

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»
КАФЕДРА СТРОИТЕЛЬСТВА ЗДАНИЙ, ПОДЗЕМНЫХ
СООРУЖЕНИЙ И ГЕОМЕХАНИКИ

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

к практическим занятиям по дисциплинам
«Сооружение горизонтальных и наклонных выработок»
«Технология сооружения горных выработок»
«Основы горного дела. Строительная геотехнология»
«Геотехнология. Строительная»

Специальность: 21.05.04 «Горное дело»

РАССМОТРЕНО
на заседании кафедры
«Строительство зданий, подземных
сооружений и геомеханика»
Протокол № 12 от 26.04.2017 г.

УТВЕРЖДЕНО
на заседании учебно-
издательского совета ДОННТУ
Протокол № 4 от 22.05.2017 г.

Донецк
2017

Методические указания к практическим занятиям по дисциплинам «Сооружение горизонтальных и наклонных выработок», «Технология сооружения горных выработок», «Основы горного дела. Строительная геотехнология», «Геотехнология. Строительная» / сост.: А.Н. Шкуматов, В.Ф. Формос. – Донецк: ДОННТУ, 2017. – 60 с.

Приведены темы, необходимый теоретический и иллюстративный материал для выполнения 9-ти практических занятий по дисциплинам «Сооружение горизонтальных и наклонных выработок», «Технология сооружения горных выработок», «Основы горного дела. Строительная геотехнология», «Геотехнология. Строительная».

Предназначены для студентов высших учебных заведений всех форм обучения специальности 21.05.04 «Горное дело» специализаций «Шахтное и подземное строительство», «Взрывное дело», «Подземная разработка пластовых месторождений», «Технологическая безопасность и горно-спасательное дело», «Обогащение полезных ископаемых», «Горные машины и оборудование» и «Маркшейдерское дело».

Составители: А.Н. Шкуматов, доцент
В.Ф. Формос, доцент

Рецензенты: С.В. Борщевский, профессор
О.К. Мороз, профессор

Отв. за выпуск: С.В. Борщевский, зав. каф., проф.

СОДЕРЖАНИЕ

	стр.
ВВЕДЕНИЕ	4
ПЗ №1: Классификация горных выработок и вычерчивание их поперечных сечений. Изучение выработок на чертежах и макетах, их назначение и взаиморасположение.....	5
ПЗ №2: Методика определения размеров поперечного сечения выработки в свету, вчерне и в проходке. Требования ПБ. Ознакомление с «Альбомом унифицированных типовых сечений».....	7
ПЗ №3: Выбор параметров металлической арочной крепи. Расчет размеров поперечного сечения выработки вчерне и в проходке.....	10
ПЗ №4: Выбор технологической схемы проведения выработки. Ознакомление с паспортом БВР. Изучение ПБ по теме.....	17
ПЗ №5: Расчет проветривания тупикового забоя по нагнетательной схеме	26
ПЗ №6: Расчет сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном.....	36
ПЗ №7: Расчет объемов работ по процессам, расчет нормы выработки. Расчет состава комплексной проходческой бригады.....	39
ПЗ №8: Построение графика организации работ.....	45
ПЗ №9*: Определение технико-экономических показателей проведения выработки.....	50
ПЗ №9**: Изучение технологии строительства выработок в трудных горно-геологических условиях.....	55
ЛИТЕРАТУРА	59

ВВЕДЕНИЕ

Методические указания предназначены для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализаций «Шахтное и подземное строительство», «Взрывное дело», «Подземная разработка пластовых месторождений», «Технологическая безопасность и горно-спасательное дело», «Обогащение полезных ископаемых», «Горные машины и оборудование», «Маркшейдерское дело» при выполнении практических занятий по дисциплинам «Сооружение горизонтальных и наклонных выработок», «Технология сооружения горных выработок», «Основы горного дела. Строительная геотехнология», «Геотехнология. Строительная».

Ниже приведена таблица распределения тем практических занятий по академическим часам.

№ п/п	Тема занятия	Объем, час.
1	<i>Классификация горных выработок и вычерчивание их поперечных сечений. Изучение выработок на чертежах и макетах, их назначение и взаиморасположение.</i>	2
2	<i>Методика определения размеров поперечного сечения выработки в свету, вчерне и в проходке. Требования ПБ. Ознакомление с «Альбомом унифицированных типовых сечений»</i>	2
3	<i>Выбор параметров металлической арокной крепи. Расчет размеров поперечного сечения выработки вчерне и в проходке.</i>	2
4	<i>Выбор технологической схемы проведения выработки. Ознакомление с паспортом БВР. Изучение ПБ по теме.</i>	2
5	<i>Изучение схем проветривания тупикового забоя. ПБ по теме.</i>	2
6	<i>Расчет сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном.</i>	2
7	<i>Расчет объемов работ по процессам, расчет нормы выработки. Расчет состава комплексной проходческой бригады.</i>	2
8	<i>Построение графика организации работ.</i>	2
9*	<i>Определение технико-экономических показателей проведения выработки.</i>	1
9**	<i>Изучение технологии строительства выработок в трудных горно-геологических условиях.</i>	1
Итого:		17

* - для специализаций «Шахтное и подземное строительство», «Взрывное дело», «Подземная разработка пластовых месторождений» и «Технологическая безопасность и горно-спасательное дело»

** - для специализаций «Обогащение полезных ископаемых», «Горные машины и оборудование» и «Маркшейдерское дело»

ПЗ №1: Классификация горных выработок и вычерчивание их поперечных сечений. Изучение выработок на чертежах и макетах, их назначение и взаиморасположение

Цель занятия – изучение элементов залегания пласта, назначения и пространственного расположения горных выработок с использованием макетов и чертежей.

Элементами залегания пласта являются: линия простирания, линия падения (восстания), угол падения.

Линия простирания – условная линия, полученная в результате пересечения пласта горизонтальной секущей плоскостью.

Линия падения (восстания) – линия, перпендикулярная линии простирания, лежащая в плоскости пласта.

Угол падения – угол между линией падения (восстания) и ее проекцией на горизонтальную плоскость.

Назначение горных выработок [1].

Горная выработка – полость в толще земных пород, созданная искусственным путем.

Квершлаг – горизонтальная подземная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, проведенная по породам вкрест простирания. Предназначена для вскрытия пласта, транспорта горной массы, вентиляции, передвижения людей, водоотлива, прокладки кабелей, труб и линий связи.

Штрек – горизонтальная подземная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, проведенная по простиранию пласта. Предназначена для транспорта горной массы, вентиляции, передвижения людей, водоотлива, прокладки кабелей, труб и линий связи. Штреки, проводимые по породе, называют *полевыми*.

Бремсберг – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, пройденная по восстанию (в направлении снизу вверх) и предназначенная для спуска горной массы сверху вниз при помощи механических транспортных средств, передвижения людей, транспортирования грузов, материалов, вентиляции и водоотлива.

Уклон – наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность, пройденная по падению (в направлении сверху вниз) и предназначенная для подъема горной массы снизу вверх, передвижения людей, транспортирования грузов, материалов, вентиляции и водоотлива.

Восстающий – вертикальная или наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и имеющая выход на один или оба этажных горизонта. Предназначен для доставки материалов и оборудования, перемещения людей, проветривания и спуска горной массы. Имеет одно, два или три отделения, в т.ч. лестничное.

Рудоспуск – вертикальная или наклонная горная выработка для перепуска горной массы под действием собственного веса. Применяется как на подземных, так и на открытых горных работах (на карьерах в горной местности).

Форму поперечного сечения выбирают в зависимости от физико-механических свойств пересекаемых пород, возможного характера проявления и величины горного давления с учётом назначения и срока службы выработки, материала и типа крепи. Различают следующие формы сечений горных выработок (рис. 1.1): прямоугольная; сводчатая (а); трапецевидная; подковообразная (б); круглая (в).

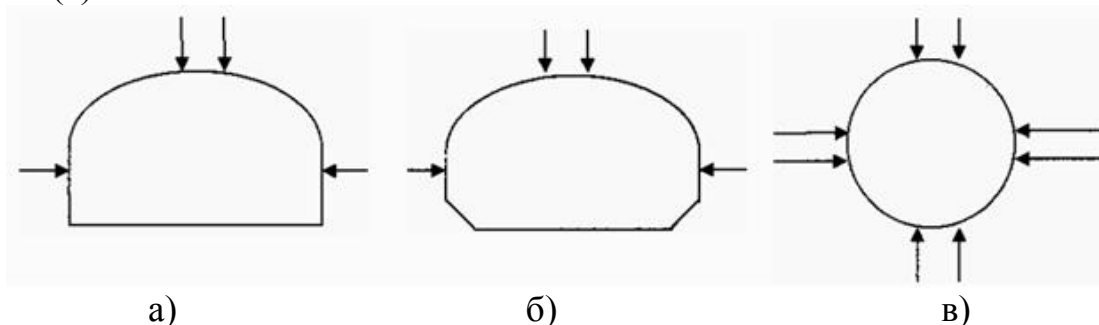


Рисунок 1.1 – Формы сечений горных выработок и направления воспринимаемого горного давления

Полезная площадь сечения зависит от её формы. В прямоугольных выработках вся площадь полезна и принимается за 100%.

Коэффициент излишка сечения (КИС) равен отношению площади $S_{выр.}$ сечения выработки с формой, отличной от прямоугольной, к площади сечения выработки прямоугольной формы $S_{прям.}$. Сравниваются сечения выработок для одних и тех же средств транспорта.

$$КИС = \frac{S_{выр.}}{S_{прям.}} \quad (1.1)$$

В выработках арочной формы КИС равен 1,15. В выработках круглой формы КИС равен 1,3.

Для закрепления теоретического материала студентам предлагается распознать приведенные на рис.1.2 выработки и дать их определения. При этом во всех случаях угол падения пласта $\alpha = 10^\circ$.

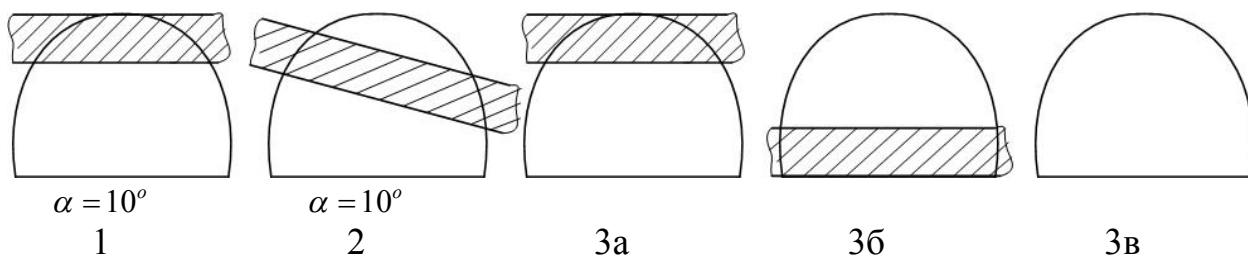


Рисунок 1.2 – Сечения горных выработок, проводимых смешанным забоем: 1 – уклон или бремсберг; 2 – штрек; 3 - квершлаг

ПЗ №2: Методика определения размеров поперечного сечения выработки в свету, вчерне и в проходке. Требования ПБ. Ознакомление с «Альбомом унифицированных типовых сечений»

Цель занятия – изучение методики определения размеров поперечных сечений выработок и требований ПБ по концентрации метана и допустимым скоростям движения воздушной струи.

Методика определения размеров поперечного сечения выработки в свету, вчерне и в проходке

Размеры выработки в свету устанавливают [2, 5] по ширине B_{mp} (формула 2.1) на высоте 1800 мм от почвы выработки (рис.2.1).

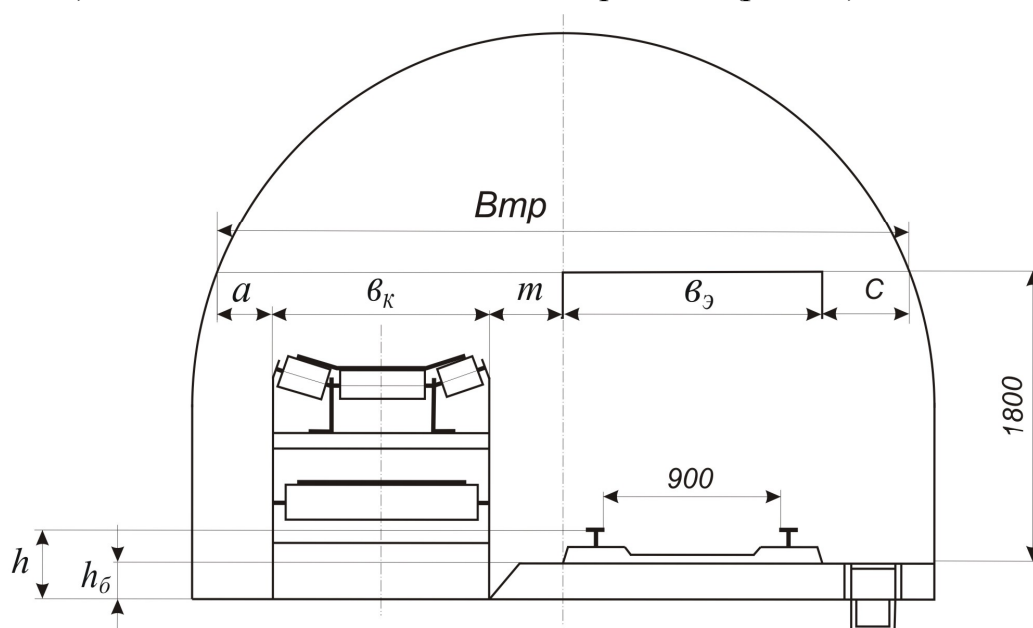


Рисунок 2.1 - Схема для определения B_{mp}

$$B_{mp} = a + b_k + b_э + m + c, \text{ мм}, \quad (2.1)$$

где a – минимально допустимый зазор по ПБ между элементом крепи и конвейером, 400 мм;

b_k – габаритная ширина конвейера, мм;

$b_э$ – ширина электровоза или вагонетки (принимается большее из значений), мм;

m – минимально допустимый зазор между конвейером и составом, 400 мм;

c – минимально допустимая ширина для прохода людей, 700 мм.

По значению B_{mp} из альбома [7] выбирают сечение, у которого B_{min} равно или является ближайшим большим к B_{mp} на высоте 1800 мм от почвы выработки. Для выбранного сечения там же приведено значение площади сечения выработки в свету после осадки, $\text{м}^2 - S_{св}^{после ос.}$.

На газовых шахтах выбранное сечение проверяют по скорости движения воздушной струи по формуле:

$$V = \frac{k \cdot g \cdot A_{\text{сут}}}{864 \cdot S_{\text{св}}^{\text{после ос.}} \cdot (d - d_0)}, \text{ м/с}, \quad (2.2)$$

где k - коэффициент неравномерности подачи воздуха, 1,45;
 g - выделение метана в выработке, м³/т;
 $A_{\text{сут}}$ - количество транспортируемого угля по выработке в сутки, т/сут;
 d, d_0 - допустимая концентрация метана в исходящей и свежей струе воздуха; принимается в соответствии с [5].

Рассчитанная скорость должна находиться в интервале: $V_{\text{min}} \leq V \leq V_{\text{дон}}$ [5].

При выполнении этого условия из [7] выбираем для данного сечения $S_{\text{св}}$ (площадь сечения выработки в свету до осадки), высоту $h_{\text{бал}}$ и ширину $l_{\text{бал}}$ балласта, $S_{\text{кан}}$ (площадь сечения водоотливной канавки). $S_{\text{фунд}}$ определяется только для бетонной крепи.

Для определения площади сечения выработки в черне $S_{\text{вч}}$ необходимо выполнить расчет крепи. Тогда с учётом толщины крепи и затяжки, площади балластного слоя, водоотливной канавки и фундамента (для бетонной крепи):

$$S_{\text{вч}} = S_{\text{св}} + S_{\text{кр}} + S_{\text{бал}} + S_{\text{кан}} + S_{\text{фунд}}, \text{ м}^2. \quad (2.3)$$

$$S_{\text{кр}} = (T_{\text{кр}} + 2 \cdot t_{\text{затяжки}}) \cdot P_{\text{кр}}, \text{ м}^2.$$

$$S_{\text{бал}} = h_{\text{бал}} \cdot l_{\text{бал}}, \text{ м}^2.$$

Площадь в проходке $S_{\text{пр}}$ принимают согласно выражения 2.4.

$$S_{\text{пр}} = (1,03 \div 1,12) S_{\text{вч}}, \text{ м}^2. \quad (2.4)$$

В качестве примера выполнен расчет для следующих условий:

- наименование выработки – магистральный конвейерный штрек;
- пересекаемые породы: кровля – песчаный сланец, $f_k = 5$; почва - песчаник, $f_n = 7$; пласт угля - $m_y = 0,6$ м, $f_y = 1,5$;
- угол падения пород, $\alpha = 20^\circ$;
- приток воды в забое: 1 м³/ч;
- пропускная способность водоотливной канавки: 100 м³/ч;
- эксплуатационное оборудование:
 - электровоз А14-2;
 - вагонетка ВГ-3,3;
 - ширина колеи 900 мм;
 - количество путей – 1;
 - конвейер 3Л-100;
- категория шахты по газу (метановыделение): 13 м³/т;
- длина выработки: 1100 м;
- глубина заложения выработки: 1000 м;
- количество угля, транспортируемого по выработке в сутки: 1200 т/сут;
- срок службы выработки: 5 лет.

$$B_{mp} = 400 + 1450 + 400 + 1360 + 700 = 4310 \text{ мм.}$$

Выбираем ближайшее большее сечение выработки с $B_{min} = 4510$ мм, для которого сечение в свету после осадки: $13,5 \text{ м}^2$.

Выбранное сечение проверяем по граничным в соответствии с [5] скоростям воздуха ($V_{min} = 0,7 \text{ м/с}$; $V_{max} = 4,0 \text{ м/с}$):

$$V = \frac{1200 \cdot 13 \cdot 1,45}{864 \cdot 13,5 \cdot (0,75 - 0,5)} = 7,76 > 4 \text{ м/с.}$$

Т.к. $V > V_{max}$, то данное сечение не подходит, но даже если мы примем самое большое возможное сечение, то данное условие не будет выполняться.

Выходом из сложившейся ситуации послужит проведение параллельной выработки, что уменьшит в 2 раза грузопоток. Следовательно, по одной выработке будет транспортироваться 600 т/сут.

$$V = \frac{600 \cdot 13 \cdot 1,45}{864 \cdot 13,5 \cdot (0,75 - 0,5)} = 3,88 < 4 \text{ м/с.}$$

Т.к. $V_{min} < V < V_{max}$ принимаем данное сечение (рис.2.2) выработки для дальнейших расчётов.

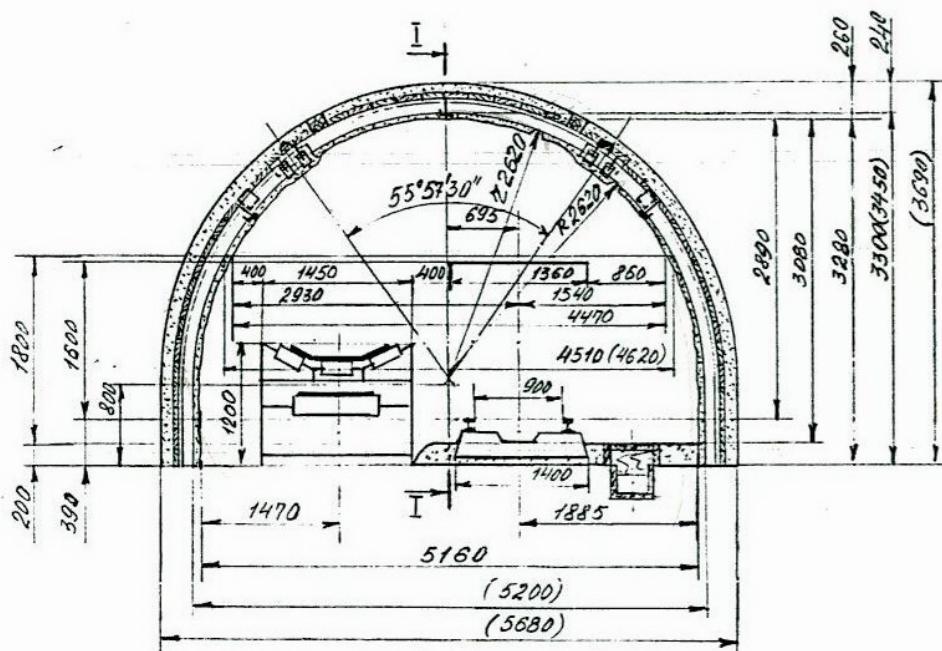


Рисунок 2.2 – Выбранное сечение выработки

Для этого сечения: $S_{св} = 14,4 \text{ м}^2$; $h_{бал} = 0,2 \text{ м}$; $l_{бал} = 2,7 \text{ м}$. $S_{кан} = 0,091 \text{ м}^2$ с учетом пропускной способности, равной $100 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Рассчитываем площадь балласта: $S_{бал} = 0,2 \cdot 2,7 = 0,54 \text{ м}^2$.

$$S_{вч} = 14,4 + 0,54 + S_{кр} + 0,091, \text{ м}^2.$$

Расчет крепи выполнен в следующем практическом занятии.

ПЗ №3: Выбор параметров металлической арочной крепи. Расчет размеров поперечного сечения выработки вчерне и в проходке.

Цель занятия – изучение методики расчета смещений пород и определения нагрузок на крепь.

Методика определения смещения пород на контуре выработки

Смещения пород на контуре поперечного сечения выработки за весь период ее службы вне зоны влияния очистных работ определяется дифференцированно в кровле и боках в соответствии со СНиП II -94-80 по формуле (3.1).

$$U = K_{\alpha} \cdot K_{\Theta} \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_T, \quad (3.1)$$

где U_T определяется по графикам рис.3.1 в зависимости от величин R_p и H_p .

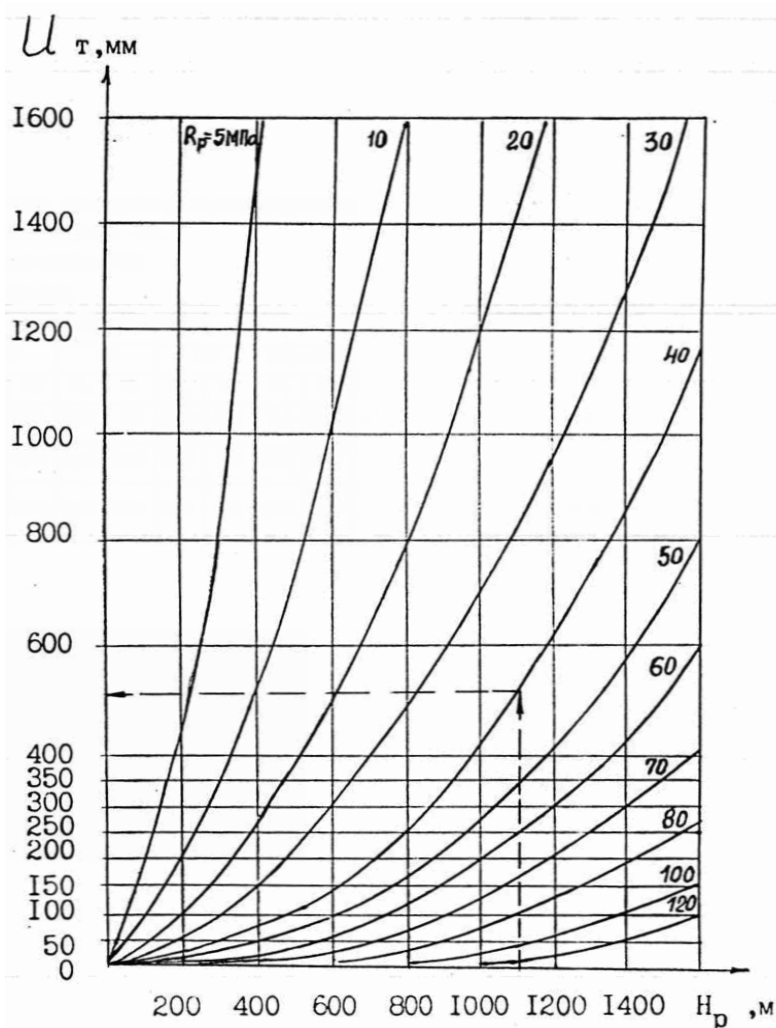


Рисунок 3.1 – Графики для определения типового смещения пород U_T

Значения R_p определяются с учетом всех пластов, содержащих выработку, мощностью не меньше 0,1 м, дизъюнктивных и других нарушений, ослабляющих их прочность. В расчетах принимается толщина пород, залегающих на расстоянии от контура сечения выработки в кровле – 1,5 В, в почве и боках – 1В.

Коэффициенты K_α, K_Θ принимаются по табл.3.1.

Таблица 3.1 – Значения коэффициентов K_α, K_Θ

Направление проведения выработки	Коэффициенты K_α, K_Θ в зависимости от угла падения пород, α , град.											
	до 20		21-30		31-40		41-50		51-60		более 70	
	K_α	K_Θ	K_α	K_Θ	K_α	K_Θ	K_α	K_Θ	K_α	K_Θ	K_α	K_Θ
По простиранию	1,00	0,35	0,95	0,55	0,80	0,80	0,65	1,20	0,60	1,70	0,60	2,35
Вкрест простирания	1,07	0,55	0,60	0,80	0,45	0,95	0,25	0,95	0,20	0,80	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,80	0,65	0,65	0,90	0,45	1,05	0,35	1,10	0,35	0,95

При определении смещения пород в кровле или почве $K_\Theta = 1$.

$$\text{Для кровли: } K_S = 0,2 \cdot (B - 1). \quad (3.2)$$

$$\text{Для боков: } K_S = 0,2 \cdot (H - 1). \quad (3.3)$$

Значение коэффициента K_B для одиночных выработок равно 1; для сопряжений с односторонним примыканием – 1,4; для сложных двусторонних сопряжений – 1,6; для параллельных выработок – по формуле (3.4).

$$K_B = \frac{B_1 + B_2}{L} \cdot K_L, \quad (3.4)$$

где $B_1 + B_2$ - суммарная ширина взаимовлияющих выработок в проходке, м;

L - расстояние между выработками, м.

Значения коэффициента K_L приведены в табл.3.2.

Таблица 3.2 – Значения коэффициентов K_L

Расчетная глубина расположения выработки, H_p , м	Коэффициент K_L при расчетном сопротивлении пород на сжатие R_p , МПа							
	по простиранию				вкрест простирания			
	<30	31-60	61-90	>120	<30	31-60	61-90	>120
до 300	3,5/2	1,8/1,6	1,5/1,3	1,2/1	1,8	1,5	1,2	1,0
301-600	4/2,5	2/1,8	1,7/1,5	1,4/1,2	2,2	1,8	1,5	1,2
601-900	4,5/3	2,5/2,1	2/1,7	1,6/1,4	2,6	2,1	1,7	1,4
901-1200	5/3,5	3,5/3	2,5/2	1,8/1,6	3,0	2,5	2,0	1,5
больше 1200	5,5/4	4/3,5	3/2,3	2/1,8	3,4	2,9	2,4	1,7

Примечания. В числителе K_L для выработок с α до 35° , в знаменателе – свыше 35° . Для выработок, расположенных под углом к простиранию, K_L принимается как среднее значение. При промежуточных значениях прочности пород K_L определяется путем интерполяции. Для наклонных выработок K_L принимается как для горизонтальных, проводимых по простиранию.

Для выработок, срок службы которых более 15 лет, $K_t = 1$. При меньшем сроке службы K_t определяется по графикам, приведенным на рис.3.2-3.3.

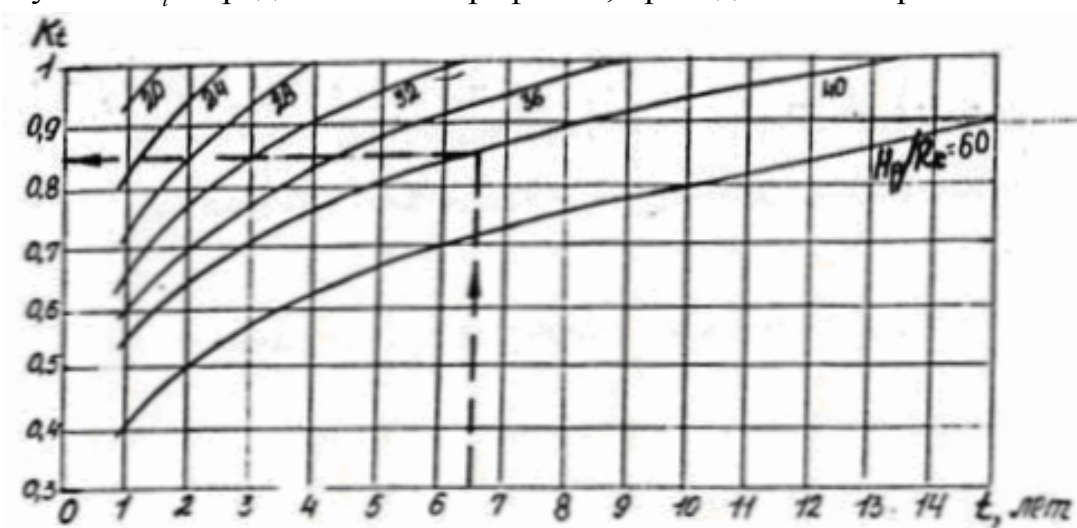


Рисунок 3.2 – График для определения коэффициента K_t при t от 1 года до 15 лет

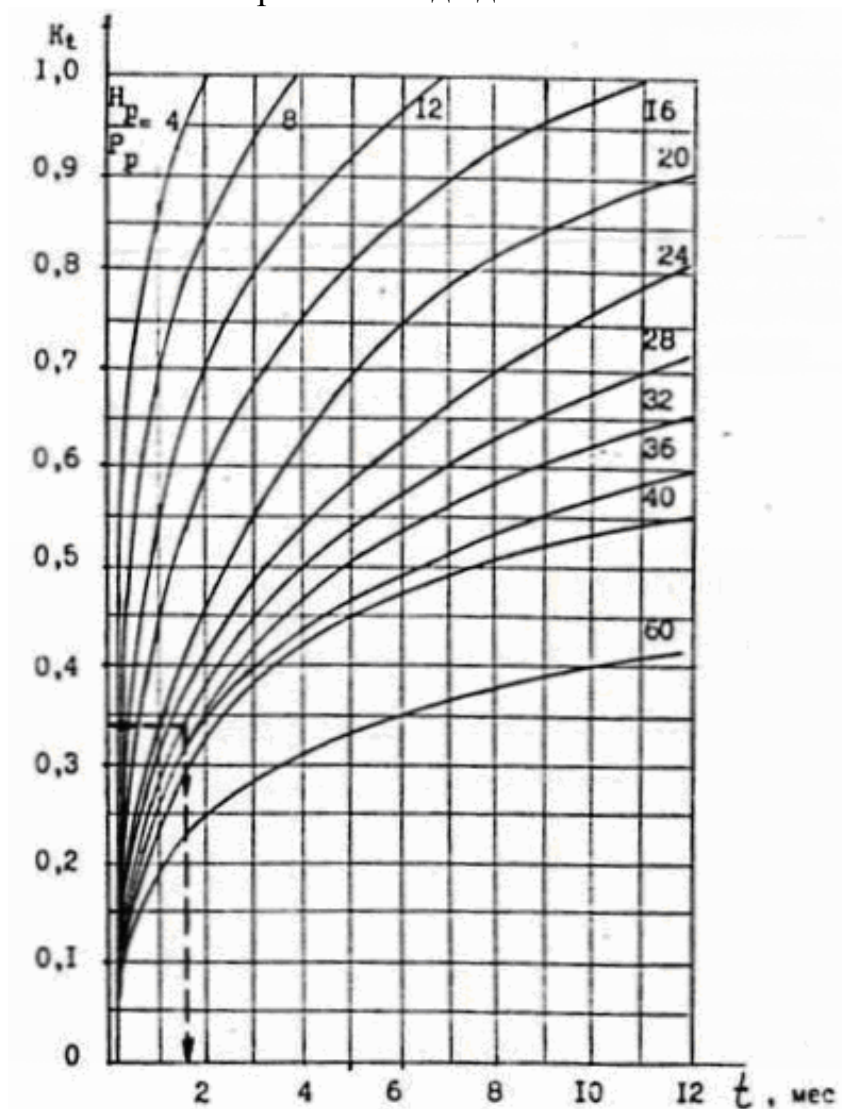


Рисунок 3.3 – График для определения коэффициента K_t при t менее 1 года

Методика определения расчетной нагрузки при рамных податливых крепях

Расчётную нагрузку на рамные податливые крепи определяют по формуле:

$$P_p = K_n \cdot K_n \cdot K_{np} \cdot B \cdot P_n^H, \quad (3.5)$$

где P_n^H - нормативная нагрузка на металлическую арочную податливую крепь, кПа, принимается по графику рис.3.4;

K_n - коэффициент перегрузки;

K_n - коэффициент надежности;

K_{np} - коэффициент, учитывающий технологию проведения выработки;

B – ширина выработки в проходке, м.

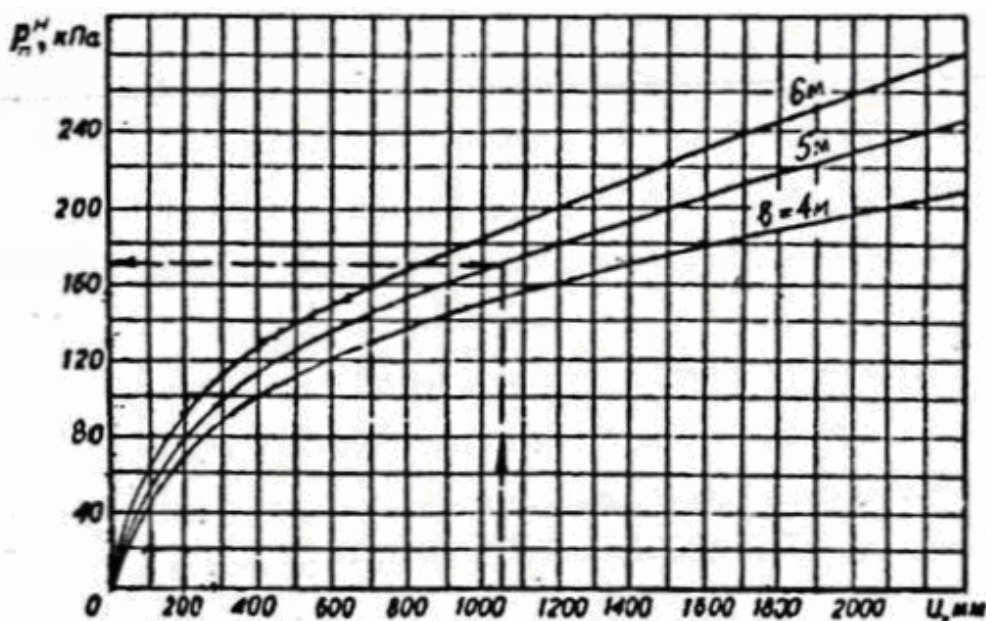


Рисунок 3.4 – График для определения нормативной нагрузки на податливую крепь

Значения коэффициента K_n приведены в табл.3.3.

Таблица 3.3 – Значения коэффициентов K_n

Величина смещений, U , мм	Коэффициент K_n для выработок	
	главных вскрывающих	магистральных и др.
до 50	1,25	1,10
50-200	1,10	1,05
200-500	1,05	1,00
более 500	1,00	1,00

Коэффициент надежности K_n принимается для главных приствольных выработок равным 1,1; для остальных – 1,0.

Коэффициент K_{np} при буровзрывной технологии проведения принимается равным 1,0; при комбайновой – по табл.3.4.

Таблица 3.4 – Значения коэффициентов K_{np}

Отношение H_p / R_p	до 16	16-20	20-25	более 25
Коэффициент	0,6	0,8	1,0	1,1

Полученная нагрузка действует на арку при расстоянии между ними, равном 1 м. Из табл.3.5 выбираем соответствующую арку.

Таблица 3.5 – Рабочее сопротивление металлических арок крепи КМП-А3

Сечение арки, м ²	Типоразмер спецпрофиля и сорт стали для его изготовления	Несущая способность крепи, кН/арку		
		в податливом режиме работы с замками типа		в жестком режиме работы
		ЗСД	ЗПК	
7,6	СВП 17 Ст.5 пс 1-I чи Ст.5 сп 1-I	180	200	297
	-	-	-	-
8,8	СВП 19 Ст.5 пс 1-I чи Ст.5 сп 1-I	200	230	330
	СВП 17 Ст. 20Г2АФ пс	200	230	400
10,8	СВП 22 Ст.5 пс 1-I чи Ст.5 сп 1-I	220	260	333
	СВП 19 Ст. 20Г2АФ пс	220	260	410
13,3	СВП 27 Ст.5 пс 1-I чи Ст.5 сп 1-I	250	290	406
	СВП 22 Ст. 20Г2АФ пс	250	290	440
15,0	СВП 33 Ст.5 пс 1-I чи Ст.5 сп 1-I	310	320	505
	СВП 27 Ст. 20Г2АФ пс	310	320	550
17,8	СВП 33 Ст.5 пс 1-I чи Ст.5 сп 1-I	310	320	485
	СВП 27 Ст. 20Г2АФ пс	310	320	530

Таблица 3.6 – Параметры арок крепи КМП-А3

Параметр крепи	Значение					
	7,6	8,8	10,8	13,3	15,0	17,8
Площадь сечения арки, м ²	7,6	8,8	10,8	13,3	15,0	17,8
Тип СВП	17	19	22	27	33	33
Податливость арки, мм	150	150	150	200/150*	200/150*	200/150*

* числитель – податливость арки при совмещенном тампонаже;

знаменатель – податливость арки при последующем тампонаже

Если нагрузка превышает несущую способность арки, увеличивают плотность их установки, уменьшая шаг крепи. Перерасчет количества рам на метр, n , производят по формуле (3.6).

$$n = \frac{P_p}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (3.6)$$

где N_s – несущая способность крепи, кН/арку.

Определяем шаг крепи по формуле (3.7).

$$L_{кр} = \frac{1}{n}, \text{ м}. \quad (3.7)$$

Пример

Выполнен в продолжение расчетов для условий, приведенных в ПЗ №2.

Определяем поправочные коэффициенты к типовому смещению пород:
 $K_s = 0,2 \cdot (5,68 - 1) = 0,936$.

$$K_B = \frac{B_1 + B_2}{L} \cdot K_L = \frac{5,68 + 5,68}{30} \cdot 3,5 = 1,325.$$

Определяем смещение пород:

$$U = 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,936 \cdot 1,325 \cdot 1,0 \cdot 275 = 120 \text{ мм}.$$

Определяем нормативную нагрузку:

P_n - нормативная нагрузка на крепь, определяется по графику, для смещений пород $U = 120$ мм и равна 70 кПа.

Определяем расчётную нагрузку на рамные податливые крепи:

$$P_p = 1,05 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 5,68 \cdot 70 = 417,48 \text{ кПа}.$$

Для выбранного типового сечения принимается крепь из спецпрофиля СВП-19: несущая способность 220 кН/раму; конструктивная податливость 200 мм, что больше $U = 120$ мм.

Поскольку несущая способность рамы крепи меньше ожидаемой нагрузки, корректируем плотность установки рам крепи.

$$n = \frac{P_p}{N_s} = \frac{417,48}{220} = 1,9 \text{ рам/м}.$$

Для этого значения шаг установки крепи равен:

$$L_{кр} = \frac{1}{1,9} = 0,52 \text{ м}.$$

Т.к. шаг установки крепи зависит от длины межрамных стяжек (расстрелов), окончательно принимаем $L_{кр} = 0,5$ м.

Определяем площадь, занимаемую крепью и затяжкой внахлестку.

Поскольку в [7] приведен периметр выработки после осадки, рассчитываем поправочный коэффициент, равный отношению ширины выработки до осадки к ширине выработки после осадки ($4,62/4,51$) на высоте 1800 мм от уровня балластного слоя.

$$S_{кр} = (0,102 + 2 \cdot 0,05) \cdot (4,62/4,51 \cdot 14,5 - 5,68) = 1,853 \text{ м}^2.$$

Добавляем это значение к рассчитанным в ПЗ №2.

$$S_{сч} = 14,4 + 0,54 + 1,853 + 0,091 = 16,88 \text{ м}^2.$$

Принимаем $S_{сч} = 16,9 \text{ м}^2$.

В соответствии со Строительными Нормами допустимые переборы породы при БВР в зависимости от коэффициента прочности породы по шкале проф. Протодяконова М.М. приведены в табл.3.6.

Таблица 3.6 - Допустимые переборы породы при БВР

$S_{сч}, \text{ м}^2$	Допустимые переборы породы, %		
	$f = 1,0-1,5$	$f = 2-9$	$f = 10-20$
< 8	5	10	12
8-15	4	8	10
> 15	3	5	7

Для рассматриваемых условий допустимый перебор породы равен 5%. Поэтому площадь сечения выработки в проходке определяется:

$$S_{пр} = 1,05 \cdot 16,9 = 17,75 \text{ м}^2.$$

Для расчета паспорта БВР применяется значение площади сечения выработки вчерне $S_{сч} = 16,9 \text{ м}^2$.

Для расчета сменной скорости проведения выработки при комбайновой технологии применяется значение площади сечения выработки в проходке $S_{пр} = 17,75 \text{ м}^2$.

ПЗ №4: Выбор технологической схемы проведения выработки. Ознакомление с паспортом БВР. Изучение ПБ по теме

Цель занятия – изучение принципов выбора технологии проведения выработки в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий, а также методики составления паспорта БВР.

Принципы выбора технологии проведения выработки

Технология проведения выработки зависит от [3]:

- прочности вмещающих пород;
- ожидаемых водопритоков при проведении;
- площади сечения выработки;
- угла наклона выработки;
- вид применяемой энергии.

Методику составления паспорта БВР рассмотрим на примере проведения магистрального откаточного штрека.

Условия проведения:

- пересекаемые породы:
 - кровля – песчаник прочностью 80 МПа;
 - почва – песчаник прочностью 70 МПа;
 - пласт угля $m_y=1,0$ м, прочность угля 15МПа;
- угол падения пласта 30°;
- метановыделение из пласта угля – 11 м³/т;
- средства транспорта на период эксплуатации выработки:
 - электровоз А14-2;
 - конвейер 3Л-100;
- длина выработки 540 м;
- глубина заложения 1020 м;
- площадь сечения выработки в черне $S_{вч}=18,7$ м²;
- срок службы – 10 лет.

Выбор технологии и технологической схемы проведения

Учитывая оборудование, размещаемое в выработке на период эксплуатации, выработка проводится с двусторонней подрывкой (верхней – по породам прочностью 80 МПа, нижней - по породам прочностью 70 МПа). Поэтому принимаем буровзрывную технологию проведения.

Для бурения шпуров и погрузки горной массы используется буропогрузочная машина непрерывного действия ПНБ-3Д с навесным бурильным оборудованием НБ-1А. Машина применяется при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок в шахтах опасных и неопасных по газу и пыли при прочности пород до 160 МПа.

Предусматривается отдельная выемка угля и породы, т.е. вначале производят взрывание по углю с его уборкой и креплением угольного забоя

деревянной временной (забойщицкой) крепью. Затем производят верхнюю и нижнюю породную подрывку.

Транспорт горной массы осуществляется при помощи ленточного телескопического конвейера 1ЛТ-80. Разделение грузопотоков породы и угля (загрузка вагонеток) производится на сопряжении. Это обеспечивает попутную добычу угля при проведении выработки.

Расчет паспортов БВР для угольного и породного забоев

Взрывание – раздельное: по углю и по породе.

Тип ВВ для угольного забоя - угленит 13П работоспособностью 180 см^3 , тип СИ – ЭДКЗ-ПКМ. Масса патрона – 0,2 кг. Длина заходки - 2,0 м.

Тип ВВ для породного забоя – аммонит Ф5 работоспособностью 265 см^3 , тип СИ – ЭДКЗ-ПКМ. Масса патрона - 0,25 кг. Длина заходки – 2,0 м.

Для угольного забоя

Для определения площадей угольного и породных забоев используем схему, приведенную на рис.4.1.

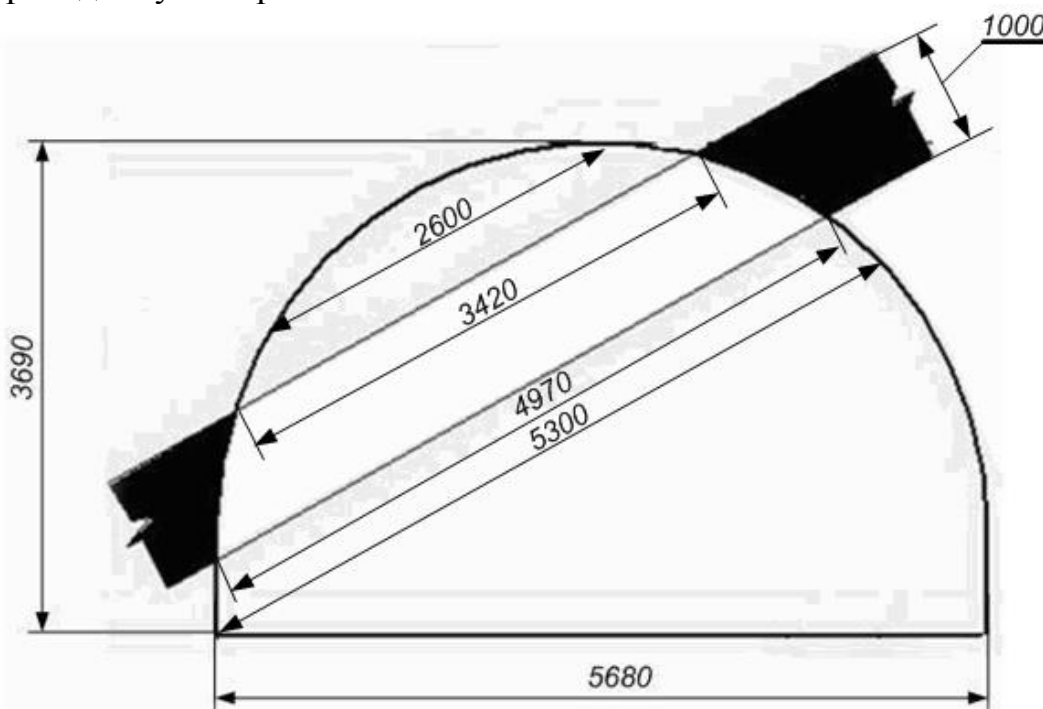


Рисунок 4.1 – Схема для определения площадей угольного и породных забоев

Коэффициент использования шпура (η) - 0,85 (для одной открытой поверхности). Глубина шпуров определяется по формуле [3]:

$$l_{ш.уг} = l_{зах}/\eta = 2,0 / 0,85 = 2,1 \text{ м.}$$

Площадь сечения угольного забоя (рассчитывается как площадь трапеции):

$$S_{вч.уг} = 1,0 \cdot (3,42 + 4,97) / 2 = 3,78 \text{ м}^2,$$

где 1,0 – средняя мощность угольного пласта, м.

Для породного забоя:

Коэффициента использования шпура - 0,95 (для двух открытых поверхностей). Глубина шпуров [3]:

$$l_{ш.н} = 2,0/0,95 = 2,05 \text{ м.}$$

Площадь сечения верхней подрывки (рассчитывается как площадь параболы):

$$S_{вч.п.в} = 2/3 \cdot (0,6 \cdot 3,42) = 1,3 \text{ м}^2,$$

где 0,6 – максимальная мощность верхней подрывки, м.

Площадь сечения нижней подрывки (оставшаяся площадь):

$$S_{вч.п.н} = 18,7 - 3,78 - 1,3 = 13,62 \text{ м}^2.$$

Удельный расход ВВ

Для угольного забоя:

Удельный расход ВВ определяют как среднее из значений, определенных по формулам проф. М.М. Протодьяконова и Н.М. Покровского [3]. По формуле проф. М.М. Протодьяконова:

$$q = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S_{вч}}} \right)^2 \cdot k \cdot e^{-1}, \text{ кг/м}^3,$$

где f - коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протодьяконова;

B_n – ширина породной подрывки, м;

k - коэффициент увеличения расхода ВВ при машинной погрузке для лучшего дробления породы, 1,3;

e - коэффициент работоспособности ВВ, $e = P_x/P_{эм}$,

P_x - работоспособность принятого ВВ, 180 см³;

$P_{эм}$ - работоспособность эталонного ВВ, 525 см³.

$$e^{-1} = 525/180 = 2,92;$$

$$q = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot 1,5} + \frac{1}{\sqrt{3,78}} \right)^2 \cdot 1,3 \cdot 2,92 = 1,71 \text{ кг/м}^3.$$

По универсальной формуле проф. Н.М. Покровского [3]:

$$q = q_1 \cdot s_1 \cdot V_1 \cdot e_1, \text{ кг/м}^3,$$

где q_1 – удельный расход ВВ при нормальном заряде выброса, $q_1 = 0,1 \cdot f$;

s_1 – коэффициент, учитывающий текстуру взрываеваемой породы, для пород с мелкой трещиноватостью равен 1,4;

V_1 – коэффициент, учитывающий зажим породы – при одной открытой поверхности принимают:

$$V_1 = 3 \cdot l_{ш} / \sqrt{S_{вч}};$$

e_1 – обратный коэффициент работоспособности ВВ, $e_1 = P_{эТ}/P_x$.

$$q_1 = 0,1 \cdot 1,5 = 0,15 \text{ кг/м}^3;$$

$$V_1 = 3 \cdot 2,1 / \sqrt{3,78} = 3,24;$$

$$e_1 = 380/180 = 2,11;$$

$$q = 0,15 \cdot 1,4 \cdot 3,24 \cdot 2,11 = 1,44 \text{ кг/м}^3.$$

Принимаем среднее значение, равное 1,58 кг/м³.

Для породного забоя:

Нижняя подрывка. По формуле проф. М.М. Протодяконова:

$$q = 0,15 \cdot \sqrt{f} \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{B} \right) \cdot k \cdot e^{-1}, \text{ кг/м}^3,$$

где B – ширина породного забоя по средней линии, параллельной открытой поверхности, 5,3 м.

$$e^{-1} = 525/265 = 1,98;$$

$$q = 0,15 \cdot \sqrt{7} \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot 7} + \frac{1}{5,3} \right) \cdot 1,3 \cdot 1,98 = 1,40 \text{ кг/м}^3.$$

По формуле проф. Н.М. Покровского:

$$e_1 = 380/265 = 1,43;$$

$$q = 0,7 \cdot 1,4 \cdot 1,6 \cdot 1,43 = 2,24 \text{ кг/м}^3;$$

где V_1 - коэффициент, учитывающий зажим породы, для пород почвы – 1,6.

Принимаем среднее значение q , равное 1,82 кг/м³.

Верхняя подрывка: По формуле проф. М.М. Протодяконова:

$$q = 0,15 \cdot \sqrt{8} \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot 8} + \frac{1}{2,6} \right) \cdot 1,3 \cdot 1,98 = 1,88 \text{ кг/м}^3.$$

По формуле Н.М. Покровского: $q = 0,8 \cdot 1,4 \cdot 1,2 \cdot 1,43 = 1,92 \text{ кг/м}^3$,

где V_1 - коэффициент, учитывающий зажим породы, для пород кровли – 1,2.

Принимаем q равным 1,90 кг/м³.

Расчетный расход ВВ на заходку ($Q_{расч}$) определяется по формуле

$$Q_{зах} = q \cdot V_{зах}, \text{ кг},$$

где q - удельный расход ВВ, кг/м³.

Определение объема взрываваемой породы на заходку

Для угольного забоя:

$$V_{зах} = l_{зах} \cdot S_{вч, уг};$$

$$V_{зах} = 2,0 \cdot 3,78 = 7,56 \text{ м}^3;$$

Для породного забоя:

$$\begin{aligned} \text{верхняя подрывка:} \quad V_{\text{зах}} &= 2,0 \cdot 1,3 = 2,1 \text{ м}^3; \\ \text{нижняя подрывка:} \quad V_{\text{зах}} &= 2,0 \cdot 13,62 = 27,2 \text{ м}^3; \end{aligned}$$

Определение расчетного расхода ВВ на заходку

Для угольного забоя:

$$Q_{\text{зах.у}} = q \cdot l_{\text{зах.у}} \cdot S_{\text{вч.у}} = 1,58 \cdot 2,0 \cdot 3,78 = 11,94 \text{ кг};$$

Для породного забоя:

$$\begin{aligned} \text{верхняя подрывка} \quad Q_{\text{зах.п.в}} &= 1,90 \cdot 2,0 \cdot 1,3 = 4,94 \text{ кг}; \\ \text{нижняя подрывка} \quad Q_{\text{зах.п.н}} &= 1,82 \cdot 2,0 \cdot 13,62 = 49,58 \text{ кг}; \end{aligned}$$

Определение количества шпуров на заходку

Для угольного забоя:

$$N_y = \frac{1,27 \cdot q_{\text{уг}} \cdot S_{\text{вч.уг}} \cdot \eta}{\Delta_n \cdot d_n^2 \cdot k_{\text{зан}}} = \frac{1,27 \cdot 1,58 \cdot 3,78 \cdot 0,85}{1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,46} = 9,83 \text{ шт},$$

где Δ_n – плотность патронирования для угленита 13П, 1100 кг/м³;
 d_n – диаметр патрона угленита 13П, 0,036 м;
 $k_{\text{зан}}$ – коэффициент заполнения шпура, 0,4-0,6.

Принимаем 10 шпуров.

Для породного забоя:

$$\text{верхняя подрывка} \quad N_{\text{н.в.}} = \frac{1,27 \cdot q_{\text{в}} \cdot S_{\text{вч.п.н.}} \cdot \eta}{\Delta_n \cdot d_n^2 \cdot k_{\text{зан}}} = \frac{1,27 \cdot 1,90 \cdot 1,3 \cdot 0,95}{1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,45} = 4,6 \text{ шт}.$$

Принимаем 5 шпуров.

$$\text{нижняя подрывка:} \quad N = \frac{1,27 \cdot q_{\text{н}} \cdot S_{\text{вч.п.н.}} \cdot \eta}{\Delta_n \cdot d_n^2 \cdot k_{\text{зан}}} = \frac{1,27 \cdot 1,82 \cdot 13,62 \cdot 0,95}{1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,45} = 46,6 \text{ шт}.$$

Принимаем 47 шпуров.

Определение массы шпурового заряда

Для угольного забоя:

$$q_{\text{ш.у}} = Q_{\text{зах.у}} / N_y = 11,94 / 10 = 1,19 \text{ кг}.$$

Т.к. масса патрона угленита 13П составляет 0,2 кг, принимаем 6 патронов.

Для породного забоя:

$$\begin{aligned} \text{верхняя подрывка} \quad q_{\text{ш.п.в}} &= 4,94 / 5 = 0,98 \text{ кг}; \text{ т.е. 4 патрона по } 0,25 \text{ кг}. \\ \text{нижняя подрывка:} \quad q_{\text{ш.п.н}} &= 49,58 / 47 = 1,05 \text{ кг}; \text{ т.е. 4 патрона по } 0,25 \text{ кг}. \end{aligned}$$

Определение длины забойки

$$l_{заб} = l_{ш} - l_{зар} = l_{ш} - l_n \cdot n_n, \text{ м.},$$

где $l_{ш}$ - длина шпура, м (для шпуров, перпендикулярных к плоскости забоя, равна глубине шпура; для остальных – глубина, деленная на синус угла наклона шпура к плоскости забоя);

l_n - длина патрона, м (0,18 м для угленита 13П, 0,26 м для аммонита Ф5);

n_n - количество патронов в шпуровом заряде.

Для угольного забоя: $l_{заб.у} = 2,10 - 0,18 \cdot 6 = 1,02 \text{ м.}$

Для породного забоя: $l_{заб.п} = 2,05 - 0,26 \cdot 4 = 1,01 \text{ м.}$

По [5] длина забойки должна быть не менее 0,5 м, следовательно, условие ПБ выполняется.

Конструкция забойки

В шахтах, опасных по газу и пыли, следует применять гидрозабойку в виде водонаполненных полиэтиленовых ампул с обратным клапаном или ингибиторная забойка в виде пастообразной массы, запатронированной в полиэтиленовые ампулы (ПЗМ-3) в сочетании с запирающей забойкой из водопроницаемых материалов (песка, граншлака, смеси глины с песком) длиной не менее 35 см.

Т.к. в выработке имеется выделение метана, принимается гидрозабойка в породном и угольном забоях в сочетании с запирающей забойкой из глины длиной 66 см и 67 см, соответственно.

Составление схемы расположения шпуров

Определение площади поперечного сечения выработки, приходящейся 1 шпур.

Для угольного забоя: $S' = S_{вч.уг} / N_y = 3,78 / 10 = 0,38 \text{ м}^2.$

Для породного забоя:

верхняя подрывка: $S' = 1,3 / 5 = 0,26 \text{ м}^2;$

нижняя подрывка: $S' = 13,63 / 47 = 0,29 \text{ м}^2.$

Приняв полученную площадь за круг – определим среднее расстояние между шпурами:

для угольного забоя:

$$a = \sqrt{\frac{4 \cdot S}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,38}{3,14}} = 0,70 \text{ м},$$

что более минимального, равного 0,6 м [5]. Шпуры располагаем в 2 ряда в шахматном порядке (схема приведена на рис.4.2). Сведения о шпурах и зарядов приведены в табл.4.1.

для породного забоя:

верхняя подрывка: $a = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,26}{3,14}} = 0,58 \text{ м};$

нижняя подрывка: $a = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,29}{3,14}} = 0,61 \text{ м};$

что более 0,3 м при взрывании по породе для $f \geq 7$ [5].

Определяем количество шпуров по почве выработки

$$N_n = l_1 / a + 1 = 5,68 / 0,61 + 1 = 10,3 \text{ шпуров},$$

где l_1 – ширина выработки вчере по почве, 5,680 м.

Принимаем 11 шпуров с учетом 1 шпура на канавку.

Остальные 36 шпуров располагают равномерно по площади сечения (оконтуривающие - по контуру выработки, остальные – рядами параллельно второй открытой поверхности). Расстояние между зарядом шпура и открытой поверхностью - не менее 0,3 м [5].

Схема расположения шпуров приведена на рис.4.3. Сведения о шпурах и зарядов приведены в табл.4.2.

Расхождение между расчетным и фактическим расходом ВВ

Расхождение не должно превышать 5%.

Для угольного забоя:

$$\Delta Q_y = \frac{\sum Q_{ф.у} - Q_{зах.у}}{Q_{зах.у}} \cdot 100\% = \frac{12,0 - 11,94}{11,94} \cdot 100\% = 0,5\%.$$

Для породного забоя:

Суммарное расчетное значение расхода ВВ для верхней и нижней подрывок равно:

$$Q_{зах.п.} = Q_{зах.п.в} + Q_{зах.п.н} = 4,94 + 49,58 = 54,52 \text{ кг}.$$

$$\Delta Q_{п.в} = \frac{\sum Q_{ф.п.} - Q_{зах.п.}}{Q_{зах.п.}} \cdot 100\% = \frac{52,0 - 54,52}{54,52} \cdot 100\% = -4,6\%.$$

Отклонения не превышают допустимого расхождения. Окончательно масса шпуровых зарядов и количество шпуров устанавливаются после 3-х опытных взрываний в забое, что подтверждается соответствующими актами.

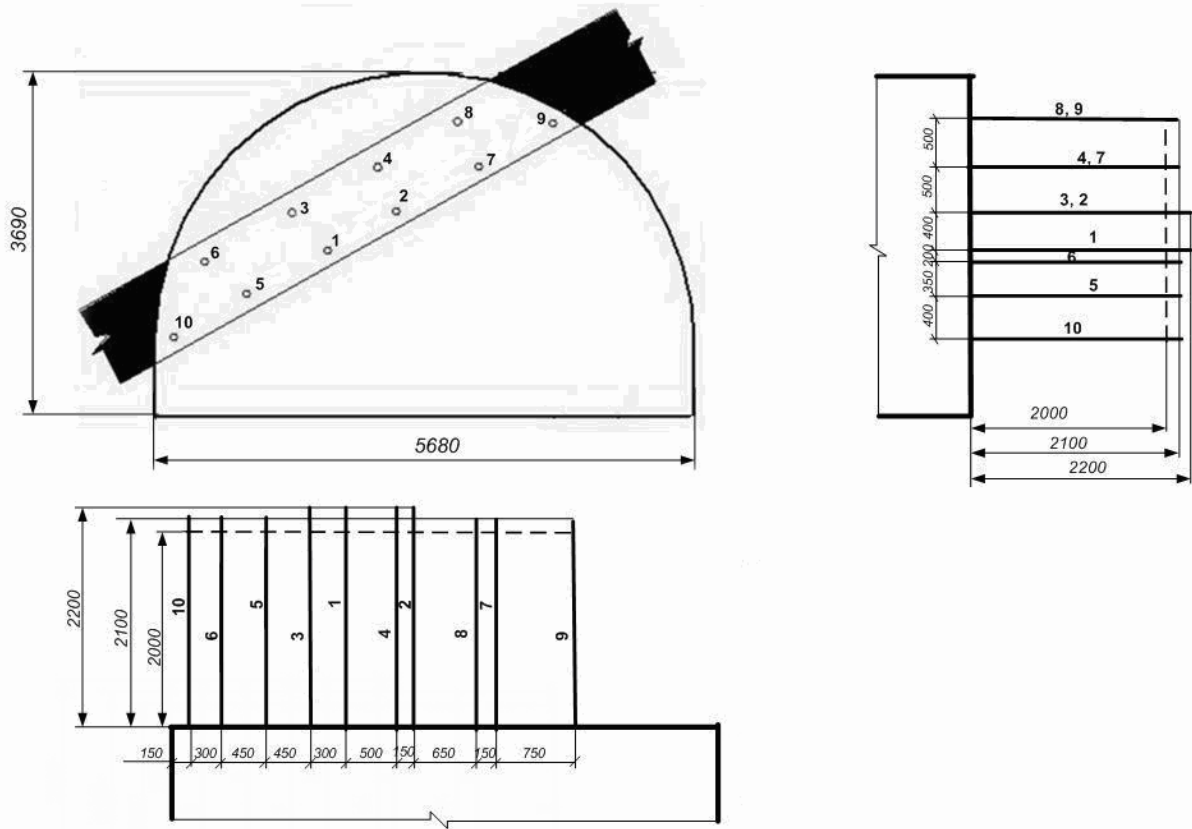


Рисунок 4.2 – Схема расположения шпуров в угольном забое

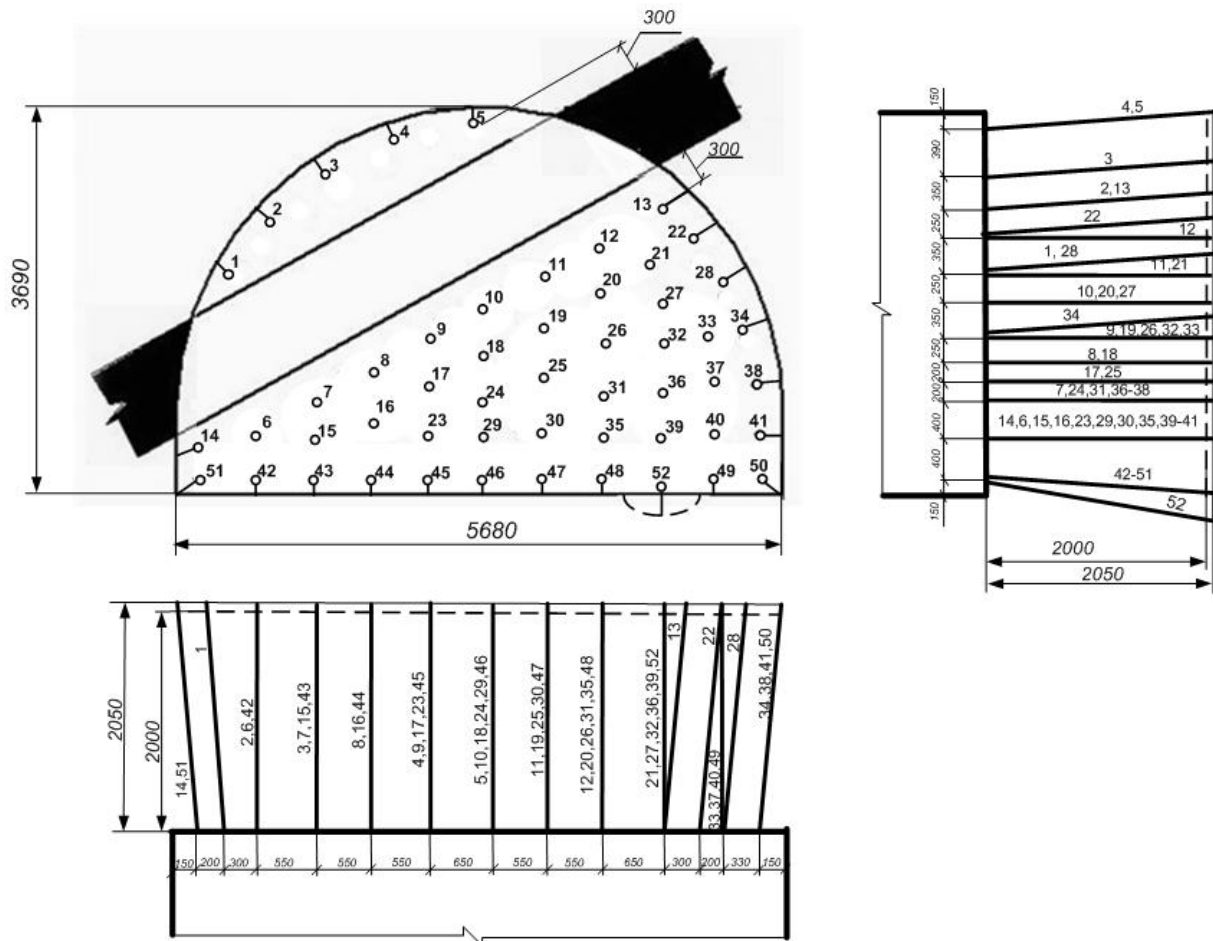


Рисунок 4.3 – Схема расположения шпуров в породном забое

Таблица 4.1 – Сведения о шпурах и зарядах в угольном забое

№ шпура	Длина шпура, м	Угол наклона, град.		Величина заряда, кг		Длина забойки, м	Очередность взрывания
		к вертикали	к горизонтали	шпура	группы шпуров		
1	2,20	90	90	1,2	1,2	1,12	ЭДКЗ - 0П
2	2,20	90	90	1,2	1,2	1,12	ЭДКЗ - 1ПКМ
3, 4	2,20	90	90	1,2	2,4	1,12	ЭДКЗ - 2ПКМ
5 - 8	2,10	90	90	1,2	4,8	1,02	ЭДКЗ - 3ПКМ
9, 10	2,10	90	90	1,2	2,4	1,02	ЭДКЗ - 4ПКМ

$$\sum Q_{\Phi} = 12,0$$

Таблица 4.2 – Сведения о шпурах и зарядах в породном забое

№ шпура	Длина шпура, м	Угол наклона, град.		Величина заряда, кг		Длина забойки, м	Очередность взрывания
		к вертикали	к горизонтали	шпура	группы шпуров		
1-5	2,10	85	85	1,0	5,0	1,06	ЭДКЗ - 0П
6-12	2,05	90	90	1,0	7,0	1,01	ЭДКЗ - 0П
13, 14	2,10	85	85	1,0	2,0	1,06	ЭДКЗ - 1ПКМ
15 - 21	2,05	90	90	1,0	7,0	1,01	ЭДКЗ - 2ПКМ
22	2,10	85	85	1,0	1,0	1,01	ЭДКЗ - 2ПКМ
23 - 27	2,05	90	90	1,0	5,0	1,01	ЭДКЗ - 3ПКМ
28	2,10	85	85	1,0	1,0	1,06	ЭДКЗ - 3ПКМ
29 - 33	2,05	90	90	1,0	5,0	1,01	ЭДКЗ - 4ПКМ
34	2,10	85	85	1,0	1,0	1,06	ЭДКЗ - 4ПКМ
35 - 37	2,05	90	90	1,0	3,0	1,01	ЭДКЗ - 5ПКМ
38	2,10	85	85	1,0	1,0	1,06	ЭДКЗ - 5ПКМ
39 - 40	2,05	90	90	1,0	2,0	1,01	ЭДКЗ - 6ПКМ
41	2,10	85	85	1,0	1,0	1,06	ЭДКЗ - 6ПКМ
42 - 49	2,10	90	85	1,0	8,0	1,06	ЭДКЗ - 7ПКМ
50 - 51	2,10	85	85	1,0	2,0	1,06	ЭДКЗ - 8ПКМ
52	2,15	90	85	1,0	1,0	1,11	ЭДКЗ - 8ПКМ

$$\sum Q_{\Phi} = 52,0$$

ПЗ №5: Расчет проветривания тупикового забоя по нагнетательной схеме

Цель занятия – изучение методики расчета проветривания тупикового забоя на газовой шахте по нагнетательной схеме при буровзрывной и комбайновой технологиях проведения выработок.

Расход воздуха для проветривания тупиковой выработки рассчитывается по следующим факторам:

- наибольшему числу людей работающих в забое;
- минимально допустимой в выработке скорости движения воздуха;
- минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве выработки с учетом его температуры и влажности;
- газам, образующимся при взрывных работах.

При комбайновой технологии проведения выработки расчет производится по трем первым факторам. При буровзрывной технологии – добавляется расчет по четвертому фактору.

По этим факторам расчет воздуха производится для призабойного пространства, а затем - для всей выработки.

Схема размещения оборудования для проветривания тупикового забоя выработки на газовой шахте при нагнетательной схеме приведена на рис.5.1.

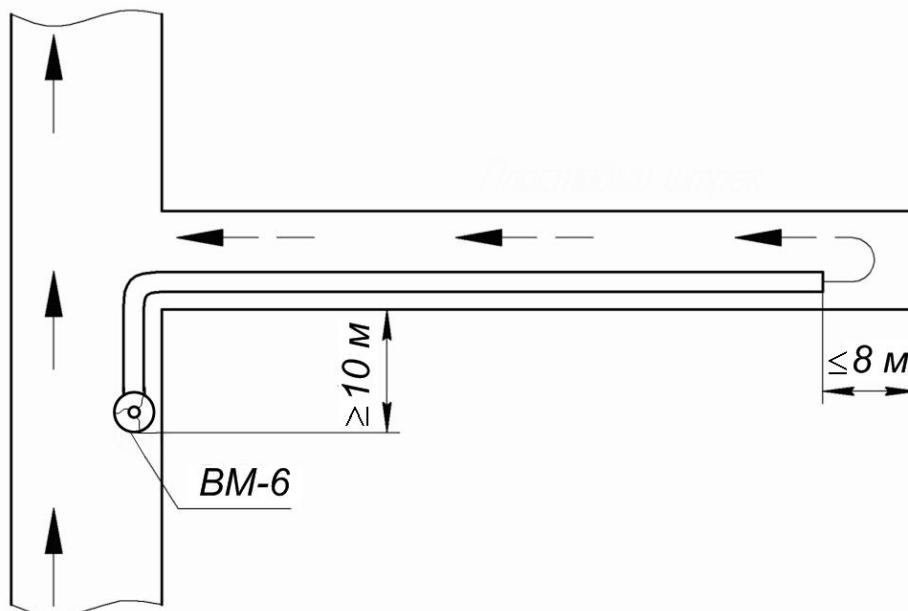


Рисунок 5.1 - Схема проветривания тупиковой выработки

Расход воздуха по наибольшему числу людей работающих в забое:

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

где n – максимальное число рабочих в смену, чел;
 $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ – расход воздуха на 1 человека.

Расчет по минимально допустимой скорости движения воздуха:

$$Q_{заб}^c = 60 \cdot V_{min} \cdot S_{св}^{до ос.}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (5.2)$$

где V_{min} – минимально допустимая скорость движения воздуха, м/с;
 $S_{св}^{до ос.}$ - площадь поперечного сечения выработки в свету до осадки, м².

Расчет по минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве выработки с учетом его температуры и влажности:

$$Q_{заб}^t = 20 \cdot V_{з.мин} \cdot S_{св}^{до ос.}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (5.3)$$

где $V_{з.мин}$ – минимально допустимая скорость движения воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры и относительной влажности, м/с.

Значения скорости движения воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры и относительной влажности приведены в табл.5.1.

Таблица 5.1 - Значения скорости движения воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры и относительной влажности

Скорость воздуха, м/с	Допустимая температура t °С при относительной влажности воздуха φ , %		
	75 и менее	76 - 90	Свыше 90
до 0,25	24	23	22
0,26-0,50	25	24	23
0,51-1,00	26	25	24
1,01 и более	26	26	25

Расчет по газам, образующимся при взрывных работах:

$$Q_{заб}^{ВВ} = \frac{2,25}{T} \cdot \sqrt[3]{\frac{V_{вв} \cdot (S_{св}^{до ос.})^2 \cdot l_n^2 \cdot K_{обв}}{K_{ут.пр}^2}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (5.3)$$

где T – максимальное время проветривания после взрыва, 30 мин;
 $V_{вв}$ – объём вредных газов, образующихся после взрывания, л:

$$V_{вв} = 100 \cdot B_{уг} + 40 \cdot B_{пор}, \quad (5.4)$$

где $B_{уг}$ и $B_{пор}$ - масса одновременно взрывааемых ВВ по углю и по породе, кг; при раздельном взрывании в расчетах используется наибольшее из двух слагаемых;

l_n – длина тупиковой части выработки, на которой происходит разжижение ядовитых газов от ВВ до допускаемых по ПБ концентраций, м; при длине выработки свыше 500 м принимается равным 500 м;

$K_{обв}$ – коэффициент обводненности выработки, принимается по табл.5.2;

$K_{ут.пр}$ - коэффициент утечки воздуха для трубопровода.

Таблица 5.2 - Значения коэффициента обводненности $K_{обв}$

Характеристика выработок	$K_{обв}$
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки, проводимые по сухим породам. Стволы сухие (приток до $1 \text{ м}^3/\text{ч}$) любой глубины и обводненные глубиной не более 200 м.	0,8
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки, частично проводимые по водоносным породам (влажные выработки). Стволы обводненные (приток до $6 \text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м. Капезж.	0,6
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки, проводимые на всю длину по водоносным породам или с применением стационарных водяных завес (обводненные выработки). Стволы обводненные (приток от 6 до $15 \text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м, капезж в виде дождя.	0,3
Стволы обводненные (приток более $15 \text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м. Капезж- ливень.	0,15

При нагнетательном способе проветривания, как правило, применяются гибкие вентиляционные трубы, а при всасывающем - жесткие. Ориентировочно диаметр гибких труб типов 1А и 1Б можно принимать согласно табл.5.3.

Коэффициент утечек воздуха для гибких трубопроводов из труб типа 1А (1Б) диаметром 0,6-1,0 м принимается по табл.5.3, $Q_{з.п}$ первоначально задается равным среднему из возможных значений, приведенных в таблице.

Таблица 5.3 - Значения коэффициента утечек воздуха для гибких вентиляционных трубопроводов из труб типа 1А и 1Б при длине звена 20 м

Расход воздуха в конце трубопровода, $\text{м}^3/\text{с}$	Коэффициент утечек воздуха, при длине трубопровода, м															
	50	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200	1400	1600	2000	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Для труб диаметром 0,6 м																
0,5	1,01	1,02	1,07	1,14	1,22	1,31	1,43	1,56	1,72	1,90	2,40	2,60	3,23	4,06	6,47	
1,0	1,01	1,03	1,08	1,15	1,24	1,36	1,50	1,67	1,87	2,11	2,40	3,12	4,14	5,57		
1,5	1,01	1,03	1,08	1,17	1,27	1,41	1,58	1,79	2,04	2,35	2,73	3,76	5,32			
2,0	1,01	1,03	1,09	1,18	1,30	1,46	1,66	1,91	2,23	2,62	3,42	4,54				
2,5	1,01	1,03	1,10	1,20	1,33	1,51	1,74	2,04	2,43	2,93	3,57					
3,0	1,01	1,03	1,10	1,21	1,36	1,57	1,83	2,19	2,65							
3,5	1,01	1,03	1,11	1,23	1,39	1,62	1,93	2,34								
4,0	1,01	1,03	1,12	1,24	1,43	1,68	2,03									
4,5	1,01	1,04	1,12	1,26	1,46	1,74										
5,0	1,01	1,04	1,13	1,28	1,49											
5,5	1,01	1,04	1,14	1,29	1,53											
6,0	1,01	1,04	1,14	1,31												
6,5	1,01	1,04	1,15	1,33												
7,0	1,01	1,04	1,16													
7,5	1,01	1,05	1,16													
8,0	1,01	1,05	1,17													

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Для труб диаметром 0,8 м															
0,5	1,01	1,01	1,04	1,08	1,13	1,18	1,24	1,31	1,39	1,47	1,57	1,79	2,04	2,35	3,13
1,0	1,01	1,02	1,04	1,08	1,13	1,19	1,26	1,34	1,43	1,52	1,63	1,89	2,21	2,60	3,63
1,5	1,01	1,02	1,05	1,09	1,14	1,21	1,28	1,37	1,46	1,58	1,70	2,01	2,39	2,87	4,23
2,0	1,01	1,02	1,05	1,09	1,15	1,22	1,30	1,39	1,50	1,63	1,77	2,13	2,58	3,17	4,90
2,5	1,01	1,02	1,05	1,10	1,16	1,23	1,32	1,42	1,54	1,69	1,85	2,25	2,79	3,50	
3,0	1,01	1,02	1,05	1,10	1,17	1,24	1,34	1,45	1,59	1,74	1,93	2,39	3,02	3,88	
3,5	1,01	1,02	1,05	1,11	1,17	1,26	1,36	1,48	1,63	1,80	2,01	2,53	3,26	4,29	
4,0	1,01	1,02	1,06	1,11	1,18	1,27	1,38	1,52	1,67	1,87	2,09	2,68	3,53	4,75	
4,5	1,01	1,02	1,06	1,11	1,19	1,29	1,40	1,55	1,72	1,93	2,18	2,85	3,82		
5,0	1,01	1,02	1,06	1,12	1,20	1,30	1,43	1,58	1,77	2,00	2,27				
5,5	1,01	1,02	1,06	1,12	1,21	1,31	1,45	1,61	1,82	2,06	2,37				
6,0	1,01	1,02	1,06	1,13	1,22	1,33	1,47	1,65	1,86	2,13	2,47				
6,5	1,01	1,02	1,07	1,13	1,22	1,34	1,49	1,68	1,92	2,21	2,57				
7,0	1,01	1,02	1,07	1,14	1,23	1,36	1,52	1,72	1,97	2,28					
7,5	1,01	1,02	1,07	1,14	1,24	1,37	1,54	1,75	2,02	2,36					
8,0	1,01	1,02	1,07	1,15	1,25	1,39	1,56	1,79	2,08						
8,5	1,01	1,02	1,07	1,15	1,26	1,40	1,59	1,83	2,13						
9,0	1,01	1,02	1,07	1,16	1,27	1,42	1,61								
9,5	1,01	1,02	1,08	1,16	1,28	1,43	1,64								
10,0	1,01	1,02	1,08	1,16	1,29	1,45	1,66								
Для труб диаметром 1,0 м															
0,5	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,12	1,16	1,21	1,26	1,32	1,38	1,51	1,67	1,84	2,27
1,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,13	1,17	1,22	1,27	1,33	1,40	1,55	1,72	1,92	2,42
1,5	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,13	1,18	1,23	1,29	1,35	1,42	1,59	1,78	2,00	2,58
2,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,14	1,19	1,24	1,30	1,37	1,45	1,62	1,84	2,09	2,75
2,5	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,14	1,19	1,25	1,32	1,39	1,47	1,66	1,90	2,18	2,93
3,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,15	1,20	1,26	1,33	1,41	1,50	1,71	1,96	2,27	3,13
3,5	1,00	1,01	1,03	1,07	1,11	1,15	1,21	1,27	1,35	1,43	1,53	1,75	2,03	2,37	3,34
4,0	1,00	1,01	1,04	1,07	1,11	1,16	1,22	1,29	1,36	1,45	1,55	1,79	2,09	2,48	3,56
4,5	1,00	1,01	1,04	1,07	1,11	1,16	1,23	1,30	1,38	1,47	1,58	1,84	2,16	2,58	3,80
5,0	1,00	1,01	1,04	1,07	1,12	1,17	1,23	1,31	1,39	1,49	1,61	1,88	2,24	2,69	
5,5	1,00	1,01	1,04	1,07	1,12	1,17	1,24	1,32	1,41	1,51	1,63	1,93	2,31	2,81	
6,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,12	1,18	1,25	1,33	1,43	1,54	1,66	1,98	2,39	2,93	
6,5	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,19	1,26	1,34	1,44	1,56	1,69	2,03	2,47		
7,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,19	1,27	1,35	1,46	1,58	1,72	2,08	2,55		
7,5	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,20	1,27	1,37	1,47	1,60	1,75	2,13			
8,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,14	1,20	1,28	1,38	1,49	1,63	1,78	2,18			
8,5	1,00	1,01	1,04	1,08	1,14	1,21	1,29	1,39	1,51	1,65	1,81	2,23			
9,0	1,00	1,01	1,04	1,09	1,14	1,21	1,30	1,40	1,53	1,67	1,84	2,29			
9,5	1,00	1,01	1,04	1,09	1,15	1,22	1,31	1,41	1,54	1,70	1,88	2,35			
10,0	1,00	1,00	1,04	1,09	1,15	1,22	1,31	1,43	1,56	1,72	1,91				

Затем $Q_{з.н}$ принимается равным рассчитанному $Q_{заб}^{BB}$, уточняется значение коэффициента утечек воздуха. И производится окончательный расчет.

Для уменьшения коэффициента утечек воздуха и аэродинамического сопротивления гибких трубопроводов следует применять комбинированный вентиляционный трубопровод из гибких труб типов 1А и 1Б и введенного внутрь их полиэтиленового рукава и конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава.

Комбинированный трубопровод рекомендуется применять при диаметре труб 0,6 м и более и длине трубопровода более 400 м. Длина конечного участка без полиэтиленового рукава составляет 150-200 м. (комбинированный трубопровод допускается применять только со специальным пускорегулирующим устройством.)

При использовании комбинированного гибкого трубопровода коэффициент утечек воздуха определяется по формуле:

$$K_{ум.тр} = k_{ум.тр_1} \cdot k_{ум.тр_2}, \quad (5.5)$$

где $k_{ум.тр_1}$ - коэффициент утечек воздуха для конечного участка трубопровода (без полиэтиленового рукава) - по табл.5.3;

$k_{ум.тр_2}$ - коэффициент утечек воздуха для участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом (табл.5.4).

При определении значения $k_{ум.тр_2}$ по табл.5.4 новое значение величины расхода воздуха в конце трубопровода $Q'_{з.н}$ следует определять по формуле:

$$Q'_{з.н} = Q_{з.н} \cdot k_{ум.тр_1}, \text{ м}^3/\text{мин}. \quad (5.6)$$

Таблица 5.4 – Значения коэффициентов утечек воздуха для трубопроводов с полиэтиленовым рукавом

Длина трубопровода, м	Диаметр трубопровода, м	Значения коэффициента утечек воздуха при $Q_{з.н}$, м ³ /мин			
		до 150	151-300	301-450	451-600
до 500	0,6-1,0	1,01-1,01	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01
501-600	0,6-1,0	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01	1,08-1,01
601-800	0,6-1,0	1,04-1,01	1,07-1,01	1,11-1,01	1,15-1,02
801-1000	0,6-1,0	1,04-1,01	1,10-1,02	1,15-1,02	1,19-1,03
1001-1500	0,6	1,11	1,23	1,25	-
	0,8-1,0	1,03-1,02	1,06-1,03	1,11-1,05	1,14-1,06
1501-2000	0,6	1,19	1,45	1,71	-
	0,8-1,0	1,06-1,03	1,14-1,06	1,19-1,09	1,28-1,12
2001-2500	0,6	1,38	1,56	-	-
	0,8-1,0	1,12-1,04	1,23-1,10	1,35-1,4	1,40-1,19

Из всех рассчитанных значений выбирается наибольшее и по нему производится расчет производительности вентилятора:

$$Q_{\text{вент}} = Q_{\text{з.п}} \cdot K_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (5.7)$$

Для максимальной длины трубопровода и его диаметра определяется напор вентилятора:

$$h_{\text{вент}} = R_{\text{тр.э}} \cdot Q_{\text{вент}}^2 \cdot \left(\frac{0,59}{K_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ Па,} \quad (5.8)$$

где $R_{\text{тр.э}}$ - аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, даПа·с²/м⁶.

$$R_{\text{тр.э}} = r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр}} + 20 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_2), \text{ даПа} \cdot \text{с}^2/\text{м}^6, \quad (5.9)$$

где $r_{\text{тр}}$ - удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, кμ/м; для труб типа 1А, 1Б при длине звена 20 м принимается для диаметров 0,2 м равным 7,86 кμ/м, 0,3 м - 1,33 кμ/м, 0,4 м - 0,304 кμ/м, 0,5 м - 0,177 кμ/м, 0,6 м - 0,071 кμ/м, 0,8 м - 0,0161 кμ/м, 1,0 м - 0,0053 кμ/м;

$d_{\text{тр}}$ - диаметр трубопровода, м;

n_1 и n_2 - число поворотов трубопроводов на 90° и 45° соответственно.

Аэродинамическое сопротивление гибкого комбинированного вентиляционного трубопровода $R_{\text{тр.к}}$, даПа·с²/м⁶, определяется по формуле:

$$R_{\text{тр.к}} = r_{\text{тр}_1} \cdot (l_{\text{тр}_1} + 20 \cdot d_{\text{тр}_1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}_1} \cdot n_2) + r_{\text{тр}_2} \cdot (l_{\text{тр}_2} + 20 \cdot d_{\text{тр}_2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}_2} \cdot n_2), \quad (5.10)$$

где $r_{\text{тр}_1}$ - соответствует $r_{\text{тр}_1}$ из формулы (5.9);

$l_{\text{тр}_1}$ - длина конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава, м;

$d_{\text{тр}_1}$ - диаметр конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава, м;

$r_{\text{тр}_2}$ - удельное аэродинамическое сопротивление трубопровода с полиэтиленовым рукавом; принимается равным для диаметра трубопровода 0,6 м - 0,0194 кμ/м; 0,8 м - 0,0046 кμ/м; 1,0 м - 0,00153 кμ/м;

$l_{\text{тр}_2}$ - длина участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом, м;

$d_{\text{тр}_2}$ - диаметр участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом, м.

Выбор вентилятора местного проветривания

Тип вентилятора местного проветривания выбирается по расчётным параметрам $Q_{\text{вент}}$ и $h_{\text{вент}}$ путём их нанесения на его аэродинамическую характеристику.

Аэродинамические характеристики промышленных вентиляторов приведены на рис.5.2-5.5.

Расчетная точка должна попасть в область работы выбранного вентилятора. Если расчетные параметры выходят за пределы аэродинамической характеристики, то следует выбрать более мощный вентилятор.

В соответствии с требованиями [3] вентилятор для проветривания строящейся тупиковой выработки устанавливается в эксплуатируемой выработке, проветриваемой за счет общешахтной депрессии, со стороны свежей струи. Вентилятор не должен отбирать более 70% воздуха, проходящего по эксплуатируемой выработке.

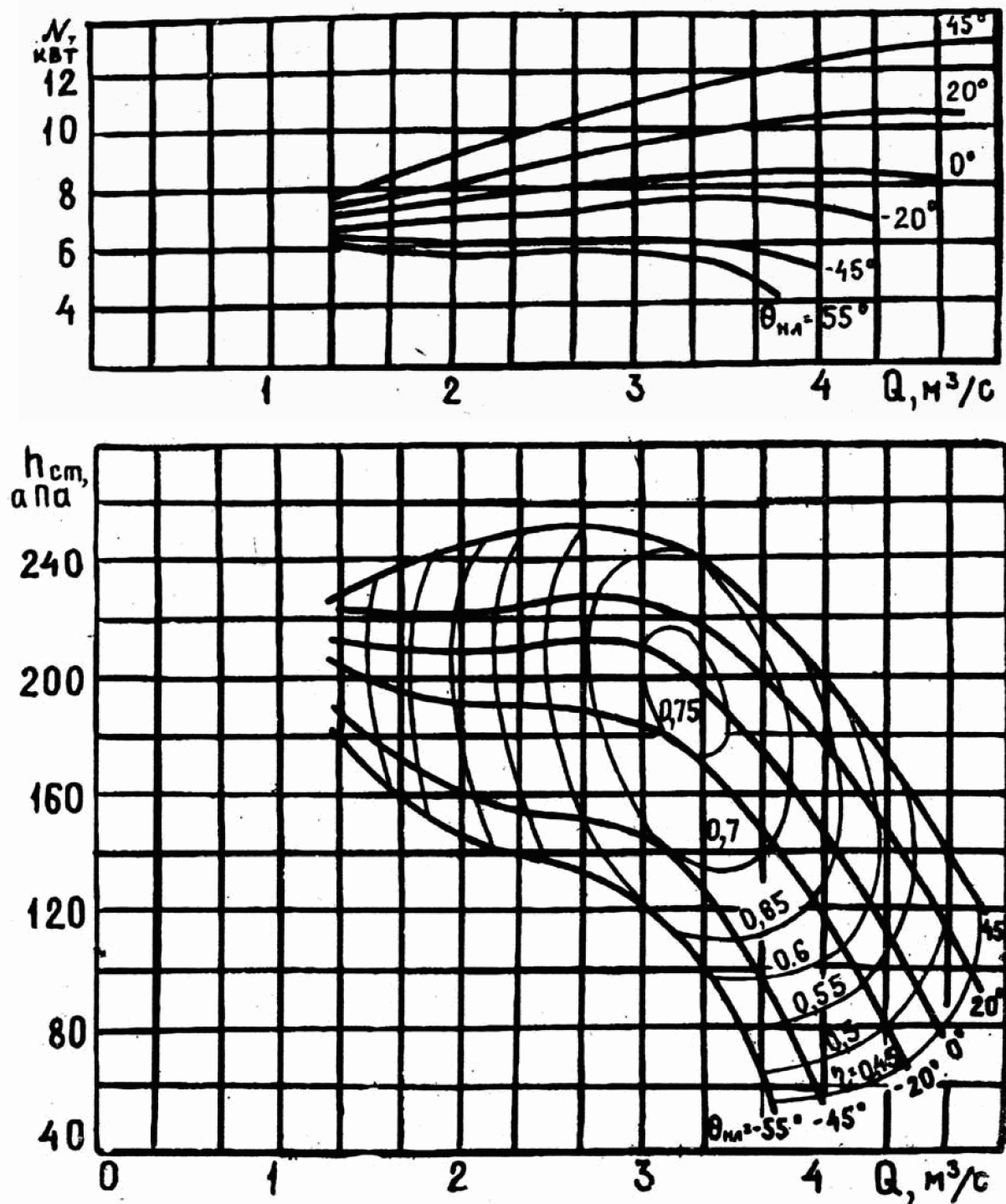


Рисунок 5.2 - Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-5

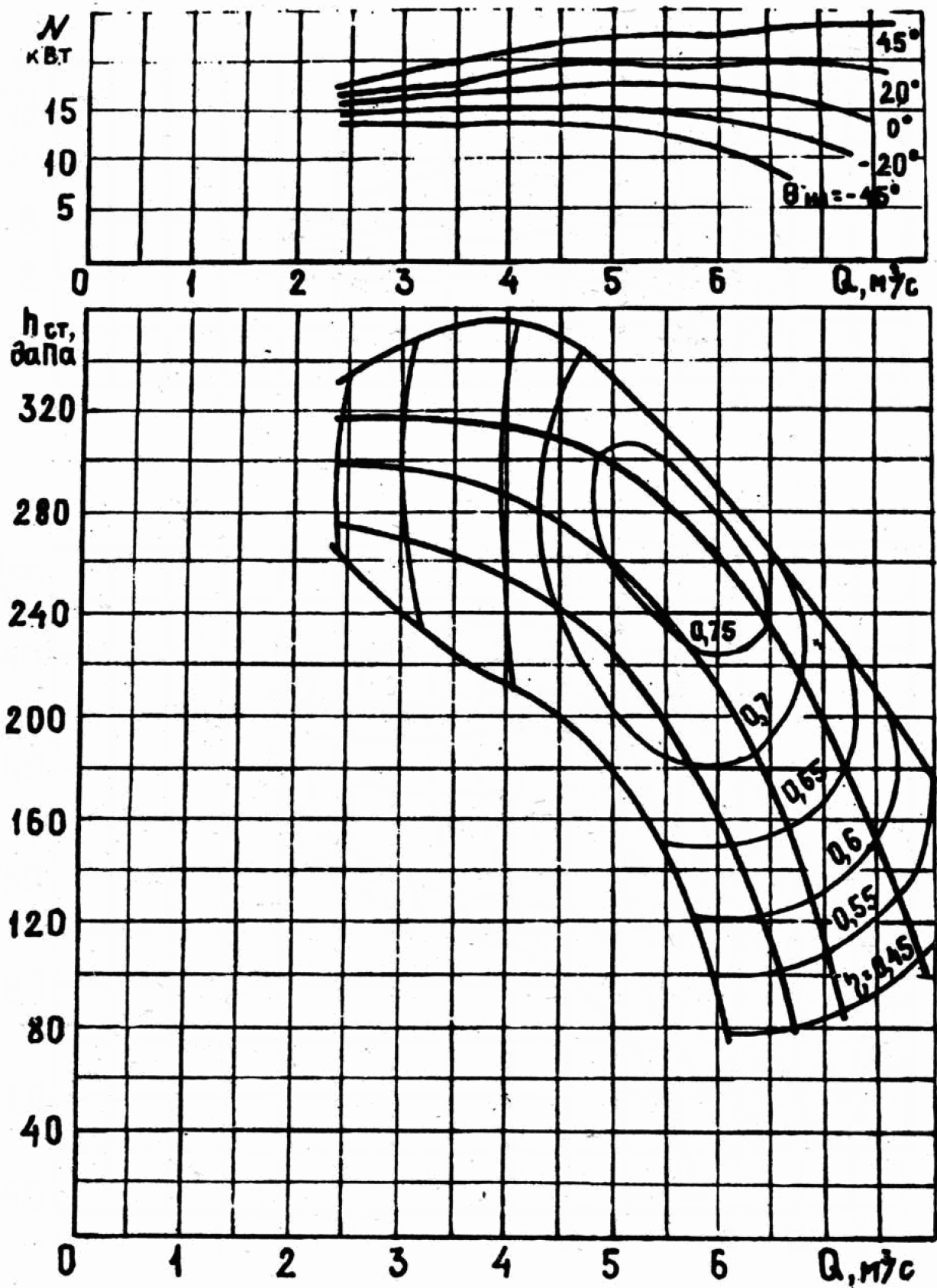


Рисунок 5.3 - Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-6

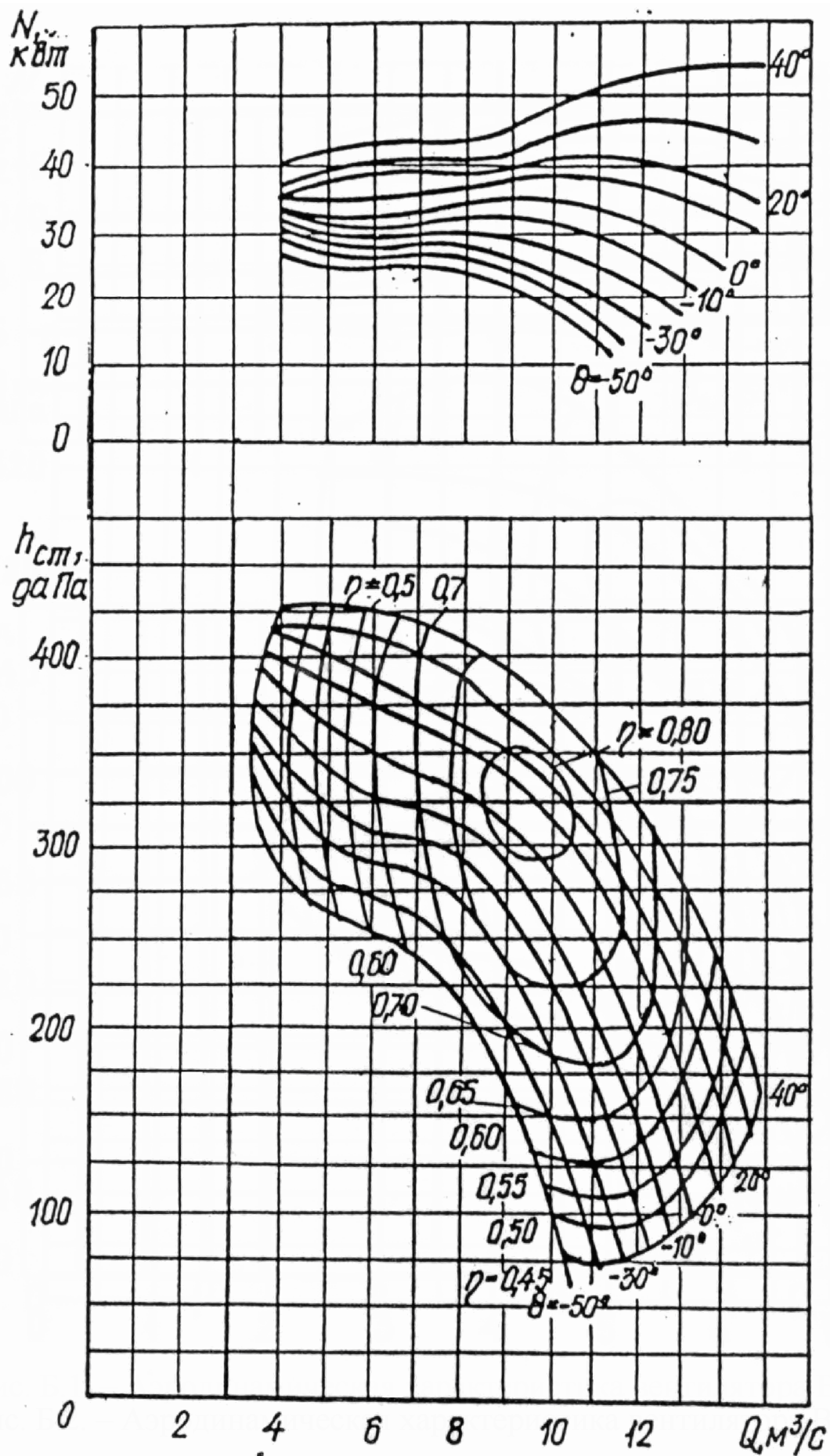


Рисунок 5.4 - Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-8М

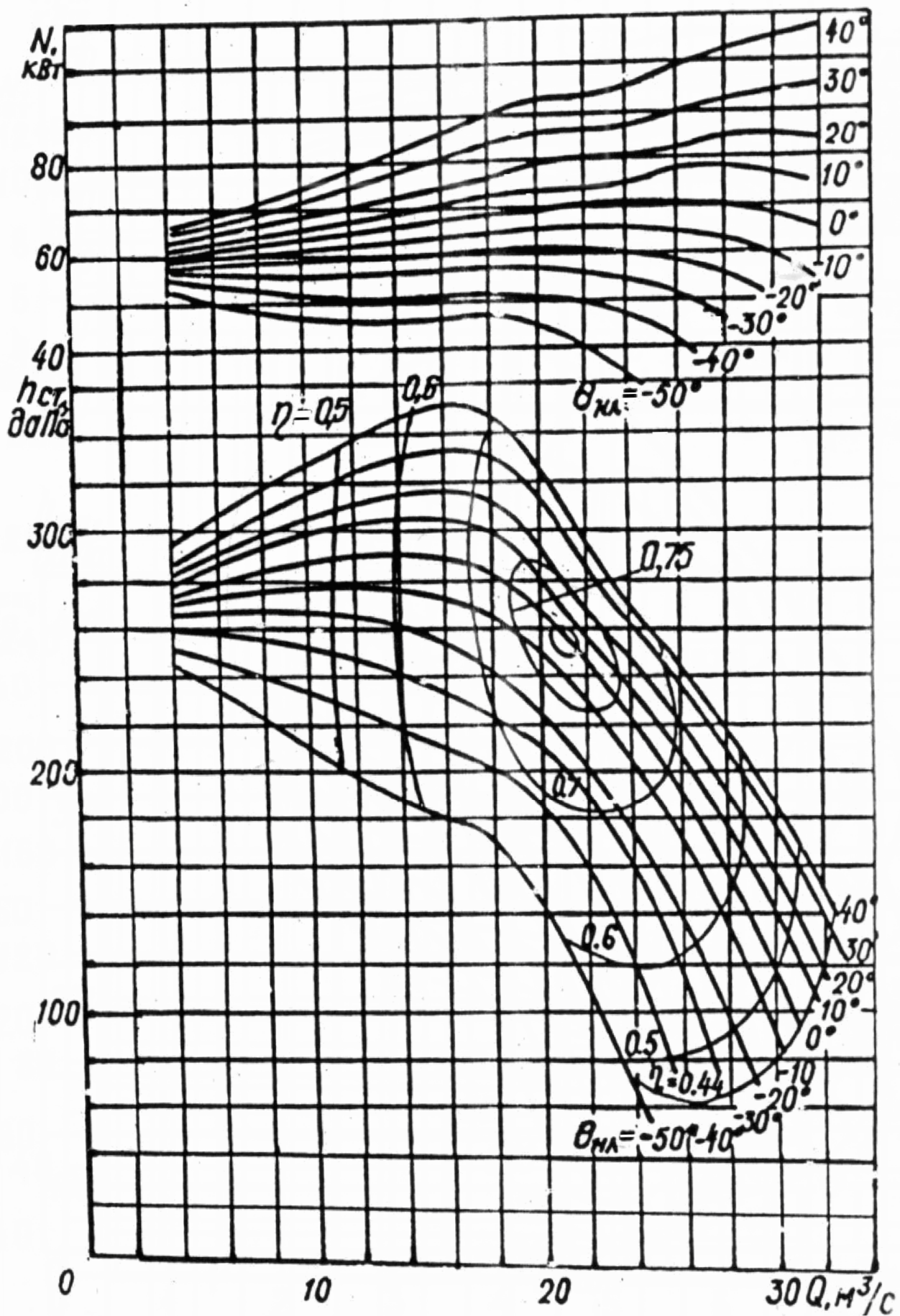


Рисунок 5.5 - Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЭ-12

ПЗ №6: Расчет сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном

Цель занятия – изучение методики расчета сменной скорости проведения горной выработки проходческими комбайнами роторного типа и избирательного действия при конвейерном и рельсовом транспорте горной массы.

Расчет сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном роторного типа и конвейерном транспорте горной массы

$$V_{см} = \frac{T_{см} - t_{n-зак}}{\frac{1}{60 \cdot V_{max} \cdot k_m} + \frac{T_{см}}{l_p \cdot H_p \cdot n_p} + \frac{\kappa_n \cdot T_{см}}{L \cdot H_{кр} \cdot \kappa_m \cdot n_{кр}}}, \text{ м/смену}, \quad (6.1)$$

где $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, 6 ч;

$t_{n-зак}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, 0,5 ч;

V_{max} – максимальная скорость подачи исполнительного органа комбайна на забой выработки, 0,03-0,10 м/мин;

k_m – коэффициент использования комбайна в течение смены, 0,1-0,8;

l_p – длина рештака, м;

H_p – норма выработки по наращиванию скребкового конвейера (определяется по ЕНиР-36 [8]);

n_p – количество работников, занятых на наращивании скребкового конвейера, 3-4 чел.;

κ_n – коэффициент несомещенного крепления, 0,1-0,3;

L – расстояние между рамами крепи, м;

$H_{кр}$ – норма выработки на крепление (определяется по ЕНиР-36 [8]);

κ_m – коэффициент механизации крепления; при использовании механических средств для возведения крепи равен 1,05-1,15;

$n_{кр}$ – количество проходчиков, занятых на креплении, чел.

Расчет сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном роторного типа и рельсовом транспорте горной массы

$$V_{см} = \frac{T_{см} - t_{n-зак}}{\frac{1}{60 \cdot V_{max} \cdot k_m} + \frac{S_{np} \cdot k_p \cdot \left(\frac{l}{V_{зр}} + \frac{l}{V_{нор}} + \Theta \right)}{3600 \cdot V_{сост}} + \frac{\kappa_n \cdot T_{см}}{L \cdot H_{кр} \cdot \kappa_m \cdot n_{кр}}}, \text{ м/смену}, \quad (6.2)$$

где S_{np} – площадь сечения выработки в проходке, м²;

k_p – коэффициент разрыхления породы;

l – длина откатки состава до разминовки, 50-100 м;

$V_{зр}$ – скорость передвижения груженого состава, 1 м/с;

$$\begin{aligned}
 &V_{нор} - \text{скорость передвижения порожнего состава, } 1,5 \text{ м/с;} \\
 &\Theta - \text{продолжительность концевых операций, } 180\text{-}200 \text{ с;} \\
 &V_{сост} - \text{емкость состава вагонеток под перегружателем, } \text{м}^3, \\
 &V_{сост} = \Psi \cdot n_{ваг} \cdot V_{ваг}, \text{ м}^3, \tag{6.3}
 \end{aligned}$$

где Ψ – коэффициент загрузки вагонетки, 0,9;
 $n_{ваг}$ – количество вагонеток под перегружателем, шт.;
 $V_{ваг}$ – емкость вагонетки, м^3 .

Расчет сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном избирательного действия и конвейерном транспорте горной массы

$$V_{см} = \frac{T_{см} - t_{н-зак}}{\frac{S_{нр}}{3600 \cdot m \cdot b \cdot V_{н.маx} \cdot K_э} + \frac{T_{см}}{l_p \cdot H_p \cdot n_p} + \frac{\kappa_n \cdot T_{см}}{L \cdot H_{кр} \cdot \kappa_m \cdot n_{кр}}}, \text{ м/смену, } \tag{6.4}$$

где m – толщина вынимаемого слоя (зависит от диаметра исполнительного органа комбайна), м;
 b – величина заглубления исполнительного органа комбайна в массив, м;
 $V_{н.маx}$ – максимальная скорость перемещения исполнительного органа комбайна по забою выработки, 0,14-0,28 м/с;
 $K_э$ – коэффициент использования комбайна в течение смены, 0,3-0,7.

Расчет сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном избирательного действия и рельсовом транспорте горной массы

$$V_{см} = \frac{T_{см} - t_{н-зак}}{\frac{S_{нр}}{3600 \cdot m \cdot b \cdot V_{н.маx} \cdot K_э} + \frac{S_{нр} \cdot k_p \cdot \left(\frac{l}{V_{зр}} + \frac{l}{V_{нор}} + \Theta \right)}{3600 \cdot V_{сост}} + \frac{\kappa_n \cdot T_{см}}{L \cdot H_{кр} \cdot \kappa_m \cdot n_{кр}}}, \text{ м/смену.} \tag{6.5}$$

Пример расчета сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном избирательного действия и конвейерном транспорте горной массы

Исходные данные:

Прочность пород, МПа	50	K_n	0,52
$n_{кр}$	4	l_p , м	1,43
$S_{нр}$, м^2	12,7	m , м	0,5
$L_{кр}$, м	0,8	b , м	0,4
$V_{н.маx}$, м/с	0,14	$n_{нр}$	3
$K_э$	0,5	$n_{кр}$	4

Норма выработки на крепление равна $H_{кр} = 6 / 6,4 = 0,94$, где 6,4 ч - норма

времени на крепление по ЕНиР-36 для приведенных условий.

Норма выработки на наращивание скребкового конвейера равна $H_p = 6 / 2,0 = 3,0$, где 2,0 ч - норма времени на наращивание скребкового конвейера по ЕНиР-36 для приведенных условий.

По формуле (6.4):

$$V_{см} = \frac{6 - 0,5}{\frac{12,7}{3600 \cdot 0,5 \cdot 0,4 \cdot 0,14 \cdot 0,5} + \frac{6}{1,43 \cdot 1,0 \cdot 3,0 \cdot 3} + \frac{0,52 \cdot 6}{0,8 \cdot 0,94 \cdot 1,05 \cdot 4}} = 3,22 \text{ м/смену.}$$

Принимаем сменную скорость, равную 3,2 м, т.е. за смену устанавливается 4 рамы с шагом 0,8 м.

Пример расчета сменной скорости проведения горной выработки проходческим комбайном избирательного действия и рельсовом транспорте горной массы

Исходные данные:

Прочность пород, МПа	50	$V_{сп}$, м/с	1,0
$S_{пр}$, м ²	12,7	$V_{пор}$, м/с	1,5
m , м	0,5	Θ , с	200
b , м	0,4	$V_{сост}$, м ³	14,85
$V_{n.max}$, м/с	0,14	κ_H	0,56
K_3	0,5	L , м	0,5
k_p	2,0	κ_m	1,05
l , м	100	$n_{кр}$	4

Норма выработки на крепление равна $H_{кр} = 6 / 6,4 = 0,94$, где 6,4 ч - норма времени на крепление по ЕНиР-36 для приведенных условий.

$$V_{см} = \frac{6 - 0,5}{\frac{12,7}{3600 \cdot 0,5 \cdot 0,4 \cdot 0,14 \cdot 0,5} + \frac{12,7 \cdot 2 \cdot \left(\frac{100}{1} + \frac{100}{1,5} + 200 \right)}{3600 \cdot 14,85} + \frac{0,56 \cdot 6}{0,5 \cdot 0,94 \cdot 1,05 \cdot 4}} = 3,1 \text{ м/смену.}$$

Принимаем сменную скорость, равную 3,0 м, т.е. за смену устанавливается 6 рам с шагом 0,5 м.

ПЗ №7: Расчет объемов работ по процессам, расчет нормы выработки. Расчет состава комплексной проходческой бригады

Цель занятия – изучение методики расчета объемов работ, норм выработки по процессам проходческого цикла и определения состава комплексной проходческой бригады.

При буровзрывной технологии проведения длина заходки, $l_{зах}$, должна обеспечивать достижение месячной скорости проведения горной выработки не меньшей, чем нормативная. Длина заходки определяется из выражения (7.1).

$$l_{зах} = \frac{V_{np} \cdot T_{ц}}{n_{дн} \cdot T_{сут}}, \text{ м}, \quad (7.1)$$

где V_{np} - нормативная месячная скорость проведения выработки, м/мес;
 $T_{ц}$ - продолжительность проходческого цикла при проведении выработки, ч (6, 9 или 12 ч);
 $n_{дн}$ - количество рабочих дней по проведению выработки в течение месяца (в среднем по году – 25,6);
 $T_{сут}$ - количество часов по проведению выработки в течение суток, ч.

Длина заходки должна быть кратной шагу крепи.

Расчет объемов работ.

Объем работ по бурению шпуров по углю равен:

$$V_{б.уг} = \sum_{i=1}^{N_{ш.уг}} l_{ш.уг_i} =, \text{ м}, \quad (7.2)$$

где $N_{ш.уг}$ - количество шпуров по углю, шт.;
 $l_{ш.уг_i}$ - длина i -го шпура по углю, м.

Объем работ по бурению шпуров по породе равен:

$$V_{б.п.} = \sum_{i=1}^{N_{ш.п.}} l_{ш.п_i}, \text{ м}, \quad (7.3)$$

где $N_{ш.п.}$ - количество шпуров по породе, шт.;
 $l_{ш.п_i}$ - длина шпура по породе, м.

Объем погрузки угля определяется:

$$V_{п.уг} = S_{п.уг} \cdot l_{зах}, \text{ м}^3, \quad (7.4)$$

где $S_{п.уг}$ - площадь угольного забоя в проходке, м².

Объем погрузки породы определяется:

$$V_{н.п.} = S_{нр.п.} \cdot l_{зах}, \text{ м}^3, \quad (7.5)$$

где $S_{нр.п.}$ - площадь породного забоя в проходке, м^2 .

Объем работ по возведению металлической арочной крепи равен:

$$V_{кр} = \frac{l_{зах}}{L_{кр}}, \text{ рам}, \quad (7.6)$$

где $L_{кр}$ - расстояние между рамами крепи (шаг крепи), м.

Объем работ по настилке рельсового пути равен:

$$V_{н.рел} = l_{зах}, \text{ м}. \quad (7.7)$$

Объем работ по наращиванию скребкового конвейера определяется:

$$V_{конв} = \frac{l_{зах}}{l_{решт}}, \text{ решт.}, \quad (7.8)$$

где $l_{решт}$ - длина рештака, м.

Объемы работ по креплению водоотливной канавки, наращиванию противопожарно-оросительного и вентиляционного трубопроводов равны длине заходки:

$$V_{к.к.} = V_{н.тр} = V_{в.тр} = l_{зах}, \text{ м}. \quad (7.9)$$

Расчет норм выработки по работам проходческого цикла.

Норма выработки определяется для каждой из работ проходческого цикла следующим образом:

$$H_{в.и} = \frac{T_{см}}{H_{вр,поЕНиР}} \cdot K_1 \cdot K_2, \quad (7.10)$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, 6 ч;

$H_{вр,поЕНиР}$ - норма времени по соответствующей работе из ЕНиР-36, ч/ед.изм.;

K_1 - коэффициент, учитывающий применение новой техники:

$$K_1 = \frac{\Pi_{н.о.}}{\Pi_{баз.}}, \quad (7.11)$$

где $\Pi_{н.о.}$ - производительность нового оборудования, ед.изм.;

$\Pi_{баз.}$ - производительность базового оборудования, указанного в ЕНиР-36, ед.изм.;

K_2 - коэффициент, учитывающий применение новой технологии, 1,05-1,15.

Расчет трудоемкости работ проходческого цикла.

Трудоемкость каждой из работ проходческого цикла рассчитывается следующим образом:

$$n'_i = \frac{V_i}{H_{\epsilon_i}}, \text{ чел.-смен.} \quad (7.12)$$

Результаты расчетов заносятся в табл.7.1.

Таблица 7.1 – Расчет норм выработки и трудоемкости работ проходческого цикла

Наименование работы	Ед. изм.	Объем работы	Норма выработки				Трудоемкость, чел.-смен
			по ЕНиР	К ₁	К ₂	принятая	
Бурение шпуров по углю	м	$V_{\text{б.уг}}$				$H_{\text{б.уг}}$	$n'_{\text{б.уг}} = \frac{V_{\text{б.уг}}}{H_{\text{б.уг}}}$
Бурение шпуров по породе	м	$V_{\text{б.п.}}$				$H_{\text{б.п.}}$	$n'_{\text{б.п.}} = \frac{V_{\text{б.п.}}}{H_{\text{б.п.}}}$
Погрузка угля	м ³	$V_{\text{н.уг}}$				$H_{\text{н.уг}}$	$n'_{\text{н.уг}} = \frac{V_{\text{н.уг}}}{H_{\text{н.уг}}}$
Погрузка породы	м ³	$V_{\text{н.п.}}$				$H_{\text{н.п.}}$	$n'_{\text{н.п.}} = \frac{V_{\text{н.п.}}}{H_{\text{н.п.}}}$
Крепление	рам	$V_{\text{кр}}$				$H_{\text{кр}}$	$n'_{\text{кр}} = \frac{V_{\text{кр}}}{H_{\text{кр}}}$
Настилка рельсового пути	м	$V_{\text{н.рел}}$				$H_{\text{н.рел}}$	$n'_{\text{н.рел}} = \frac{V_{\text{н.рел}}}{H_{\text{н.рел}}}$
Наращивание скребкового конвейера	решт.	$V_{\text{конв}}$				$H_{\text{конв}}$	$n'_{\text{конв}} = \frac{V_{\text{конв}}}{H_{\text{конв}}}$
Крепление водоотливной канавки	м	$V_{\text{к.к.}}$				$H_{\text{к.к.}}$	$n'_{\text{к.к.}} = \frac{V_{\text{к.к.}}}{H_{\text{к.к.}}}$
Наращивание противопожарно – оросительного трубопровода	м	$V_{\text{н.тп}}$				$H_{\text{н.тп}}$	$n'_{\text{н.тп}} = \frac{V_{\text{н.тп}}}{H_{\text{н.тп}}}$
Наращивание вентиляционного трубопровода	м	$V_{\text{в.тп}}$				$H_{\text{в.тп}}$	$n'_{\text{в.тп}} = \frac{V_{\text{в.тп}}}{H_{\text{в.тп}}}$
							$\sum n'_i$

Расчет состава комплексной проходческой бригады

Явочный состав проходческого звена, $n_{яв}$, принимается путем округления до меньшего целого значения $\sum n'_y$.

Коэффициент перевыполнения нормы выработки равен:

$$K_n = \frac{\sum n'_y}{n_{яв}}. \quad (7.13)$$

Он должен находиться в интервале 1,03-1,25.

Явочный суточный состав проходческой бригады определяется:

$$N_{яв.сут.} = n_{яв} \cdot n_{см.раб}, \text{ чел.}, \quad (7.14)$$

где $n_{см.раб}$ - количество смен по проведению выработки в сутки, смен.

Списочный суточный состав проходческой бригады определяется:

$$N_{сн.сут.} = N_{яв.сут.} \cdot K_{сн}, \text{ чел.}, \quad (7.15)$$

где $K_{сн}$ - коэффициент списочного состава бригады, 1,6-1,8.

Рассмотрим **пример** расчета для *следующих условий*:

- пересекаемые породы:

 кровля – песчаник прочностью 80 МПа;

 почва – песчаник прочностью 70 МПа;

 пласт угля $m_y=1,0$ м, прочность угля 15МПа;

- угол падения пласта 30°;

- количество рельсовых путей – 1;

- ширина колеи – 900 мм;

- расстояние между шпалами – 0,7 м;

- оборудование на период проведения выработки:

 бурение шпуров по углю СЭР-19М;

 бурение шпуров по породе и погрузка горной массы - проходческим комплексом 2БА-ПНБ-3Д;

 электровоз АРП14-2;

 конвейер 1ЛТ-80;

- длина выработки 540 м;

- глубина заложения 1020 м;

- площадь сечения выработки вчре $S_{вч} = 18,7 \text{ м}^2$;

- крепь металлическая податливая арочная 3-хзвенная КМП-А3 из СВП-19;

- шаг крепи 0,5 м;

- срок службы – 10 лет.

- $V_{пр}$ установлено равным 150 м/мес;

- T_y задаем равным 6 ч (цикл в смену);

- $n_{он}$ принимаем по среднегодовому значению равным 25;

- $T_{сут}$ равно 18 ч (3 смены по проведению и 1 смена – ремонтно-подготовительная).

Длина заходки определяется из выражения (7.1).

$$l_{зах} = \frac{150 \cdot 6}{25 \cdot 18} = 2,0 \text{ м.}$$

Определяем объемы работ (используются результаты расчета паспорта БВР, полученные в ПЗ №4).

Объем работ по бурению шпуров по углю (табл.4.1) равен:

$$V_{б.уг} = 4 \cdot 2,20 + 6 \cdot 2,10 = 21,4 \text{ м.}$$

Объем работ по бурению шпуров по породе (табл.4.2) равен:

$$V_{б.п.} = 5 \cdot 2,10 + 7 \cdot 2,05 + 2 \cdot 2,10 + 7 \cdot 2,05 + 1 \cdot 2,10 + 5 \cdot 2,05 + 1 \cdot 2,10 + 5 \cdot 2,05 + 1 \cdot 2,10 + 3 \cdot 2,05 + 1 \cdot 2,10 + 2 \cdot 2,05 + 1 \cdot 2,10 + 8 \cdot 2,10 + 2 \cdot 2,10 + 1 \cdot 2,15 = 107,8 \text{ м.}$$

Объем погрузки угля определяется:

$$S_{пр.уг} = 1,05 \cdot 3,78 = 3,97 \text{ м}^2 \text{ (по формуле 2.4 с учетом табл.3.6).}$$

$$V_{н.уг} = 3,97 \cdot 2 = 7,94 \text{ м}^3.$$

Объем погрузки породы определяется:

верхняя подрывка $S_{пр.п.в} = 1,10 \cdot 1,3 = 1,43 \text{ м}^2$ (по формуле 2.4 и табл.3.6);

$$V_{н.п.в} = 1,43 \cdot 2 = 2,86 \text{ м}^3;$$

нижняя подрывка $S_{пр.п.н} = 17,96 - 1,43 - 3,97 = 12,56 \text{ м}^2$;

$$V_{н.п.н} = 12,56 \cdot 2 = 25,12 \text{ м}^3.$$

Суммарный объем породы $V_{н.п.} = 2,86 + 25,12 = 27,98 \text{ м}^3$.

Объем работ по возведению металлической арочной крепи равен:

$$V_{кр} = \frac{2,0}{0,5} = 4 \text{ рамы.}$$

Объем работ по настилке рельсового пути из Р33 на ж/б шпалах равен:

$$V_{н.рел} = l_{зах} = 2 \text{ м.}$$

Объемы работ по креплению водоотливной канавки, наращиванию противопожарно-оросительного и вентиляционного трубопроводов равны длине заходки:

$$V_{к.к.} = V_{н.тр} = V_{в.тр} = l_{зах} = 2 \text{ м.}$$

Расчет норм выработки и трудоемкости работ проходческого цикла сведен в табл.7.2.

Таблица 7.2 – Расчет норм выработки и трудоемкости работ проходческого цикла

Наименование работы	Ед. изм.	Объем работы	Норма выработки				Трудоемкость, чел.-смен
			по ЕНиР	К ₁	К ₂	принятая	
Бурение шпуров по углю	м	21,4	$\frac{6,0}{0,09} = 66,7$	1	1	66,7	0,32
Бурение шпуров по породе	м	107,8	$\frac{6,0}{0,07} = 85,7$	1	1	85,7	1,26
Погрузка угля	м ³	7,94	$\frac{6,0}{0,33} = 18,2$	1	1	18,2	0,44
Погрузка породы	м ³	27,98	$\frac{6,0}{0,33} = 18,2$	1	1	18,2	1,54
Крепление	рам	4	$\frac{6,0}{13,0} = 0,46$	1,05*	1,05*	0,51	7,86
Настилка рельсового пути	м	2,0	$\frac{6,0}{1,4} = 4,28$	1	1	4,28	0,47
Крепление водоотливной канавки	м	2,0	$\frac{6,0}{0,85} = 7,06$	1	1	7,06	0,28
							12,17

* для подъема верхняка крепи применяют манипуляторы навесного бурильного оборудования 2БА

Наращивание трубопроводов производится в ремонтно-подготовительную смену.

Расчет состава комплексной проходческой бригады

Явочный состав проходческого звена, $n_{яв}$ принимаем равным 11 чел.

Коэффициент перевыполнения нормы выработки равен:

$$K_n = \frac{12,17}{11} = 1,10.$$

Явочный суточный состав проходческой бригады определяется:

$$N_{яв.сут.} = 11 \cdot 3 = 33 \text{ чел.}$$

Списочный суточный состав проходческой бригады определяется:

$$N_{сп.сут.} = 33 \cdot 1,6 = 53 \text{ чел.}$$

Порядок построения графика организации работ рассмотрен в ПЗ №8.

ПЗ №8: Построение графика организации работ.

Цель занятия – изучение методики расчета продолжительности работ проходческого цикла, порядка построения графика организации работ и его проверки при буровзрывной и комбайновой технологиях.

Расчет продолжительности работ проходческого цикла начинается с установки значения его продолжительности, T_u , в зависимости от $S_{пр.}$, $l_{зах.}$, f , угла наклона выработки, водопритока и метановыделения при проведении. T_u может равняться продолжительности одной смены (6 ч), 1,5 смен (9 ч) или 2-х смен (12 ч).

При буровзрывной технологии проведения горной выработки для определения продолжительности работ проходческого цикла необходимо рассчитывать коэффициент α . Он учитывает ненормированные (на которые нет норм времени в ЕНиР) работы проходческого цикла и определяется из выражения (8.1).

$$\alpha = \frac{T_u - t_{н.с.} - t_{зар.уг} - t_{пров.уг} - t_{зар.п.} - t_{пров.п.} - t_p}{T_u}, \quad (8.1)$$

где $t_{н.с.}$ – продолжительность приема-сдачи смены, 10-15 мин;

$t_{зар.уг}$ – продолжительность заряжания шпуров по углю, мин;

$t_{пров.уг}$ – продолжительность проветривания выработки после взрывания по углю, 10-30 мин;

$t_{зар.п.}$ – продолжительность заряжания шпуров по породе, мин;

$t_{пров.п.}$ – продолжительность проветривания выработки после взрывания по породе, 15-30 мин;

t_p – резервное время, 10-30 мин.

Продолжительность заряжания шпуров по углю равна:

$$t_{зар.уг} = \frac{N_{ш.уг} \cdot t_{зар}^{1ш}}{n_{зар.уг}}, \text{ мин}, \quad (8.2)$$

где $N_{ш.уг}$ – количество шпуров по углю, шт.;

$t_{зар}^{1ш}$ – продолжительность заряжания одного шпура, 3-5 мин;

$n_{зар.уг}$ – количество заряжающих по углю, чел.

Продолжительность заряжания шпуров по породе равна:

$$t_{зар.п.} = \frac{N_{ш.п.} \cdot t_{зар}^{1ш}}{n_{зар.п.}}, \text{ мин}, \quad (8.3)$$

где $N_{ш.п.}$ – количество шпуров по породе, шт.;

$n_{зар.п.}$ – количество заряжающих по породе, чел.

Время бурения шпуров по углю:

$$t_{\text{б.уг}} = \frac{\alpha \cdot T_{\text{см}} \cdot n'_{\text{б.уг}}}{n_{\text{б.уг}} \cdot K_n}, \text{ ч}, \quad (8.4)$$

где $n_{\text{б.уг}}$ - число проходчиков, занятых бурением шпуров по углю, чел.

Время бурения шпуров по породе:

$$t_{\text{б.п.}} = \frac{\alpha \cdot T_{\text{см}} \cdot n'_{\text{б.п.}}}{n_{\text{б.п.}} \cdot K_n}, \text{ ч}, \quad (8.5)$$

где $n_{\text{б.п.}}$ - число проходчиков, занятых бурением шпуров по породе, чел.

Время погрузки угля:

$$t_{\text{н.уг}} = \frac{\alpha \cdot T_{\text{см}} \cdot n'_{\text{н.уг}}}{n_{\text{н.уг}} \cdot K_n}, \text{ ч}, \quad (8.6)$$

где $n_{\text{н.уг}}$ - число проходчиков, занятых погрузкой угля (с учетом обслуживающих транспортную цепочку), чел.

Время погрузки породы:

$$t_{\text{н.п.}} = \frac{\alpha \cdot T_{\text{см}} \cdot n'_{\text{н.п.}}}{n_{\text{н.п.}} \cdot K_n}, \text{ ч}, \quad (8.7)$$

где $n_{\text{н.п.}}$ - число проходчиков, занятых погрузкой породы (с учетом обслуживающих транспортную цепочку), чел.

Время настилки рельсового пути:

$$t_{\text{н.рел}} = \frac{\alpha \cdot T_{\text{см}} \cdot n'_{\text{н.рел}}}{n_{\text{н.рел}} \cdot K_n}, \text{ ч}, \quad (8.8)$$

где $n_{\text{н.рел}}$ - число проходчиков, занятых настилкой рельсового пути, 3-4 чел.

Время наращивания секций скребкового конвейера:

$$t_{\text{конв}} = \frac{\alpha \cdot T_{\text{см}} \cdot n'_{\text{конв}}}{n_{\text{конв}} \cdot K_n}, \text{ ч}, \quad (8.9)$$

где $n_{\text{конв}}$ - число проходчиков, занятых наращиванием секций скребкового конвейера, 3-4 чел.

Время крепления водоотливной канавки:

$$t_{\text{к.к.}} = \frac{\alpha \cdot T_{\text{см}} \cdot n'_{\text{к.к.}}}{n_{\text{к.к.}} \cdot K_n}, \text{ ч}, \quad (8.10)$$

где $n_{\text{к.к.}}$ - число проходчиков, занятых креплением водоотливной канавки, 2-3 чел.

При возведении постоянной крепи число проходчиков меняется. Поэтому определяют трудоемкость этой работы по формуле (8.11):

$$t_{кр}^l = \frac{\alpha \cdot T_{см} \cdot n_{кр}^l}{K_n}, \text{ чел} - \text{ч.} \quad (8.11)$$

После определения продолжительностей работ проходческого цикла строится график организации работ на цикл с учетом технологической совместимости выполняемых работ и требований [5].

Проверка правильности построения графика организации работ производится по формуле (8.12):

$$t_{кр}^l = \sum_{i=1}^{n_{яв}} n_{кр_i} \cdot t_{кр_i} \pm 1, \text{ чел} - \text{ч.} \quad (8.12)$$

Пример

Расчет продолжительности работ проходческого цикла и построение графика организации работ выполнен для условий, приведенных в ПЗ №7.

Задаемся продолжительностью $T_{ц} = T_{см} = 6 \text{ ч} = 360 \text{ мин.}$

Продолжительность зарядания шпуров по углю равна:

$$t_{зар.уг} = \frac{10 \cdot 3}{3} = 10 \text{ мин.}$$

Продолжительность зарядания шпуров по породе равна:

$$t_{зар.п.} = \frac{52 \cdot 3}{3} = 52 \text{ мин.}$$

$$\alpha = \frac{360 - 10 - 10 - 10 - 52 - 20 - 20}{360} = 0,66.$$

Время бурения шпуров по углю:

$$t_{б.уг} = \frac{0,66 \cdot 6 \cdot 0,32}{3 \cdot 1,10} = 0,385 \text{ ч} = 23 \text{ мин.}$$

Время бурения шпуров по породе:

$$t_{б.п.} = \frac{0,66 \cdot 6 \cdot 1,26}{4 \cdot 1,10} = 1,13 \text{ ч} = 1 \text{ ч } 08 \text{ мин.}$$

Время погрузки угля:

$$t_{н.уг} = \frac{0,66 \cdot 6 \cdot 0,44}{5 \cdot 1,10} = 0,31 \text{ ч} = 19 \text{ мин.}$$

Время погрузки породы:

$$t_{н.п.} = \frac{0,66 \cdot 6 \cdot 1,54}{5 \cdot 1,10} = 1,10 \text{ ч} = 1 \text{ ч } 06 \text{ мин.}$$

Время настилки рельсового пути:

$$t_{н.рел} = \frac{0,66 \cdot 6 \cdot 0,47}{4 \cdot 1,10} = 0,42 \text{ ч} = 25 \text{ мин.}$$

Время крепления водоотливной канавки:

$$t_{к.к.} = \frac{0,66 \cdot 6 \cdot 0,28}{3 \cdot 1,10} = 0,34 \text{ ч} = 20 \text{ мин.}$$

Трудоемкость крепления:

$$t_{кр}^I = \frac{0,66 \cdot 6 \cdot 7,86}{1,10} = 28,3 \text{ чел-ч.}$$

По полученным значениям строим график организации работ на цикл с учетом технологической совместимости выполняемых работ и требований [5] (рис.8.1). Рекомендуется количество проходчиков, занятых на выполнении определенной работы показывать соответствующим числом горизонтальных линий.

Наименование работы	Количество проходчиков, чел	Продолжительность		1 смена								
		ч	мин	8	9	10	11	12	13	14		
Прием-сдача смены	11	-	10									
Погрузка породы	5	1	06									
Бурение шпуров по углю	3	-	23									
Заряжание шпуров по углю	3	-	10									
Взрывание и проветривание по углю	11	-	10									
Погрузка угля	5	-	19									
Бурение шпуров по породе	4	1	08									
Заряжание шпуров по породе	3	-	52									
Взрывание и проветривание по породе	11	-	20									
Крепление	$\frac{6-11-1-4}{-6-11-7}$	3	58									
Настилка постоянного рельсового пути	4	-	25									
Крепление водоотливной канавки	3	-	20									
Резервное время	11	-	20									

Рисунок 8.1 – График организации работ при буровзрывной технологии проведения

Проверка правильности построения графика организации работ:

по графику организации работ трудоемкость крепления равна

$$t_{кр}^I = 6 \cdot \frac{66}{60} + 11 \cdot \frac{49}{60} + 1 \cdot \frac{20}{60} + 4 \cdot \frac{3}{60} + 6 \cdot \frac{19}{60} + 11 \cdot \frac{13}{60} + 7 \cdot \frac{68}{60} = 27,72 \text{ чел-ч};$$

по ранее выполненному расчету она равна 28,3 чел-ч.

Разница составляет 0,52 чел-ч, что меньше 1 чел-ч, следовательно, график построен верно.

При комбайновой технологии проведения коэффициент α определяется:

$$\alpha = (T_{см} - t_{н.с} - t_{рез}) / T_{см}. \quad (8.13)$$

Продолжительность выемки горной массы комбайном равна:

$$t_г = (n'_г \cdot T_{см} \cdot \alpha) / (n_г \cdot \kappa_n), \text{ мин}, \quad (8.14)$$

где $n'_г$ – трудоемкость выемки горной массы комбайном;

$n_г$ – количество проходчиков, занятых на выемке горной массы комбайном и ее транспортировании, чел.;

κ_n – см. формулу 7.13.

$$n'_г = \frac{V_{см} \cdot S_{пр}}{H_г}, \quad (8.15)$$

где $H_г$ – норма выработки из ЕНиР-36 по выемке горной массы проходческим комбайном.

Количество перерывов в работе комбайна избирательного действия равно числу установленных рам. Продолжительность выемки горной массы на шаг крепи определяется:

$$t_г^{1p} = t_г / n_{пер}, \text{ мин}, \quad (8.15)$$

где $n_{пер}$ – количество перерывов в работе комбайна.

Продолжительность остальных видов работ определяется по формулам (8.8) – (8.10), а трудоемкость крепления – по формуле (8.11).

График организации работ на смену при применении комбайна КСП-32 и транспортировании горной массы в вагонетках приведен на рис.8.2.

Операция, процесс	Кол. во-звгц	Время		1 смена, ч											
		Час	мин	8	9	10	11	12	13						
Прием, сдача смены	6	-	12	6										6	
Работа комбайна	4	2	37	4	4	4	4	4	4						
Крепление штрека	2-6-4	5	43	2	6	2	6	2	6	2	6	2	6	4	4
Настилка рельсового пути	2	-	55										2		
Крепление водосточной канавки	2	-	17											2	
Резервное время	6	-	5											6	

Рисунок 8.2 – График организации работ при комбайновой технологии проведения

Проверка правильности построения также выполняется по трудоемкости крепления.

ПЗ №9*: Определение технико-экономических показателей проведения выработки

Цель занятия – изучение методики определения технико-экономических показателей проведения горной выработки при буровзрывной и комбайновой технологиях.

Расчет комплексной нормы выработки

Комплексная норма выработки в линейных единицах определяется: при БВР

$$H_{\text{компл}} = \frac{l_{\text{зах}}}{\sum n_{\text{ц}}}, \text{ м/чел.-смену}; \quad (9.1)$$

при комбайновой технологии

$$H_{\text{компл}} = \frac{V_{\text{см}}}{\sum n_{\text{ц}}}, \text{ м/чел.-смену}. \quad (9.2)$$

Комплексная норма выработки в объемных единицах определяется:

$$H'_{\text{компл}} = H_{\text{компл}} \cdot S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{чел.-смену}. \quad (9.3)$$

Расчет производительности труда проходчика

Производительность труда проходчика на выход в линейных единицах определяется:

при БВР

$$P_{\text{пр}} = \frac{l_{\text{зах}}}{n_{\text{яв}}}, \text{ м/ВЫХОД}; \quad (9.4)$$

при комбайновой технологии

$$P_{\text{пр}} = \frac{V_{\text{см}}}{n_{\text{яв}}}, \text{ м/ВЫХОД}. \quad (9.5)$$

Производительность труда проходчика на выход в объемных единицах определяется:

$$P'_{\text{пр}} = P_{\text{пр}} \cdot S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{ВЫХОД}. \quad (9.6)$$

Определение затрат на проведение выработки.

Вначале определяют затраты на проведение 1 м выработки по прямым нормируемым расходам (по забойным затратам):

$$C_{\text{п.н}} = C_3 + C_{\text{м}} + C_{\text{м.с}}, \text{ руб/м}, \quad (9.7)$$

где C_3 - затраты на проведение 1 м выработки по прямой заработной плате, руб/м;

$C_{\text{м}}$ - затраты на проведение 1 м выработки по материалам, руб/м;

$C_{\text{м.с}}$ - затраты на проведение 1 м выработки по эксплуатации забойных машин и механизмов, руб/м.

Расчет C_3 осуществляется по формуле:

$$C_3 = T_5 \cdot \frac{n'_q}{l_{зах}}, \text{ руб/м.} \quad (9.8)$$

где T_5 - тарифная ставка проходчика пятого разряда, руб.

Расчет затрат на 1 м проведения выработки по материалам:

Расчет $\sum C_{m_i}$ производят на цикл (при БВР) или на смену (при комбайновой технологии) в виде табл.9.1.

Таблица 9.1 – Затраты по материалам на цикл

Материал	Расход на цикл (смену)	Процент использования	Фактический расход	Цена единицы материала, руб	Суммарные затраты, руб
Итого:					$\sum C_{m_i}$

Затраты на проведение 1 м выработки по материалам равны:
при БВР

$$C_m = 1,05 \cdot \frac{\sum C_{m_i}}{l_{зах}}, \text{ руб/м;} \quad (9.9)$$

при комбайновой технологии

$$C_m = 1,05 \cdot \frac{\sum C_{m_i}}{V_{см}}, \text{ руб/м.} \quad (9.10)$$

Расчет затрат на 1 м проведения выработки по эксплуатации машин и механизмов производят на цикл (при БВР) или на смену (при комбайновой технологии) в виде табл.9.2.

Таблица 9.2 – Затраты по эксплуатации машин и механизмов на цикл

Машины и механизмы	Кол-во машин и механизмов	Время использования, ч	Общий расход маш.-смен на цикл (смену)	Полная цена машиносмены, руб.	Суммарные затраты на проведение, руб.
Итого:					$\sum C_{m.c.i}$

Затраты на проведение 1 м выработки по эксплуатации забойных машин и механизмов определяется по формулам:
при БВР

$$C_{м.с.} = 1,05 \cdot \frac{\sum C_{м.с.i}}{l_{зах}}, \text{ руб/м;} \quad (9.11)$$

при комбайновой технологии

$$C_{м.с.} = 1,05 \cdot \frac{\sum C_{м.с.i}}{V_{см}}, \text{ руб/м.} \quad (9.12)$$

Затем определяются затраты на проведение 1 м выработки по общешахтным расходам:

$$C_{о.ш.} = K_{о.ш.} \cdot C_{пн}, \text{ руб/м,} \quad (9.13)$$

где $K_{о.ш.}$ - коэффициент, учитывающий общешахтные расходы, 0,5-0,8.

Далее определяются затраты на проведение 1 м выработки по накладным расходам:

$$C_{н.р.} = 0,273 \cdot (C_{пн} + C_{о.ш.}), \text{ руб./м.} \quad (9.14)$$

Полные затраты на проведение 1 м выработки с учетом плановых накоплений определяются по формуле:

$$C_{пол} = K_{пл} \cdot (C_{пн} + C_{о.ш.} + C_{н.р.}), \text{ руб/м,} \quad (9.15)$$

где $K_{пл}$ – коэффициент плановых накоплений, 1,06-1,15.

Затраты на проведение всей выработки:

$$C_{выр} = C_{пол} \cdot L_{выр}, \text{ руб.} \quad (9.16)$$

Продолжительность проведения выработки:

$$T_{выр} = L_{выр} / V_{мес}, \text{ мес,} \quad (9.17)$$

где $V_{мес}$ – месячная скорость проведения выработки, м/мес.

Пример

Расчет затрат произведен на проведение штока по буровзрывной технологии для условий, перечисленных в ПЗ №3, №7 и №8.

Тарифная ставка проходчика 5-го разряда $T_5 = 800$ руб.

$$C_з = 800 \cdot \frac{12,17}{2} = 4868 \text{ руб/м.}$$

Расчет $\sum C_{м_i}$ ведем в табл.9.3.

Таблица 9.3 - Расчет $\sum C_{m_i}$ на цикл

Материал	Расход на цикл	Процент использования	Фактический расход	Цена единицы материала, руб	Суммарные затраты, руб
1. Крепь из СВП-19, т	$2 \cdot 0,826 \cdot \frac{19}{33} = 0,95$	100%	0,95	24000,00	22800
2. Затяжка ж/б, м ³	$2 \cdot (0,29 + 0,20) = 0,98$	100%	0,98	5900,00	5782
3. Электродетонаторы ЭДКЗ-ПМ шт	10+52=62	100%	62	78,00	4836
4. Аммонит Ф5, т	0,052	100%	0,052	108000,00	5616
5. Угленит 13П, т	0,012	100%	0,012	126000,00	1512
6. Рельсы Р33, т	$2 \cdot 2 \cdot 0,033 = 0,132$	100%	0,132	18000,00	2376
7. Ж/б шпала на колею 900 мм, шт	$\frac{2}{0,7} = 2,86$	100%	2,86	160,00	457,60
8. Ж/б крепь водосточной канавки, м	2,0	100%	2,0	100,00	200,00

Итого: $\sum C_{m_i} = 43569,60$ руб.

Затраты на проведение 1 м выработки по материалам при БВР (по ф. 9.9) равны:

$$C_m = 1,05 \cdot \frac{43569,60}{2} = 22879,29 \text{ руб/м.}$$

Расчет затрат на 1 м проведения выработки по эксплуатации машин и механизмов на цикл произведен в табл.9.4.

Затраты на проведение 1 м выработки по эксплуатации машин и механизмов при БВР (по ф. 9.11) равны:

$$C_{m.c.} = 1,05 \cdot \frac{10714,80}{2} = 5625,27 \text{ руб/м.}$$

Таблица 9.4 - Затраты по эксплуатации машин и механизмов на цикл

Машины и механизмы	Кол-во машин и механизмов	Время использования, ч	Общий расход машино-смен на цикл	Полная цена машино-смены, руб	Суммарные затраты, руб
1. Ручные электросвёрла	3	0,38	$3 \cdot \frac{0,38}{6} = 0,19$	1440,00	273,60
2. Навесное бурильное оборудование 2БА	1	1,13	$\frac{1,13}{6} = 0,19$	8640,00	1641,60
3. Погрузочная машина ПНБ-3Д	1	0,32+1,1	$\frac{1,42}{6} = 0,24$	18540,00	4449,60
4. Конвейер 1ЛГ-80	1	1,42	$\frac{1,42}{6} = 0,24$	9000,00	2160,00
5. Вентилятор осевой	1	6,0	$\frac{6,0}{6} = 1,0$	2190,00	2190,00

Итого: $\sum C_{м.с.і} = 10714,80$ руб.

Затраты на проведение 1 м выработки по прямым нормируемым расходам (по ф. 9.7) равны:

$$C_{п.н} = 4868,00 + 22879,29 + 5625,27 = 33\,372,56 \text{ руб/м.}$$

Затраты на проведение 1 м выработки по общешахтным расходам (ф. 9.13) равны:

$$C_{о.ш.} = 0,7 \cdot 33372,56 = 23\,360,79 \text{ руб/м.}$$

Накладные расходы определяются по формуле (9.14):

$$C_{н.р.} = 0,273 \cdot (33372,56 + 23360,79) = 15\,488,21 \text{ руб/м.}$$

Полные затраты на проведение 1 м выработки с учетом плановых накоплений определяются по формуле (9.15):

$$C_{пол} = 1,1 \cdot (33372,56 + 23360,79 + 15488,21) = 79\,443,71 \text{ руб/м.}$$

Затраты на проведение всей выработки равны (ф. 9.16):

$$C_{выр} = 79443,71 \cdot 540 = 42\,899\,604,92 \text{ руб.}$$

Продолжительность проведения выработки составит (ф. 9.17):

$$T_{выр} = \frac{540}{150} = 3,6 \text{ мес.}$$

ПЗ №9** : Изучение технологии строительства выработок в трудных горно-геологических условиях

Цель занятия – изучение основ расчета толщины ледопородного ограждения.

Расположение и бурение замораживающих скважин

Замораживающие скважины размещают вокруг ствола по окружности, диаметр которой $D_{ск}$ следует принимать с учетом диаметра ствола в проходке, толщины стены ледопородного ограждения, а также возможной допустимой величины отклонений оси скважин от вертикали:

$$D_{ск} = D_{пр} + 1,2 \cdot E + k \cdot H_{ск}, \quad (9^{**}.1)$$

где $D_{пр}$ — диаметр ствола в проходке, м;

E — толщина стенки ледопородного ограждения, м;

k — допустимое отклонение оси скважины от вертикали, %;

$H_{ск}$ — глубина замораживающей скважины, м.

Коэффициент 1,2 в формулу вводится потому, что при замораживании пород вокруг колонок холод распределяется неравномерно: в направлении к центру ствола — примерно 60%, к периферии — 40%. Поэтому окружность, по которой располагают замораживающие скважины, устанавливают со смещением от середины на 0,1.

Толщину стены E ледопородного ограждения определяют по формуле Лямэ-Гадолина. При этом ледопородное ограждение рассматривают как жесткоупругий правильной формы толстостенный цилиндр неограниченной длины, подвергающийся сжатию под действием равномерно распределенной нагрузки. Формула Лямэ-Гадолина имеет вид:

$$E = R_{в} \cdot \left(\sqrt{\frac{|\sigma_{сж}|}{|\sigma_{сж}| - 2 \cdot p_n}} - 1 \right), \quad (9^{**}.2)$$

где $R_{в}$ - внутренний радиус цилиндра ледопородного ограждения, принимаемый равным радиусу шахтного ствола в черне, см;

$|\sigma_{сж}|$ - допускаемое сопротивление замороженных пород сжатию, МПа;

p_n - наибольшая величина внешней нагрузки на ледопородное ограждение, МПа.

ЛИТЕРАТУРА

1. Шахтное и подземное строительство. Технология строительства горных выработок: Учеб. пособие/ В.А. Ткачев, А.Ю. Прокопов, Е.В. Кочетов. - Шахтинский ин-т ЮРГТУ. Новочеркасск: ЮРГТУ (НПИ), 2008. - 244 с.
2. Пилипец В.И. Разрушение горных пород взрывом: учебное пособие для студентов горных специальностей вызов. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – Донецк: Новый мир, 2014. – 352 с.
3. Правила безопасности в угольных шахтах (утверждены совместным приказом Государственного Комитета горного и технического надзора ДНР и Министерства угля и энергетики ДНР от 18 апреля 2016 г. № 36/208). – Донецк, 2016. – 164 с.
4. Альбом оборудования для строительства горизонтальных и наклонных выработок. Часть I: Технические средства для буровзрывных работ : учебное пособие / А.Н. Шкуматов. – Донецк: ДонНТУ, 2012. – 86 с.
5. Методические указания к организации самостоятельной работы студентов и выполнению контрольной работы по дисциплинам «Сооружение горизонтальных и наклонных выработок», «Основы горного дела. Строительная геотехнология», «Геотехнология. Строительная» (для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализаций «Шахтное и подземное строительство», «Обогащение полезных ископаемых», «Горные машины и оборудование» всех форм обучения) / сост. А.Н. Шкуматов. – Донецк: ДОННТУ, 2017. – 48 с.
6. Методические указания к выполнению курсового проекта по курсу «Технология строительства горных выработок» / сост.: С.В. Борщевский, В.Ф. Формос. – Донецк: ДОННТУ, 2013. – 54 с.
7. УТП 101.00.174131.002-2004. Уніфіковані типові перетини гірничих виробок, закріплених комбінованим арочним кріпленням із взаємозамінного шахтного профілю. Альбом. – К., 2004. – 169 с.
8. Сборник Е36: Единые нормы и расценки. Горнопроходческие работы. – М.: Стройиздат, 1988. - Вып.1.- 206 с.

Учебное издание

Методические указания к практическим занятиям по дисциплинам «Сооружение горизонтальных и наклонных выработок», «Технология сооружения горных выработок», «Основы горного дела. Строительная геотехнология», «Геотехнология. Строительная» (для студентов высших учебных заведений всех форм обучения специальности 21.05.04 «Горное дело» специализаций «Шахтное и подземное строительство», «Взрывное дело», «Подземная разработка пластовых месторождений», «Технологическая безопасность и горноспасательное дело», «Обогащение полезных ископаемых», «Горные машины и оборудование» и «Маркшейдерское дело»)

Составители: Шкуматов Александр Николаевич

Формос Валерий Федорович