

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ  
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

КАФЕДРА «СТРОИТЕЛЬСТВО ЗДАНИЙ, ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ И ГЕОМЕХАНИКА»

## **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» по специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации «Шахтное и подземное строительство»  
всех форм обучения

РАССМОТРЕНО  
на заседании кафедры строительства  
зданий, подземных сооружений и  
геомеханики  
Протокол № 1 от 30.08.2017

УТВЕРЖДЕНО  
на заседании Учебно-издательского  
совета ДОННТУ  
протокол №6 от 19.10.2017

Донецк  
2017

УДК 622.274(076)

ББК 33.15я7

М54

**Рецензенты:**

Петренко Юрий Анатольевич – доктор технических наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых;

Купенко Иван Владимирович – кандидат технических наук, профессор кафедры строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики.

**Составители:**

Борщевский Сергей Васильевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики;

Пшеничный Юрий Александрович – кандидат технических наук, доцент кафедры строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики.

М54            **Методические указания для проведения практических занятий по дисциплине базовой части профессионального цикла учебного плана «Шахтное и подземное строительство. Строительство стволов» [Электронный ресурс] : для студентов уровня профессионального образования «специалист» специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство» всех форм обучения / ГОУВПО «ДОННТУ», Каф. строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. С. В. Борщевский, Ю. А. Пшеничный. – Электрон. дан. (1 файл: 1056 Кб). – Донецк: ДОННТУ, 2017. – Систем. требования: Acrobat Reader.**

Методические указания для проведения практических занятий разработаны с целью оказания помощи студентам в усвоении теоретического материала и получении практических навыков по дисциплине «Шахтное и подземное строительство. Строительство стволов». Дано содержание каждого занятия, приведен алгоритм выполнения расчетов по отдельным параметрам технологии и организации работ при проходке вертикального ствола, представлены исходные данные для выполнения студентами конкретных расчетов и общие указания к изучению дисциплины в части практического освоения материала при работе с учебной литературой.

УДК 622.274(076)

ББК 33.15я7

Практические занятия проводятся в форме изучения студентами алгоритма расчета того или иного параметра технологии и организации проходки вертикального ствола и закрепления этих знаний разбором конкретного примера расчета с подстановкой численных значений необходимых параметров. Данные расчёты лягут в основу курсового проекта по данной дисциплине, который будет выполняться в следующем семестре. В конце практического занятия студентам выдается домашнее задание на закрепление пройденного материала с выполнением аналогичных расчетов по варианту (исходные данные домашнего задания определяются исходя из порядкового номера фамилии студента в алфавитном списке учебной группы).

### Варианты заданий студентам (для домашних работ)

№ варианта	Назначение ствола	Срок службы, лет	Мощность шахты, А <sub>год.</sub> , тыс.т	СН <sub>4</sub> , м <sup>3</sup> /т с.б.м.	Крепость пород f	Угол падения пород, град.	Глубина ствола, м	Водоприток, м <sup>3</sup> /час	Тип армировки: расстрелы и проводники
1.	Скиповой	40	800	12	12	50	420	5	двугавр, рельсы
2.	Клетевой	50	1200	8	5	24	850	12	двугавр, коробч.
3.	Клетевой	40	750	15	14	5	1020	22	коробч., коробч.
4.	Вентиляционный	30	1000	12	3	18	680	3	двугавр, рельсы
5.	Воздухоподающий	55	2200	10	7	60	1380	16	коробч., коробч.
6.	Клетевой	55	1500	18	9	30	510	5	двугавр, рельсы
7.	Скиповой	60	800	22	11	12	395	9	двугавр, коробч.
8.	Скиповой	50	1400	20	15	9	995	11	двугавр, коробч.
9.	Клетевой	45	1750	16	6	40	675	10	коробч., коробч.
10.	Скипо-клетевой	50	2700	8	8	38	1310	8	коробч., коробч.
11.	Скиповой	45	3600	5	4	55	820	7	двугавр, рельсы
12.	Клетевой	60	2000	14	10	11	1250	21	коробч., коробч.
13.	Вентиляционный	45	2100	14	18	22	900	25	двугавр, рельсы
14.	Воздухоподающий	50	900	20	10	8	785	6	двугавр, коробч.
15.	Вентиляционный	30	3000	6	8	3	1000	5	двугавр, рельсы
16.	Воздухоподающий	60	1300	24	7	35	1225	4	коробч., коробч.
17.	Скиповой	35	1100	20	4	48	1150	12	двугавр, рельсы
18.	Скиповой	60	2300	13	6	44	1550	13	коробч., коробч.
19.	Клетевой	60	1450	18	9	7	1380	18	коробч., коробч.
20.	Клетевой	50	1950	14	7	12	910	11	двугавр, рельсы
21.	Воздухоподающий	60	2750	10	8	4	1400	10	коробч., коробч.
22.	Вентиляционный	45	750	22	5	2	615	9	двугавр, рельсы
23.	Скипо-клетевой	60	2500	9	17	18	1425	5	коробч., коробч.
24.	Скиповой	50	3200	11	10	64	775	6	двугавр, рельсы
25.	Клетевой	50	2800	17	9	15	1315	9	двугавр, коробч.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №1.

### Расчет, выбор сечения скипового, клетового и вентиляционного ствола.

В зависимости от физико-механических свойств горных пород, срока службы и глубины выработки выбирается форма поперечного сечения вертикального ствола. Размеры сечения ствола определяются в соответствии с его назначением, габаритами подъемных сосудов, необходимыми по Правилам безопасности (ПБ) зазорами и количеством пропускаемого по стволу воздуха по следующим методикам (алгоритм расчетов приведен для условий двухконцевых подъемных установок).

#### 1.1. Скиповой ствол.

Наивыгоднейшая грузоподъемность скипа (каждого из двух при двухконцевом подъеме) определяется из выражения:

$$q_{\text{уг}} = A_{\text{ч}} \frac{4\sqrt{H} + \vartheta}{3600}, \text{ т}, \quad (1.1)$$

где  $A_{\text{ч}}$  - часовая производительность подъема;

$$A_{\text{ч}} = \frac{A_{\text{г}} * K}{N * T_{\text{под}}}, \text{ т/ч}, \quad (1.2)$$

$A_{\text{г}}$  - годовая производственная мощность шахты, т;

$N$  - количество дней работы шахты в году по добыче полезного ископаемого,  
 $N = 300$  дней;

$K$  - коэффициент неравномерности работы подъема,  $K=1,45-1,5$ ;

$T_{\text{под}}$  - количество часов работы подъема в сутки,  $T_{\text{под}}=18-21$  час;

$H$  - высота подъема шахты;

$$H = H_{\text{ст}} + h_{\text{п}}, \text{ м}, \quad (1.3)$$

$H_{\text{ст}}$  - глубина ствола, м;

$h_{\text{п}}$  - высота превышения приёмной площадки над устьем ствола,

$h_{\text{п}} = 15-20$  м - при металлическом копре,

$h_{\text{п}} = 20-30$  м - при башенном копре;

$\vartheta$  - пауза на загрузку нижнего скипа и одновременную разгрузку верхнего,  $\vartheta = 10-15$  с;

$T = 4\sqrt{H}$  - продолжительность одного подъема скипа по стволу, с.

Ёмкость каждого из скипов двухконцевого угольного и двух- или одноконцевого породного подъемов определяется следующим образом:

$$V_{\text{ск.уг.}} = q_{\text{уг}}/\gamma_{\text{уг}} \quad \text{и} \quad V_{\text{ск.п.}} = q_{\text{п}}/\gamma_{\text{п}}, \text{ м}^3, \quad (1.4)$$

где  $\gamma$  - объёмный вес, т/м<sup>3</sup>. Следует принимать  $\gamma_{\text{уг}} = 0,86$  т/м<sup>3</sup> для угля и  $\gamma_{\text{п}}=1,68$  т/м<sup>3</sup> для породы.

Для подъема породы обычно применяют скип с противовесом. Количество выдаваемой породы в зависимости от горных условий колеблется от 10 до 30% от

количества добываемого угля. Поэтому грузоподъёмность породного скипа можно определить из выражения:

$$q_{п} = (0,1 - 0,3) 2 q_{уг}, т, \quad (1.5)$$

а ёмкость породного скипа находится в соответствии с выражением (1.4).

Полученные расчётные величины  $V_{ск.уг.}$  и  $V_{ск.п.}$  необходимо округлить до ближайших больших значений стандартного ассортимента скипов [3,4].

В соответствии с выбранной схемой расположения подъёмных сосудов [3], габаритными размерами в плане скипов, элементов армировки, технологическими зазорами между ними, а также необходимыми зазорами по ПБ [1,3] путём графического построения определяется диаметр ствола в свету  $D_{св}$ , который затем округляется в большую сторону до типизированного диаметра ствола (4,0;4,5;5,0;5,5;6,0;6,5;7,0;7,5;8,0;8,5;9).

Площадь поперечного сечения ствола в свету определяется по формуле:

$$S_{св} = \frac{\pi \cdot D_{св}^2}{4}, м^2 \quad (1.6)$$

Определённое таким образом поперечное сечение ствола проверяется по условию проветривания [1, пр.4, табл.3]. При этом расчётная (фактическая) скорость движения воздуха по стволу не должна превышать максимально допустимую по ПБ, равную:

- 12 м/с для стволов, на которых производится спуск-подъём только грузов (скиповые);

- 8 м/с для стволов, на которых производится спуск-подъём людей и грузов (клетевые, вентиляционные и воздухоподающие). Таким образом

$$v_{расч} = \frac{A_{сут} \cdot q_{сн4} \cdot k'}{864 (d - d_0) \cdot S_{св} \cdot \mu} \leq v_{max}, м/с \quad (1.7)$$

где  $A_{сут}$  - суточная добыча угля в шахте,  $A_{сут} = A_{г} / N$ , т;

$q_{сн4}$  - метановыделение по шахте,  $м^3 / т$  сут.д.;

$k'$  - коэффициент, учитывающий потери воздуха в шахте,  $k' = 1,5$ ;

$d$  - допустимая концентрация метана в исходящей струе,  $d = 0,75\%$ ;

$d_0$  - допускаемая концентрация метана в поступающей струе,  $d_0 = 0 - 0,5 \%$ ;

$\mu$  - коэффициент уменьшения полезной площади сечения ствола за счёт армировки,  $\mu = 0,75 - 0,85$ .

Если  $v_{расч} > v_{max}$ , тогда  $S_{св}$  определяется по формуле:

$$S_{св} = \frac{A_{сут} \cdot q_{сн4} \cdot k'}{864 (d - d_0) \cdot v_{max} \cdot \mu}, м^2, \quad (1.8)$$

а полученное значение округляется до ближайшего типизированного.

## 1.2. Клетевой ствол.

Вначале определяется максимальное количество рабочих шахты, занятых в добычной смене:

$$M_{\max} = \frac{A_{\Gamma}}{N * n_{\text{см}} * P}, \text{ чел.}, \quad (1.9)$$

где  $n_{\text{см}}$  - количество смен по добыче полезного ископаемого,  $n_{\text{см}} = 3$ ;

$P$  - производительность 1-го подземного рабочего,  $P=2-10$  т/смену.

Спуск-подъём рабочей смены должен быть произведен за нормативное время 30 - 40 минут. Количество подъёмов, которое может выполнить подъёмная машина за это время, составляет

$$n_{\text{под}} = \frac{60(30 \div 40)}{t_1 + \vartheta}, \text{ подъёмов}, \quad (1.10)$$

где  $t_1 + \vartheta = T'$  - время цикла подъёма клетки с людьми, с;

$t_1$  - время движения клетки, с;

$$t_1 = \frac{H * k}{V_{\max}}, \text{ с}, \quad (1.11)$$

$k$  - коэффициент неравномерности скорости подъёма,  $k = 1,25 - 1,5$ ;

$V_{\max}$  - максимальная скорость движения клетки. Определяется характеристикой принятой подъёмной машины, но не должна превышать установленной по ПБ - 12 м/с;

$\vartheta$  - продолжительность посадки в клеть. В зависимости от предполагаемого количества рабочих  $\vartheta$  принимается:

15 с для 10 человек;

25 с для 20 человек;

20 с для 15 человек;

30 с для 25 человек.

Количество рабочих, поднимаемых (опускаемых) одной клетью:

$$m = \frac{M_{\max}}{n_{\text{под}}}, \text{ чел.}, \quad (1.12)$$

В соответствии с ПБ на 1 м<sup>2</sup> полезной площади клетки должно размещаться 5 рабочих. Поэтому проектная площадь одной клетки (при двухклетевом подъёме) составит:

$$F = 0,2 \text{ м}, \text{ м}^2. \quad (1.13)$$

По полученной площади пола клетки  $F$  принимается стандартная клеть с определёнными габаритными размерами [3, 4].

Определение площади поперечного сечения клетцевого ствола (графическим способом) и его проверка по максимальной скорости воздушной струи аналогичны скиповому стволу.

Для скипо-клетевых стволов выполнять расчёты как для скиповых, так и для клетевых, а подбор сечения производить по габаритам двух угольных скипов и клетки с противовесом.

### 1.1.3. Вентиляционный (воздухоподающий) ствол.

Площадь поперечного сечения определяется по формуле (1.8). В силу того, что фланговые стволы выполняют также побочную функцию вспомогательных стволов (спуск-подъём людей, оборудования, материалов, выдача определённого объёма породы), следует предусматривать их оснащение двухклетевым (одноклетевым) подъёмом.

Поэтому, в соответствии с полученной площадью поперечного сечения выбирается ближайшее большее типовое сечение ствола, оборудованного двухклетевым (реже одноклетевым) подъёмом [3, 4].

### **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №2.**

#### ***Обоснование материала и расчёт постоянной крепи ствола.***

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.

Расчёт 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  $H_{кр}$  толщина крепи не рассчитывается, а принимается равной минимальной (из бетона проектной марки не ниже М150). В соответствии с конструктивными соображениями на протяжённых 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, начиная с которой породы переходят в неустойчивое состояние:

$$H_{кр} = \frac{k_{стр} * \sigma_{сж}}{k_1 * \gamma}, \text{ м}, \quad (2.1)$$

где  $k_{стр}$  - коэффициент структурного ослабления пород, который равен  
для однородных пород  $k_{стр} = 1,0$ ;  
для слоистых пород  $k_{стр} = 0,7$ ;  
для нарушенных пород  $k_{стр} = 0,3$ ;

$\sigma_{сж}$  - предел прочности пород на одноосное сжатие, т/м<sup>2</sup>;

$k_1$  - коэффициент концентрации напряжений на контуре ствола, зависящий от формы поперечного сечения и способа сооружения ствола. В случае круглой формы ствола:

- 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  $k_1 = 6,0$ ;

$\gamma$  - объёмный вес породы, т/м<sup>3</sup>.

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

$$d_{кр} = m_k \cdot R_{св} \left( \sqrt{\frac{m_b \cdot R_{и}}{m_b \cdot R_{и} - 2 P_{max}}} - 1 \right), \text{ м}, \quad (2.2)$$

где  $m_k$  - коэффициент условий работы крепи, равный 1,5 для последовательной и параллельной технологических схем проходки и 1,25 - для совмещённой;

$R_{св}$  - радиус ствола в свету, м;

$m_b$  - коэффициент условий работы бетона. В соответствии со СНиП  $m_b = 0,7 - 0,9$ ;

$R_{и}$  - расчётное сопротивление бетона на сжатие при изгибе.

$R_{и} = 900 \text{ т/м}^2$  для бетона марки М200,  $R_{и} = 1\ 100 \text{ т/м}^2$  для М250,

$R_{и} = 1\ 400 \text{ т/м}^2$  для М300 и  $R_{и} = 1\ 750 \text{ т/м}^2$  для М400;

$P_{max}$  - расчётная максимальная нагрузка на крепь ствола, т/м<sup>2</sup>.

Для определения последней величины вначале по табл.2.1 подбирается соответствующая технологической схеме и углу падения пород средняя нормативная нагрузка  $P_n$ , т/м<sup>2</sup>.

Таблица 2.1.

Нормативные средние нагрузки на крепь стволов

Глубина ствола, м	Нормативная средняя нагрузка, $P_n$ , т/м <sup>2</sup>			
	При последовательной и параллельной технол. схемах проходки		При совмещённой 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

Среднее значение нагрузки на крепь, выбранное из табл.1.1, соответствует стволу с диаметром  $D_{св} = 6$  м. Если диаметр отличен от 6 м, то по методике ВНИМИ производится перерасчёт нагрузки:

$$P = [ 1 + 0,1 ( R_{св} - 3) ] P_{н}, \text{ т/м}^2, \quad (2.3)$$

Максимальная нагрузка на крепь ствола (с учётом неравномерного распределения средней нагрузки) составит:

$$P_{\max} = P ( 1 + 3 v ), \text{ т/м}^2, \quad (2.4)$$

где  $v$  - коэффициент неравномерности нагрузок по контуру крепи ствола. Принимается по табл.2.2.

Таблица 2.2.

Коэффициенты неравномерности распределения нагрузок

Угол падения пород $\alpha$ , град.	Коэффициент неравномерности $v$	
	При последовательной и параллельной технологических схемах проходки ствола	При совмещённой 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

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

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

На основании известных диаметра ствола в свету  $D_{св}$  и толщины крепи  $d_{кр}$  определяется диаметр и площадь поперечного сечения ствола в черне  $D_{вч}$  и  $S_{вч}$ , а также площадь поперечного сечения ствола в проходке  $S_{пр}$ . Причём:

$$S_{пр} = (1,03 - 1,05) S_{вч}, \text{ м}^2. \quad (2.5)$$

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №3.**

***Определение параметров буровзрывных работ при проходке ствола.***

На этом практическом занятии определяются параметры буровзрывных работ: тип ВВ и средств взрывания, глубина и количество шпуров, К.И.Ш., длина заходки, диаметры шпуров и патронов ВВ, масса заряда одного шпура, расход ВВ на 1 м<sup>3</sup> породы в массиве и на заходку, тип и количество бурового оборудо-

вания.

По рассчитанным параметрам составляется паспорт буровзрывных работ, включающий в себя: схему расположения шпуров, данные о шпурах и зарядах, показатели паспорта БВР, схему взрывания и расположения постов. В разделе также следует описать производство буровзрывных работ.

При расчёте параметров, составлении паспорта и описании производства буровзрывных работ следует руководствоваться требованиями [1,2] и рекомендациями [4,9]. Наилучшие результаты при проходке вертикальных стволов даёт использование для БВР аммонала скального № 1 прессованного в патронах диаметром 45 мм. Однако, в силу множества причин, это ВВ в последние годы не производится, а для проходки стволов применяется аммонит № 6 ЖВ в патронах диаметром  $d_p=36$  мм, длиной  $l_p=0,3$  м, весом  $q_p=0,3$  кг и плотностью  $\Delta=1200$  кг/м<sup>3</sup>.

Величина удельного расхода ВВ определяется по формуле:

$$q = q_1 \cdot f_1 \cdot v \cdot l, \text{ кг/м}^3, \quad (3.1)$$

где  $q_1$  - удельный расход ВВ, зависящий от крепости породы. Для расчётов можно принимать  $q_1 \approx f/10$ ;

$f_1$  - коэффициент структуры породы, равный:

- для вязких, упругих, пористых пород  $f_1 = 2,0$ ;
- для пород с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью = 1,4;
- для пород со сланцевым залеганием и меняющейся крепостью; с напластованием, перпендикулярным направлению шпура = 1,3;

$v$  - коэффициент зажима породы. При одной обнажённой поверхности, что характерно для проходимых стволов, определяется по формуле

П.Я.Таранова:

$$v = \frac{3 l_{\text{шп}}}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (3.2)$$

здесь  $l_{\text{шп}}$  - глубина шпура, м. Принимается по характеристике бурильного оборудования и предполагаемой величине заходки;

$l$  - коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ. Определяется по формуле:

$$l = \frac{380}{P}, \quad (3.3)$$

здесь 380 - работоспособность эталонного ВВ, см<sup>3</sup>;

$P$  - работоспособность применяемого ВВ, см<sup>3</sup>.

Количество шпуров определяется по формуле:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{\text{вч}} \cdot \eta}{a \cdot \Delta \cdot d_n^2}, \text{ шт.}, \quad (3.4)$$

где  $\eta$  - коэффициент использования шпуров (КИШ);  $\eta = 0,85 - 0,95$ ;

$a$  - коэффициент заполнения шпуров,  $a = 0,35 - 0,6$ ;

$\Delta$  - плотность патронирования ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$d_n$  - диаметр патронов ВВ, м.

Для построения схемы расположения шпуров определяется площадь забоя, приходящаяся на один шпур:

$$S' = \frac{S_{вч}}{N}, \text{ м}^2. \quad (3.5)$$

Диаметр окружности с площадью  $S'$  будет усреднённым расстоянием между устьями шпуров, то есть:

$$d = \sqrt{\frac{4 S'}{\pi}}, \text{ м}. \quad (3.6)$$

Число окружностей расположения шпуров будет равно:

$$N_{окр} = \frac{D_{вч}}{2 d}, \text{ шт.} \quad (3.7)$$

По внутренней окружности (меньшего диаметра) располагаются врубовые шпуры, по внешней - оконтуривающие, между ними - вспомогательные (отбойные).

Вид вруба принимается в зависимости от глубины шпуров, структуры, крепости и угла падения пород [8]. В стволах различают цилиндрические, конические, двойные конические и клиновые врубы. Врубные шпуры, как правило, на 10 -15% глубже средней расчётной глубины.

Соотношение между числом окружностей и их диаметрами рекомендуется следующее:

- для  $N_{окр} = 3$        $D_{окр} = (0,3 - 0,6 - 0,95) D_{вч}, \text{ м};$
- для  $N_{окр} = 4$        $D_{окр} = (0,25 - 0,5 - 0,75 - 0,95) D_{вч}, \text{ м};$
- для  $N_{окр} = 5$        $D_{окр} = (0,25 - 0,45 - 0,65 - 0,8 - 0,95) D_{вч}, \text{ м}.$

Следует учитывать, что при совмещённой схеме проходки и использовании бурильной установки типа БУКС расстояние между устьем оконтуривающего шпура и породной стенкой ствола не может быть меньше 300 мм.

Число шпуров в каждой окружности определяется по формуле:

$$N_i = \frac{\pi * D_{окр i}}{d}, \text{ шт.}, \quad (3.8)$$

после чего уточняется общее количество шпуров.

Объём обуренной породы (в массиве) определяется по формуле:

$$V_{зах} = S_{вч} * l_{шп}, \text{ м}^3, \quad (3.9)$$

Количество ВВ на заходку определяется по удельному расходу:

$$Q_{зах} = q * V_{зах}, \text{ кг}. \quad (3.10)$$

Среднее количество ВВ на один шпур будет равно:

$$Q_{шп}^{ср} = \frac{Q_{зах}}{N}, \text{ кг}. \quad (3.11)$$

Врубовые шпуры заряжаются зарядами на 10-15% больше среднего значения. Окончательную массу зарядов всех шпуров уточняют с учётом размещения в каждом шпуре целого числа патронов.

Окончательный (фактический) расход ВВ на заходку равен:

$$Q_{\text{ЗАХ}}^{\text{ФАКТ}} = N_{\text{вр}} \cdot Q_{\text{вр}} + N_{\text{всп}} \cdot Q_{\text{всп}} + N_{\text{ок}} \cdot Q_{\text{ок}}, \text{ кг}, \quad (3.12)$$

где  $N_{\text{вр}}$ ,  $N_{\text{всп}}$ ,  $N_{\text{ок}}$  - количество соответственно врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров;

$Q_{\text{вр}}$ ,  $Q_{\text{всп}}$ ,  $Q_{\text{ок}}$  - заряд соответственно врубового, вспомогательного и оконтуривающего шпура.

Данные о шпурах и зарядах заносятся в табл.3.1.

Таблица 3.1

Форма таблицы данных о шпурах и зарядах

Но- ме- ра шпу- ров оку- рнос- ти	Кол- во шпу- ров в оку- рнос- ти	Глу- бина шпу- ров, м	Диа- метр оку- рнос- ти шпу- ров	Рас- стоя- ние меж- ду шпу- рами, м	Рас- стоя- ние меж- ду за- ряда- ми, м	За- ряд одно- го шпу- ра, кг	Угол на- клона шпу- ра, град.		Вели- чина за- бой- ки, м	Тип элек- тро- дето- нато- ра	Вели- чина за- мед- ле- ния, мс
							к го- ри- зон- тали	к вер- тика- ли			

#### ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №4.

##### Определение производительности погрузочных машин.

Объем породы I фазы погрузки определяется качеством взрыва (величины коэффициента использования шпура  $\eta$ ), свойствами породы, типом погрузочной машины и характеризуется коэффициентом

$$\alpha = \frac{V_{I\phi}}{V} = \frac{l_{ш} \cdot \eta - h_{II\phi}}{l_{ш} \cdot \eta}, \quad (4.1)$$

где:  $V_{I\phi}$  — объем породы в первой фазе, м<sup>3</sup>;

$V$  — объем взорванной породы, м<sup>3</sup>;

$l_{ш}$  — глубина шпура, м;

$h_{II\phi}$  — высота слоя породы второй фазы, равная: при погрузке породы машиной КС-3 — 0,2 м; при погрузке породы машиной КС-2у/40 — 0,3 м; КС-1м — 0,45 м.

Значение коэффициента  $\alpha$  можно определить расчётом по формуле 4.2.1 или принимать по таблице:

Значение коэффициента  $\alpha$  для различных погрузочных машин

Погрузочные машины	КС-3	КС-2у/40	КС-1м
Глубина шпуров, м	2; 3; 4	2; 3; 4	2; 3; 4
$\alpha$	0,9; 0,93; 0,95	0,85; 0,9; 0,93	0,78; 0,85; 0,9

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 полностью не загружены и работают со значительными простоями.

Производительность погрузки породы определяется по формуле:

$$P_n = \frac{V \cdot K_p}{T_n}, \quad (4.2)$$

где:  $T_n$  – время погрузки всей взорванной породы в первой  $T_{I\phi}$  и второй  $T_{II\phi}$  фазах погрузки (без подготовительно-заключительных работ)

$$T_n = T_{I\phi} + T_{II\phi}. \quad (4.3)$$

Время погрузки породы в первой фазе  $T_{I\phi}$

$$T_{I\phi} = \varphi(t_m + t_T), \quad (4.4)$$

где:  $t_m$  – время работы машины по погрузке породы в бадью;

$t_T$  – технологические простои машины, связанные с маневрами бады в забое;

$\varphi$  – коэффициент, учитывающий неравномерность работы, регламентированный отдых, простои по организационным причинам и т. д., равный 1,15-1,2.

$$t_m = \frac{\alpha V K_p}{n P_T K_0 K_n}; \quad t_T = \frac{\alpha V K_p t_n}{V_0 \cdot K_3}, \quad (4.5)$$

где:  $\alpha$  – доля породы в первой фазе;

$V$  – объем взорванной породы, м<sup>3</sup>;

$K_p$  – коэффициент разрыхления породы;

$n$  – количество грейферов машины, шт.;

$P_T$  – техническая производительность машины, м<sup>3</sup>/ч;

$K_0$  – коэффициент одновременности работы машин, равный 1 при количестве грейферов  $n = 1$  и 0,75–0,8 при количестве грейферов  $n = 2$  ;

$K_n$  – коэффициент, учитывающий просыпание породы при разгрузке грейфера в бадьи,

$$K_n = \left( \frac{d_{\delta}}{0,8d_z} \right)^2, \quad (4.6)$$

где:  $d_{\delta}$  – диаметр бадьи, м;

$d_z$  – диаметр грейфера с раскрытыми лопастями;

$V_{\delta}$  – вместимость бадьи, м<sup>3</sup>;

$K_z$  – коэффициент заполнения бадьи, равный 0,9–0,95, причем большее значение принимается для бадей большой вместимости;

$t_n$  – время простоя погрузочной машины по причине маневров бадьи в забое.

Значение  $t_n$  зависит от типа и числа подъемов и соотношения между временем погрузки бадьи  $t_{n.\delta}$  и временем цикла подъема  $T_{ц.н.}$ . В среднем при одноконцевом подъеме можно принимать  $t_n = 0,012 - 0,015$  часа, а при двухконцевом подъеме  $t_n = 0,016 - 0,02$  часа.

Время погрузки породы во II фазе

$$T_{II\phi} = \frac{\varphi V K_p (1 - \alpha)}{n_p P_y}, \quad (4.7)$$

где:  $n_p = 4 - 6$  чел – число рабочих, занятых на погрузке породы во II фазе;

$P_y$  – производительность одного рабочего по погрузке породы во второй фазе, зависящая от типа и крепости пород и применяемых средств малой механизации:

$P_y \left[ \frac{м^3}{час} \right]$	Сланцы ( $f = 4 - 6$ )	Песчаники, известняки ( $f = 7 - 11$ )	Крепкие породы ( $f = 12 - 16$ )
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.

Значения входящего в формулы 4.2.5 и 4.2.7 коэффициента разрыхления

горных пород  $K_p$  определяются согласно указаниям ЕНиР. Сб.Е36 и 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  $f = 10 - 20$   $K_p = 2,2$ .

Подставляя значения  $T_{I\phi}$ ,  $T_{II\phi}$ ,  $T_n$  и  $P_n$ , окончательно получаем:

общее время погрузки породы (без подготовительно-заключительных работ)

$$T_n = \varphi V K_p \left( \frac{\alpha}{n P_T K_0 K_n} + \frac{\alpha t_n}{V_{\phi} K_3} + \frac{1 - \alpha}{n_p P_y} \right). \quad (4.8)$$

и производительность погрузки разрыхленной породы

$$P_n = \frac{1}{\varphi \alpha \left( \frac{1}{n P_T K_0 K_n} + \frac{t_n}{V_{\phi} K_3} \right) + \frac{(1 - \alpha) \varphi}{n_p P_y}}. \quad (4.9)$$

### **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №5.**

#### **Расчёт вентиляции при проходке ствола.**

Основными параметрами при выборе вентиляторной установки для проветривания ствола являются: количество воздуха, которое необходимо подать в забой, и напор, который необходимо создать для подачи расчётного количества воздуха в забой ствола по принятой схеме проветривания.

Расход воздуха для проветривания ствола определяется по следующим факторам:

а) по наибольшему числу работающих в стволе людей:

$$Q_{\text{заб}}^{\text{л}} = 6 * n, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (5.1)$$

где  $n$  - максимальное число рабочих, занятых в смену, чел.;  
6 м<sup>3</sup>/мин - расход воздуха на 1 человека.

б) по минимально допустимой скорости движения воздуха (по пылевому фактору):

$$Q_{\text{заб}}^{\text{с}} = 60 * v_{\text{min}} * S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (5.2)$$

где  $v_{\text{min}}$  - минимально допустимая скорость движения воздуха, для стволов  
 $v_{\text{min}} = 0,15$  м/с.

в) по разжижению ядовитых газов от ВВ:

$$Q_{\text{заб}}^{\text{ВВ}} = \frac{2,25 * S_{\text{СВ}}}{t} \sqrt[3]{\frac{B * b * \varphi}{\rho^2 * S_{\text{СВ}}} * L^2}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (5.3)$$

где  $t$  - максимальное время проветривания ствола после взрыва,  $t = 30$  мин.;

$B$  - 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;

$\varphi$  - коэффициент обводнённости ствола, принимаемый по табл.5.1.

Коэффициент обводнённости ствола

Таблица 5.1.

Приток воды, м <sup>3</sup> /час	0 - 1	1 - 6	6 - 13	> 13
Коэффициент обводнённости ствола $\varphi$	0,8	0,5	0,3	0,15

$L$  - длина выработки (ствола), на которой происходит разжижение ядовитых газов от ВВ до допустимых по ПБ концентраций:

$$L = \frac{12,5 * B * b * k_{\text{T}}}{S_{\text{СВ}}}, \text{ м}, \quad (5.4)$$

здесь  $k_{\text{T}}$  - коэффициент турбулентной диффузии. Для призабойного пространства можно принимать  $k_{\text{T}} = 0,22 - 0,32$ .

В случае, если полученная длина  $L$  окажется больше конечной глубины ствола  $H_{\text{ств}}$ , в формулу (1.33) следует подставлять  $H_{\text{ств}}$ ;

$\rho$  - коэффициент утечек воздуха из трубопровода. Определяется так:

$$\rho = \left( \frac{1}{3} d_{\text{T}} * k_{\text{ус}} * \frac{H_{\text{с}}}{l_{\text{T}}} \sqrt{R} + 1 \right)^2, \quad (5.5)$$

где  $d_{\text{T}}$  - диаметр вентиляционного трубопровода, м;

$k_{\text{ус}}$  - коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости, равный при пеньковых прокладках 0,003, а при резиновых - 0,0006;

$H_{\text{с}}$  - длина става труб, м;

$l_{\text{T}}$  - длина звена трубопровода (одной трубы), м;

$R$  - аэродинамическое сопротивление трубопровода,

$$R = \frac{6,5 * \alpha * H_{\text{с}}}{d_{\text{T}}^5}, \text{ к} \mu, \quad (5.6)$$

где  $\alpha$  - коэффициент аэродинамического сопротивления вентиляционных труб.

Для металлических труб диаметром от 0,6 м до 1,2 м следует принимать  $\alpha$  в интервале от 0,00036 до 0,00025 Па/с<sup>2</sup>/м<sup>4</sup>.

Из всех трёх полученных значений  $Q_{\text{заб}}^{\text{Л}}$ ,  $Q_{\text{заб}}^{\text{С}}$ ,  $Q_{\text{заб}}^{\text{ВВ}}$  выбирается наибольшее количество воздуха, которое должно быть подано в забой, а с учётом коэффициента утечки определяется подача вентилятора:

$$Q_{\text{вент}} = \rho * Q_{\text{заб}}, \text{ м}^3/\text{мин} (\text{м}^3/\text{с}). \quad (5.7)$$

Для максимальной длины трубопровода (на конечную глубину) и его диаметра определяется потребное давление (напор) вентилятора:

$$h_{\text{вент}} = 9,8 * R * Q_{\text{вент}} * Q_{\text{заб}}, \text{ Па}, \quad (5.8)$$

при этом  $Q_{\text{вент}}$  и  $Q_{\text{заб}}$  подставляются в  $[\text{м}^3/\text{с}]$ .

По расчётным вентиляционным параметрам  $Q_{\text{вент}}$  и  $N_{\text{вент}}$  выбирается вентилятор местного проветривания. Выбор вентилятора производится по графикам совмещённых аэродинамических характеристик вентилятора и трубопровода [4]. Приводятся наименование и основные характеристики выбранного вентилятора.

### **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №6.**

#### ***Расчёт объёмов и трудоёмкости работ проходческого цикла.***

Используя ранее полученные расчётные величины (длину и количество шпуров, площадь поперечного сечения ствола в свету и в проходке, коэффициент использования шпуров), объёмы работ одного цикла определяют из следующих выражений:

а) объём работ по бурению шпуров:

$$W_{\text{б}} = N_{\text{вр}} L_{\text{шп.вр}} + (N_{\text{всп}} + N_{\text{ок}}) L_{\text{шп}}, \text{ шп.}, \quad (6.1)$$

где  $N_{\text{вр}}, N_{\text{всп}}, N_{\text{ок}}$  - количество соответственно врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров, шт.;

$L_{\text{шп.вр}}, L_{\text{шп}}$  - длина соответственно врубовых и остальных шпуров;

б) объём работ по погрузке породы:

$$W_{\text{п}} = S_{\text{пр}} * L_{\text{зах}}, \text{ м}^3 \text{ в массиве}, \quad (6.2)$$

где  $L_{\text{зах}}$  - величина заходки, м.  $L_{\text{зах}} = L_{\text{шп}} * \eta$ , м;

в) объём работ по возведению монолитной бетонной крепи:

$$W_{\text{кр}} = L_{\text{зах}} * (S_{\text{пр}} - S_{\text{св}}), \text{ м}^3, \quad (6.3)$$

г) объём работ по наращиванию временных технологических трубопроводов:

$$W_{\text{в}} = N_{\text{в}} * L_{\text{зах}}, \text{ м} \quad (6.4)$$

$$W_{\text{бет}} = N_{\text{бет}} * L_{\text{зах}}, \text{ м} \quad (6.5)$$

$$W_{\text{сж}} = N_{\text{сж}} * L_{\text{зах}}, \text{ м} \quad (6.6)$$

где  $W_{\text{в}}, W_{\text{бет}}, W_{\text{сж}}$  - объёмы работ по наращиванию соответственно трубопроводов вентиляции, подачи бетона и сжатого воздуха, м;

$N_{\text{в}}, N_{\text{бет}}, N_{\text{сж}}$  - количество трубопроводов соответственно вентиляции, подачи бетона и сжатого воздуха, шт.

Расчёт количественного состава бригады и продолжительности цикла производится в следующей последовательности.

Обычно для проходки вертикальных стволов формируется комплексная бригада проходчиков, состоящая из четырёх сменных звеньев. Такую бригаду возглавляет бригадир, а звенья - звеньевые бригадиры. В состав бригады входят проходчики высокой квалификации (V и VI разрядов), способные выполнять весь комплекс проходческих работ, результатом которых является готовый к эксплуатации вертикальный ствол.

Расчёт трудоёмкости всех работ проходческого цикла производится на основании данных сборника [11] путём сведения всех исходных и рассчитываемых величин в табл.6.1.

В сборнике норм и расценок выполнение каждого процесса предусматривает определённый разряд проходчиков, а тарифные ставки действуют следующие:

- VI разряд - 570 руб./выход;
- V разряд - 490 руб./выход.

Комплексная норма выработки определяется по формуле:

$$K_{н.в.} = \frac{L_{зак}}{\sum n_i}, \text{ м/чел-см}, \quad (6.7)$$

где  $\sum n_i$  - суммарная трудоёмкость работ проходческого цикла, чел-см. Рассчитывается при помощи табл.6.1.

Количество проходчиков в сменном звене упрощённо можно принимать, исходя из площади поперечного сечения ствола, принятых технологической схемы и комплекса оборудования по следующим рекомендациям:

- для совмещённой технологической схемы - из расчёта 6-7 м<sup>2</sup> площади поперечного сечения ствола в свету на одного проходчика;
- для параллельно-щитовой технологической схемы - из расчёта 3-4 м<sup>2</sup> площади поперечного сечения ствола в свету на одного проходчика.

Продолжительность цикла выполнения горнопроходческих работ (проходческого цикла) определяется по формуле:

$$T_{ц} = \frac{6 \sum n_i}{k_{п} * b}, \text{ часов}, \quad (6.8)$$

где  $k_{п}$  - коэффициент перевыполнения норм выработки.  $k_{п}=1,05 - 1,25$ .  
 $b$  - количество проходчиков в одном звене.

Путём инвариантного подбора значений коэффициента  $k_{п}$  достигается кратность продолжительности цикла целому числу смен при продолжительности смены 6 часов (например: 18, 24, 30, 36 и т.д. часов).

Таблица 6.1.

Расчёт трудоёмкости работ проходческого цикла.

Наименование работ проходческого цикла	Ед. изм.	Объём работ на цикл по процессам	Норма времени из сборника [11]	Коэффициент к норме времени на глубину и приток воды	Расчёт норм выработки	Трудоёмкость работ на цикл	Тарифная ставка проходчика, руб. ВЫХОД	Расценка по процессам, руб.
		$W_i$	$H_{вр\ i}$	$k_i$	$H_i$	$n_i$	$a_i$	$a_i n_i$
Бурение шпуров	м	$W_{\text{б}}$	§ 36-1-2	[11], табл.2,3	$\frac{6 * 10}{k_{\text{б}} H_{вр.\text{б}}}$	$\frac{W_{\text{б}}}{H_{\text{б}}}$	570	$a_{\text{б}} n_{\text{б}}$
Погрузка породы	$\text{м}^3$	$W_{\text{п}}$	§ 36-1-6	[11], табл.2,3	$\frac{6 * 1}{k_{\text{п}} H_{вр.\text{п}}}$	$\frac{W_{\text{п}}}{H_{\text{п}}}$	570	$a_{\text{п}} n_{\text{п}}$
Возведение постоянной крепи	$\text{м}^3$	$W_{\text{кр}}$	§ 36-1-13	[11], табл.2,3	$\frac{6 * 1}{k_{\text{кр}} H_{вр.\text{кр}}}$	$\frac{W_{\text{кр}}}{H_{\text{кр}}}$	570	$a_{\text{кр}} n_{\text{кр}}$
Наращивание временных трубопроводов:								
а) вентиляции	м	$W_{\text{в}}$	§ 36-1-24	[11], табл.2,3	$\frac{6 * 1}{k_{\text{в}} H_{вр.\text{в}}}$	$\frac{W_{\text{в}}}{H_{\text{в}}}$	490	$a_{\text{в}} n_{\text{в}}$
б) подачи бетона	м	$W_{\text{бет}}$	§ 36-1-24	[11], табл.2,3	$\frac{6 * 1}{k_{\text{бет}} H_{вр.\text{бет}}}$	$\frac{W_{\text{бет}}}{H_{\text{бет}}}$	490	$a_{\text{бет}} * n_{\text{бет}}$ т
в) сжатого воздуха	м	$W_{\text{сж}}$	§ 36-1-24	[11], табл.2,3	$\frac{6 * 1}{k_{\text{сж}} H_{вр.\text{сж}}}$	$\frac{W_{\text{сж}}}{H_{\text{сж}}}$	490	$a_{\text{сж}} * n_{\text{сж}}$
<b>ИТОГО:</b>						$\sum n_i$		$\sum a_i n_i$

Явочный состав бригады при 4-х сменном режиме работы будет:

$$n_{\text{яв}} = 4 * b, \text{ человек.} \quad (6.9)$$

Списочный состав бригады составит:

$$n_{\text{сп}} = n_{\text{яв}} * k_{\text{сп}}, \text{ человек,} \quad (6.10)$$

где  $k_{\text{сп}}$  - коэффициент списочного состава, который в свою очередь определяется из соотношения:

$$k_{\text{сп}} = \frac{T}{T_{\text{раб}}}, \quad (6.11)$$

где  $T$  - количество дней работы участка в году;  
 $T_{\text{раб}}$  - количество дней работы проходчика в году;

$$T = 365 - t_{\text{пр}}, \text{ дней} \quad (6.12)$$

$$T_{\text{раб}} = 0,96 (365 - t_{\text{пр}} - t_{\text{вых}} - t_{\text{отп}}), \text{ дней} \quad (6.13)$$

где  $t_{\text{пр}}$  - количество праздничных дней в году - 10;  
 $t_{\text{вых}}$  - количество выходных дней в году - 85;  
 $t_{\text{отп}}$  - количество календарных дней отпуска проходчика в году - 66.

Комплексная расценка проходки 1 м ствола определяется так:

$$K_{\text{ц}} = \frac{\sum a_i n_i}{L_{\text{зак}}}, \text{ руб./м} \quad (6.14)$$

где  $\sum a_i n_i$  - суммарная расценка всех работ проходческого цикла, руб. Определяется расчётом при помощи табл.6.1.

### ***ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №7.***

#### ***Расчёт времени и построение графика организации работ проходческого цикла.***

На графике организации работ проходческого цикла при совмещённой схеме проходки наносятся выполняемые последовательно или с небольшим совмещением во времени следующие процессы: бурение шпуров, уборка породы, возведение постоянной крепи (совмещённое и несомещённое с уборкой породы время) и наращивание технологических трубопроводов с учётом перевыполнения норм выработки. 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 (см. табл.7.2).

Применительно к проходке ствола по совмещённой схеме расчёт времени и составление графика организации работ проводятся в следующем порядке.

В зависимости от объёмов работ, трудоёмкости выполнения, количества занятых проходчиков и коэффициента перевыполнения норм выработки время на нормируемые процессы определяется из следующего выражения:

$$t_i = \frac{n_i \cdot T_{\text{см}} \cdot L}{b \cdot k_{\text{п}}} = \frac{n_i}{b} \cdot M, \text{ час}, \quad (7.1)$$

где  $T_{\text{см}}$  - продолжительность смены,  $T_{\text{см}} = 6$  часов;  
 $L$  - коэффициент, учитывающий время на ненормируемые операции;

$$M = \frac{T_{\text{см}} \cdot L}{k_{\text{п}}} - \text{условная постоянная величина.}$$

$$L = \frac{T_{\text{ц}} - t_{\text{нн}} / 60}{T_{\text{ц}}}, \quad (7.2)$$

где  $t_{\text{нн}}$  - время на ненормируемые операции, мин.;

$$t_{\text{нн}} = t_3 + t_{\text{пр}} + t_{\text{сп}} + t_{\text{вм}} + t_{\text{вз}} + t_{\text{бс}} + t_{\text{р}}, \text{ мин}, \quad (7.3)$$

$t_3$  - время заряджания шпуров, мин:

$$t_3 = \frac{N \cdot t'_3}{n_3}, \text{ мин}, \quad (7.4)$$

где  $N$  - количество шпуров, шт.;

$t'_3$  - время заряджания одного шпура,  $t'_3 = 8$  мин.;

$n_3$  - число заряджающих, чел.;

$t_{\text{пр}}$  - время проветривания после взрывных работ,  $t_{\text{пр}} = 30$  мин.;

$t_{\text{сп}}$  - время, затрачиваемое на спуск-выезд смен при пересменах,

$$t_{\text{сп}} = 10 m, \text{ мин.}, \quad (7.5)$$

$m$  - продолжительность цикла в сменах;

$t_{\text{вм}}$  - время спуска взрывчатых материалов (ВВ и СВ),  $t_{\text{вм}} = 10$  мин.;

$t_{\text{вз}}$  - время выезда взрывника,  $t_{\text{вз}} = 10$  мин.;

$t_{\text{бс}}$  - время приведения ствола в безопасное состояние после взрывных работ,  $t_{\text{бс}} = 20$  мин.;

$t_{\text{р}}$  - резервное время, равное 20-30 мин.

Время проходческого цикла можно определить как сумму затрат времени на выполнение отдельных процессов:

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{б}} + t_{\text{п}} + t_{\text{кр}} + t_{\text{тр}} + t_{\text{нн}}/60, \text{ часов}, \quad (7.6)$$

где  $t_{\text{б}}$  - время на бурение шпуров:

$$t_{\text{б}} = M \frac{n_{\text{б}}}{b}, \text{ часов}; \quad (7.7)$$

$t_{\text{п}}$  - время на погрузку породы:

$$t_{\text{п}} = M \frac{n_{\text{п}}}{b}, \text{ часов}; \quad (7.8)$$

$t_{\text{кр}}$  - время на возведение постоянной крепи:

$$t_{\text{кр}} = M \frac{n_{\text{кр}}}{b}, \text{ часов}; \quad (7.9)$$

$t_{\text{тр}}$  - время на наращивание всех технологических трубопроводов:

$$t_{\text{тр}} = M \frac{n_{\text{в}} + n_{\text{б ст}} + n_{\text{с ж}}}{b}, \text{ часов}. \quad (7.10)$$

Следует отметить, что сборник [11] предусматривает следующее:

1) время на бурение шпуров включает в себя также время на спуск и подключение, а также на отсоединение и выдачу БУКС-1м (см. табл. 7.2);

2) время на погрузку породы включает в себя также время подъём полка перед взрывными работами и спуск его под уборку породы после проветривания



ствола (см. табл.7.2);

3) время на возведение постоянной крепи включает в себя также время на отрыв, спуск и центрирование металлической призабойной опалубки, равное 30-40 минут;

4) зарядание не может производиться в двух смежных сменах.

В том случае, если по расчёту время на возведение постоянной крепи больше 2,5 часов, следует предусматривать совмещение работ по креплению и уборке породы. Тогда время несовмещённого крепления принимается равным 2,5 часа (включая время на отрыв, спуск и центрирование опалубки), а время совмещённого крепления определяется из расчёта работы на совмещённой операции 2-3-х проходчиков по следующей формуле:

$$t_{\text{с.кр.}} = \frac{(t_{\text{кр.}} - 2,5) \cdot b}{2 \dots 3}, \text{ часов.} \quad (7.11)$$

Сэкономленное за счёт совмещения работ время добавляется к резервному.

На основании полученных затрат времени на выполнение отдельных операций проходческого цикла строят график организации работ. В табл.2.2 приведен примерный график для совмещённой схемы проходки ствола. Количество проходчиков, занятых в выполнении нормированных процессов, указывается на самом графике (см. табл.7.2).

## ***ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №8.***

### ***Расчёт технико-экономических показателей проходки ствола.***

#### **8.1. Скорость проходки ствола.**

Суточная скорость проходки ствола составляет:

$$V_{\text{сут}} = \frac{4 L_{\text{зах}}}{m}, \text{ м/сут,} \quad (8.1)$$

где  $m$  - продолжительность цикла в сменах.

Месячная скорость проходки ствола определяется по формуле:

$$V_{\text{мес}} = V_{\text{сут}} \cdot n_{\text{сут}}, \text{ м/месяц} \quad (8.2)$$

где  $n_{\text{сут}}$  - количество суток работы участка в месяц.  $n_{\text{сут}} = 30$  суток.

#### **8.2. Продолжительность проходки ствола.**

$$T_{\text{ств}} = \frac{H_{\text{ств}}}{V_{\text{мес}}}, \text{ месяцев} \quad (8.3)$$

где  $H_{\text{ств}}$  - общая глубина ствола, м.

#### **8.3. Производительность проходчика.**

Определяется следующим образом:

$$\Pi = \frac{L_{\text{з ax}}}{b \cdot m}, \text{ м/чел.- см.} \quad (8.4)$$

или  $\Pi = K_{\text{н.в.}} * k_{\text{п}}, \text{ м/чел.- см.} \quad (8.5)$

Также производительность труда проходчика может быть выражена в кубических метрах готового ствола в свету, то есть:

$$\Pi' = \Pi * S_{\text{СВ}}, \text{ м}^3/\text{чел.- см.} \quad (8.6)$$

#### 8.4. Стоимость проходки 1 м ствола.

Согласно действующему порядку калькуляции и учёта полная сметная стоимость проходки ствола (как и любой другой горной выработки) складывается из прямых нормируемых (забойных)  $C_{\text{пн}}$ , общешахтных  $C_{\text{o}}$ , накладных  $C_{\text{н}}$  затрат и плановых накоплений  $C_{\text{пл}}$ . Каждое из этих слагаемых состоит из нескольких элементов затрат, изменяющихся в разной степени в зависимости от инфраструктуры экономики того или иного промышленного региона и от интенсивности проведения горной выработки.

Расчёт полной сметной стоимости проходки 1 м ствола основан на определении прямых нормируемых затрат. Все остальные виды расходов находятся с прямыми нормируемыми в определённом пропорциональном отношении.

В соответствии с действующими нормативными и директивными финансовыми документами для расчёта стоимости проходки вертикальных стволов можно пользоваться следующими соотношениями.

Прямые нормируемые затраты по проходке ствола :

$$C_{\text{пн}} = C_{\text{зп}} + C_{\text{мат}} + C_{\text{эм}}, \text{ руб.}, \quad (8.7)$$

где  $C_{\text{зп}}$  - заработная плата проходчиков, руб.;

$C_{\text{мат}}$  - стоимость материалов, руб.;

$C_{\text{эм}}$  - стоимость эксплуатации машин и механизмов, руб.

Общешахтные расходы определяются так:

$$C_{\text{o}} = K_{\text{o}} * C_{\text{пн}}, \text{ руб.} \quad (8.8)$$

где  $K_{\text{o}}$  - коэффициент общешахтных расходов. В зависимости от глубины и назначения ствола принимается следующим образом:

- для скиповых и клетевых стволов глубиной до 700 м  $K_{\text{o}} = 0,95$ , глубиной 700 м и выше -  $K_{\text{o}} = 1,15$ ;
- для фланговых стволов глубиной до 700 м  $K_{\text{o}} = 0,8$ , а глубиной 700 м и выше -  $K_{\text{o}} = 1,05$ .

Накладные расходы принимаются в размере 27,1% от суммы прямых нормируемых и общешахтных:

$$C_{\text{н}} = 0,271 (C_{\text{пн}} + C_{\text{o}}), \text{ руб.}, \quad (8.9)$$

Плановые накопления принимаются в размере 30% от всей суммы затрат:

$$C_{\text{пл}} = 0,3 (C_{\text{пн}} + C_{\text{o}} + C_{\text{н}}), \text{ руб.} \quad (8.10)$$

#### 8.4.1. Стоимость проходки 1 м ствола по заработной плате проходчиков.

Определяется по формуле:

$$C_{зп} = 1,1 \frac{T_{VI} n_{VI} + T_V n_V}{L_{зак}} * K_{пр}, \text{ руб.}, \quad (8.11)$$

где  $T_{VI}, T_V$  - тарифные ставки проходчиков соответственно VI-го и V-го разрядов,  $T_{VI} = 566$  руб.,  $T_V = 487$  руб.;

$n_{VI}, n_V$  - количество человеко-смен работ, выполняемых соответственно по VI-му и V-му разрядам;

$K_{пр}$  - коэффициент премирования. За выполнение плана следует принимать  $K_{пр} = 1,4$ .

#### 8.4.2. Стоимость проходки 1 м ствола по материалам, расходуемым в забое.

Определяется по формуле:

$$C_{MAT} = 1,05 \frac{\sum C_{MAT i}}{L_{зак}}, \text{ руб./м}, \quad (8.12)$$

где  $C_{MAT i}$  - стоимость отдельных материалов, расходуемых в забое ствола при сооружении одной заходки. Определяется по фактическому расходу материалов при помощи табл.8.1.

Таблица 8.1.

#### Расчёт стоимости расходуемых в забое материалов.

№ пп	Наименование материалов	Ед. изм	Расход на цикл	Процент использования	Фактический расход	Цена единицы материала, руб.	Суммарная стоимость, руб.
1	2	3	4	5	6	7	8

ИТОГО:  $\sum C_{MAT i}$

Фактические цены наиболее ходовых материалов приведены в табл.8.2.

Таблица 8.2.

#### Цены основных материалов (на 01.01.2017 г.)

№	Наименование материалов	Ед.изм.	Цена за единицу, руб.
1	Аммонит Т-19	т	150 200
2	Аммонит № 6 ЖВ	т	166 000
3	Электродетонатор ЭД-ОП	шт.	46
4	Электродетонатор ЭДКЗ	шт.	54
5	Электродетонатор ЭДЗД	шт.	50

№	Наименование материалов	Ед.изм.	Цена за единицу, руб.
6	Провод взрывной магистральный ВМП	км	5 160
7	Кабель освещения КГЭШ- 3х16+1х10	м	510
8	Кабель взрывания КГ - 3х10+1х6	м	240
9	Кабель сигнализации КГ - 14х2,5	м	180
10	Канаты подъёмные, направляющие, маневровые и подвески оборудования	т	55 000
11	Рукава напорные разные	м	344
12	Трубы вентиляционные прорезиненные	м	556
13	Бетон М150	м <sup>3</sup>	2 200
	М200	м <sup>3</sup>	2 466
	М300	м <sup>3</sup>	2 652
14	Пики к отбойным молоткам	шт.	134
15	Коронки буровые БУ-43 и КДП-43	шт.	420
16	Анкерная крепь	т	60 000
17	Затяжка металлическая сетчатая	м <sup>2</sup>	73
18	Трубы металлические вентиляционные (в комплекте с креплением)	м	3 232
19	Трубы металлические Д=168 мм для подачи бетона (в комплекте с креплением)	м	2 400
20	Трубы металлические Д=219 мм сжатого воздуха (в комплекте с креплением)	м	1 960
21	Лес круглый длиной более 4 м	м <sup>3</sup>	3 228
22	Расстрелы двутаврового профиля	т	40 000
23	Расстрелы коробчатого профиля	т	48 000
24	Проводники из железнодорожных рельсов	т	32 000
25	Проводники коробчатые	т	48 000
26	Крепь металлическая арочная из профиля СВП	т	29 300
27	Тюбинги чугунные всех диаметров	т	110 000
28	Стекло жидкое	т	5 520
29	Масло веретённое	т	43 000
30	Масло промышленное	т	45 600
31	Эмульсия для промывки БУКС-1м	т	23 400

8.4.3. Стоимость проходки 1 м ствола по эксплуатации забойных машин и механизмов.

Определяется по фактическому времени их использования в течение проходческого цикла (в соответствии с графиком организации работ) и соответствующей стоимости машино-часа. Суммарная стоимость машино-часов всех механизмов определяется при помощи данных табл.8.3.

Таблица 8.3.

Расчёт стоимости эксплуатации забойных машин и механизмов.

№ пп	Наименование машин и механизмов	Количество	Время использования по графику организации	Общий расход машино-часов на цикл	Полная цена машино-часа, руб	Суммарная стоимость, руб.
		$n_i$	$t_{\text{раб } i}$	$n_i * t_{\text{раб } i}$		$C_{\text{эм } i}$

ИТОГО:  $\Sigma C_{\text{эм } i}$

Стоимость проходки 1 м ствола по эксплуатации забойных машин и механизмов определяется по формуле:

$$C_{\text{эм}} = 1,05 \frac{\Sigma C_{\text{эм } i}}{L_{\text{з ах}}}, \text{ руб./м,} \quad (8.13)$$

Полная цена машино-часов наиболее распространённых машин и механизмов приведена в табл.8.4.

Таблица 8.4.

Полная цена машино-часа эксплуатации забойных машин и механизмов.

№ пп	Наименование машин и механизмов	Полная цена машино-часа, руб.
1	Машины породопогрузочные ствольные:	
	- одногрейферные	2 160
	- двухгрейферные	2 700
2	Грузчики грейферные с ручным вождением ГП-0,25	290
3	Машины погрузочные пневматические для горизонтальных выработок сечением более 8 м <sup>2</sup>	540
4	Установки буровые ствольные для сечения более 30 м <sup>2</sup>	1 080
5	Комбайн СК-1у	9 000
6	Перфораторы телескопные	84

№ пп	Наименование машин и механизмов	Полная цена машино-часа, руб.
7	Перфораторы ручные	66
8	Отбойный молоток	26
9	Пневмовибратор	30
10	Забойный насос Н-1м	19
11	Насос погружной ВС-3	126
12	Телефонная аппаратура	26
13	Светильники шахтные	7,6

#### 3.4.4. Полная стоимость проходки 1 м ствола.

После суммирования стоимости 1 м ствола по элементам прямых нормируемых затрат (8.7), определения общешахтных (8.8), накладных (8.9) расходов и плановых накоплений (8.10) вычисляется полная стоимость проходки 1 м ствола следующим образом:

$$C_{\text{п}} = C_{\text{пн}} + C_{\text{о}} + C_{\text{н}} + C_{\text{пл}}, \text{ руб./м.} \quad (8.14)$$

Стоимость проходки 1 м<sup>3</sup> ствола в свету равна:

$$C'_{\text{п}} = C_{\text{п}}/S_{\text{св}}, \text{ руб./м}^3. \quad (8.15)$$

Общая стоимость проходки всего ствола составит:

$$C_{\text{ствола}} = C_{\text{п}} \cdot H_{\text{ств}}, \text{ руб.} \quad (8.16)$$

## СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Правила безопасности в угольных шахтах. - Донецк : Минуглеэнерго, 2016. - 217 с.
2. Правила безопасности при обращении со взрывчатыми материалами промышленного назначения : НПАОП 0.00-1.66-13. – Харьков : Форт, 2013. – 194 с.
3. Корчак, А. В. Инженерные задачи по дисциплине «Шахтное и подземное строительство» : учеб. пособие / А. В. Корчак, В. А. Пшеничный. - Москва : МГГУ, 2008. - Разд. 1 : Строительство вертикальных выработок. - 226 с.
4. Справочник инженера-шахтостроителя : в 2-х т. / под общ. ред. В. В.Белого. - Москва : Недра, 1983. - Т. 1 - 424 с.
5. Малевич, Н. А. Машины и комплексы оборудования для проходки вертикальных стволов / Н. А. Малевич. - Москва : Недра, 1975. - 342 с.
6. Насонов, И. Д. Технология строительства подземных сооружений : в 3-х ч. / И. Д. Насонов, В. А. Федюкин, М. Н. Шуплик. - Москва : Недра, - 1983. - Ч. 1 : Строительство вертикальных выработок. - 232 с.
7. Технология строительства горных предприятий / А. Г. Гузеев [и др.] . - Киев : Вища шк., 1986. - 391 с.
8. Миндели, Э. О. Сооружение и углубка вертикальных стволов шахт / Э. О. Миндели, Р. А. Тюркян. - Москва : Недра, 1982. – 312 с.
9. Технологические схемы сооружения вертикальных стволов : в 2-х ч. . - Харьков : ВНИИОМШС, 1979. - Ч. 1 : Оснащение и проходка вертикальных стволов обычным способом. - 273 с.
10. Единые нормы и расценки на строительные монтажные и ремонтно-строительные работы. Сб. Е 36 : Горнопроходческие работы. Вып.1 : Строительство угольных шахт и карьеров / Гос. ком. СССР по делам стр-ва. - Москва : Стройиздат, 1988. - 207 с.

## СОДЕРЖАНИЕ

1. Расчет, выбор сечения скипового, клетового и вентиляционного ствола...4	4
2. Обоснование материала и расчёт постоянной крепи ствола .....7	7
3. Определение параметров буровзрывных работ при проходке ствола .....9	9
4. Определение производительности погрузочных машин .....12	12
5. Расчёт вентиляции при проходке ствола .....15	15
6. Расчёт объёмов и трудоёмкости работ проходческого цикла .....17	17
7. Расчёт времени и построение графика организации работ проходческого цикла .....20	20
8. Расчёт технико-экономических показателей проходки ствола.....23	23
Список рекомендуемой литературы .....29	29

Методические указания  
для проведения практических занятий  
по дисциплине базовой части профессионального цикла учебного плана  
«Шахтное и подземное строительство. Строительство стволов»  
[Электронный ресурс] : для студентов уровня профессионального  
образования «специалист» специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации «Шахтное и подземное строительство» всех форм обучения

Составители:                    Борщевский Сергей Васильевич  
    Пшеничный Юрий Александрович

Редактор

Корректор

Техн. редактор