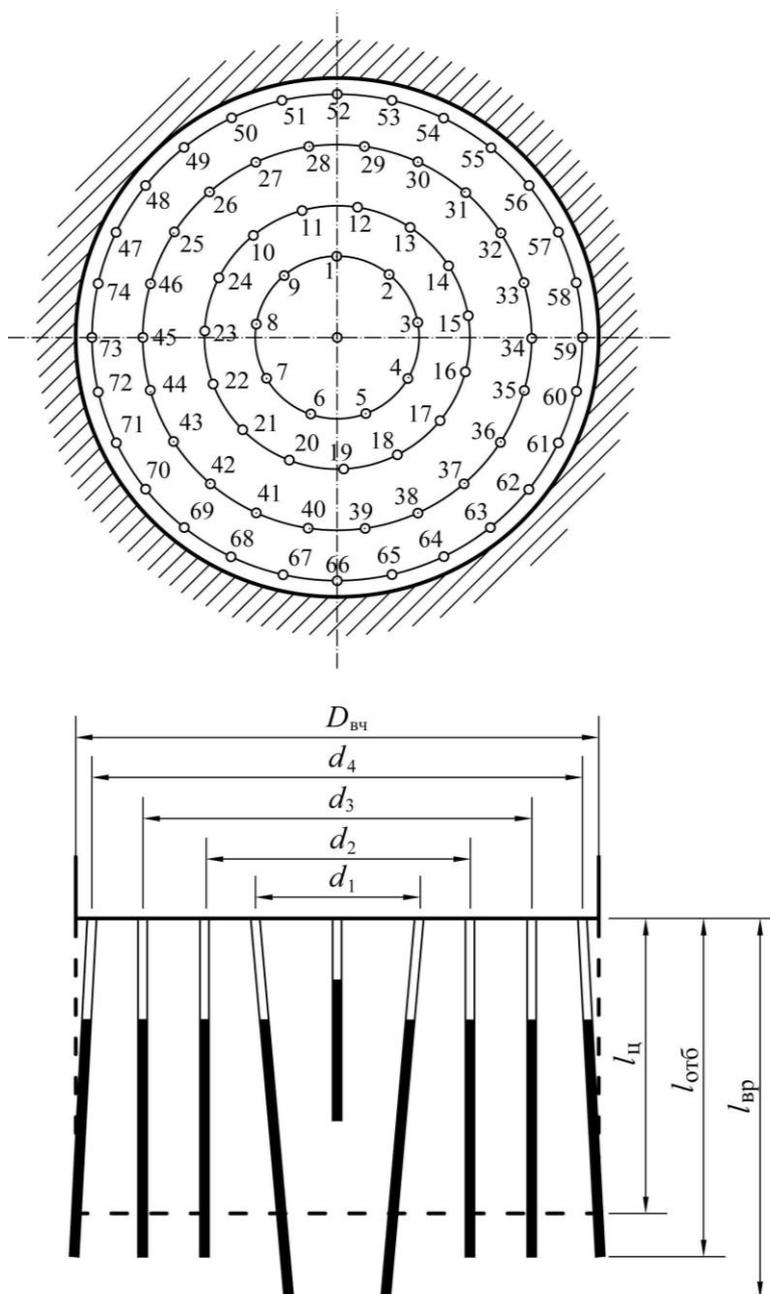


Рис. 3.1. Схема расположения шпуров в забое ствола

Бурильные установки предназначены для бурения шпуров в породах практически любой крепости. В процессе работы обслуживание установок осуществляют три-четыре проходчика.

Затраты времени на отдельные операции при бурении шпуров бурильными установками:

1. Подготовительные работы к бурению (спуск установки и приведение ее в рабочее состояние), мин. 30–35
2. Заключительные работы (приведение установки в транспортное положение, отсоединение шлангов, подвеска к прицепному устройству), мин. 25–30
3. Перемещение установки с одной позицию на другую и забуривание, мин.:
 - в сланцах ($f = 4 \div 6$) 8–10
 - в песчаниках ($f = 8 \div 9$) 20–22

4. Бурение комплекта шпуров с одной позиции, мин.:

в сланцах ($f = 4 \div 6$)	5–7
в песчаниках ($f = 8 \div 9$)	7–9
в гранитах ($f = 14$)	19–21

Таблица 3.4

Параметры паспорта БВР

№ п/п	Наименование показателя	Ед. изм.	Величина
	Диаметр ствола	м	
	Площадь сечения выработки в проходке	м ²	
	Крепость пород по шкале М. Протодяконова	–	
	Угол падения пород	градус	
	Водоприток	м ³ /ч	
	Тип бурового механизма	–	
	Число буровых машин	шт.	
	Подвигание забоя за цикл	м	
	Число шпуров	шт.	
	Диаметр шпуров	мм	
	Объем бурения на цикл	шпм	
	Тип ВВ	–	
	Расход ВВ на цикл	кг	
	Детонаторы	–	
	Способ инициирования	–	
	Удельный расход ВВ	кг/м ³	

Продолжительность буровых работ, ч, в забое может быть определена по формуле:

$$t_{\text{б}} = \frac{Nl_{\text{ср}}}{Q_{\text{б}}} + t_{\text{пз}},$$

где N – число шпуров, шт.; $l_{\text{ср}}$ – средняя глубина шпуров, м; $Q_{\text{б}}$ – эксплуатационная производительность буровых установок (перфораторов), м/ч; $t_{\text{пз}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций (спуск, подключение, отключение, выдача оборудования), ч; принимается равным для переносных перфораторов 0,2–0,6 ч, для буровых машин – 0,7–1,0 ч.

Эксплуатационная производительность бурения при использовании ручных перфораторов, шпм/ч,

$$Q_{\text{б}} = \frac{60\varphi n k_{\text{в}} k_{\text{д}} k_{\text{п}}}{4,5 + f},$$

где φ – коэффициент одновременности работы бурильных молотков, 0,8–0,9; n – число перфораторов в работе, шт., принимается из расчета 4–5 м² площади забоя на один перфоратор; $k_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий приток воды в ствол, принимается по табл. 3.5; $k_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий диаметр шпура, $k_{\text{д}} = 36/d_{\text{ш}}$; $d_{\text{ш}}$ – диаметр шпура, мм; $k_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий тип перфоратора, для ручных перфораторов ПП-30К $k_{\text{п}} = 1,2$, для ПП- 63С $k_{\text{п}} = 1$; f – коэффициент крепости пород.

Таблица 3.5

Величина коэффициента $k_{\text{в}}$ в зависимости от водопритока

Приток воды в ствол, м ³ /ч	до 6,0	6,0–13,0	более 13,0
$k_{\text{в}}$	1,0	0,9	0,8

Эксплуатационная производительность бурения при использовании буровых машин типа БУКС и СМБУ, шпм/ч,

$$Q_6 = \frac{60nk_n v_T \varphi}{1 + v_T t_B}$$

Здесь n – число буровых машин в установке, шт.; k_n – коэффициент готовности установки, $k_n = 0,8 - 0,9$; v_T – техническая скорость бурения, шпм/мин., табл. 3.6; φ – коэффициент одновременности работы бурильных машин, $0,8-0,9$; t_B – продолжительность вспомогательных работ, приходящихся на 1 м бурения шпура (замена коронок, перестановка буровых машин и т.п.), $t_B = 1 - 1,5$ мин. при глубине шпура 3-4 м и $f < 10$, $t_B = 1,5 - 2$ мин. при $f \geq 10$.

Таблица 3.6

Зависимость технической скорости бурения буровыми машинами v_T от коэффициента крепости горных пород

f	6	7-9	10-14	>14
v_T , шпм/мин.	0,8-1,4	0,7-0,8	0,5-0,7	0,15-0,35

Техническая скорость бурения v_T , шпм/мин., также может быть определена из выражения:

$$v_T = k_{\text{ср}}^{\text{бур}} v_{\text{тн}}$$

Коэффициент средней скорости бурения $k_{\text{ср}}^{\text{бур}}$ для переносных перфораторов и буровых установок в зависимости от глубины бурения принимается согласно данным табл. 3.7.

Таблица 3.7

Величина коэффициента средней скорости бурения $k_{\text{ср}}^{\text{бур}}$ в зависимости от глубины шпуров

Длина шпура, м	1	2	3	4	5
Переносные перфораторы	1,0	0,92	0,85	0,77	0,70
Буровые установки	1,0	0,97	0,93	0,90	0,86

Начальная техническая скорость бурения $v_{\text{тн}}$, шпм/мин., принимается согласно данным табл. 3.8.

Таблица 3.8

Начальная техническая скорость бурения $v_{\text{тн}}$, шпм/мин

Коэффициент крепости пород f	ПП-36В	ПП-54В	БУ-1	Б-502-А
	ПП-36К	ПП-63С	БГА-1М	
3-6	0,38-0,42	0,47-0,52	1,4-2,0	2,0-2,2
7-10	0,22-0,26	0,28-0,32	0,8-1,2	1,7-2,0
11-16	0,11-0,13	0,14-0,16	0,5-0,7	1,0-1,4

3.3 Расчет продолжительности заряжания шпуров

Заряжание шпуров производится после окончания бурения и очистки (продувки) их от буровой мелочи. Перед заряжением проходческое оборудование, находящееся в забое, поднимают на безопасную высоту (20-25 м) или выдают на поверхность.

Операция включает в себя изготовление патронов-боевиков, спуск ВВ и СВ в забой, ручное или механизированное заряжание шпуров, монтаж взрывной сети.

Заряжание шпуров осуществляют один-два взрывника и 6–8 проходчиков, имеющих право на производство взрывных работ. Продолжительность заряжания одного шпура составляет 6–8 мин.

Продолжительность заряжания шпуров, ч, определяется по формуле:

$$T_{\text{зар}} = \frac{N_{\text{шп}} t_{\text{зар}}}{60 \alpha_{\text{зар}} M_{\text{зар}}} + t_{\text{в}} + t_{\text{п}},$$

где $N_{\text{шп}}$ – число шпуров, шт.; $t_{\text{зар}}$ – время на заряжание одного шпура, включая время на монтаж электровзрывной сети, мин., $t_{\text{зар}} = 4 + 1,1l_{\text{шп}}$; $\alpha_{\text{зар}}$ – коэффициент неравномерности работы заряжающих, $\alpha_{\text{зар}} = 0,8$; $M_{\text{зар}}$ – число рабочих, занятых на зарядании, $M_{\text{зар}} = \frac{S_{\text{вч}}}{S_{\text{зар}}} \leq 8$ чел., $S_{\text{вч}}$ – сечение выработки в черне, м²; $S_{\text{зар}}$ – удельная площадь забоя на одного заряжающего, $S_{\text{зар}} \geq 5$ м²/чел.; $t_{\text{в}}$ – время на спуск и прием ВВ, $t_{\text{в}} = 0,15$ ч; $t_{\text{п}}$ – время на подъем полка и уборку оборудования из забоя, $t_{\text{п}} = 0,25$ ч.

После окончания заряжания шпуров монтируют антенну (собираетельные провода из неизолированного медного провода диаметром 1,5 мм), соединяют с ней провода детонаторов, затем производят подключение антенны к магистральным проводам. Все рабочие выезжают на поверхность. Мастер-взрывник проверяет сопротивление взрывной сети и производит взрыв из специальной будки, в которой установлен главный выключатель.

3.4 Расчет параметров и выбор средств проветривания

Стволы при строительстве проветривают вентиляторами местного проветривания по нагнетательной, всасывающей или комбинированной схемам.

Основной схемой проветривания является *нагнетательная*.

По мере строительства ствола схема проветривания может изменяться. При строительстве стволов до глубины 250 м используется обычно один осевой вентилятор, при большей глубине – два.

Один из вентиляторов – основной вентилятор, как правило, центробежный, рассчитывается на проветривание ствола после взрывных работ, вспомогательный (осевой) – для проветривания забоя при выполнении остальных производственных операций (бурение шпуров, погрузка и подъем горной массы, бетонирование и др.). Оба вентилятора могут работать на один став труб.

При строительстве стволов глубиной более 1000 м и диаметром более 8,0 м целесообразно применение *комбинированной схемы проветривания*. В этом случае в стволе подвешивается два става труб. Оба вентилятора при этом устанавливаются на поверхности. Производительность всасывающего вентилятора должна быть на 20–25 % больше производительности нагнетательного. Схема обеспечивает интенсивное проветривание забоя, и ствол по глубине не загрязняется продуктами взрыва. Недостатком схемы является сложность оснащения.

Расчет проветривания ствола производится по технологическим факторам: разжижению газов ВВ, тепловому фактору, выносу пыли, газовой выделению, числу людей.

Количество воздуха по разжижению газов ВВ, м³/мин.,

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{Abk_{\text{обв}}s_{\text{сб}}^2L^2}{k_{\text{ут.тр}}^2}},$$

где A – количество одновременно взрывающегося ВВ, кг; b – газовость ВВ, л/кг; при взрывных работах по породе $b = 40$ л/кг, по углю $b = 100$ л/кг; $k_{\text{обв}}$ – коэффициент обводненности,

принимается по табл. 3.9; $S_{\text{св}}$ – площадь сечения ствола в свету, м^2 ; L – длина ствола, на которой происходит разжижение ядовитых газов от ВВ до допустимых по ПБ концентраций, м; t – время проветривания забоя после взрыва, $t = 20 - 30$ мин.; $k_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе.

$$L = \frac{12,5Abk_{\text{т}}}{S_{\text{св}}},$$

где $k_{\text{т}}$ – коэффициент турбулентной диффузии. Для призабойного пространства $k_{\text{т}} = 0,22 - 0,32$.

Таблица 3.9

Определение коэффициента обводненности от величины притока воды в ствол

Характеристика ствола	$k_{\text{обв}}$
Сухие (приток до $1 \text{ м}^3/\text{ч}$) и обводненные стволы глубиной не более 200 м	0,8
Обводненные (приток до $6 \text{ м}^3/\text{ч}$) и глубине более 200 м	0,6
Обводненные (приток от 6 до $15 \text{ м}^3/\text{ч}$) с капежом в виде дождя	0,3
Обводненные (приток более $15 \text{ м}^3/\text{ч}$) с капежом струями (ливень)	0,15

Если в результате расчетов окажется, что $L \geq H_{\text{ств}}$, то в этом случае следует для расчетов использовать $H_{\text{ств}}$.

Коэффициент утечек воздуха $k_{\text{ут}}$ для жестких трубопроводов определяется по формуле:

$$k_{\text{ут.тр}} = \left[\frac{k_{\text{ут.ст}} d_{\text{тр}} H_{\text{ств}} \sqrt{R_{\text{тр}}}}{3l_{\text{зв.тр}}} + 1 \right]^2,$$

где $k_{\text{ут.ст}}$ – коэффициент удельной проницаемости стыков, зависящий от качества соединения звеньев трубопровода (табл. 3.10); $d_{\text{тр}}$ – диаметр трубопровода, м, принимается согласно графику на рис. 3.2; $l_{\text{зв.тр}}$ – длина звена трубопровода, м; $R_{\text{тр}}$ – аэродинамическое сопротивление става труб, $\text{н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8$:

$$R_{\text{тр}} = 6,5 \frac{\alpha L_{\text{тр}}}{d_{\text{тр}}^5} \text{ или } R_{\text{тр}} = r L_{\text{тр}},$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления трения трубопровода, $\text{н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$ (табл. 3.10); $L_{\text{тр}}$ – длина става труб, м; r – удельное аэродинамическое сопротивление, $\text{н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$ (табл. 3.11).

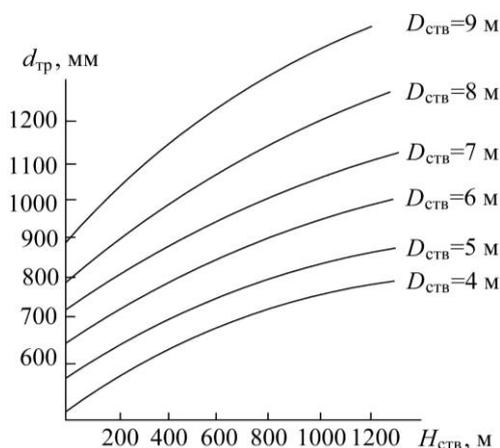


Рис. 3.2. График зависимости диаметров металлических вентиляционных труб $d_{\text{тр}}$ от глубины ствола $H_{\text{ств}}$

Таблица 3.10

Величина коэффициент удельной проницаемости стыков в зависимости от качества сборки вентиляционного става

Качество сборки става труб	Характеристика соединения	$k_{\text{ут.ст}}$
Хорошее	Стыки труб уплотнены резиновыми или сальниковыми прокладками, болты хорошо подтянуты	0,001–0,002
Удовлетворительное	Стыки труб уплотнены картоном или пеньковым канатом, проваренным в масле	0,002–0,005

Примечание. Удовлетворительное качество сборки става труб допускается при $L_{\text{тр}} \leq 450$ м.

Таблица 3.11

Коэффициент аэродинамического сопротивления трения металлических труб

Диаметр труб, $d_{\text{тр}}$, м	Длина звена труб, $l_{\text{зв.тр}}$, м	Коэффициент аэродинамического сопротивления трения трубопровода, α , н·с ² /м ⁴	Удельное аэродинамическое сопротивление, r , н·с ² /м ⁴
0,6	3	0,00035	0,026
0,8	3	0,00025	0,0049
1,0	4	0,00023	0,0016

Количество воздуха по газовыделению, м³/мин.,

$$Q_3 = \frac{100I_3}{C_d - C_0},$$

где I_3 – газовыделение на призабойном участке, м³/мин.; C_d – допустимая концентрация газа на исходящей струе, %, принимается для метана $C_d = 1,0$ %, для углекислого газа $C_d = 0,5$ %; C_0 – содержание газа в поступающей струе, %; при расчетах по метану в действующих шахтах принимается по результатам замеров, для проектируемых шахт $C_0 = 0,05$ %, при расчетах по углекислому газу $C_0 = 0,03$ %.

Количество воздуха по наибольшему числу людей, м³/мин.,

$$Q_3 = 6n,$$

где n – наибольшее число людей, одновременно работающих в забое.

Количество воздуха по минимально допустимой скорости движения воздуха, м³/мин.,

$$Q_3 = 60v_{\text{min}}S_{\text{св}},$$

где v_{min} – минимальная допускаемая ПБ скорость движения воздуха в выработке, м/с, $v_{\text{min}} = 0,1P/S_{\text{вч}}$; P – периметр выработки, м; $S_{\text{вч}}$ – сечение выработки в черне, м²; $S_{\text{св}}$ – сечение выработки в свету, м².

Количество воздуха по тепловому фактору, м³/мин.,

$$Q_3 = 20v_{\text{min}_т}S_{\text{св}},$$

где $v_{\text{min}_т}$ – минимальная допускаемая ПБ скорость движения воздуха в выработке по тепловому фактору, м/с (табл. 3.12).

Для подачи в забой принимается максимальное расчетное количество воздуха $Q_{3\text{max}}$.

Расчет производительности ВМП и его выбор

Производительность вентилятора, обеспечивающего воздухом проводимую выработку по нагнетательному способу, определяется по формуле:

$$Q_{\text{в}} \geq k_{\text{ут.тр}}Q_{3\text{max}}$$

**Зависимость минимальной скорости движения воздуха
в призабойном пространстве от температуры**

$v_{min,т}, м/с$	Допустимая температура воздуха °С при относительной влажности, %		
	60–75	76–90	свыше 90
До 0,25	24	23	22
0,50	25	24	23
1,00	26	25	24
2,00 и более	26	26	25

Необходимый напор вентилятора, Па, для жестких трубопроводов

$$H_B = h_{тр} + h_{тр.м.}$$

Здесь $h_{тр}$ – напор, затрачиваемый на преодоление сопротивления трения в трубопроводе, Па,

$$h_{тр} = R_{тр} Q_B^2.$$

Напор $h_{тр.м.}$, затрачиваемый на преодоление местных сопротивлений трубопровода (повороты, разветвления и т.п.), Па,

$$h_{тр.м} = 6,5\alpha \frac{2n_1+n_2}{d_{тр}^4},$$

где n_1 и n_2 – число поворотов трубопровода на 90 и 45° соответственно.

По расчетным параметрам Q_B и H_B выполняется выбор вентилятора местного проветривания с учетом его аэродинамической характеристики (см. приложения работы [7]). Следует принимать такой вентилятор (или несколько вентиляторов), аэродинамическая характеристика которого проходит через точку с координатами режима или выше этой точки. Из нескольких вентиляторов, удовлетворяющих этому требованию, выбирается вентилятор с большим КПД в нужном режиме (Q_B и H_B), наименьшими размерами, регулируемый по подаче и с диаметром диффузора, близким (лучше равным) диаметру выбранного трубопровода.

При необходимости применяют совместное последовательное, реже – параллельное подключение нескольких вентиляторов одного типоразмера.

При выборе комбинированной схемы проветривания производительность всасывающего вентилятора, м³/с, должна составлять:

$$Q_{вс} = (1,2 \div 1,25) Q_B.$$

После проветривания забоя в нем проводится экспресс-анализ воздуха, забой приводится в безопасное состояние, устраняются повреждения, опускается спасательная лестница, кабели сигнализации, подвесной полук, наращиваются ставы труб, выполняются подготовительные работы к погрузке отбитой горной породы.

Продолжительность подготовительных работ составляет 30–60 мин.

В пояснительной записке или графической части курсовой (дипломной) работы приводится принятая схема проветривания с указанием на ней марки вентилятора, расчетных величин производительности (м³/с) и депрессии (Па). В пояснительной записке также должны быть приведены дополнительные параметры работы вентилятора – коэффициент полезного действия (η), угол поворота лопаток рабочего колеса (α), потребляемая мощность на валу (N_B).

3.5 Расчет производительности и продолжительности погрузки породы

Погрузка породы при строительстве стволов – одна из наиболее трудоемких и продолжительных операций (40–50 % общего времени) проходческого цикла.

Все погрузочные машины, применяемые при строительстве стволов, имеют грейферный многолопастный исполнительный орган с ручным или механическим вождением по забое.

Погрузку осуществляют в две фазы. **В первую фазу** с помощью погрузочных машин грузят породу, не требующую дополнительного рыхления (80–90 % объема отбитой горной массы). **Во второй фазе** погрузки слежавшаяся в нижней части забоя порода рыхлится вручную с помощью отбойных молотков и (или) пневмомониторов. Высота слоя во второй фазе определяется типом погрузочной машины. Значения удельной высоты слоя породы первой и второй фаз погрузки для различных погрузочных машин приведены в табл. 3.13.

Таблица 3.13

Отношение высоты слоя породы первой и второй фаз погрузки в зависимости от типа погрузочной машины

Погрузочная машина	КС-3			КС-2у/40			КС-1М		
	2	3	4	2	3	4	2	3	4
Глубина шпуров, м	2	3	4	2	3	4	2	3	4
Фаза погрузки:									
1-я фаза	0,9	0,93	0,95	0,85	0,9	0,93	0,78	0,85	0,9
2-я фаза	0,1	0,07	0,05	0,15	0,1	0,07	0,22	0,15	0,1

Грейферы с ручным вождением применяются при сооружении технологического отхода стволов, строительстве стволов глубиной до 200–250 м.

При использовании грейферов с ручным вождением, в забое могут одновременно размещаться до пяти погрузчиков типа КС-3. Оптимальная площадь забоя на один погрузчик составляет 14–16 м².

В зависимости от высоты подвески грейфера им управляют один или два проходчика.

Вместимость грейфера КС-3 составляет 0,22 м³. При этом обеспечивается производительность погрузки до 12–15 м³/ч при продолжительности цикла черпания и разгрузки в среднем 30–40 с.

Грейферы с механизированным вождением (табл. 3.14) применяются при проходке стволов глубиной более 200–250 м и позволяют обеспечить темпы проходки в 2–2,5 раза выше, чем грейферы с ручным вождением.

Таблица 3.14

Технические характеристики грейферов с механизированным вождением

Параметры	Погрузочная машина				
	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	2КС-1МА	КСМ-2у
Вместимость грейфера, м ³	0,65	2×0,65	1,25	2×1,25	0,4
Техническая производительность, м ³ /мин	1,6	2,4	2,5	4,7	1,0
Эксплуатационная производительность, м ³ /ч	60–80	100–130	100–120	180–200	22
Высота подъема грейфера, м	10	10	10	10	8
Средняя продолжительность цикла черпания, с	25-30	25-30	30	30	25-30
Диаметр грейфера, мм					
в раскрытом состоянии	2500	2500	2900	2900	2180
в закрытом состоянии	1600	1600	2100	2100	1440

Параметры	Погрузочная машина				
	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	2КС-1МА	КСМ-2у
Рекомендуемая вместимость бадьи, м ³	2,5–4,0	3,0–5,0	5,0–6,5	5,0–6,5	2,0–3,0
Расход сжатого воздуха при одновременной работе всех двигателей, м ³ /мин	50	100	80	150	50
Рекомендуемая глубина ствола, м	200–800	200–800	700–1500	700–1500	до 700
Диаметр ствола в черне, м ²	5–6,5	7–8	6,5–8	7,5–8,5	4–5
Масса погрузочной машины, т	10	19,2	21,6	43,9	9,5

Цикл погрузки породы состоит из целого ряда операций: перемещение погрузчика к месту захвата породы; опускание грейфера с раскрытыми лопастями на породу; захват породы с закрытием лопастей; подъем грейфера на высоту бадьи; перемещение и разгрузка породы в бадью.

Суммарная производительность погрузки, м³/ч:

$$\sum P = k_o P_3 n_o,$$

где k_o – коэффициент одновременности работы погрузчиков, $k_o = 0,83$ при двух погрузчиках, $k_o = 0,78$ – при трех и более; P_3 – эксплуатационная производительность погрузчика, м³/ч; n_o – число одновременно работающих погрузчиков.

Объем породы I фазы погрузки определяется качеством взрыва (с учетом величины коэффициента использования шпура η), свойствами породы, типом погрузочной машины и характеризуется коэффициентом

$$\alpha = \frac{V_{I\phi}}{V} = \frac{l_{ш}\eta - h_{II\phi}}{l_{ш}\eta},$$

где $V_{I\phi}$ – объем породы I фазы в массиве, м³; V – объем взорванной породы в массиве, м³; $l_{ш}$ – глубина шпура, м; $h_{II\phi}$ – высота слоя породы второй фазы, равная при погрузке породы: машиной КС-3 – 0,2 м; КС-2у/40 – 0,3 м; КС-1м – 0,45 м.

Значение коэффициента α также может быть принято по табл. 3.15.

Таблица 3.15

Значение коэффициента α для различных погрузочных машин

Погрузочная машина	КС-3			КС-2у/40			КС-1м		
	2	3	4	2	3	4	2	3	4
α	0,90	0,93	0,95	0,85	0,90	0,93	0,78	0,85	0,90

Производительность погрузки породы характеризует интенсивность уборки всей взорванной породы в первой и второй фазах.

В первой фазе интенсивность погрузки породы зависит в основном от типа погрузочной машины и оснащения подъема.

Во второй фазе интенсивность погрузки породы зависит от числа занятых рабочих. В это время погрузочная машина и подъем загружены не полностью и работают со значительными простоями.

Производительность погрузки породы, м³/ч, в общем виде определяется по формуле:

$$P_{\text{погр}} = \frac{k_p V}{T_{\text{погр}}},$$

где V – объем взорванной породы в массиве, м^3 ; k_p – коэффициент разрыхления породы, $k_p = 1,4-2,2$; $T_{\text{погр}}$ – время погрузки всей отбитой породы, ч,

$$T_{\text{погр}} = T_{\text{Iф}} + T_{\text{IIф}}.$$

Вместимость бады, м^3 , определяется с учетом продолжительности цикла подъема бады по стволу и производительности подъемной машины

$$V_6 = \frac{P_{\text{под}} t_{\text{ц}}}{3600 k_6},$$

где $P_{\text{под}}$ – необходимая производительность подъемной установки, $\text{м}^3/\text{ч}$, $P_{\text{под}} = 1,2 P_{\text{погр}}$ в I фазе погрузочных работ; k_6 – коэффициент заполнения бады, $k_6 = 0,9$; $t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла подъема бады, с. Определяется по графику (рис. 3.3) с учетом максимальной скорости движения подъемного сосуда, $\text{м}/\text{с}$,

$$v_{\text{max}} = 0,6\sqrt{H} \leq 12 \text{ м}/\text{с},$$

где H – глубина ствола, м.

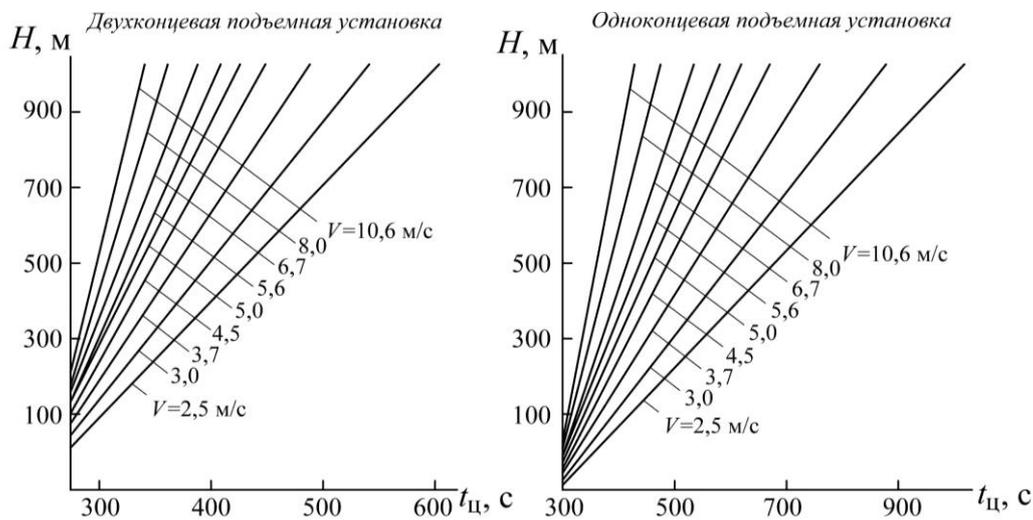


Рис. 3.3. Определение продолжительности полного цикла подъема по стволу при максимальной скорости движения бады

Принятые бады необходимо проверить по условиям их размещения в поперечном сечении ствола в свету (табл. 3.16).

Таблица 3.16

Условия размещения бадей в стволе

Диаметр ствола в свету, м	Возможное число бадей в сечении ствола, шт.	Максимальная вместимость бадей, м^3
5,5–6,0	2	3-4
6,0–6,5	2	5,5-6,5
>7,0	3	5,5-6,5

Время погрузки породы в первой фазе, ч,

$$T_{\text{Iф}} = \varphi(t_m + t_{\text{тп}}).$$

Здесь φ – коэффициент, учитывающий неравномерность работы, регламентированный отдых, простои по организационным причинам и т.д., $\varphi = 1,15-1,2$; t_m – время работы машины по погрузке породы в бадью, ч;

$$t_M = \frac{\alpha V k_p}{n P_T k_o k_{II}}$$

где α – доля породы в первой фазе, может быть принята по табл. 3.14; V – объем взорванной породы, м³; k_p – коэффициент разрыхления породы, $k_p = 1,4-2,2$. При расчетах значения коэффициента разрыхления горных пород k_p составляют:

- для пород крепостью $f = 1-2$ $k_p = 1,4$;
- для пород крепостью $f = 2-3$ $k_p = 1,8$;
- для пород крепостью $f = 4-9$ $k_p = 2,0$;
- для пород крепостью $f = 10-20$ $k_p = 2,2$;

n – число грейферов машины (погрузочных машин), шт.; P_T – техническая производительность машины (одного грейфера), м³/ч; k_o – коэффициент одновременности работы машин, $k_o = 1$ при одном грейфере, $k_o = 0,75 - 0,8$ при двух и более грейферах; k_{II} – коэффициент, учитывающий просыпание породы при разгрузке грейфера в бадью,

$$k_{II} = \left(\frac{d_6}{0,8 d_{гр}} \right)^2,$$

где d_6 – диаметр бадьи, м (см. табл. 3 приложения); $d_{гр}$ – диаметр грейфера с раскрытыми лопастями, м (см. табл. 3.14); $t_{ТП}$ – технологические простои машины, связанные с маневрами бадьи в забое, ч,

$$t_{ТП} = \frac{\alpha V k_p t_{II}}{V_6 k_3},$$

где V_6 – вместимость бадьи, м³; k_3 – коэффициент заполнения бадьи, равный 0,9–0,95, большее значение принимается для бадей большой вместимости; t_{II} – время простоя погрузочной машины по причине маневров бадьи в забое.

Значение t_{II} зависит от типа и числа подъемов и соотношения между временем погрузки бадьи и временем цикла подъема. В среднем при одноконцевом подъеме можно принимать $t_{II} = 0,012 - 0,015$ ч, а при двухконцевом подъеме $t_{II} = 0,16 - 0,02$ ч.

Время погрузки породы во II фазе, ч,

$$T_{II\phi} = \frac{\varphi V k_p (1-\alpha)}{n_p P_y},$$

где n_p – число рабочих, занятых на погрузке породы во II фазе, $n_p = 4 - 6$ чел.; P_y – производительность одного рабочего по погрузке породы во второй фазе, м³/ч, зависящая от типа и крепости пород и применяемых средств малой механизации:

Производительность одного рабочего, м ³ /ч	Сланцы ($f = 4-6$)	Песчаники, известняки	Крепкие породы
– вручную	1,4–1,8	1,0–1,4	0,6–1,0
– с пневмомонитором	2,5–3,0	2,0–2,5	1,0–1,8

Большее значение производительности погрузки в каждом столбце относится к меньшей крепости пород и наоборот. При промежуточных значениях крепости пород значение производительности находится путем интерполяции.

Общее время погрузки породы без перецепки бадей будет равно, ч:

$$T_{погр} = T_{I\phi} + T_{II\phi} + T_{II} + T_{пз},$$

где T_{II} – время подъема бадей, ч,

$$T_{\Pi} = \frac{S_{вч} l_{ш} \mu \eta k_p t_{\Pi}}{k_3 V_6},$$

где μ – коэффициент перебора сечения, $\mu = 1,03 - 1,05$; η – коэффициент использования шпура; $T_{пз}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций при погрузке породы (приведение забоя в безопасное состояние, спуск полка, подготовка к погрузке). При последовательной схеме проходки $T_{пз} = 20 - 30$ мин., при остальных схемах $T_{пз} = 30 - 40$ мин.

Производительность погрузки при подъеме без перецепки бадей при прочих равных условиях меньше производительности с перецепкой бадей. Применение подъема без перецепки бадей целесообразно при работе погрузочных машин 2КС-2У/40 или 2КС-1МА с двумя грейферами.

3.6 Расчет производительности подъема и выбор подъемной машины

В комплекс оборудования проходческого подъема входят подъемная машина с канатом, копер со шкивами и разгрузочным устройством, направляющие канаты, направляющая рама, прицепное устройство, бады, подвесной полок.

Бады движутся по стволу по канатным направляющим, а в призабойной зоне – без направляющих. Скорость движения бадей на различных участках глубины ствола изменяется. Режим их движения осуществляется по сложному графику, называемому *тахограммой*.

Суммарная производительность проходческих подъемных установок должна на 15–20 % превышать производительность погрузочных машин в забое в первой фазе погрузки без учета затрат времени на подготовительно-заключительные, вспомогательные операции и простои.

При проходке стволов глубиной более 700 м необходимо ориентироваться на преимущественное применение постоянных подъемных машин и бадей большой вместимости.

Производительность подъема, м³/ч,

$$P_{\text{под}} = \frac{3600}{T_{\text{под}} k} V_6 k_3 \quad \text{или} \quad P_{\text{под}} = n_{\Pi} \frac{V_6 k_3}{T_{\text{под}} k},$$

где V_6 – вместимость бады, м³; $k = 1,3 - 1,5$ – коэффициент неравномерности работы подъема; k_3 – коэффициент заполнения бады, $k_3 = 0,9 - 0,95$; $T_{\text{под}}$ – продолжительность полного цикла подъема, с.

При наличии одного полка в стволе и одноконцевом подъеме

$$T_{\text{под}} = \frac{2H - 37}{V} + 2,6V_{\text{max}} + 144.$$

При наличии одного полка в стволе и двухконцевом подъеме

$$T_{\text{под}} = \frac{2H - 27}{V} + 1,3V_{\text{max}} + 116.$$

При наличии двух полков в стволе и одноконцевом подъеме

$$T_{\text{под}} = \frac{2H - 117}{V} + 2,6V_{\text{max}} + 194.$$

При наличии двух полков в стволе и двухконцевом подъеме

$$T_{\text{под}} = \frac{2H - 107}{V} + 1,3V_{\text{max}} + 166.$$

Во всех формулах H – глубина ствола, м; V – допустимая скорость движения бады, принимать по графикам на рис. 3.3. Также рациональная скорость движения бады может быть принята по рекомендациям ВНИИОМШСа² [5] при глубине ствола H :

– менее 400 м – $V = 3,5 - 3,7$ м/с;

– 400–600 м – $V = 4,2 - 4,5$ м/с;

– 600–800 м – $V = 4,8 - 5,5$ м/с;

– более 800 м – $V = 5,8 - 6,5$ м/с;

V_{max} – максимальная скорость движения бады, м/с.

Выбор и расчет проходческого подъема предусматривает предварительный выбор подъемной машины и бадей с последующим расчетом параметров подъемной установки и проверкой правильности выбора.

Параметрами, по которым выбирают подъемную установку, являются *диаметр барабана, максимальное статическое натяжение и разность натяжения ветвей каната*.

Непрерывная и производительная работа средств погрузки породы в стволе может быть достигнута при условии

$$T_{\text{под}} < t_{\text{загр}},$$

где $t_{\text{загр}}$ – время загрузки бады, с,

$$t_{\text{загр}} = \tau_{\text{черп}} k_{\text{гр}} V_6 / V_{\text{гр}},$$

где $\tau_{\text{черп}}$ – продолжительность цикла черпания, с, при погрузке сланцев $\tau_{\text{черп}} = 20 - 30$ с, песчаников – $\tau_{\text{черп}} = 35 - 38$ с; $k_{\text{гр}}$ – коэффициент заполнения грейфера, $k_{\text{гр}} = 0,94 - 1,2$; V_6 – вместимость бады, м³; $V_{\text{гр}}$ – вместимость грейфера, м³.

При $T_{\text{под}} > t_{\text{загр}}$ заранее определяют простои средств погрузки породы, что приводит к снижению возможных показателей проходки ствола.

Различают подъем без перецепки и с перецепкой бадей. При возможности размещения в поперечном сечении ствола двух бадей большой вместимости и отсутствии людей в забое следует отдавать предпочтение двум установкам с погрузкой без перецепки бадей.

На скоростных проходках стволов используют вместо одного двухконцевого подъема две одноконцевые подъемные установки. Это увеличивает суммарную производительность подъема на 40–50 %.

Для определения диаметра барабана подъемной машины необходимо выбрать канат. Вначале определяется масса 1 м каната, по которой выбирают канат с соответствующими данными по диаметру и другим характеристикам, затем проверяют по запасу прочности.

Расчетная масса 1 м каната, кг,

$$m_{\text{кан}} = \frac{(Q_2 + Q_c)}{\sigma_b} (\gamma_0 z - H_0),$$

где Q_2 – масса породы и воды в бадье, кг; Q_c – масса бады с прицепным устройством и направляющей рамой, кг; σ_b – предел прочности материала проволок каната на растяжение (для грузолюдских подъемов $\sigma_b = 1500 - 1800$, для подвески оборудования $\sigma_b = 1300 - 1600$ МПа); $\gamma_0 = 0,09$ МН/м³ – объемный вес материала каната; z – запас прочности каната, для грузолюдских подъемов глубоких шахт $z = 9$; H_0 – максимальная длина отвеса каната, м.

² Всесоюзный научно-исследовательский институт организации и механизации шахтного строительства.

Масса породы и воды в бадье

$$Q_2 = Q_{\text{пор}} + Q_{\text{в}} = V_6 \gamma_{\text{п}} + (V_6 - \frac{V_6}{k_p}) \gamma_{\text{в}} k_3,$$

где V_6 – вместимость бадьи, м^3 ; $\gamma_{\text{п}}$ – масса 1 м^3 породы в разрыхленном состоянии, кг ; k_p – коэффициент разрыхления породы; $\gamma_{\text{в}}$ – плотность воды, $\text{кг}/\text{м}^3$; k_3 – коэффициент заполнения пустот водой, $k_3 = 0,5$.

Максимальная длина отвеса каната, м ,

$$H_0 = H_{\text{ст}} + h_{\text{к}},$$

где $H_{\text{ст}}$ – конечная глубина ствола, м ; $h_{\text{к}}$ – высота копра, м .

Для проходческих подъемов рекомендуется применять канаты закрытой конструкции, имеющие $\sigma_{\text{в}} = 1300 - 1600 \text{ МПа}$ и $\gamma_0 = 8 \text{ кг}/\text{м}^3$, и некрутящиеся канаты с $\sigma_{\text{в}} = 1400 - 2000 \text{ МПа}$ и $\gamma_0 = 9 \text{ кг}/\text{м}^3$ [9].

Запас прочности каната

$$z_2 = \frac{\sum F_p}{Q_2 + Q_c + m_{\text{кан}} H_0} \geq z,$$

где $\sum F_p$ – суммарное разрывное усилие всех проволок в канате.

Расчетный запас прочности должен быть не ниже запаса, допустимого ПБ.

Запас прочности каната для подъемных установок всех систем при навеске каната должен быть не менее:

- 9-кратного – для канатов подъемных установок исключительно для подъема и спуска людей;
- 7,5-кратного – для канатов грузоподъемных установок;
- 6,5-кратного – для канатов грузовых подъемных установок;
- 8-кратного – для канатов подъемных установок со шкивом трения (для людских, грузоподъемных и грузовых);
- 7-кратного – для канатов грузовых многоканатных подъемных установок.

Для подвесных и прицепных устройств людских подъемных установок, прицепных устройств и дужек проходческих бадей запас прочности должен быть не менее 13-кратного.

Выбор каната можно согласно данным табл. 11 приложения.

Затем по принятому канату подбирается тип прицепного устройства. Для канатов закрытой конструкции принимают прицепные устройства типа УПЗ.

Диаметр барабана подъемной машины должен выбираться из условия:

$$D_6 > 60d_{\text{к}},$$

где $d_{\text{к}}$ – диаметр подъемного каната, мм .

Максимальное статическое натяжение каната

$$F_{\text{стmax}} = Q_0 + m_{\text{кан}} H_{\text{ст}},$$

где Q_0 – суммарная концевая нагрузка, кН .

Разность натяжения ветвей канатов для двухконцевого подъема

$$\Delta F_{\text{ст}} = Q_2 + m_{\text{кан}} (H_{\text{ст}} + h_{\text{п}}),$$

где $h_{\text{п}}$ – высота разгрузочной площадки, м .

Для проходки вертикальных стволов возможно применение многоканатных подъемных машин, при этом требуется переоборудование для работы в одноконцевом режиме.

Выбор подъемной машины производится по параметрам D_6 , $F_{\text{стmax}}$ и $\Delta F_{\text{ст}}$. Предварительно выбирают подъемную машину необходимого типа с ближайшим большим значением

диаметра барабана и равными или большими значениями $F_{ст_{max}}$ и $\Delta F_{ст}$ (см. табл. 12, 13 и 14 приложения).

Скорость подъема выбранной машины должна быть больше или равна ранее принятой максимальной скорости.

Шахтные подъемные машины подразделяют на малые с диаметром барабана до 2,5 м и крупные с диаметром барабана более 2,5 м, требующие строительства зданий в двух уровнях и устройства мощных фундаментов и в отличие от малых имеющие механизм перестановки барабанов (перепряжки машины) с дистанционным управлением.

Буквенные и цифровые обозначения подъемных машин с одним и двумя барабанами диаметром 1200, 1600, 2000, 2500, 3000 мм и т.д.: Ц или 2Ц, БМ или 2БМ – соответственно, одно- или двухбарабанные подъемные машины. Первая цифра после Ц обозначает диаметр барабана, вторая, после знака умножения, – ширину барабана в метрах, А – модифицированное исполнение машины. Буква Р после буквы Ц означает, что барабан разрезной.

Обозначение подъемных машин с пружинно-грузовыми регулируемым пневматическими приводами тормозов: первое число обозначает количество барабанов, второе – диаметр барабана в метрах, третье – ширину барабана. Так, машина 1×3×2У-П – однобарабанная, с диаметром барабана 3 м и шириной барабана 2 м; индекс У обозначает, что машина усилена, т.е. рассчитана на увеличенную нагрузку; индекс П – что машина правого исполнения, т.е. у машины редуктор и двигатель расположены с правой стороны. Соответственно, есть машины и левого исполнения.

Обозначения бицилиндрической подъемной машины БЦК-8/4,5×2,25 – бицилиндрическая с разрезным барабаном, 8 – диаметр большого цилиндра (барабана), 4,5 – диаметр малого цилиндра и 2,25 – ширина большого цилиндра, м.

Проверку принятой подъемной машины производят путем сравнения потребной ширины барабана B_1 с шириной барабана машины B_6 , принятой к установке,

$$B_1 = \left(\frac{H_{ст} + h_p + h_3}{\pi D_6} + 3 \right) \left(\frac{d_k + \varepsilon}{z} \right) \leq B_6,$$

где $H_{ст}$ – конечная глубина ствола, м; h_p – высота разгрузочной площадки, м; $h_3 = 40$ м – запас длины каната для испытаний; d_k – диаметр подъемного каната, мм; $\varepsilon = 0,002$ м – зазор между витками каната, мм; $z = 3$ – максимально допустимое число слоев навивки для проходческих машин.

3.7 Обоснование технологии и продолжительности процессов возведения временной и постоянной крепи

Технология возведения крепи в основном обусловлена выбором технологической схемы проходки ствола. При совмещенной и параллельно-щитовой схемах монолитная бетонная крепь возводится в подвесных опалубках, при совмещенной схеме – в забое ствола, при параллельно-щитовой – с отставанием от забоя. В последнем случае опалубка имеет поддон.

При совмещенной и параллельно-щитовой схемах временная крепь *не применяется*.

При последовательной схеме стены ствола по мере подвигания забоя крепятся *временной крепью* из металлических колец с деревянной затяжкой. Постоянная монолитная бетонная крепь возводится в направлении снизу вверх.

При обосновании конструкции и параметров временного крепления следует:

- установить протяженность участка ствола (звена), поддерживаемого временной крепью;

- определить по нормативам трудоемкость и продолжительность возведения временной крепи.

Продолжительность крепления ствола временной крепью при последовательной схеме, ч,

$$T_{\text{впкр}} = \frac{qt_{\text{см}}}{n_{\text{кр}}k_{\text{н}}} l\eta,$$

где q – трудоемкость крепления 1 м ствола по нормам выработки, чел.·см.; $t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $n_{\text{кр}}$ – число занятых на креплении проходчиков, чел.; $k_{\text{н}}$ – плановый коэффициент перевыполнения норм, $k_{\text{н}} = 1,02 - 1,05$; l – средняя глубина бурения шпуров, м; η – коэффициент использования шпуров.

При определении продолжительности крепления ствола монолитным бетоном дополнительно учитываются затраты времени на снятие колец временной крепи.

В стволах круглой формы временная крепь состоит из швеллерных колец 1, крючьев (подвесок) 2, распорных металлических стоек 3, затяжки 4 с расклинками 5 (рис. 3.4).

Кольца изготавливают из швеллерного профиля № 16...22 сегментами длиной по 2,5–3,0 м и массой 50–60 кг. Сегменты соединяются между собой посредством накладок и штырей. Расстояние между кольцами в зависимости от состояния бортов ствола принимается равным 0,8–1,5 м. Крючья изготавливают из круглой или арматурной стали диаметром 20–25 мм. Расстояние между крючьями по периметру составляет 1,5–2,0 м. Распорки могут быть изготовлены из любого металлопроката и устанавливаются по два на каждый сегмент кольца. В качестве затяжки используют доски шириной 150–200 мм и толщиной 40–50 мм. Затяжки расклиниваются в швеллерное кольцо.

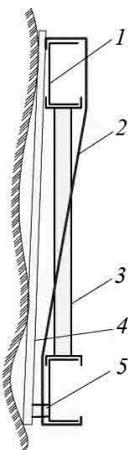


Рис. 3.4. Конструкция временной крепи ствола: 1 – швеллерное кольцо; 2 – z-образные крючья (подвески); 3 – распорка; 4 – затяжка; 5 – расклинка

Последовательность возведения временной крепи: крючья, сегменты кольца, сборка, центровка, расклинка кольца в породу, распорки, затяжка с расклинкой в кольцо. Допускаемое отставание временной крепи от забоя – не более 2 м.

По достижении проектной глубины заходки в нижней части ствола разделяют опорный венец и приступают к следующему этапу – возведению постоянной крепи.

Постоянную бетонную крепь возводят снизу вверх в такой последовательности: демонтируется кольцо временной крепи с затяжкой, монтируется опалубка высотой 1,0–1,5 м, за опалубку укладывается бетонная смесь, спускаемая с поверхности земли по трубам и уплотняемая вибраторами.

При обосновании параметров возведения монолитной крепи требуется:

- обосновать необходимость устройства опорного венца бетонной крепи;
- выбрать конструкцию опалубки, подвесного полка для бетонных работ, способ подачи бетона в ствол;
- рассчитать трудоемкость и продолжительность работ по установке опалубки, укладке бетона и снятию опалубки.

При *параллельной схеме со щитом-оболочкой* работы проводятся в одном участке ствола (заходке) увеличенной высоты одновременно в двух уровнях. Роль временной крепи выполняет щит-оболочка. Постоянную крепь возводят с подвешенного полка в направлении сверху вниз. Величина заходки (незакрепленной части ствола) составляет до 40 м для щитов стандартной конструкции и до 20 м – для укороченных щитов.

Организация работ в стволе следующая. В забое постоянно выполняют работы по выемке породы (бурение, зарядание, взрывание шпуров, погрузка породы и ее подъем). Щит-оболочка подвешен посредством канатов на лебедках, и опускается по мере углубки ствола. Он ограждает забойное пространство от падения кусков породы с боковых стен ствола. Возведение постоянной крепи производится над щитом-оболочкой с подвешенного многэтажного полка при помощи цилиндрической опалубки с поддоном. При этом сначала опускается поддон на высоту возведения монолитной бетонной крепи, затем перекрывается зазор между поддоном и породными стенами ствола, спускается опалубка, заводятся трубы бетонопроводов и за опалубку укладывается бетонная смесь.

Рекомендуемая область применения: при большой глубине ствола (свыше 900 м) и пологом залегании достаточно устойчивых пород с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова не менее $f = 6$ и незначительных водопритоках. При менее устойчивых породах возможны случаи обрушения значительных масс породы со стен ствола и зажатие (заклинивание) щита-оболочки.

При *креплении ствола монолитным бетоном* с помощью призабойных передвижных опалубок общая продолжительность крепления, ч,

$$T_{кр} = \frac{Qh_{оп}}{q_{бет}} + t_{пзкр},$$

где Q – расход бетона на 1 м ствола с учетом перебора сечения, m^3 ; $h_{оп}$ – рабочая высота опалубки, м; $q_{бет}$ – суммарная пропускная способность бетонопроводов, $m^3/ч$; $t_{пзкр}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций при креплении, ч.

Подготовительно-заключительные операции включают: выравнивание породы в забое; отрывку опалубки; очистку торца бетонной стенки на стыке; опускание и установку опалубки; заделку холодного шва (0,4–0,5 ч). При использовании опалубки с поддоном в подготовительно-заключительные операции дополнительно входят работы по устройству, демонтажу пикотажной перемычки и установке поддона. Для опалубки без поддона $t_{пзкр} = 2,5 - 3,0$ ч, для опалубки с поддоном $t_{пзкр} = 3,5 - 4,0$ ч.

При совмещении уборки породы и крепления ствола длительность процесса крепления составит, ч:

$$T_{нкр} = \frac{Qh_{нкр}}{q_{бет}} + t_{пзкр},$$

где $h_{нкр}$ – не совмещенная по времени с уборкой породы высота укладки бетона, м.

При проходке стволов со скоростью 50–60 м/мес. затраты времени на возведение 1 м крепления ствола составляют 1,5–2 ч, при скоростных проходках (100–200 м/мес.) – 0,5–1,0 ч.

С увеличением высоты опалубки с 2,0 до 4–5 м скорость проходки ствола увеличивается на 5–6 м/мес.

Постоянная крепь из тубингов возводится при совмещенной схеме непосредственно в забое ствола. Закрепное пространство заполняется бетоном не реже, чем через 4 кольца. Двухслойные конструкции крепи из тубингов с бетонным заполнением возводят в два этапа.

Вначале по совмещенной укладывают передовой бетон толщиной 200–250 мм, затем на участке с бетонной крепью монтируют тубинговую колонну в направлении снизу вверх. Одновременно затубинговое пространство заполняют бетоном. На этот период проходку ствола приостанавливают.

Продолжительность крепления ствола тубингами определяется по трудоемкости работ, ч:

$$T_{\text{кр}} = \frac{\sum q t_{\text{см}}}{n_{\text{пр}} k_{\text{н}}},$$

где $\sum q$ – суммарная трудоемкость работ по навеске тубингового кольца, устройству пикетажной перемычки, чеканке швов и тампонажу закрепного пространства, отнесенная на 1 м ствола.

3.8 Организация водоотлива при строительстве ствола

Проектирование водоотлива заключается в расчете производительности бадейного водоотлива, м³/ч:

$$Q_{\text{в}} = \frac{3600 V_{\text{б}} k_{\text{з}} \mu_{\text{о}}}{k_{\text{н}} T_{\text{ц}}},$$

где $V_{\text{б}}$ – вместимость бадьи, м³; $k_{\text{з}}$ – коэффициент заполнения бадьи, $k_{\text{з}} = 0,9$; $\mu_{\text{о}}$ – коэффициент заполнения водой пустот в породе, $\mu_{\text{о}} = 0,45 - 0,5$; $k_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности работы подъема, $k_{\text{н}} = 1,3 - 1,5$; $T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла подъема, с.

В механизированных забоях бадейного водоотлива обычно достаточно, несмотря на то что в начале погрузки породы вода не откачивается и накапливается в пустотах взорванной породы. В связи с этим в конце погрузки приходится откачивать почти двойной водоприток. Если производительность бадейного водоотлива недостаточна, то принимается ступенчатая схема водоотлива. В этом случае выбирается подвесной насос, определяется место его размещения в сечении ствола, проходческая лебедка для его подвески, а в глубоких стволах – отметки заложения камер промежуточного водоотлива и горизонтальные насосы для откачки воды из камеры на поверхность.

Расчет производительности водоотлива и его схема приводятся в пояснительной записке.

IV ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛА

Режим работы проходческого участка устанавливается согласно приказу руководителя подрядной организации (генерального директора). Он, как правило, принимается круглосуточный в 4 смены по 6 ч при непрерывной рабочей неделе и со скользящим графиком выходных дней у каждого работника. Такой режим работы обусловлен требованиями нормативных документов для горного предприятия, когда постоянное присутствие людей в забое ствола связано с необходимостью непрерывного проветривания горной выработки и откачки воды из забоя во избежание затопления рабочих мест.

Прохождение и крепление ствола осуществляет суточная комплексная бригада, состоящая из звеньев. Состав бригады проходчиков вертикальных стволов определяется их конкретной расстановкой по рабочим местам, в среднем составляет 50–60 чел.

В состав бригады входят проходчики высокой квалификации (V и VI разрядов), способные выполнять весь комплекс проходческих работ.

Численность проходчиков в сменном звене упрощенно можно принимать исходя из площади поперечного сечения ствола, технологической схемы и комплекса оборудования по рекомендациям:

- для совмещенной технологической схемы – из расчета 6–7 м² площади поперечного сечения ствола в свету на одного проходчика;
- для параллельно-щитовой технологической схемы – из расчета 3–4 м² площади поперечного сечения ствола в свету на одного проходчика.

Бригадой руководит сквозной бригадир, работой звена – звеньевой бригадир.

Из звеньев выведены проходчики, выполняющие бурение шпуров при помощи бурильной установки БУКС-1м (4 чел. = 2 + 2), проходчики, выполняющие обслуживание и ремонт БУКС-1м (2 чел.), погрузочной машины КС-2у/40 (2 чел.), выполняющие подготовку к навеске труб и узлов их крепления (1–2 чел.).

При ручном бурении работы выполняются специальной бригадой бурильщиков численностью 6–8 человек, работающей по вызову.

Помимо проходческой бригады на стройплощадке работает большой штат вспомогательного персонала: машинисты подъемных установок, машинисты компрессоров, электрослесари подземные и поверхностные, машинисты бетонорастворного узла, рукоятчики-сигналисты для работы на нулевой и разгрузочной площадках копра, машинисты автопогрузчика, работники ламповой, бани и др.

Инженерно-технические работники проходческого участка: начальник участка, его заместители (2 чел.), помощник, механик участка, его заместители (2 чел.), горные мастера (7 чел.), участковый маркшейдер.

Продолжительность цикла выполнения горнопроходческих работ принимается кратным целому числу смен при продолжительности смены 6 часов (например: 18, 24, 30, 36 и т.д.).

4.1 Составление графика (циклограммы) организации работ

Важные элементы грамотной организации работ по проходке вертикального ствола – составление и анализ выполнения графика работ проходческого цикла.

Он составляется на основе проведенных расчетов производительности работ при выполнении той или иной проходческой операции или на основе трудоемкости выполнения отдельных работ проходческого цикла в соответствии с нормативной документацией.

На основании полученной суммарной трудоемкости работ проходческого цикла и принятого в соответствии с объемами работ явочного состава проходческой бригады (звена) определяется общее время цикла, которое затем разбивается на время отдельных проходческих процессов в зависимости от доли их трудоемкости в суммарной трудоемкости работ проходческого цикла.

Продолжительность проходческого цикла в конкретных горнотехнических условиях зависит от режима горнопроходческих работ, оптимальные параметры которых должны обеспечивать наименьшие затраты времени всех последовательных несовмещенных операций, ч.

При *совмещенной технологической схеме* проходки ствола

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{б}} + T_{\text{з}} + T_{\text{пров}} + T_{\text{бс}} + T_{\text{п}} + T_{\text{кр}} + T_{\text{тв}} + T_{\text{сп}},$$

где $T_{\text{б}}$, $T_{\text{з}}$, $T_{\text{пров}}$, $T_{\text{бс}}$, $T_{\text{п}}$, $T_{\text{кр}}$, $T_{\text{тв}}$, $T_{\text{сп}}$ – продолжительность, соответственно, бурения шпуров, зарядания шпуров, проветривания забоя после взрывных работ, приведения забоя в безопасное состояние, погрузки, возведения крепи, выдержки бетона ($T_{\text{тв}} = 1$ ч), сдачи-приема смены ($T_{\text{сп}} = 0,25$ ч/смену).

При составлении графика рекомендуется выделять из основных процессов операции, отличающиеся повышенной опасностью и сложностью в организации работ: спуск-подъем бурового оборудования, подъем полка перед взрывом, спуск ВВ, приведение забоя в безопасное состояние, подготовка к погрузке. Совмещение укладки бетона с погрузкой породы следует предусматривать в стволах диаметром в свету более 6,0 м. В работах по креплению необходимо выделять работы по отрыву, спуску, центровке и подсыпке опалубки, укладке бетона в нижнюю часть заходки, учитывать перерыв в работах на твердение бетона, укладку бетона, заделку холодных швов. Работы по наращиванию трубопроводов следует выполнять в период твердения в опалубке бетона. Работы, требующие остановки проходки ствола, производятся 1–2 раза в месяц в соответствии с разрабатываемым месячным графиком производства работ. К этим работам относятся: замена временных элементов трубопроводов на постоянные, замена опалубки, канатов, проходка камер ступенчатого водоотлива (при необходимости), рассечка сопряжений, ремонт оборудования и др.

При *последовательной технологической схеме* проходки суточные графики организации работ составляются отдельно на проходку с временным креплением и на постоянное крепление монолитным бетоном (железобетоном). График на крепление составляется на весь цикл работ, включая разработку вруба под опорный венец, установку опалубки, монтаж и демонтаж подвесного полка, бетонирование звена, снятие опалубки на предыдущем звене крепи, подготовку к проходке с откачкой воды и зачисткой забоя от остатков бетона и породы, попадающей в забой при разборке временного крепления.

При *параллельно-щитовой технологической схеме* проходки ствола суточным графиком дополнительно предусматриваются работы по спуску и центровке поддона опалубки с устройством пикотажной переемычки для перекрытия зазора между поддоном и породой.

На график организации (циклограмму) работ проходческого цикла при *совмещенной схеме* проходки наносятся выполняемые последовательно или с небольшим совмещением во времени процессы: бурение шпуров, уборка породы, возведение постоянной крепи (совмещенное и несовмещенное с уборкой породы время) и наращивание технологических трубопроводов.

Для *параллельной схемы* проходки составляются графики организации работ на выемку породы и возведение постоянной крепи. При составлении графика учитываются затраты времени на ненормируемые работы входящие в состав каждого проходческого процесса.

При разработке графика (циклограммы) организации работ следует учитывать:

- время на бурение шпуров, включающее время на спуск и подсоединение, отсоединение и выдачу буровой установки;
- время на погрузку породы включает время подъема полка перед взрывными работами и спуска его под уборку породы после проветривания ствола;
- время на возведение постоянной крепи включает время на отрыв, спуск и центрирование металлической призабойной опалубки, равное 30–40 мин.;
- зарядание не может производиться в двух смежных сменах.

В том случае, если по расчету время на возведение постоянной крепи больше 2,5 ч, следует предусматривать совмещение работ по креплению и уборке породы.

В этом случае продолжительность несомещенного времени крепления принимается равной 2,5 ч (включая время на отрыв, спуск и центрирование опалубки), а время совмещенного крепления $t_{\text{совм.кр}}$, ч, определяется из расчета работы на совмещенной операции двух-трех проходчиков по формуле:

$$t_{\text{совм.кр}} = \frac{(t_{\text{кр}} - 2,5)b}{2 \dots 3},$$

где $t_{\text{кр}}$ – продолжительность крепления, ч; b – число проходчиков в звене, чел.; 2 ... 3 – число занятых на выполнении совмещенных работ проходчиков, чел.

Сэкономленное за счет совмещения работ время добавляется к резервному.

График выходов рабочих с учетом их квалификации (профессии) разрабатывается в зависимости от выполняемых ими операций.

Примеры графиков (циклограмм) работ и графиков выходов приведены на рис. 4.1.

Циклограмму работ и график выходов по возможности следует располагать один под другим. При этом линейные части графиков должны быть выполнены в одинаковом масштабе и приведены в графической части курсовой (дипломной) работы.

V АРМИРОВАНИЕ СТВОЛА

Завершающей стадией строительства ствола является его армировка.

Армировка – это внутреннее оборудование ствола, которое обеспечивает движение подъемных сосудов и связь шахтной поверхности с подземными горизонтами посредством коммуникаций различного назначения.

Армировка стволов разделяется на жесткую, эластичную (канатную) и комбинированную.

Элементы жесткой армировки:

1) проводники (основной элемент) – служат для направления подъемных сосудов при движении по стволу;

2) расстрелы – служат для закрепления на них проводников, полков лестничных отделений и трубопроводов. Заделываются в постоянную крепь ствола в лунках или на анкерах;

3) лестничные отделения. Выполняются в виде отдельных полков, смонтированных на расстрелах, лестниц между полками и ограждений;

4) трубопроводы различного назначения (водоотлива, сжатого воздуха, дегазации, противопожарно-оросительного и питьевого водоснабжения, подачи хладоносителя, эмульсии и др.). Монтируются с опорой на специальные мощные расстрелы, называемые опорными металлоконструкциями под трубопроводы;

5) кабели различного назначения (силовые, сигнальные, телефонные, блокировки и др.), прикрепляемые на кронштейнах к постоянной крепи ствола;

б) оборудование горизонта и зумпфовой части ствола.

Элементы эластичной армировки:

1) канатные проводники (основной элемент) – служат для направления подъемных сосудов при движении по стволу. Закрепляются на подшивной площадке копра и в зумпфе ствола, натягиваются подвешенными к ним грузами или специальными натяжными устройствами;

2) расстрелы – служат для закрепления на них проводников, полков лестничных отделений и трубопроводов. Заделываются в постоянную крепь ствола в лунках или на анкерах;

3) лестничные отделения. Выполняются в виде отдельных полков, смонтированных на расстрелах, лестниц между полками и ограждений;

4) трубопроводы различного назначения (водоотлива, сжатого воздуха, дегазации, противопожарно-оросительного и питьевого водоснабжения, подачи хладоносителя, эмульсии и др.). Монтируются с опорой на специальные мощные расстрелы, называемые опорными металлоконструкциями под трубопроводы.

Канатная армировка обеспечивает более высокую скорость подъема, плавное движение подъемных сосудов по стволу, снижает аэродинамическое сопротивление ствола, а первоначальная стоимость ее устройства ниже, чем жесткой. Вместе с тем для удовлетворения требований Правил безопасности в части величины зазора между сосудами, между сосудами и крепью ствола приходится идти на увеличение проектного диаметра сечения ствола в свету на 0,5...1 м, что ведет к удорожанию стоимости его проходки по сравнению с проходкой при жесткой армировке.

Кроме того, срок службы канатной армировки меньше, чем жесткой, что приводит к дополнительным затратам на ее периодическую замену в период эксплуатации ствола.

Комбинированная армировка представлена элементами жесткой и канатной. Например, для основных подъемных сосудов применяется жесткая, для противовесов – канатная. В этом случае увеличения диаметра ствола не требуется.

К элементам армировки относятся расстрелы, проводники, лестничные отделения, опорные конструкции под трубопроводы, кабельные кронштейны, оборудование горизонтов и зумпфовой части ствола.

В зависимости от расположения в сечении ствола различают **главные, вспомогательные и ложные расстрелы**. Главные расстрелы заделывают в крепь ствола обоими концами, вспомогательные – одним концом, а другой укрепляется на главном расстреле. Ложные расстрелы устанавливаются между парными проводниками для жесткости.

Главный расстрел, расположенный по центру ствола или вблизи от центра, называется **центральный**. Другие главные и вспомогательные называются **боковыми**. Главные и вспомогательные расстрелы, расположенные в одной горизонтальной плоскости, составляют **ярус**.

Расстояние по вертикали между ярусами расстрелов принимается кратным длине проводников. При длине рельсов 12,5 м и температурном зазоре между торцами проводников 4 мм расстояние между ярусами расстрелов по вертикали принимается 3126 мм (4 пролета), 4168 мм (3 пролета) и 6252 мм (2 пролета). При стандартной длине коробчатых проводников 12 м расстояние между ярусами расстрелов принимается 4 м (3 пролета) или 6 м (2 пролета).

Проводники предназначены для направления движения подъемных сосудов по стволу.

Деревянные проводники применяют в клетевых и вспомогательных стволах небольшой глубины при незначительных скоростях подъема.

Жесткие проводники изготавливают из железнодорожных рельсов (рельсовые) и металлических балок коробчатого профиля (гнутые и сварные).

В зависимости от расположения проводников относительно подъемных сосудов различают проводники **лобовые** и **боковые** (односторонние, двусторонние).

Проводники двух подъемных сосудов, расположенные на одном расстреле, называют **парными**. Проводник одного подъемного сосуда, расположенного на расстреле, называют **одинарным**. Для прикрепления к расстрелам одинарных проводников скобами, предназначенными для парных, с противоположной стороны расстрела устанавливают короткие проводники, которые называют **ложными**.

Подробно элементы армировки и технологии их монтажа в стволе рассмотрены в работе [10].

Армирование – это процесс монтажа элементов армировки в стволе.

Армирование ствола включает в себя работы по установке расстрелов, навеске проводников, трубопроводов, кабелей и устройству лестничных отделений.

Объем и продолжительность работ по армированию значительно меньше, чем работ по проходке, и в среднем в зависимости от глубины ствола составляет 8–13,5 % общего времени сооружения ствола. Скорость армирования в средних условиях составляет 8–10 м/сут., в отдельных случаях – 20–25 м/сут.

До начала работ по армированию осуществляются подготовительные работы в стволе и на поверхности.

В стволе демонтируется и выдается на поверхность излишнее оборудование: вентиляционные и водоотливные трубы, направляющие канаты, натяжная рама и насосы. Производится переоборудование подвесного проходческого полка в армировочный – изменение расстояния между этажами полка, если оно не равно расстоянию между ярусами расстрелов, демонтаж раструбов отделений для пропуска бадей, заделка всех проемов и перенос узла подвески полка под верхний этаж.

Также в стволе производится контрольная съемка профиля стен ствола для составления необходимых корректировок и внесения их в проект армирования, в стволе закрепляется

контрольный (маркшейдерский) ярус расстрелов и навешиваются на нем кронштейны, фиксирующие положение отвесов в стволе.

На поверхности выполняются подготовительные работы: удаление из копра разгрузочного станка и верхней приемной площадки, переоборудование подшивной площадки и нулевой рамы в соответствии с новым размещением канатов в стволе в период армирования.

Это переоборудование связано в первую очередь с перестановкой шкивов для изменения точек схода подъемных и направляющих канатов (переход на бадьи меньшего диаметра, меньшей емкости для возможности перемещения по стволу, сечение которого при армировании загромождается элементами армировки).

Продолжительность подготовительных работ (переоснащения) изменяется от 15 до 30 суток. К моменту начала работ по армированию на строительной площадке должно быть заготовлено до 80 % необходимых материалов.

5.1 Технологические схемы армирования

Под **технологической схемой армирования** понимают взаимосвязь во времени и пространстве двух основных процессов: установки расстрелов и навески проводников.

Армирование стволов может быть выполнено по *последовательной, параллельной и совмещенной* технологическим схемам или одновременно с проходкой ствола.

Последовательная схема армирования состоит в том, что сначала сверху вниз производятся работы по установке расстрелов, устройству лестничного отделения и креплению скоб для навески кабелей по всему стволу с подвесного полка. Затем подвесной полк разбирается и выдвигается на поверхность. В стволе монтируются специальные люльки, с которых осуществляется навеска проводников снизу вверх (рис. 5.1).

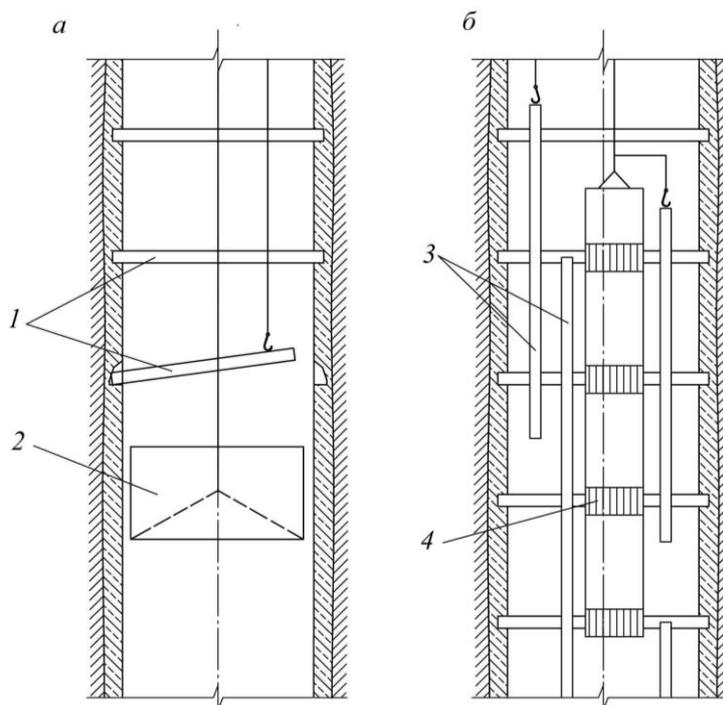


Рис. 5.1. Последовательная схема армирования ствола:

а – монтаж расстрелов; *б* – навеска проводников; 1 – расстрелы; 2 – подвесной армировочный полк; 3 – проводники; 4 – люлька

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.

Средняя скорость армирования ствола этим способом не превышает 300–350 м/мес.

Достоинства схемы:

- максимальное использование проходческого оборудования;
- небольшие затраты времени на подготовительные работы;
- простота и безопасность работ;
- возможность выполнения работ проходческой бригадой обычного численного состава.

Недостатки:

- отдельное выполнение операций по навеске проводников, вызывающее необходимость переоснащения ствола – демонтаж подвешного полка и навеска люлек – с соответствующими перерывами в работе;
- вероятность накопления высотной ошибки при монтаже расстрелов, что впоследствии приводит к необходимости применять разово мерные (более короткие) проводники.

Параллельная схема армирования состоит в том, что установка расстрелов и навеска проводников производятся одновременно в направлении сверху вниз или снизу вверх. При этом установку расстрелов ведут с подвешного армировочного полка, а навеску проводников – с металлических люлек, которые перемещаются вслед за полком (рис. 5.2).

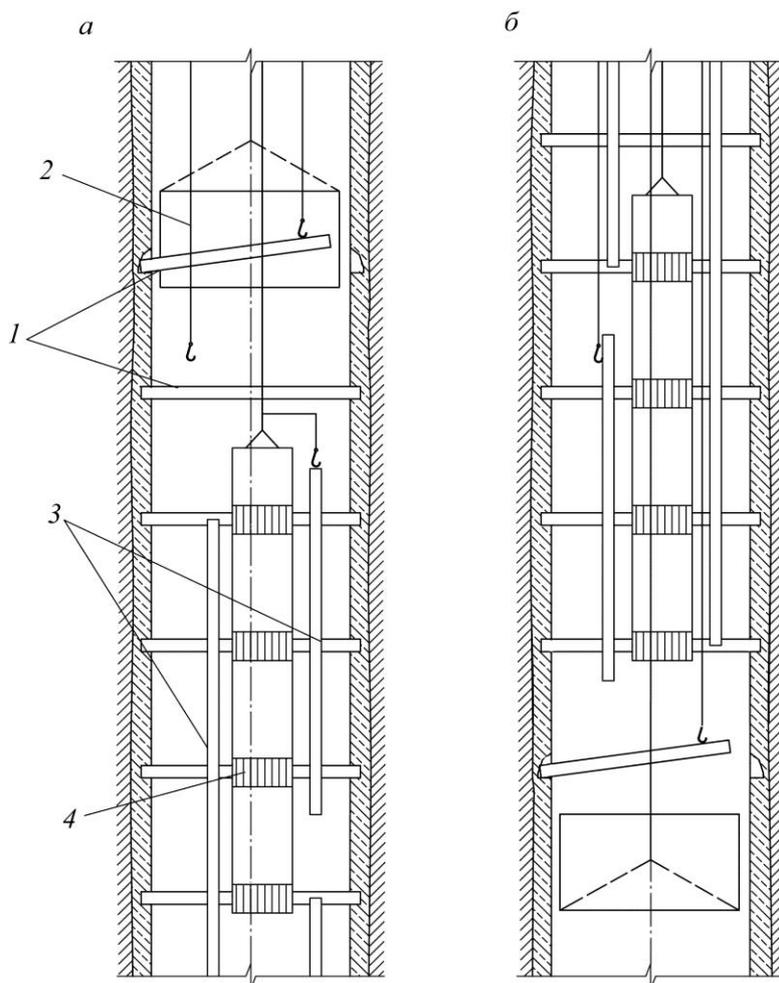


Рис. 5.2. Параллельная схема армирования ствола:
а – в направлении снизу вверх; б – в направлении сверху вниз; 1 – расстрелы;
2 – подвешной армировочный полк; 3 – проводники; 4 – люлька

При армировании стволов в направлении *снизу вверх* установка расстрелов производится с нижнего этажа полка. Для этого применяют полки специальной конструкции, предусматривающие возможность пропуска установленных расстрелов при поднятии полка на уровень следующего вышележащего яруса.

Проводники навешивают с размещенных под полком люлек с отставанием от полка на один-два яруса. Спуск проводников на люльки производят пакетами один раз в смену.

При армировании в направлении *сверху вниз* расстрелы монтируют с верхнего этажа полка, а люльки следуют за полком в нисходящем порядке.

Достоинства схемы:

- высокие темпы армирования при теоретической возможности почти полного совмещения основных работ;
- сокращение времени подготовительного периода в стволе, так как не требуется переоборудование ствола после его проходки (схема снизу вверх);
- демонтаж трубопроводов производится с верхнего этажа полка одновременно с разделкой лунок и установкой расстрелов (схема снизу вверх).

Недостатки схемы:

- сложность выполнения работ в двух уровнях;
- низкий уровень безопасности;
- большой объем переоснащения подшивной и нулевой площадок для схемы сверху вниз.

Оборудование и работы при данной схеме усложняются прямо пропорционально усложнению схемы армировки. Из-за этого фактора и низкого уровня безопасности параллельная схема армирования не получила широкого распространения.

Совмещенная схема армирования состоит в том, что установка расстрелов и навеска проводников выполняются поочередно или с некоторым совмещением в направлении сверху вниз (рис. 5.3). Монтаж расстрелов производится с подвешенного армировочного полка, а навеска проводников – непосредственно с полка, лестниц-люлек или надстройки над полком на участке ствола, примыкающем к полку (15–20 м).

Бадьи выше полка могут передвигаться по жестким проводникам постоянной армировки или по направляющим канатам.

При этой схеме навеска проводников может опережать установку расстрелов, что несколько усложняет работы на подвешенном полке. Концы проводников суживают рабочее пространство на верхнем этаже полка, но при этом точно задают уровень яруса армировки. Жесткой зависимости между работами по навеске проводников и установке расстрелов нет – при необходимости навеску проводников можно производить с отставанием от установки расстрелов.

Лунки для расстрелов готовят с нижнего этажа полка, монтаж расстрелов яруса и заделку их концов, монтаж элементов лестничного отделения и кабельных кронштейнов выполняют с верхнего этажа полка, а навеску проводников осуществляют:

- а) с верхнего этажа полка, пропуская проводники сквозь полок, если есть такая возможность, и страхуя к ранее смонтированному проводнику;
- б) с лестниц-люлек, свободно навешиваемых на ярусы армировки;
- в) с жесткой надстройки над армировочным полком (в этом случае отставание навески проводников недопустимо).

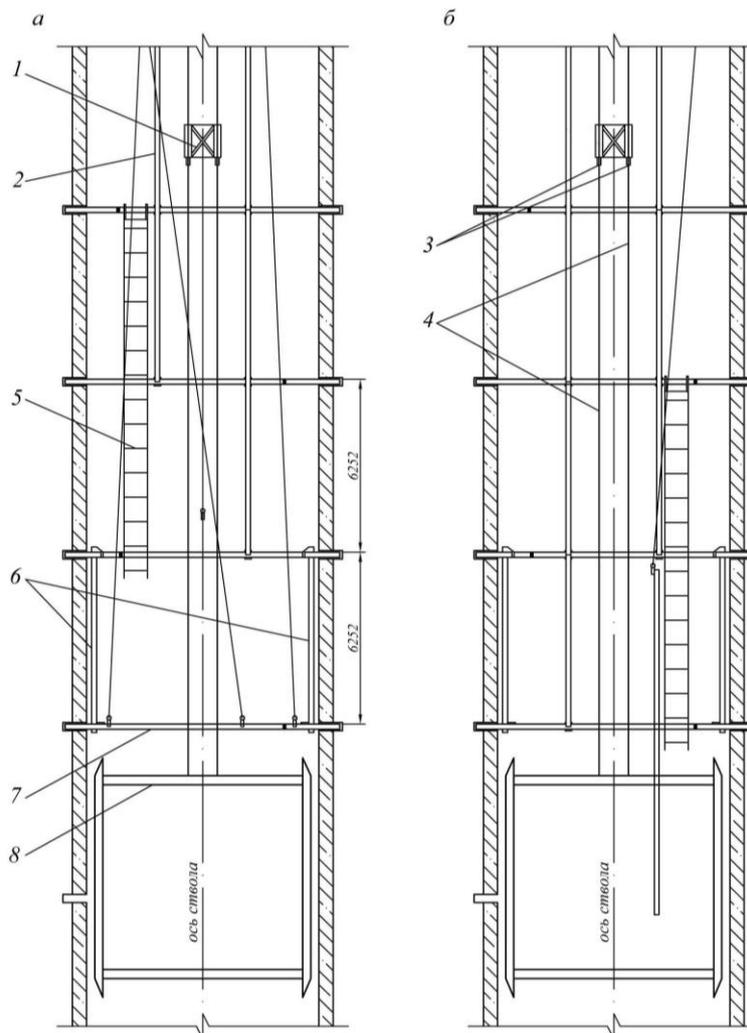


Рис. 5.3. Совмещенная схема армирования ствола:

a – установка расстрелов; *б* – навеска проводников; 1 – направляющая рамка бабьи; 2 – проводник; 3 – обтекаемые жимки оставления направляющей рамки; 4 – направляющие канаты; 5 – лестница-люлька; 6 – высотные шаблоны для монтажа расстрелов яруса армировки; 7– расстрел; 8 – армировочный полок

Совмещение работ по монтажу ярусов армировки и навеске проводников составляет от 30 до 50 %.

Достоинства схемы:

- простота и удобство работ на участке ствола небольшой протяженности;
- высокий уровень безопасности, особенно при навеске проводников;
- упрощается маркшейдерский и технический контроль;
- отпадает необходимость в подвесных люльках для навески проводников и вторичного переоборудования ствола.

Недостаток схемы:

- отсутствие полного совмещения работ по установке расстрелов и навеске проводников.

Совмещенная схема армирования с подвесного полка без люлек целесообразна для ствола с любой схемой армировки и в настоящее время является наиболее прогрессивной и распространенной.

Принятая схема армирования ствола приводится в графической части курсовой (дипломной) работы.

VI ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТОИМОСТИ СТРОИТЕЛЬСТВА СТВОЛА

Стоимость проходки ствола можно определять по элементам затрат или по Государственным элементным сметным нормам на строительные и специальные строительные работы (далее – ГЭСН).

6.1 Определение стоимости проходки ствола по элементам затрат

По элементу «Заработная плата» затраты на цикл могут быть определены по форме табл. 6.1.

Таблица 6.1

Затраты на выполнение цикла проходческих работ по элементу «Заработная плата»

Производственный процесс	Разряд выполняемых работ	Стоимость 1 чел.·ч (тарифная ставка) с учетом начислений, руб. <i>a</i>	Трудозатраты на цикл, чел.·ч <i>b</i>	Всего оплата труда по процессу, руб. <i>c</i>
.....				
ВСЕГО				...

Затраты на проходку 1 м ствола по элементу «Заработная плата», руб./м,

$$C_{зп} = \frac{\sum(a_i b_i)}{l\eta} = \frac{\sum c_i}{l\eta},$$

где a_i – часовая тарифная ставка по i -му нормируемому производственному процессу проходческого цикла, руб.; b_i – трудозатраты на выполнение i -го производственного процесса, чел.·ч; l – средняя глубина бурения шпуров, м; η – коэффициент использования шпуров; c_i – оплата труда на выполнение i -го производственного процесса проходческого цикла, руб.

То же на 1 м³ проходки ствола, руб./м³,

$$C_{зп} = \frac{\sum(a_i b_i)}{S_{св} l \eta} = \frac{\sum c_i}{S_{св} l \eta}.$$

По элементу «Материалы» затраты на цикл могут быть определены по форме табл. 6.2.

Таблица 6.2

Затраты на выполнение цикла очистных работ по элементу «Материалы»

Наименование материала	Ед. изм.	Стоимость единицы, руб. <i>z</i>	Расход, <i>M</i>		Итого затрат, руб. <i>c</i>
			по нормативу	на цикл	
.....					
ВСЕГО				

Затраты на проходку 1 м ствола по элементу «Материалы», руб./м,

$$C_m = \frac{k_3 \sum(M_i z_i)}{l\eta} = \frac{k_3 \sum c_i}{l\eta},$$

где k_3 – поправочный коэффициент на использование неучтенных (малоценных) материалов; M_i – объем расходуемых в производственном цикле i -ых материалов (ВВ и СВ, буровая сталь, коронки, крепежные материалы, шланги, трубы и др.), руб.; z_i – единичная стоимость

i -го материала, руб./т (руб./кг); c_i – затраты i -го материала на выполнение производственного процесса, руб.

Тоже на 1 м³ проходки ствола, руб./м³

$$C_M = \frac{k_3 \sum (M_i z_i)}{S_{CB} l \eta} = \frac{k_3 \sum c_i}{S_{CB} l \eta}.$$

Затраты по элементу «Энергия» рассчитываются с учетом установленной мощности принятого оборудования по форме табл. 6.3. В этом разделе определяют затраты на электро- и пневмоэнергию.

Таблица 6.3

Затраты на выполнение цикла проходческих работ по элементу «Энергия»

Наименование оборудования	Расход энергии в ед. времени, кВт, м ³ /мин. W_i	Продолжительность выполнения операции, ч. t_i	Стоимость единицы энергии, руб. β	Всего затрат по виду энергии, руб. c_i
Электроэнергия, кВт				
....				
Пневмоэнергия, м ³				
....				
ВСЕГО			

Затраты на проходку 1 м ствола по элементу «Энергия», руб./м,

$$C_Э = \frac{\beta \sum W_i t_i}{l \eta} = \frac{\sum c_i}{l \eta},$$

где β – стоимость единицы электро- или пневмоэнергии, руб./кВт, руб./м³; W_i – потребляемая энергия в единицу времени, кВт·ч, м³/мин. соответственно; t_i – продолжительность выполнения операции, ч.

То же на 1 м³ проходки ствола, руб./м³,

$$C_Э = \frac{\beta \sum W_i t_i}{S_{CB} l \eta} = \frac{\sum c_i}{S_{CB} l \eta}.$$

Затраты по элементу «Амортизация» определяются исходя из фактического времени работы оборудования при выполнении проходческого цикла и стоимости 1 маш.·ч.

Для каждого вида оборудования стоимость 1 маш.·ч. может быть рассчитана по форме табл. 6.4 или по формуле:

$$C_{\text{маш.ч}} = \frac{C_{об} H_{об}}{100 T_{рз}},$$

где $C_{об}$ – средневзвешенная восстановительная стоимость единицы оборудования, руб.; $H_{об}$ – норма амортизации, %; $T_{рз}$ – нормативный годовой режим эксплуатации оборудования, ч. Для условий Приморского края $T_{рз} = 2300$ ч.

Таблица 6.4

Определение величины амортизационных отчислений на один час работы оборудования

Наименование оборудования	Стоимость, руб.	Годовая норма амортизационных отчислений		Нормативный годовой режим эксплуатации оборудования, маш.·ч/год	Стоимость 1 маш.·ч, руб.
		%	руб.		
				2300*	
....					...

*Для условий Приморского края.

Суммарные затраты по элементу «Амортизация» могут быть определены по форме табл. 6.5.

Таблица 6.5

Определение затрат на выполнение цикла проходческих работ по элементу «Амортизация»

Наименование оборудования	Число, шт.	Стоимость маш.ч, руб.		Продолжительность выполнения операции, ч	Всего затрат, руб. C_i
		ед.	на цикл		
...					
ВСЕГО					

Затраты на проходку 1 м ствола по элементу «Амортизация», руб./м,

$$C_a = \frac{\sum C_i}{l\eta},$$

где $\sum C_i$ – суммарные амортизационные затраты по видам оборудования, руб.

Тоже на 1 м³ проходки ствола, руб./м³,

$$C_a = \frac{\sum C_i}{s_{св}l\eta}.$$

Прямые затраты на строительство ствола, руб./м, руб./м³,

$$C_{ств} = C_{зп} + C_m + C_э + C_a.$$

6.2 Определение стоимости проходки ствола по государственным элементарным сметным нормам

Государственные элементарные сметные нормы на строительные и специальные строительные работы (ГЭСН) предназначены для определения потребности в ресурсах (затрат труда рабочих-строителей, машинистов, времени эксплуатации строительных машин и механизмов, материальных ресурсов) при выполнении строительных и специальных строительных работ и для составления на их основе сметных расчетов (смет) на производство указанных работ ресурсным и ресурсно-индексным методами.

ГЭСН – исходные нормы для разработки других сметных нормативов: единичных расценок федерального, территориального и отраслевого уровней, индивидуальных и укрупненных сметных нормативов.

Для определения стоимости проходки выработок применяется ГЭСН 81-02-35-2001. Часть 35. Горнопроходческие работы (ГЭСН-35).

Вначале по названию раздела и подраздела сборника ГЭСН-35 выбирается вид работ, например:

- ГЭСН-35.
- Раздел 1. Горнопроходческие работы, выполняемые обычным способом.
- Подраздел 1.1. Прохождение вертикальных стволов, шурфов и их устьев.

Затем внимательно следует прочитать названия таблиц в подразделе и выбрать таблицу, наиболее подходящую по описанию, например:

- Таблица ГЭСН 35-01-002. Прохождение стволов, шурфов и их устьев взрывным способом с применением неперехранительных взрывчатых веществ.

Внимательно прочитать состав работ, включенных в норму:

- 01. Разработка горных пород. 02. Бурение и взрывание шпуров. 03. Погрузка горных пород. 04. Заточка коронок и заправка пик. 05. Прочие работы.

Особое внимание следует обратить на единичный объем работ:

- Измеритель: 100 м по наружному очертанию конструкций крепей (в проходке).

Затем из находящейся ниже таблицы необходимо выбрать подходящее описание выработки и по коэффициенту крепости горной породы, по которой проходится ствол, также выбрать код норматива, например:

	Прохождение стволов, шурфов и их устьев площадью от 16 до 30 м взрывным способом с применением непродохранительных взрывчатых веществ, коэффициент крепости пород:
35-01-002-12	7-9

По коду выбрать необходимую норму:

Шифр ресурса	Наименование элемента затрат	Ед. изм.	35-01-002-12
1	Затраты труда рабочих-строителей	чел.·ч	157
1.1	Средний разряд работы		6
2	Затраты труда машинистов	чел.·ч	–
3	МАШИНЫ И МЕХАНИЗМЫ		
261105	Перфораторы колонковые для бурения шпуров и скважин переносные	маш.·ч	57,96
261400	Молотки отбойные пневматические	маш.·ч	–
261602	Грузчики грейферные с пневматической лебедкой при конечной глубине ствола до 300 м	маш.·ч	37,17
4	МАТЕРИАЛЫ		
109-0047	Коронки типа КДП43-25	шт.	6,05
109-0134	Сталь буровая шестигранная пустотелая марки 55С2, наружный размер 22 мм, внутренний диаметр 6,5 мм	т	0,0148
112-0004	Аммонал скальный № 1 в прессованных патронах, диаметр 35–36 мм	т	0,216
112-0016	Провод антенный МА сечением 6 мм ²	км	0,033
112-0025	Электродетонаторы короткозамедленного действия водостойкие ЭД-КЗ	1000 шт.	0,071
501-0576	Кабели силовые гибкие шахтные на напряжение 1140 В на основных и 220 В на вспомогательных жилах марки КГЭШ с числом жил и сечением 3×4 + 1×2,5 мм ²	1000 м	0,059

Стоимость ресурсов в соответствии с шифром определяется:

- на заработную плату – по нормативу «Базовая и текущая оплата труда для рабочих-строителей, занятых в строительстве и на ремонтно-строительных работах при выполнении работ при 40-часовой рабочей неделе и двух выходных днях»;
- на машины и механизмы – по «Федеральному сборнику сметных норм и расценок на эксплуатацию строительных машин и автотранспортных средств»;
- на материалы – по «Сборнику сметных цен на материалы, изделия и конструкции, применяемые в строительстве», в текущем уровне, или «Сборнику средних сметных цен на основные строительные ресурсы» (СССЦ).

При необходимости приведения цен различных лет к уровню текущего года следует применять *расчетные коэффициенты пересчета сметной стоимости строительства, реконструкции, ремонтно-строительных работ.*

Аналогичным образом подбираются нормы для других видов работ – крепления, армировки ствола.

Образец сметы приведен в табл. 16 приложения.

Результаты выполненной курсовой работы приводятся в пояснительной записке или ее графической части по форме табл. 6.6.

Таблица 6.6

Сводная таблица технико-экономических показателей

№ п/п	Показатель	Ед. изм.	Величина
1	Наименование выработки	–	
2	Тип	–	
3	Назначение	–	
4	Сечение выработки в свету	м ²	
5	Сечение выработки в черне	м ²	
6	Длина выработки	м	
7	Схема строительства	–	
8	Подвигание забоя на цикл	м	
9	Производительность труда	м/чел.·см.	
10	Стоимость проходки	млн руб.	
11	Стоимость 1 м ствола	руб./м	
12	Скорость проходки	м/мес.	
13	Период проходки	мес.	

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В представленном пособии, состоящем из шести разделов, были раскрыты вопросы, связанные со строительством вскрывающих вертикальных выработок горных предприятий, изложены методы определения диаметра выработок в свету и в проходке, организации подготовительных работ, горно-строительных работ, расчета основных производственных процессов, организации работ при проходке и армировании, определения стоимости строительства.

В разделах учебного пособия были последовательно изложены следующие вопросы.

Виды шахтных стволов и определение их конструктивных параметров были приведены в разделе 1, который включает в себя классификацию вскрывающих вертикальных горных выработок, методики определения их диаметра с учетом их назначения и требуемой производительности, типа подъемного оборудования и его рационального размещения в сечении выработки, проверки полученных результатов по условиям проветривания.

Обоснование и выбор технологической схемы проходки ствола были представлены в разделе 2: приведены перспективные технологические схемы проходки, рассмотрены вопросы оснащения ствола к проходке, даны обоснование и выбор проходческого оборудования.

В разделе 3 были представлены методики расчета технологических параметров работ проходческого цикла: буровзрывных работ, проветривания, погрузки породы, выбора подъемной машины с учетом требуемой производительности и высоты подъема на момент завершения проходческих работ, возведения постоянного крепления, водоотлива.

В разделе 4 были рассмотрены вопросы организации работ при проведении выработки, определения продолжительности и последовательности выполнения отдельных технологических операций, численности бригады, разработки графиков организации (циклограмм) работ и выходов.

Раздел 5 был посвящен завершающей стадии проходки ствола. Дано понятие армировки, приведены ее назначение и конструктивные элементы, основные технологические схемы армирования, порядок и продолжительность выполнения работ, показаны преимущества и недостатки представленных технологических схем.

Определение стоимости строительства ствола было приведено в разделе 6. Даны методики выполнения технико-экономических расчетов по элементам затрат и локального ресурсного сметного расчета по Государственным элементным сметным нормам на строительные и специальные строительные работы (ГЭСН-2001).

В приложении были представлены технические характеристики горного и горнопроходческого оборудования, примерные нормы расхода материалов и пример локального ресурсного сметного расчета. Пособие снабжено рисунками и таблицами применительно к тексту.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»: приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 08 декабря 2020 г. № 505. URL: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_372372/
2. Сыркин П.С., Мартыненко И.А., Прокопов А.Ю. Шахтное и подземное строительство. Ч. 1. Оснащение вертикальных стволов: учеб. пособие. Новочеркасск: ЮРГТУ. 2000. 300 с.
3. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. М.: Недра, 1983. 816 с.
4. Методические указания для проведения практических занятий по дисциплине базовой части профессионального цикла учебного плана «Шахтное и подземное строительство. Строительство стволов»: для студентов уровня профессионального образования «специалист» специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство» всех форм обучения / сост. С.В. Борщевский, Ю.А. Пшеничный. Донецк: ДОННТУ, 2017. 30 с.
5. Картозия Б.А., Федунец Б.И., Щуплик М.Н. и др. Шахтное и подземное строительство: учебник для вузов: в 2 т. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Изд-во МГГУ, 2003. Т. 1. 732 с.
6. Ивановский И.Г. Проектирование проветривания и калориферных установок шахт: учебное пособие. Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2000. 107 с.
7. Макишин В.Н., Серый А.М., Николайчук Д.Н. и др. Вентиляторы и вентиляторные установки рудников и шахт: учебное пособие для вузов. Владивосток: Дальневост. федерал. ун-т, 2017. 132 с.
8. Группа компаний Шахтстрой. Горно-шахтное оборудование. URL: <http://rudf.ru/oborudovanie/raznoe/45-oborud/lebedki-shakhtnye/190-lebedka-prokhdcheskaya-lper-25> (дата обращения: 07.07.2020).
9. Машины и оборудование для горностроительных работ: учеб. пособие / Л.И. Кантович, Г.Ш. Хазанович, В.В. Волков, Э.Ю. Воронова. М.: Горная книга, 2013. 445 с. URL: <https://e.lanbook.com/book/66431> (дата обращения: 29.10.2020).
10. Конспект лекций по дисциплине базовой части профессионального цикла учебного плана «Шахтное и подземное строительство. Строительство стволов»: для студентов уровня профессионального образования «специалист» специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство» всех форм обучения / сост. Ю.А. Пшеничный. Донецк: ДОННТУ, 2018. 248 с.
11. МДС 81-3.99. Методические указания по разработке сметных норм и расценок на эксплуатацию строительных машин и автотранспортных средств. М.: Госстрой РФ, 1999. 52 с.
12. МДС 12-8.2000. Рекомендации по организации технического обслуживания и ремонта строительных машин / Госстрой России, ЦНИИОМТП. М.: ГУП ЦПП, 2000.

Подъемные сосуды и клетки

Таблица 1

Габариты типовых угольных скипов

Вместимость скипов, м ³	Основные размеры, мм	
	длина	ширина по раме
5; 7; 9,5; 11	1850	1540
11; 15; 20	2230	1740
20; 25; 35	2350	1900
20; 25; 35	2800	2000

Таблица 2

Характеристика рудных шахтных скипов с неподвижным кузовом
для вертикальных одноканатных подъемов (ГОСТ 20755-75)

Геометрическая емкость кузова, м ³	Размеры кузова, мм			
	ширина	длина	высота	ширина по разгрузочным роликам
2,0	1350	1350	3200	1550
3,0	1350	1350	3860	1550
4,0	1350	1350	4640	1550
4,0	1350	1700	3700	1540
5,0	1700	1400	4250	1920
5,0	1440	1640	5000	1690
5,0	1540	1850	4200	1780
6,4	1220	1210	6900	1370
7,0	1700	1400	5450	1920
7,0	1440	1640	6080	1690
7,0	1540	1850	5100	1780
9,5	1700	1400	6500	1920
9,5	1680	1740	6100	1780
9,5	1540	1850	6100	1780
11,0	1700	1600	6500	1920
11,0	1680	1740	7300	1960
11,0	1540	1850	6650	1780
11,0	1740	2230	5800	1980
15,0	1740	2230	6700	1980
17,0	1665	1925	9000	2060
19,0	1665	1925	9550	2030
20,0	1740	2230	8200	1980

Таблица 3

Бадьи проходческие

Марка	Вместимость, м ³	Грузоподъемность, т	Основные размеры, мм			Диаметр дужки d , мм	Толщина стенки, мм	Вес, кг
			диаметр корпуса, D	высота корпуса, h	высота габаритная, h_1			
<i>Несамопрокидывающиеся</i>								
БП-0,75	0,75	1,5	942	1170	1920	50	6	280
БП-1,0	1,0	2,0	1150	1100	1965	55	6	350
БП-1,5	1,5	3,0	1300	1250	2125	60	8	540
БП-2,0	2,0	4,0	1436	1350	2400	70	8	665
<i>Самопрокидывающиеся</i>								
БПС-1	1,0	2,0	1150	1100	1965	55	6	370
БПС-1,5	1,5	3,0	1290	1250	2125	60	8	605
БПС-2	2,0	4,0	1430	1350	2400	70	8	730
БПС-2,5	2,5	5,0	1600	1400	2530	70	8	880
БПС-3	3,0	6,0	1600	1600	2730	70	8	940
БПС-5,5	5,5	11,0	2050	1880	3885	80	10	1690
БПС-6,5	6,5	13,0	2050	2200	4205	80	10	1950
БПСМ-0,75	0,75	1,5	950	1225	1450	55	6	320
БПСМ-1	1,0	2,0	1150	1140	1365	60	6	390
БПСМ-1,5	1,5	3,0	1300	1320	2560	70	8	580
БПСМ-2,0	2,0	4,0	1400	1475	1715	70	8	750
БПСМ-3	3,0	6,0	1620	1600	1880	70	8	1095
БПСМ-4,5	4,5	9,0	1700	2108	2315	70	8	1680
БПСМ-5	5,0	10,0	2050	1720	1935	80	10	1800

Таблица 4

Характеристики шахтных одноканатных клеток (ГОСТ 3950-75)

Длина, мм	Ширина, мм	Высота, мм, не более	Грузоподъемная сила, кН	Число этажей	Масса без парашюта и подвешного устройства, т, не более
1400	970	2600	23	1	1,4
2000	1320	3000	40	1	1,6
2550	1020	3200	32	1	2,3
		5400	65	2	3,4
3100	1370	3500	75	1	4,0
		6000	80	2	5,4
3600	1400	3500	60	1	3,6
		6000	60	2	4,7
		6000	115	2	6,2
		3500	75	1	5,0
		6000	75	2	5,8
		6000	150	2	7,6
4000	1500	6000	90	1	5,2
		6000	90	2	6,4
		6000	150	2	7,6
4500	1500	3500	100	1	6,1
		6000	100	2	7,6
		3500	150	1	7,6
		6000	150	2	9,6
5200	1500	3500	100	1	6,6
		6000	100	2	8,0
		3500	140	1	7,0
		6000	140	2	9,4

Таблица 5

Характеристики шахтных клеток для многоканатного подъема

Тип клетки	Число этажей	Размеры пола, м	Грузоподъемная сила, кН	Масса, кг
1 КН 4-2	1	4,0×1,5	90,0	8000
2 КН 4,0-2	2	4,0×1,5	110,0	12000
2 КН 4,5-2	2	4,5×1,5	140,0	10700
2 КН 5,2-2	2	5,2×1,65	130,0	14600
1 КН 5,2-2	1	5,2×1,65	130,0	9000

Таблица 6

Габариты типовых клеток угольных шахт

Тип и емкость вагонетки	Размеры клетки, мм		Скосы по углам, мм
	длина	ширина	
ВГ-0,8; ВГ-1,4	2550	1022	90×90
ВГ-1,6	3000	1022	90×90
ВГ-2,5 или ВД-2,5	3600	1400	125×125
ВГ-4,0; ВГ-3,3; ВД-3,3; ВД-5,6	4000	1500	200×200

Таблица 7

Характеристики рудничных вагонеток

Вместимость кузова, м ³	Грузоподъемная сила, кН	Габариты, мм			Жесткая база, мм	Ширина колеи, мм	Масса, кг
		ширина	длина	высота			
<i>Вагонетки с глухим кузовом типа ВГ</i>							
0,7	18,0	850	1250	1220	500	600	488
1,0*	18,0	850	1500	1300	500	600	509
1,1*	20,0	850	1800	1300	550	600	570
1,2	30,0	1000	1850	1300	600	600; 750	780
1,3	23,0	880	2000	1300	550	600	610
1,4*	25,0	850	2400	1230	650	600	674
1,6*	30,0	850	2700	1200	800	600	706
2,0*	50,0	1250	3070	1200	1000	750; 900	1579
2,2	55,0	1200	2950	1300	1000	600; 750	1518
2,5	45,0	1240	2975	1300	800	900	1153
3,3*	60,0	1320	3625	1300	1100	900	1290
4,0	70,0	1320	3850	1600	1300	900	3860
4,5	110,0	1350	3950	1550	1250	750; 900	3850
9,0	225,0	1350	7850	1550	4000	750; 900	9000
10,0	250,0	1800	7300	1600	4000	750; 900	9350
<i>Вагонетки с опрокидным бортом типа ВБ</i>							
1,6	40,0	1300	2550	1300	900	600; 750	1778
2,5	60,0	1350	3150	1400	1000	600; 750	2275
4,0	100,0	1350	4590	1550	1250	750	4400
<i>Вагонетки опрокидные типа ВО</i>							
0,4	10,0	870	1350	1200	400	600	795
0,8	20,0	1000	1900	1250	600	600	1300
0,8	20,0	1000	1900	1250	600	750	1300

*Примечание. Только по индивидуальным заявкам предприятий.

Характеристики проходческих лебедок [8]

Наименование характеристики	Наименование			
	ЛПЭП-10	ЛПЭП-16	ЛПЭП-25	ЛПЭП-45
Статистическое напряжение каната на первом слое навивки, кН, не более	100	160	250	450
Канатоемкость барабана, не более, м	1500	1500	1500	1500
Число слоев навивки	11	11	11	11
Диаметр каната, мм	33,5	39,5	15	15
Средняя скорость каната, м/с	0,1	0,15	0,15	0,15
Рабочие размеры барабана	800	900	1120	1500
диаметр, мм				
ширина между ребордами, мм	1300	1340	1320	1500
Электродвигатель				
Тип	АИР(ВРП) 160М8	АИР(ВРП)	АИР(ВРП)	АИР(ВРП)
Мощность, кВт	11	25	36	50
Частота вращения, об/мин.	750	750	750	750
Редуктор, тип	1Ц2У	1Ц2У	1Ц2У	1Ц2У
Тормоз				
маневренный, тип	Колодочный типа ТКГ-206	Колодочный типа ТКГ-207	Колодочный типа ТКГ-208	Колодочный типа ТКГ-209
предохранительный, тип	Колодочный ТЭГ-600А	Колодочный ТЭГ-600А	Колодочный ТЭГ-600А	Колодочный ТЭГ-600А
устройство стопорное	Толкатель ТЭ-30	Толкатель ТЭ-30	Толкатель ТЭ-30	Толкатель ТЭ-30
Габаритные размеры, мм				
длина	6000	7360	8300	9415
ширина	3130	3130	3130	3380
высота	2100	2460	3045	3275
Масса без каната, кг, не более	11500	15000	25000	41000

Таблица 9

Число подъемов в час при работе с перцепкой одноконцевой подъемной машины

Глубина ствола, м	Максимальная скорость движения бадьи, м/с							
	2,5	4,0	5,0	6,0	8,0	10,0	12,0	15,0
200	11,5	13,1	13,6	14,0	14,4	14,5	14,5	17,4
300	9,0	11,1	11,8	12,4	13,1	13,4	13,5	13,5
500	6,5	8,5	9,4	10,1	11,1	11,7	12,0	12,3
800	4,5	6,2	7,1	7,9	9,0	9,8	10,3	10,8
1000	3,6	5,3	6,2	6,9	8,0	8,8	9,4	10,1
1200	3,2	4,6	5,4	6,1	7,2	8,0	8,6	9,3

Таблица 10

Число подъемов в час при работе с перцепкой двухконцевой подъемной машины

Глубина ствола, м	Максимальная скорость движения бадьи, м/с							
	2,5	4,0	5,0	6,0	8,0	10,0	12,0	15,0
200	18,5	18,8	19,0	19,0	19,0	19,0	19,0	19,0
300	14,6	16,4	17,1	17,5	17,9	18,1	18,1	18,1
500	11,0	13,3	12,5	15,0	16,0	16,5	16,5	16,2
800	8,0	10,5	11,6	12,4	13,7	14,5	15,0	15,0
1000	6,8	9,0	10,2	11,1	12,5	13,4	14,0	14,1
1200	5,9	8,0	9,2	10,5	11,5	12,5	13,2	13,6

Канаты для проходки вертикальных стволов

Назначение	Группы	Тип прядей	ГОСТ	Примечания
Подъемные	Закрытые, многопрядные мало-крутящиеся	Спиральный ЛК-РО	10506-76 16828-81	
Для подвески проходческого полка	Многопрядные, шестипрядные, крестовой свивки	ЛК-РО ЛК-РО ЛК-О	16827-81, 3079-80 7668-80, 7665-80, 3077-80	Заказывать один канат левой свивки, второй – правой
Направляющие, применяемые для подвески опалубки	Многопрядные, шестипрядные, закрытые с омегаобразной проволокой	ЛК-РО ЛК-3, ЛК-РО ЛК-О	7668-80, 7665-80 ТУ14-4-1158-81, ТУ14-4-1136-81	Диаметр наружных проволок – не менее 1,5 мм
Только для подвески опалубки	Многопрядные, шестипрядные	ЛК-РО ЛК-РО	16827-81, 16828-81 7668-80	
Для подвески кабелей	Закрытые многопрядные	Спиральный ЛК-РО	10506-76 16828-81	
Для подвески труб и телескопа	Многопрядные, шестипрядные, крестовой свивки	ЛК-РО ЛК-РО	16827-81, 16828-81 7668-80	Для глубины свыше 800 м Для глубины до 800 м
Маневровые	То же	ЛК-РО ЛК-РО	16828-71 7668-80	Для лебедок 5 т, Ø – 22 мм Для лебедок 10 т, Ø – 25 мм
Для подвески спасательной лестницы	Многопрядные, закрытые	ЛК-РО Спиральный	16828-81 10506-74, 7668-80	
Для отвесов и троса сигнализации	Шестипрядные	ЛК-РО	3079-80	Ø до 6,3 мм

Технические характеристики малых подъемных машин с цилиндрическими барабанами

Тип подъемной машины	Число барабанов	Диаметр барабана, м	Ширина барабана, м	Статическое натяжение, кН	Максимальная разность статического натяжения, кН	Максимальный диаметр каната, мм	Высота подъема*, м			Максимальная скорость подъема, м/с	Передаточное число редуктора	Установочная мощность двигателя, кВт	Масса машины с редуктором без электрооборудования, т
							один слой навивки	два слоя навивки	три слоя навивки				
Машины с гидравлическим приводом тормозов													
Ц-1,2×1	1	1,2	1,0	24,5	24,5	17,5	140	325	515	3	20; 30	75	12
Ц-1,6×1,2	1	1,6	1,2	39,2	39,2	25	165	385	620	4	20; 30	180	17
Ц-2×1,5	1	2,0	1,5	61,7	61,7	25	300	650	1000	5	20;30	400	30
Ц-2,5×2	1	2,5	2,0	88,2	88,2	32	400	880	1380	7	11,5; 20	630	50
2Ц-1,2×0,8	2	1,2	0,8	24,5	24,5	18,5	95	240	380	3	20; 30	75	14
2Ц-1,6×0,8	2	1,6	0,8	39,2	39,2	25	90	240	390	4	20; 30	180	20
2Ц-2,0×1,1	2	2,0	1,1	61,7	61,6	25	185	435	685	5	20; 30	400	40
2Ц-2,5×1,2	2	2,5	1,2	88,2	73,5	32	210	495	785	7	11,5; 20; 30	630	60
БМ-2000/1500	1	2,0	1,5	50,0	50,0	25	280/220	620	965	5	20; 30		22,7
2БМ-2000/1000	2	2,0	1,0	50	30	25	170	400	630	5	20; 30		31,3
БМ-2500/2000	1	2,5	2,0	65	65	31	430/390	900	1370	6,6	11,5; 20; 30		37,5
2БМ-2500/1200	2	2,5	1,2	75	40	31	215	495	780	6,6	11,5; 20; 30		34
Машины с пружинно-грузовым пневматическим приводом тормозов													
1×2,5×3	1	2,5	2,0	65	65	31	650/620	1380	2120	8,6	11,5; 20; 30	650	45,2
2×2,5×1,2	2	2,5	1,2	75	65	31	360	790	1230	8,6	11,5; 20; 30	650	50,6
1×3×2У	1	3,0	2,0	130	80	37	580/530	1250	1930	9,8	11,5; 20; 30	900	56,6
2×3×1,5У	2	3,0	1,5	130	80	37	420	920	1430	9,8	11,5 ; 20; 30	900	70,9

Примечание. * В гр. «Высота подъема» значения в числителе относятся к одноконцевой системе подъема, в знаменателе – к двухконцевой.

Технические характеристики больших подъемных машин с цилиндрическими барабанами

Тип подъемной машины	Число барабанов	Диаметр барабана, м	Ширина барабана, м	Статическое натяжение, кН	Максимальная разность статического натяжения, кН	Максимальный диаметр каната, мм	Высота подъема, м			Максимальная скорость подъема, м/с	Передаточное число редуктора	Установочная мощность двигателя, кВт	Масса машины с редуктором без электрооборудования, т
							один слой навивки	два слоя навивки	три слоя навивки				
Ц-3×2,2	1	3,0	2,2	137,2	137,2	37,5	435	955	1490	8	11,5; 20; 30	2×500	75
Ц-3,5×2,4	1	3,5	2,4	196	196,0	43,5	485	1070	1570	10	10,5; 11,5	2×630	105
Ц-3,5×3,2×0,8	1	3,5	3,2	196	122,5	43,5	640	1370	2010	10	10,5; 11,5; 20; 30	2×630	110
2Ц-3×1,5	2	3,0	1,5	137,2	88,2	37,0	270	620	980	8	11,5; 20; 30	2×500	85
2Ц-3,5×1,8	2	3,5	1,8	196	176,4	43,5	330	760	1185	10	10,5; 11,5; 20; 30	2×500	96
ЦР-4×3/0,7	1	4,0	3,0	245	156,8	50,0	435	950	1485	12	10,5; 11,5; 20	2×800	70
ЦР-5×3/0,6	1	5,0	3,0	274,4	205,8	53,5	529	1159	1780	14	10,5; 11,5	2×1000	94
ЦР-6×3/0,6	1	6,0	3,0	313,6	235,2	63,0	499	1118	1738	16	10,5; 11,5	2×1250	116
ЦР-6×3,4/0,6	1	6,0	3,4	352,8	264,6	63,0	610	1390	1990	16	10,5; 11,5	2×1250	140
2Ц-4×1,8	2	4,0	1,8	215,6	156,8	50,0	323	710	1120	12	10,5; 11,5; 20	2×800	77
2Ц-4×2,3	2	4,0	2,3	245	156,8	50,0	445	950	1400	12	10,5; 11,5; 20	2×800	99
2Ц-5×2,4	2	5,0	2,4	274,4	205,8	53,5	541	1156	1700	14	10,5; 11,5	2×1000	128
2Ц-5×2,8	2	5,0	2,8	548,8	392	63,0	515	1140	1760	14	–	2×1000	220
2Ц-6×2,4	2	6,0	2,4	313,6	235,2	63,0	413	1000	1420	16	10,5; 11,5	2×1250	156
2Ц-6×2,8	2	6,0	2,8	352,8	264,6	63,0	624	1325	2000	16	10,5; 11,5	2×1250	188
2Ц-6×2,8У	2	6,0	2,8	548,8	392,0	63,0	624	1325	2000	16	–	2×1250	245

Технические характеристики подъемных машин с бицилиндрическими барабанами

Тип машины	Диаметр барабана, м		Ширина барабана, м			Статическое натяжение, кН	Разность статических натяжений, кН	Передаточное число редуктора	Масса без редуктора, т
	большого	малого	большого диаметра	конической части	малого диаметра				
БЦК-8/4,5×2,25	8	4,5	2,25	1	0,84	365	285	10,5; 11,5	260
БЦК-9/5×2,25	9	5	2,25	1	0,84	370	300	10,5; 11,5	280
БЦК-9/5×2,5	9	5	2,5	1	0,84	370	300	–	285
БЦК-8/5×1,7	8	5	1,7	1	0,87	550	420	10,5	315
БЦК-8/5×2,7	8	5	2,7	1	0,87	550	450	–	355

Примерные нормы расхода материалов при ведении проходческих работ

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода
Коронки перфораторные	шт./м ³	0,173
Сталь буровая для перфораторов	кг/м ³	0,02
Сталь буровая для перфораторов	шт./м ³	0,0006
Лес крепежный	м ³ /м ³	0,000063
Пиломатериалы	м ³ /м ³	0,0002
Трубы вентиляционные	м/м ³	0,0069
Канат стальной круглый	кг/м ³	0,01026
Шланги напорные	м/м ³	0,004
Прокат черного металла	кг/м ³	0,16
Дизтопливо	кг/кВт·ч	0,2N _{дв}
ГСМ	кг/кВт·ч	0,063 от расхода ДТ
Электроэнергия	кВт/м ³	расчет
Сжатый воздух	м ³ /м ³	расчет

Образец локальной сметы
ЛОКАЛЬНЫЙ РЕСУРСНЫЙ СМЕТНЫЙ РАСЧЕТ №
(локальная смета)

на Проходка ствола S=33,16 кв.м (диаметр 6,0 м в свету)

(наименование работ и затрат, наименование объекта)

Основание: 100 м
Сметная стоимость руб. **5376298**
Средства на оплату труда руб. 1414271,35
Составлен(а) в текущих (прогнозных) ценах по состоянию на __ кв. 20__ г.

№ пп	Обоснование	Наименование	Ед. изм.	Кол.		Сметная стоимость в текущих (прогнозных) ценах, руб.					
				на ед.	всего	на ед.	общая	В том числе			
								Осн.З/п	Эк.Маш.	З/пМех	Мат
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Раздел 1. Новый Раздел											
1	ГЭСН35-01-006-05	Прохождение стволов и шурфов с раскоской восстающего при помощи комплекса КПВ-1	100 м3 ствола		33,16	76832,18	2547755	1414271	918607	0	214877
		Затраты труда рабочих ср б	чел.час	177	5869,32	240,96	1414271,35	1414271,35			
		Затраты труда машинистов	чел.час		0						
	261105	Перфораторы колонковые для бурения шпуров и скважин переносные	маш./час	43,79	1452,0764	38,3	55614,53		55614,53		
	261106	Перфораторы колонковые для бурения шпуров и скважин телескопные	маш./час	17,54	581,6264	49,37	28714,90		28714,90		
	261502	Машины погрузочные ствольные однорейферные, при конечной глубине ствола до 300 м	маш./час	9,52	315,6832	869,35	274439,19		274439,19		
3	261702	Машины погрузочные на колесно-рельсовом ходу для горизонтальных выработок сечением свыше 8 м , пневматические	маш./час	30,45	1009,722	341,64	344961,42		344961,42		
3	109-0045	Коронки типа КДП40-25	шт.	8,1	268,596	800	214876,80		214876,80		214876,80
Итого прямые затраты по смете							2547755	1414271	918607	0	214877
Итого материалы								214877			
Итого маш. и мех-мы								918607			
Итого ФОТ								1414271			
Накладные расходы 115,0% ФОТ								1626412			
Сметная прибыль 85% ФОТ								1202131			
ИТОГО ПО СМЕТЕ							5376298				