

Министерство образования и науки  
Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное  
образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
«Оренбургский государственный университет»

С.Б.Колоколов, И.В.Куделина

## **ПРОХОДКА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

### **Учебно-методическое пособие**

Рекомендовано Ученым советом  
федерального государственного бюджетного образовательного  
учреждения высшего профессионального образования  
«Оренбургский государственный университет»  
в качестве учебного пособия для студентов,  
обучающихся по программам высшего профессионального  
образования специальности  
130101.65 Прикладная геология

Оренбург  
2014

УДК 622.26(075.8)  
ББК 33.15я73  
К61

Рецензент – кандидат геолого-минералогических наук, доцент В.Б.Черняхов

**Колоколов, С.Б.**

К61 Проходка горных выработок: учебно-методическое пособие / С.Б.Колоколов, И.В.Куделина; Оренбургский гос. ун-т – Оренбург: ООО ИПК «Университет», 2014. - 117с.  
ISBN

В учебно-методическом пособии приводятся основные теоретические сведения, которые студент должен усвоить для эффективного выполнения практических занятий. Даются методические рекомендации преподавателю по построению логической схемы проведения занятий и подбору числовых заданий. Приводятся числовые примеры решения типовых задач, позволяющих приобрести практические навыки их решения. Содержатся справочные таблицы, необходимые для решения задач.

Учебно-методическое пособие предназначено для использования студентами, обучающимися по программам высшего профессионального образования специальности 130101.65 – Прикладная геология при изучении дисциплины «Горные машины и проведение горных выработок».

УДК 622.26(075.8)  
ББК 33.15я73

ISBN

© Колоколов С.Б., Куделина И.В., 2014  
© ОГУ, 2014

## Содержание

Введение.....	4
1 Тема 1 Основные понятия и терминология.....	5
2 Тема 2 Понятие о массиве горных пород и о его напряженном состоянии.....	6
3 Тема 3 Физико-механические свойства горных пород.....	13
4 Тема 4 Построение условной зоны неупругих деформаций...	15
5 Тема 5 Построение зоны неупругих деформаций и свода естественного равновесия.....	19
6 Тема 6 Определение давления на крепь горизонтальной выработки.....	26
7 Тема 7 Расчет деревянной крепи горизонтальной выработки	38
8 Тема 8 Составление паспорта крепления горизонтальной выработки.....	45
9 Тема 9 Расчет бетонной крепи шурфа.....	48
10 Тема 10 Расчет анкерной крепи.....	65
11 Тема 11 Расчет параметров буровзрывных работ .....	75
12 Тема 12 Составление паспорта буровзрывных работ.....	82
13 Тема 13 Технология проведения горизонтальной выработки	90
14 Тема 14 Расчет проветривания горизонтальной выработки...	93
15 Тема 15 Разработка графика организации работ при проведении горизонтальной выработки.....	104
16 Тема 16 Проходка вертикальной выработки.....	115
Список использованных источников .....	117

## Введение

Настоящее пособие предназначено для преподавателей, проводящих практические занятия со студентами, обучающимися по программам высшего профессионального образования специальности 130101.65 – Прикладная геология, по дисциплине «Горные машины и проведение горных выработок». Рассматриваются темы, непосредственно связанные с проведением (проходкой) горных выработок преимущественно буровзрывным способом: проектирование крепи, проектирование параметров буровзрывных работ, расчет проветривания при проходке, организация труда в проходческом забое.

Приводится рекомендуемая схема построения занятий, сориентированная на приобретение студентами навыков самостоятельного выполнения расчетной части курсового проекта по дисциплине «Горные машины и проведение горных выработок». Предполагается также закрепление теоретических знаний, почерпнутых студентами на лекциях и из учебной и научной литературы.

На занятиях рекомендуется делать иллюстрации. Для иллюстраций можно использовать плакаты, слайды или мультимедийную технику. Эффективно также пользоваться доской (обычной или электронной), если преподаватель достаточно хорошо владеет искусством рисования. Преимущество этого классического способа иллюстрации заключается в возможности учитывать состав, подготовку и интересы студенческой аудитории. Рекомендуемые иллюстрации также приводятся в данном учебном пособии.

## 1 Тема 1 Основные понятия и терминология

Первое занятие - вводное. Вначале рассматривается понятие «*горная выработка*» и приводятся примеры горных выработок в различных сферах человеческой деятельности: разработка месторождений полезных ископаемых, транспорт, городское хозяйство, хранилища, военные сооружения. Предлагается студентам самим назвать такие примеры.

Далее рассматривается применение горных выработок для разведочных работ и сравнивается с использованием разведочных скважин. Предлагается студентам самим определить преимущества и недостатки обоих способов разведки.

Обсуждаются понятия: «*проведение* выработок» и «*проходка*», термины: проходческий забой, кровля, почва и бока выработки, поперечное сечение выработки, крепь, поперечное сечение в свету и в проходке. Рассматриваются типы выработок (открытые: копуш, канава, траншея, карьер; подземные: шурф, ствол, квершлаг, рассечка, штрек, орт, штольня, камера, восстающий) и их отличие друг от друга по назначению, расположению, поперечному сечению, способу проходки. Если первое занятие проводится до первой лекции, то придется все необходимые определения дать под запись. Для закрепления материала рекомендуется провести сплошной опрос студентов. Например, преподаватель называет тот или иной термин, а студент должен дать определение, или, наоборот, дается определение, а студент должен назвать соответствующий термин. Рекомендуется также тестовый контроль, если занятие проводится после первой лекции.

## 2 Тема 2 Понятие о массиве горных пород и о его напряженном состоянии

Рассматриваются понятия «*массив горных пород*», «*элемент массива*», «*напряжение*», «*нормальное* напряжение», «*касательное* напряжение». В качестве иллюстрации можно использовать изображение элемента горной породы с действующими в элементе напряжениями (рисунок 2.1). Закрепляется общепринятое обозначение напряжений с помощью греческих букв, причем следует обратить внимание на правильное написание этих букв студентами.

Необходимо напомнить, что напряженное состояние рассматривается в условиях *равновесия* объекта.

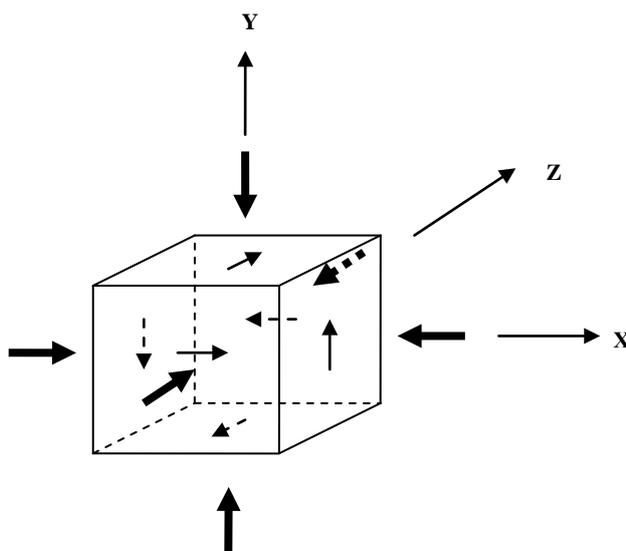


Рисунок 2.1 – Напряженное состояние элемента массива горных пород

Рассматривается вопрос о напряжениях на *площадках*, по разному ориентированных по отношению к нагрузке, и понятие о «*главных площадках*» и «*главных напряжениях*». Здесь можно использовать иллюстрации в виде рисунка 2.2.

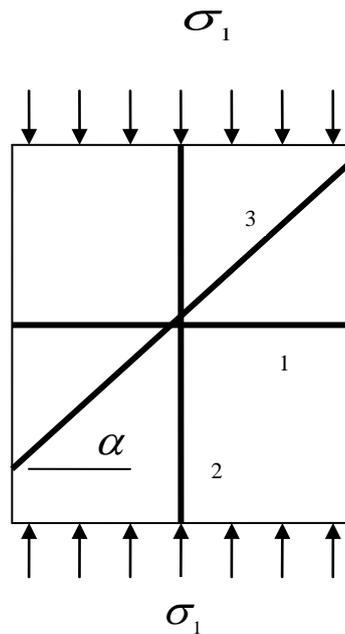


Рисунок 2.2 – Схема одноосного сжатия вертикальной нагрузкой

Показывается, что при повороте площадки 1 нормальные напряжения должны изменяться, постепенно уменьшаясь до нуля, когда площадка совпадет с площадкой 2 (угол поворота достигнет 90 градусов).

Изменение напряжений при этом можно проследить, рассматривая проекцию равнодействующей силы  $P_1$  ( $d$  - размер квадратной площадки)

$$P_1 = \sigma_1 \cdot d^2. \quad (2.1)$$

Проекция этой силы на ось, перпендикулярную площадке 3, наклоненную под углом  $\alpha$  к площадке 1, определится по формуле

$$P_3 = P_1 \cdot \cos \alpha. \quad (2.2)$$

Для того, чтобы определить нормальное напряжение на площадке 3, нужно разделить эту величину на площадь площадки 3, которая уже больше, чем у площадки 1:

$$\sigma_3 = \frac{P_1 \cdot \cos \alpha}{d \cdot \frac{d}{\cos \alpha}} = \sigma_1 \cdot \cos^2 \alpha. \quad (2.3)$$

Проекция силы на ось, параллельную площадке 3, определится по формуле

$$P_3 = P_1 \cdot \sin \alpha, \quad (2.4)$$

а касательное напряжение на площадке 3 будет равно

$$\tau_3 = \frac{P_1 \cdot \sin \alpha}{d \cdot \frac{d}{\cos \alpha}} = \sigma_1 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha. \quad (2.5)$$

Когда площадка 3 в результате поворота на угол  $\alpha=90^0$  сравняется с площадкой 2, то нормальное напряжение, определенное по формуле (2.3) станет равным нулю. Здесь нужно отметить, что касательные напряжения при повороте площадки 3 от положения 1 к положению 2 сначала увеличиваются, достигая максимума при  $\alpha=45^0$ , а затем снова уменьшаются до нуля.

Далее рассматривается одноосное сжатие того же элемента горизонтальной нагрузкой (рисунок 2.3). Величина равнодействующей силы, действующей на такой же по размеру, как и при вертикальной нагрузке, участок грани, с которого передается нагрузка на площадку 3, будет равна

$$P_2 = \sigma_2 \cdot d^2. \quad (2.6)$$

Проекция этой силы на ось, перпендикулярную площадке 3, наклоненную под углом  $\alpha$  к площадке 1 (а по отношению к грани, на которой действует нагрузка, под углом  $90^0 - \alpha$ ) определится в этом случае по формуле

$$P_3 = P_2 \cdot \sin \alpha . \quad (2.7)$$

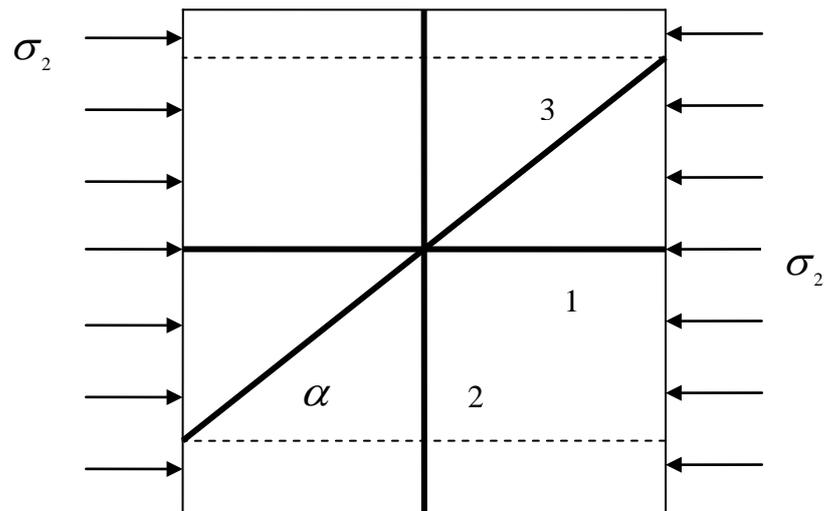


Рисунок 2.3 – Схема одноосного сжатия горизонтальной нагрузкой

Нормальное напряжение на площадке 3:

$$\sigma_3 = \frac{P_2 \cdot \sin \alpha}{d \cdot \frac{d}{\sin \alpha}} = \sigma_2 \cdot \sin^2 \alpha . \quad (2.8)$$

Проекция нагрузки на ось, параллельную площадке 3, определится по формуле

$$P_3 = -P_2 \cdot \cos \alpha , \quad (2.9)$$

а касательное напряжение на площадке 3 будет равно

$$\tau_3 = \frac{-P_2 \cdot \cos \alpha}{d \cdot \frac{d}{\sin \alpha}} = -\sigma_2 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha. \quad (2.10)$$

Знак минус появляется потому, что проекция  $P_2$  имеет обратное по сравнению с проекцией  $P_1$  направление.

Далее рассматривается напряженное состояние элемента горной породы, находящегося в состоянии двухосного сжатия (рисунок 2.4). Напряжения, возникающие при двухосном напряженном состоянии, можно определить как сумму напряжений при одноосных состояниях. Тогда выражения для напряжений, действующих на наклоненной под углом  $\alpha$  к горизонтальной оси площадке, при двухосном напряженном состоянии имеют вид:

$$\sigma_n = \sigma_1 \cdot \cos^2 \alpha + \sigma_2 \cdot \sin^2 \alpha, \quad (2.11)$$

$$\tau_n = \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \sin 2\alpha. \quad (2.12)$$

Нужно проанализировать полученные формулы и отметить, что в элементе всегда есть две взаимно перпендикулярные площадки, на которых нормальные напряжения  $\sigma_n$  принимают значения: на одной из них - наибольшее, а на другой, перпендикулярной к ней, - наименьшее. Такие площадки и нормальные напряжения на них называют **главными**. Касательные напряжения на главных площадках равны нулю. На площадке, наклоненной под углом  $45^\circ$  к главным площадкам, касательные напряжения принимают наибольшие значения и равны полуразности главных нормальных напряжений.

Нужно отметить, что напряжения на площадке, перпендикулярной к рассмотренной легко получить по тем же формулам, если подставить туда угол  $\alpha$ , отличающийся на  $90^\circ$ .

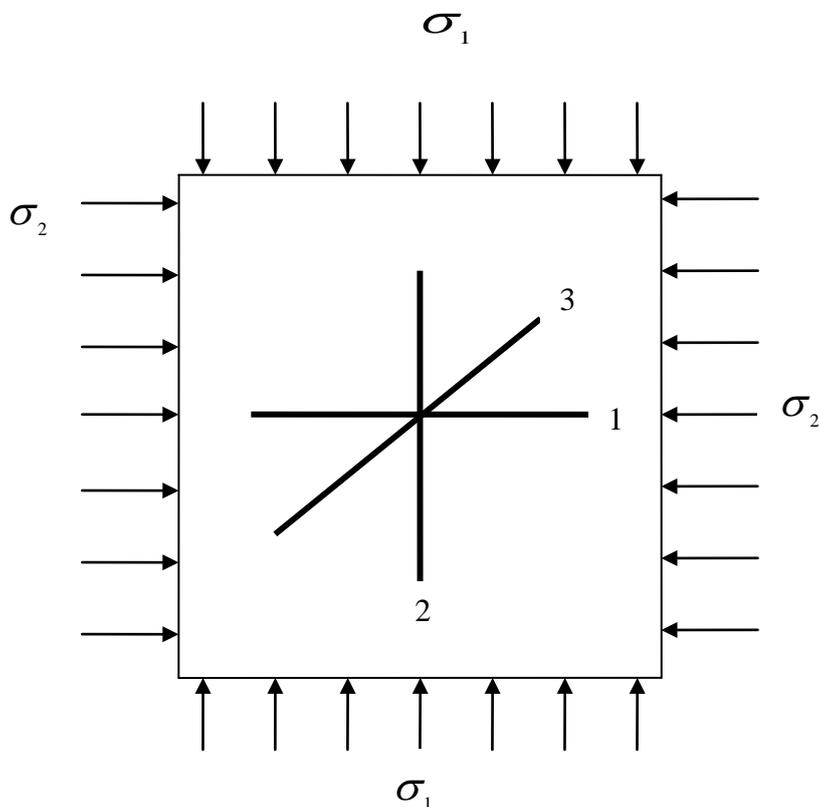


Рисунок 2.4 – К определению напряжений в элементе горной породы, находящемся в состоянии двухосного сжатия

Рекомендуется предложить студентам получить самим эти формулы.

Теперь можно рассмотреть представление напряженного состояния элемента с помощью *круга Мора*. Показывается построение круга Мора и демонстрируется определение напряжений на разных площадках с помощью этого круга (рекомендуемая иллюстрация - на рисунке 2.5).

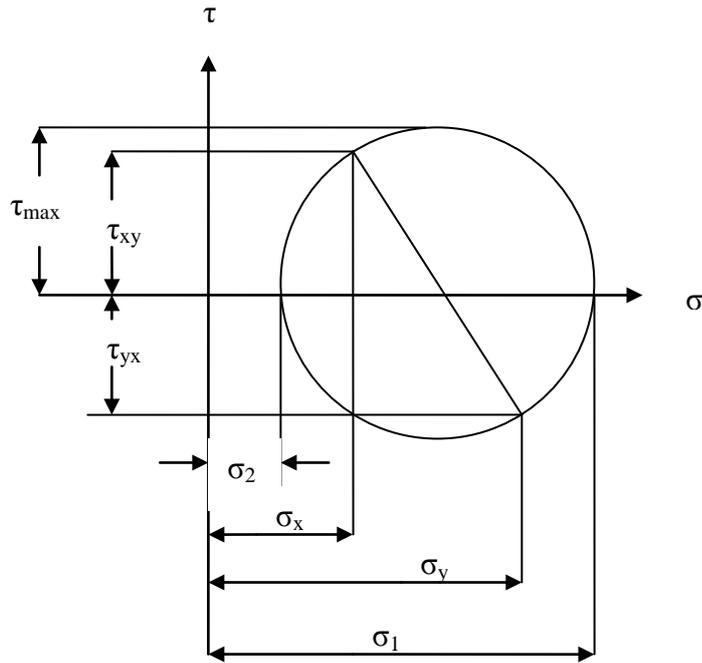


Рисунок 2.5 – Круг Мора

Закрепляется эта информация путем вопросов студентам: определить нормальное напряжение на площадке, расположенной под углом  $30^\circ$  к главной площадке; определить угол наклона площадки, если задано нормальное напряжение на этой площадке; то же, если задано касательное напряжение.

Затем дается студентам задание по заданным числовым значениям напряжений на главных площадках построить круг Мора в своих рабочих тетрадях и определить с помощью построенного круга напряжения на заданных площадках.

### 3 Тема 3 Физико-механические свойства горных пород

Рассматриваются понятия: «*предельный* круг Мора», «*огibaющая* предельных кругов», «*паспорт прочности горных пород*», «*угол внутреннего трения*» и «*удельное сцепление*» с использованием иллюстрации на рисунке 3.1.

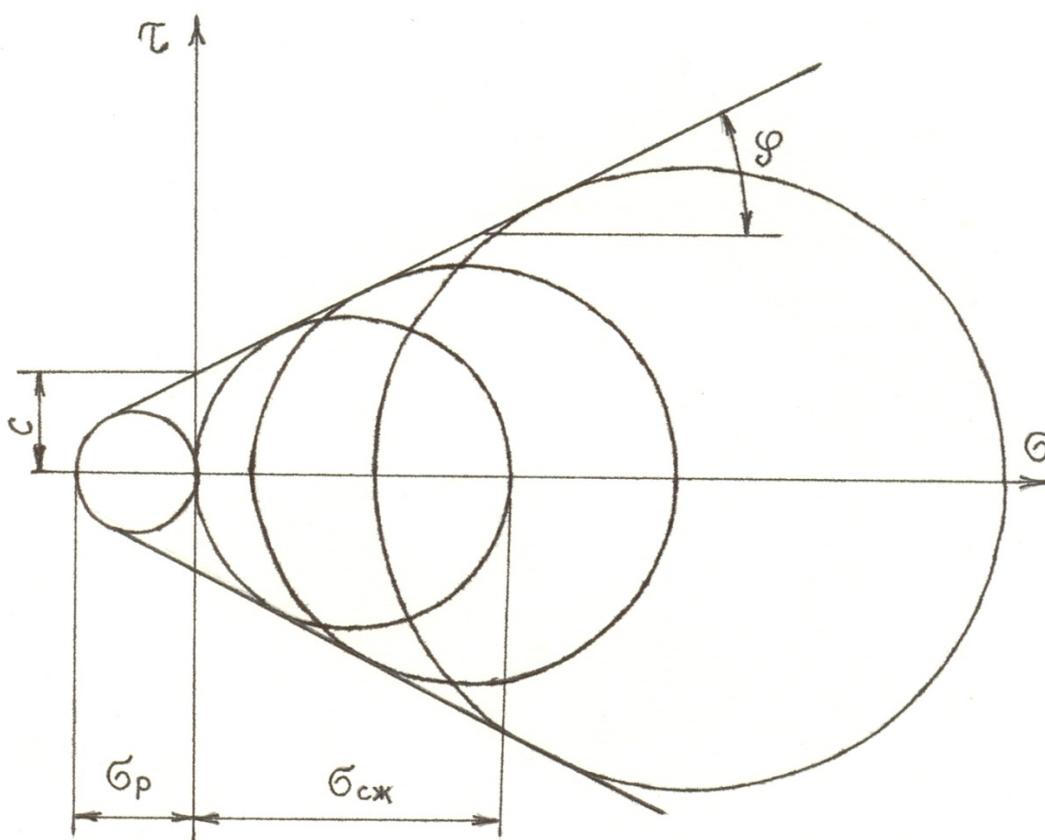


Рисунок 3.1 – К понятию «паспорт прочности горных пород»

Дается задание студентам построить предельный круг Мора при одноосном сжатии и предельный круг при двухосном сжатии (по заданным числовым значениям), а после этого провести прямолинейную *огibaющую* построенных предельных кругов (*паспорт прочности горных пород*) и определить ее параметры

– *угол внутреннего трения* и *удельное сцепление*. Разъясняется смысл понятия паспорт прочности горных пород как критерия прочности. Предлагается студентам сформулировать условие прочности по размерам построенного для конкретного напряженного состояния элемента горной породы круга Мора и его положению относительно огибающей предельных кругов.

Разъясняется физический смысл характеристик прочности горных пород – угла внутреннего трения и удельного сцепления. Предлагается студентам самим записать математическое описание паспорта прочности.

Далее рассматривается методика экспериментального определения прочности горной породы при одноосном сжатии. Иллюстрация схемы опыта – на рисунке 3.2.

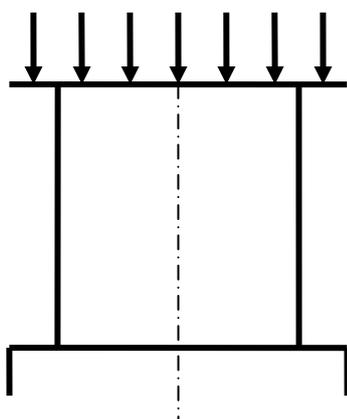


Рисунок 3.2 – Схема экспериментального определения прочности горной породы при одноосном сжатии

Дается задание студентам определить прочность при одноосном сжатии при заданных размерах сечения образца круглой и квадратной формы и величине разрушающей нагрузки. Предлагается найти для полученного числового значения прочности *коэффициент крепости* по М.М.Протоdjяконову  $f$ . Для закрепления рекомендуется рассмотреть по три различных числовых примера для образцов разной формы.

## 4 Тема 4 Построение условной зоны неупругих деформаций

Построение условной зоны неупругих деформаций студенты выполняют для условий, назначенных в задании на курсовой проект. Для этого на предыдущем занятии следует напомнить студентам о миллиметровой бумаге и чертежных приспособлениях, которые необходимо иметь на этом занятии. Таблица данных о размерах выработок, закрепленных деревянной крепью приведена в конце раздела (таблица 4.1).

Вначале студенты на миллиметровой бумаге выполняют построение трапецеидального поперечного сечения горной выработки в свету в масштабе 1:25. Построение начинается с проведения оси симметрии сечения (штрих-пунктирная линия на рисунке 4.1). Затем на этой линии строится отрезок длиной, равной высоте выработки в свету в выбранном масштабе (1:25) и от концов этого отрезка откладываются в том же масштабе в обе стороны от оси горизонтальные отрезки, равные половине ширины выработки в свету (вверху – ширины в кровле, внизу – в почве). Остается соединить полученные элементы контура наклонными линиями, и контур сечения в свету построен. На рисунке 4.1 этот контур показан штриховыми линиями.

Для построения сечения выработки в проходке назначается зазор между контуром выработки в свету и контуром выработки в проходке, в который должна поместиться крепь и затяжка (от 25 до 30 см). На той же схеме и в том же масштабе строится контур поперечного сечения в проходке аналогично контуру сечения в свету. На рисунке 4.1 этот контур показан сплошными линиями.

Следует напомнить, что определение размеров условной зоны неупругих деформаций для трапецеидальной выработки можно провести только численным методом с помощью специальных компьютерных комплексов. Поэтому решение этой задачи осуществляется для эквивалентной круглой выработки по достаточно простой формуле. Поэтому после построения сечения в проходке находится центр описанной вокруг этого сечения окружности. Для этого на схеме из середины

боковой стороны трапеции проводится перпендикуляр к этой стороне до пересечения с осью симметрии сечения выработки. Эта точка пересечения и есть центр описанной вокруг сечения окружности. Остается найти радиус этой окружности  $R$  путем измерения на схеме и перевести полученное значение в натуру, умножив на масштаб построения.

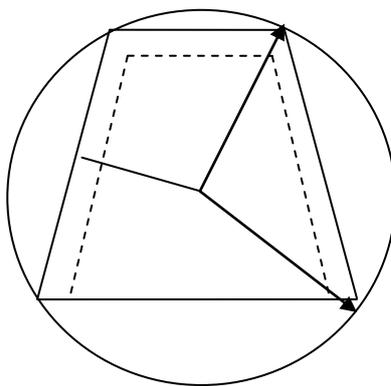


Рисунок 4.1 – Схема построения сечения в проходке и контура эквивалентной выработки

Построение условной зоны неупругих деформаций выполняется отдельно для кровли и боков выработки в соответствии с заданными каждому студенту характеристиками пород кровли и боков, глубиной расположения выработки и средним объемным весом пород. Радиус условной зоны неупругих деформаций в кровле вычисляется по формуле:

$$R_k = R \sqrt{\frac{1}{\sin \varphi_k + \frac{c_k}{\gamma_{cp} \cdot H} \cdot \cos \varphi_k}}, \text{ м}, \quad (4.1)$$

в боках и почве по формуле:

$$R_{\delta} = R \sqrt{\frac{1}{\sin \varphi_{\delta} + \frac{c_{\delta}}{\gamma_{cp} \cdot H} \cdot \cos \varphi_{\delta}}}, \quad (4.2)$$

где  $R$  – радиус эквивалентной выработки, м;

$\varphi_k, \varphi_{\delta}$  – угол внутреннего трения, соответственно, в кровле и боках,  $^{\circ}$ ;

$c_k, c_{\delta}$  – удельное сцепление, соответственно, в кровле и боках, кПа;

$\gamma_{cp}$  – средний объемный вес вышележащих пород, кН/м<sup>3</sup>;

$H$  – глубина расположения выработки, м.

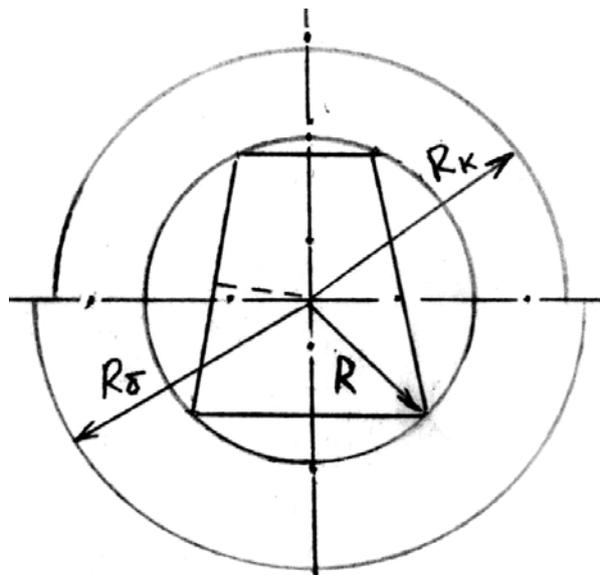


Рисунок 4.2 – Схема построения условной зоны неупругих деформаций

Используя вычисленные радиусы  $R_k$  и  $R_{\delta}$  нужно изобразить условную зону неупругих деформаций на схеме (рисунок 4.2). Измеряется высота условной зоны неупругих деформаций в кровле выработки (от линии кровли) по схеме и определяется фактическая высота условной зоны в натуре.

Таблица 4.1 - Размеры в свету поперечных сечений горизонтальных выработок, закрепленных деревянной крепью

Площадь поперечного сечения в свету, м <sup>2</sup>	Ширина впочве $l_2^{св}$ , мм	Ширина вкровле $l_1^{св}$ , мм	Высота $h^{св}$ , мм	Количество рельсовых путей
2,0	1320	900	1850	-
3,0	1800	1360	1850	-
4,8	2300	1750	2360	1
5,1	2360	1750	2580	1
6,1	2580	1900	2720	1
7,0	2800	2180	2800	1
7,5	2900	2240	2900	1
8,4*	3870	3280	2360	2
9,8*	4120	3450	2580	2
11,0*	4370	3750	2720	2
12,6*	4870	4150	2800	2
13,6*	5000	4370	2900	2
* -сечения выработок на участках разминовки				

## 5 Тема 5 Построение зоны неупругих деформаций и свода естественного равновесия

Вначале необходимо напомнить студентам, в чем отличие зоны неупругих деформаций от условной зоны неупругих деформаций. Построение зоны неупругих деформаций осуществляется также для эквивалентной выработки. Используются результаты выполнения заданий темы 4. По формуле

$$R_L = R \cdot \left[ \frac{(\gamma \cdot H + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi) \cdot (1 - \sin \varphi)}{c \cdot \operatorname{ctg} \varphi} \right]^{\frac{1}{\beta-1}}, \quad (5.1)$$

где  $\beta = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$ ,

находятся радиусы зоны неупругих деформаций в кровле и боках выработки. Надо напомнить студентам, что действительная зона неупругих деформаций будет отличаться от найденной таким примитивным способом, но будет похожа на ту, которую студенты построят на занятии. Надо напомнить также, что современные вычислительные комплексы позволяют получить контур зоны неупругих деформаций для практически любой формы сечения выработки. Нас же больше интересует методика использования размеров зоны неупругих деформаций для расчета крепи.

Следует напомнить также и то, что при использовании формулы 5.1 числовые значения входящих в формулу характеристик принимаются такими же, как и при определении размеров условной зоны неупругих деформаций.

После вычисления радиусов неупругих деформаций нужно построить контуры этой зоны в кровле и боках выработки аналогично тому, как это делалось при построении контура условной зоны неупругих деформаций, измерить на чертеже высоту зоны неупругих деформаций в кровле и вычислить ее значение в натуре.

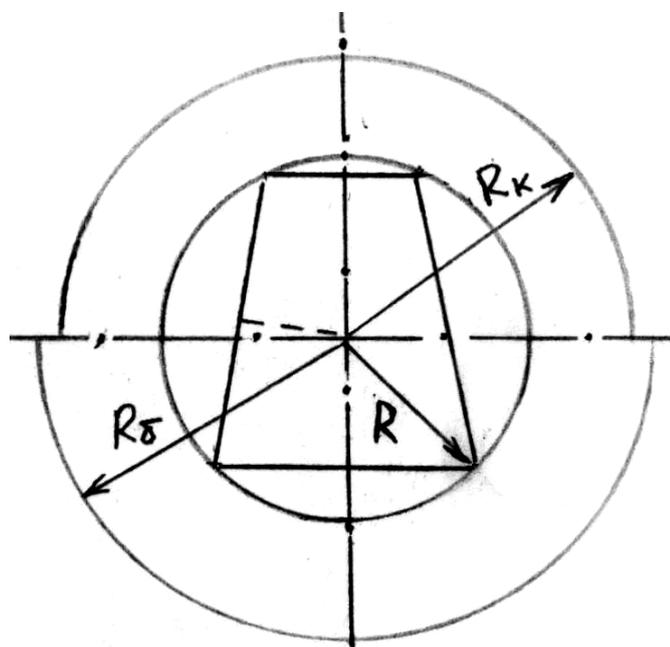


Рисунок 5.1 – Зона неупругих деформаций (зона разрушения)

Примерная картина зоны неупругих деформаций (разрушения) показана на рисунке 5.1. По форме она аналогична условной зоне неупругих деформаций, но следует обратить внимание студентов, что размеры зоны неупругих деформаций больше.

Далее на отдельном чертеже, желательно также на миллиметровой бумаге, строится свод естественного равновесия. Для этого, используя данные предыдущего построения, надо снова построить контур сечения выработки в проходке. Схема построения свода естественного равновесия приведена на рисунке 5.2. Вначале из углов выработки (точки А) проводятся линии сползания в боках до пересечения с линией кровли выработки (линия АГ на рисунке). Линии сползания проводятся под углом к горизонту, равным

$$\vartheta = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}, \quad (5.2)$$

где  $\varphi$  – угол внутреннего трения пород в боках.

Точка Г – опорная точка свода естественного равновесия слева, другая опорная точка находится в правом боку выработки, симметрично точке Г относительно оси выработки. Измеряется на рисунке и переводится в натуру половина ширины основания свода  $d$ .

Высота свода определяется по формуле

$$h_{св} = \frac{d}{\operatorname{tg}\varphi}, \quad (5.3)$$

где  $\varphi$  – угол внутреннего трения пород в кровле.

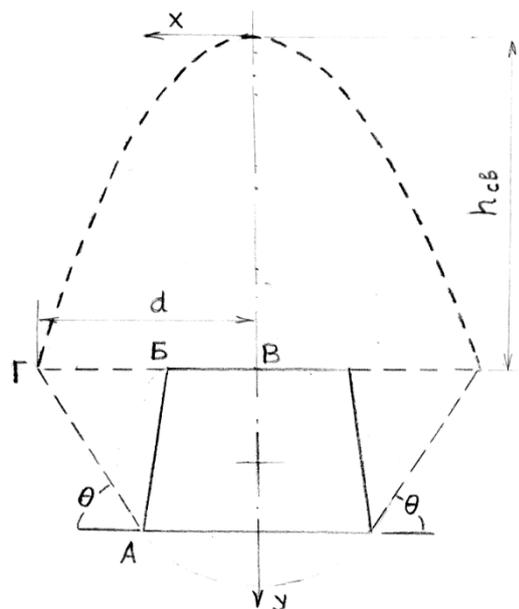


Рисунок 5.2 – Свод естественного равновесия

Для построения самого свода нужно вычислить координаты необходимого для обеспечения точности количества точек на своде, нанести их на чертеж и соединить плавной кривой. Достаточно точное очертание свода получается при построении по 10 – 12 точкам половины свода (вторая половина строится симметрично). Рекомендуется воспользоваться системой координат схемы построения, приведенной на рисунке 5.2. Удобно задавать координаты точек на контуре свода и по ним определять соответствующие им координаты. Уравнение квадратной параболы тогда имеет вид

$$x = \pm d \sqrt{\frac{y}{h_{св}}}. \quad (5.4)$$

Поскольку оба построения (зоны разрушения и свода естественного равновесия) выполнены в одном масштабе, то, сравнивая их можно сказать, по какой методике следует определять давление на крепь. Отвечая на этот вопрос, студент должен обосновать свой ответ.

### **5.1 Пример построения зоны неупругих деформаций и свода естественного равновесия**

Исходные данные для построения:

форма поперечного сечения - трапециевидная;

угол внутреннего трения в кровле  $\varphi=30^\circ$ , в боках  $\varphi=30^\circ$ ;

удельное сцепление в кровле  $c=100$  кПа, в боках  $c=1000$  кПа;

глубина расположения выработки  $H=150$  м.

Определяем размеры поперечного сечения выработки в проходке при диаметре элементов крепи  $d=20$  см:

ширина в почве – 2,90 м;

ширина в кровле – 2,40 м;

высота – 2,65 м;

радиус описанной окружности – 1,88 м.

Строим контур выработки в проходке на миллиметровой бумаге в масштабе 1:50 (рисунок 5.3).

Определяем параметр  $\alpha$  в показателе степени в формуле для радиуса зоны неупругих деформаций

$$\alpha = \frac{(1 + \sin 30^0)}{(1 - \sin 30^0)} = 3,$$

и величину показателя степени

$$\frac{1}{\alpha - 1} = \frac{1}{3 - 1} = \frac{1}{2}.$$

Определяем радиус зоны неупругих деформаций в кровле

$$R_L = 1,88 \cdot \left( (22 \cdot 150 + 100 \cdot \operatorname{ctg} 30^\circ) \cdot \frac{(1 - \sin 30^\circ)}{100 \cdot \operatorname{ctg} 30^\circ} \right)^{\frac{1}{2}} = 5,95, \text{ м}$$

и радиус зоны неупругих деформаций в боках

$$R_L = 1,88 \cdot \left( (22 \cdot 150 + 1000 \cdot \operatorname{ctg} 30^\circ) \cdot \frac{(1 - \sin 30^\circ)}{1000 \cdot \operatorname{ctg} 30^\circ} \right)^{\frac{1}{2}} = 2,27, \text{ м.}$$

Строим зоны неупругих деформаций в кровле и в боках выработки (рисунок 5.3). Определяем ширину свода естественного равновесия, проведя вертикальные касательные к зоне неупругих деформаций в боках выработки до пересечения с линией кровли (точки Д и Д<sub>1</sub>):

$$2a = Д - Д_1 = 4,6, \text{ м.}$$

Находим высоту свода естественного равновесия

$$b = \frac{a}{\operatorname{tg} \varphi} = \frac{4,6}{2 \cdot \operatorname{tg} 30^\circ} = \frac{4,6}{2 \cdot 0,58} = 3,95, \text{ м}$$

Определяем координаты свода естественного равновесия по формуле

$$y = \frac{4 \cdot b \cdot x (2a - x)}{(2a)^2} = \frac{4 \cdot 3,96 \cdot x (4,6 - x)}{4,6^2} = 0,75x(4,6 - x)$$

Расчет координат сводим в таблицу 5.1.

Таблица 5.1 – Координаты свода естественного равновесия

Координаты	Номера точек				
	1	2	3	4	5
x	0,5	1	1,5	2	2,3
y	1,54	2,7	3,5	3,9	3,96

В том же масштабе, в котором выполнено построение контура выработки и зон неупругих деформаций, наносим на чертеж по полученным координатам точки, принадлежащие своду естественного равновесия. Симметрично вертикальной оси выработки изображаем точки на своде в правой части чертежа. Соединяем полученные точки плавной кривой (рисунок 5.3). Свод естественного равновесия построен.

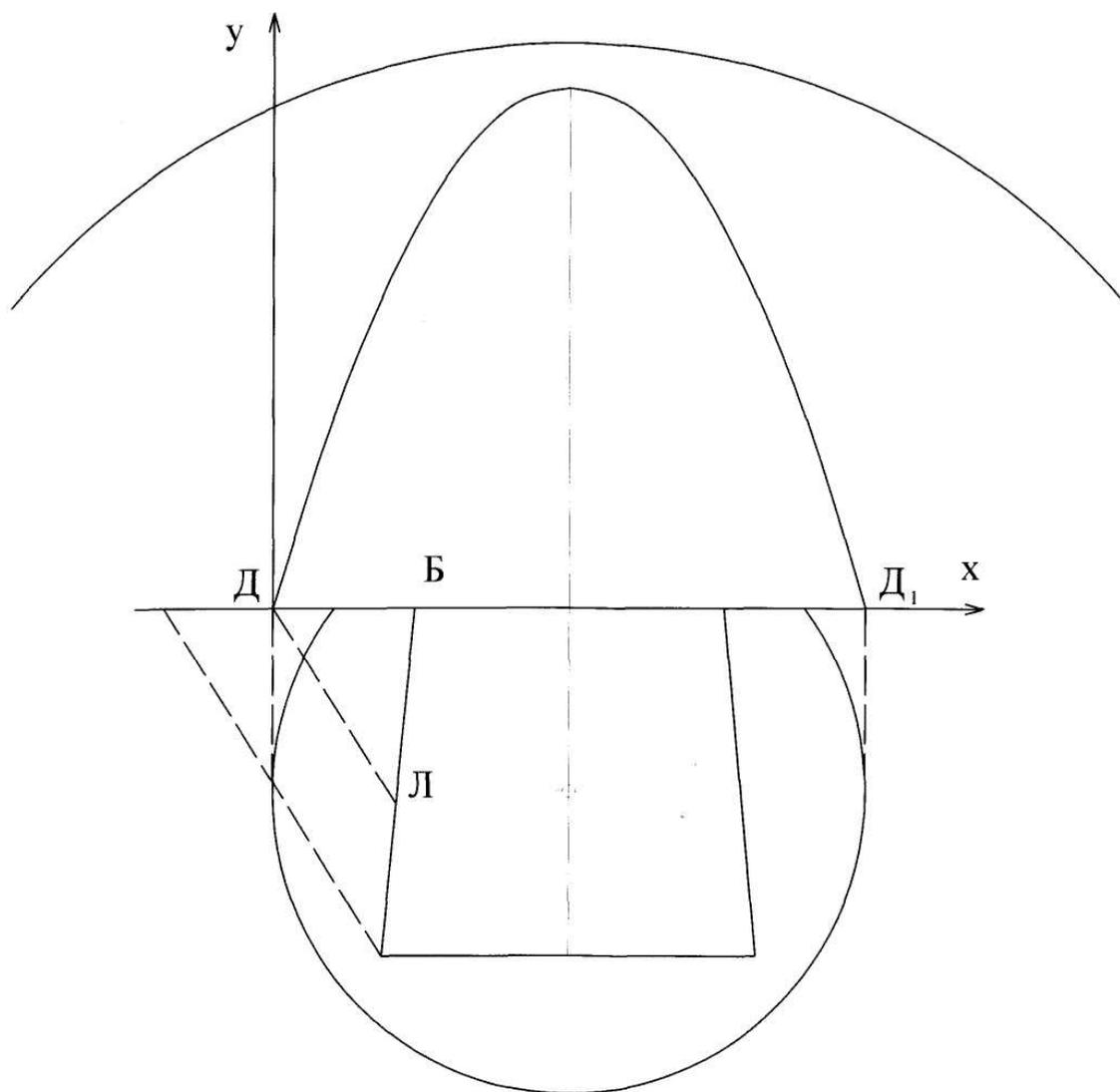


Рисунок 5.3 – Построение зон неупругих деформаций и свода естественного равновесия

## 6 Тема 6 Определение давления на крепь горизонтальной выработки

Для определения давления на крепь используется выполненная в масштабе схема зоны неупругих деформаций или свода естественного равновесия, построенная на предыдущем занятии.

Вертикальное давление находится либо по формуле

$$p_e = \gamma \cdot z, \text{ кПа}, \quad (6.1)$$

если величина меньше  $h_{св}$ , в противном случае по формуле

$$p_e = \gamma \cdot h_{св}, \text{ кПа}. \quad (6.2)$$

Здесь не лишне будет напомнить, что величины  $z$  и  $h_{св}$  при сравнении можно брать непосредственно со схем (если они обе выполнены в одном масштабе), а при подстановке в формулы (6.1) или (6.2) – натуральные (умноженные на масштаб и выраженные в м).

При определении горизонтального давления нужно, прежде всего, выбрать из возможных разных **случаев** положения линий сползания по отношению к границе зоны неупругих деформаций в боках и к зоне неупругих деформаций в кровле тот случай, который соответствует результатам построения схемы зоны неупругих деформаций и свода естественного равновесия. Следует разъяснить, что, если вертикальное давление определено по своду естественного равновесия (зона неупругих деформаций полностью вмещает свод естественного равновесия), то при поиске соответствующего случая под зоной неупругих деформаций нужно понимать свод естественного равновесия. Это обстоятельство нужно непременно пояснить с иллюстрацией на доске.

Для того, чтобы упростить использование приведенных ниже формул, рекомендуется ввести единообразное обозначение: точку пересечения зоны неупругих деформаций в кровле с линией кровли обозначить буквой Ж, точку пересечения линии сползания с линией кровли – буквой Г, точку пересечения границы зоны неупругих деформаций в боках с линией кровли – буквой Д. Под линией кровли имеется в виду горизонтальная линия, проведенная на уровне кровли выработки в проходке. С целью упрощения рассуждений нужно скорректировать зону неупругих деформаций в боках (если контур ее больше половины окружности), проведя из концов горизонтального диаметра окружности в боках вертикальные линии до пересечения с линией кровли (точка Д). Отметим также, что, **если давление в кровле определено по своду естественного равновесия, то точки Ж и Г совпадают.**

Далее рекомендуется прокомментировать все случаи положения линий сползания по отношению к границе зоны неупругих деформаций в боках и к зоне неупругих деформаций в кровле. Неплохо, чтобы все эти случаи были перед глазами всех студентов: на доске или в раздаточном материале. При этом после комментирования каждого случая полезно спросить, у кого из студентов именно этот случай, и посоветовать студентов зафиксировать ответ. Важно, чтобы студент понимал механизм формирования бокового давления, а не формально выполнял инструкции. Ниже излагаются упомянутые выше случаи с иллюстрацией на рисунках.

**Случай 1** (рисунок 6.1) – зона неупругих деформаций в кровле велика, т.е. точка Ж находится дальше от контура выработки, чем точки Г и Д, и зона неупругих деформаций в боках также достаточно велика – точка Г ближе к контуру выработки, чем точка Д (буквенные обозначения точек на рисунках специально подобраны таким образом, чтобы они не могли совпасть с какими-либо стандартными обозначениями). Очевидно, что вариант, когда зона неупругих деформаций полностью вмещает в себя свод естественного равновесия, к этому случаю не относится.

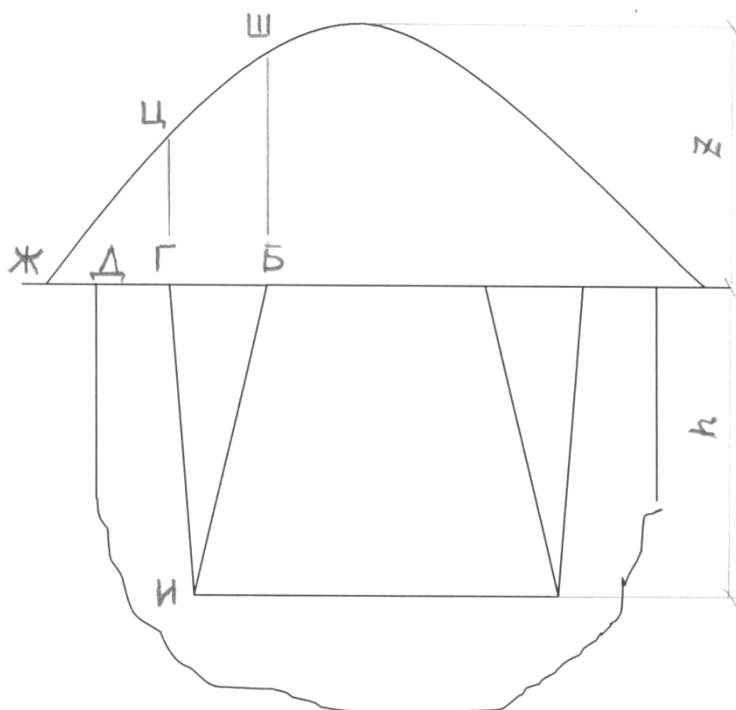


Рисунок 6.1 – Случай 1 положения линий сползания по отношению к границе зоны неупругих деформаций в боках и к зоне неупругих деформаций в кровле

В этом случае, как видно, призма сползания полностью вмещается в зону неупругих деформаций в боках, а породы в зоне неупругих деформаций в кровле полностью покрывают призму сползания. Следовательно, по всей высоте выработки горизонтальная нагрузка складывается из составляющей от веса призмы сползания и составляющей от веса пород зоны неупругих деформаций в кровле. Формула, по которой определяется боковая (горизонтальная) нагрузка:

$$p_{\delta} = (\gamma_{кр} \cdot m + \gamma_{\delta} \cdot y) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^{\circ} - \varphi_{\delta}}{2}, \quad (6.3)$$

где индексом **кр** маркируются физико-механические характеристики пород кровли, **б** – характеристики пород в боках выработки,

$m$  – средняя высота зоны неупругих деформаций в кровле на участке над призмой сползания,

$y$  – расстояние по вертикали от линии кровли до точки, в которой определяется нагрузка (на линии кровли в точке Б:  $y=0$ , в нижней точке выработки, в точке И:  $y=h$ ).

Величина  $m$  может быть определена графически по схеме, построенной в масштабе на миллиметровой бумаге: вначале методом палетки\* (следует объяснить этот метод для тех, кто им не пользовался) определяется площадь криволинейной трапеции ГЦШБ и результат делится на расстояние от точки Г до контура выработки по линии кровли (ГБ). Удобно в данном случае вначале вычисление площади произвести в мм<sup>2</sup> (по чертежу, выполненному на миллиметровой бумаге), расстояния – тоже в мм по чертежу, а потом умножить результат деления на масштаб, чтобы получить значение величины  $m$  в натуре.

Боковое давление на крепь монотонно возрастает от кровли до почвы. Для упрощения расчета неравномерная нагрузка приводится (заменяется) равномерно распределенной с интенсивностью, определяемой по формуле:

$$p_{\sigma} = (\gamma_{кр} \cdot m + \frac{1}{2} \gamma_{\sigma} \cdot h) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^{\circ} - \varphi_{\sigma}}{2}. \quad (6.4)$$

**Случай 2** – зона неупругих деформаций в кровле велика, и точка Ж находится дальше от контура выработки, чем точка Г, а точка Д- дальше, чем точка Ж, т.е. призма сползания также, как и в случае 1, полностью вмещается в зону неупругих деформаций в боках, а породы в зоне неупругих деформаций в кровле полностью покрывают призму сползания (рисунок 6.2). Следовательно, боковая нагрузка определяется так же, как и в случае 1. Очевидно, что вариант, когда зона неупругих

---

\* Палетка – прозрачная пластинка с нанесенной на ней регулярной сеткой, предназначенная для вычисления площадей сложных фигур. При построении на миллиметровой бумаге площадь вычисляется по количеству миллиметровых квадратов. Например, при изображении в масштабе 1:20 площадь в натуре определяется количеством квадратов, умноженным на 20<sup>2</sup> в мм<sup>2</sup>. Если число квадратов равно 100, то площадь в натуре равна 100x400=40000 мм<sup>2</sup> = 400 см<sup>2</sup> = 0,04 м<sup>2</sup>.

деформаций полностью вмещает свод естественного равновесия, также относится к этому случаю.

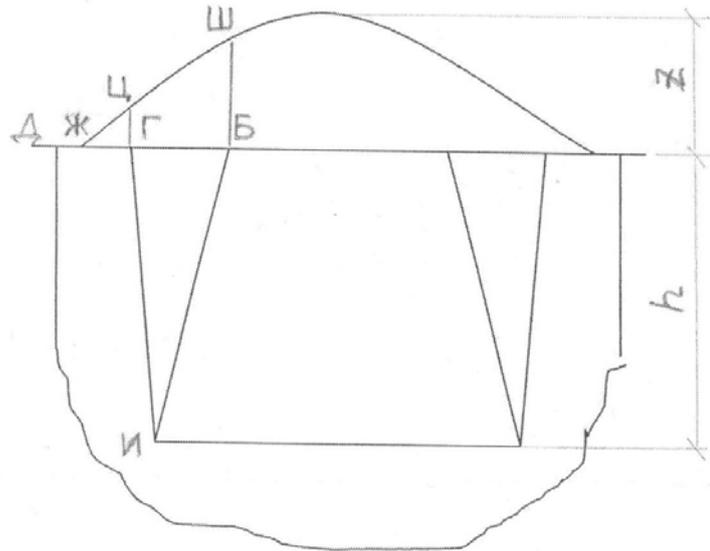


Рисунок 6.2 – Случай 2 положения линий сползания по отношению к границе зоны неупругих деформаций в боках и к зоне неупругих деформаций в кровле

**Случай 3** - зона неупругих деформаций в кровле велика, а в боках мала, так что линия сползания пересекает границу зоны неупругих деформаций в боках раньше, чем линию кровли: точка Д находится ближе к контуру выработки, чем точка Г, а точка Ж - дальше, чем точка Г (рисунок 6.3). Вариант, когда зона неупругих деформаций полностью вмещает свод естественного равновесия, также относится к этому случаю. Призма сползания не вмещается в зону неупругих деформаций в боках, но породы в зоне неупругих деформаций в кровле полностью покрывают призму сползания.

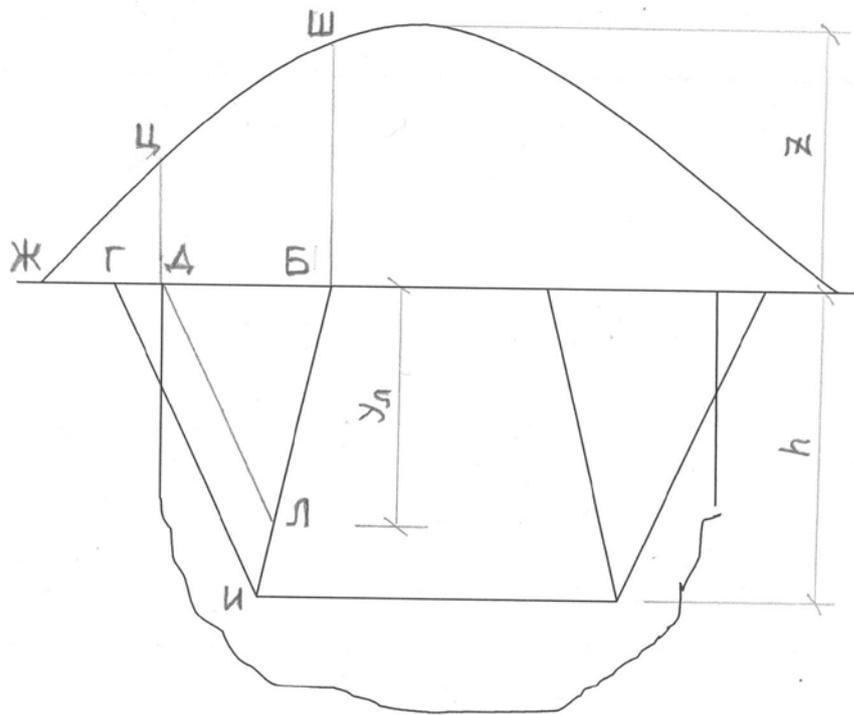


Рисунок 6.3 – Случай 3 положения линий сползания по отношению к границе зоны неупругих деформаций в боках и к зоне неупругих деформаций в кровле

Для определения давления на крепь нужно из точки Д провести прямую параллельно линии сползания до контура выработки. Точка Л пересечения этой прямой с контуром выработки определяет нижнюю границу возрастания давления на крепь, вызванного весом призмы сползания. Поскольку породы в зоне неупругих деформаций в кровле полностью покрывают призму сползания, то влияние их веса распространяется на всю высоту выработки. Тогда на участке от точки Б ( $y=0$ ) до точки Л ( $y=y_{л}$ ) горизонтальное давление находится по формуле (6.3), а ниже остается неизменным до самой почвы. Среднее давление на участке от точки Б до точки Л находится по формуле:

$$p_{\sigma 1} = (\gamma_{кр} \cdot m + \frac{1}{2} \gamma_{\sigma} \cdot y_{л}) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^{\circ} - \varphi_{\sigma}}{2}, \quad (6.5)$$



**Случай 5** - зона неупругих деформаций в боках велика, а в кровле мала, так что линия сползания полностью вмещается в зону неупругих деформаций в боках: точка Д дальше от контура выработки, чем точка Г, а точка Ж ближе к контуру выработки, чем точка Г (рисунок 6.5). Вариант, когда зона неупругих деформаций полностью вмещает свод естественного равновесия, к этому случаю не относится.

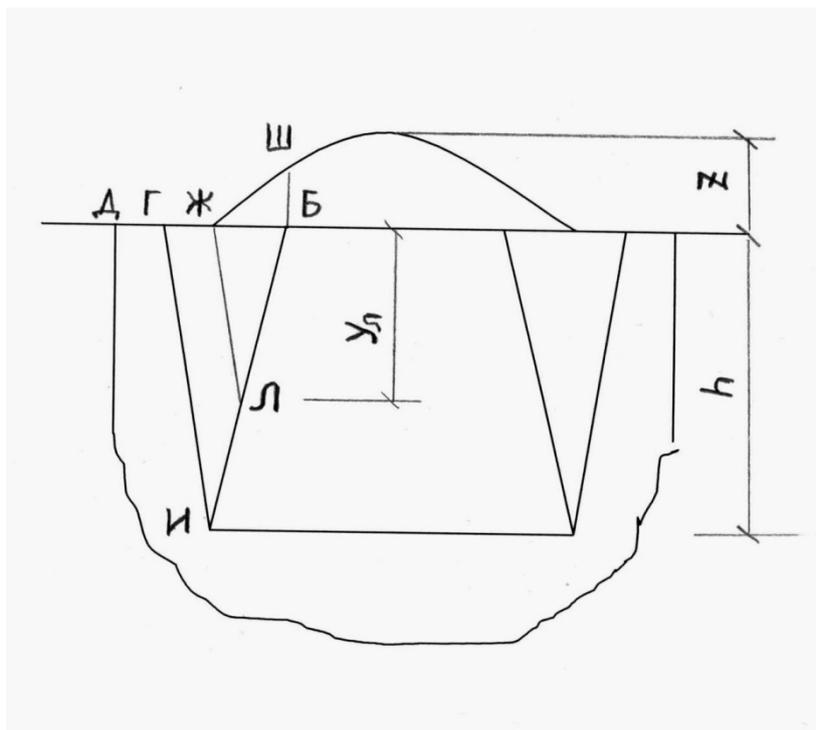


Рисунок 6.5 - Случай 5 положения линий сползания по отношению к границе зоны неупругих деформаций в боках и к зоне неупругих деформаций в кровле

Если провести из точки Ж прямую параллельно линии сползания до контура выработки, то полученная точка Л будет нижней границей влияния веса пород зоны неупругих деформаций в кровле. Тогда на участке от точки Б ( $y=0$ ) до точки Л ( $y=y_{л}$ ) горизонтальное давление  $p_{\delta 1}$  находится по формуле (6.3), а на участке от точки Л до точки И ( $y=h$ )- по формуле:

$$p_{\delta 2} = \gamma_{\delta} \cdot y \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^{\circ} - \varphi_{\delta}}{2}. \quad (6.8)$$

Среднее по высоте выработки давление определится формулой (6.7).

**Случай 6** – линия сползания не вмещается в зону неупругих деформаций в боках (точка Г находится дальше, чем точка Д), а зона неупругих деформаций в кровле мала. Вариант, когда зона неупругих деформаций полностью вмещает свод естественного равновесия, не относится к этому случаю.

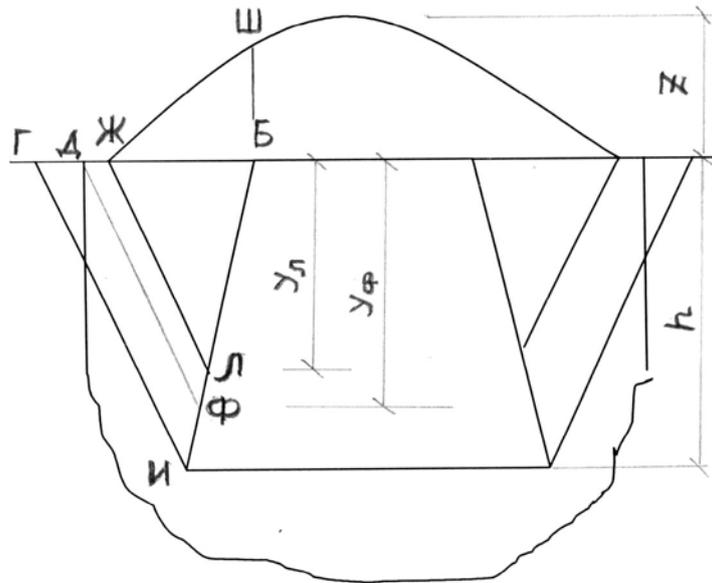


Рисунок 6.6 - Случай бположения линий сползания по отношению к границе зоны неупругих деформаций в боках и к зоне неупругих деформаций в кровле

В этом случае надо построить две дополнительные линии сползания – из точки Ж и из точки Д. Точка пересечения Л первой из этих линий с контуром выработки находится на расстоянии по вертикали  $y=y_L$  от линии кровли, а второй линии – точка Ф – на расстоянии  $y=y_\Phi$ . Загруженной весом пород кровли в данном случае оказывается только призма, ограниченная линией БЛ. Поэтому горизонтальная нагрузка на участке от точки Б ( $y=0$ ) до точки Л ( $y=y_L$ ) определяется формулой (6.3), а средняя величина давления формулой (6.5). На участке от точки Л ( $y=y_L$ ) до точки Ф ( $y=y_\Phi$ ) влияние веса пород кровли отсутствует и справедлива формула (6.8). Средняя величина давления на этом участке:

$$p_{\delta 2} = \frac{1}{2} \gamma_{\delta} \cdot (y_L + y_{\Phi}) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^{\circ} - \varphi_{\delta}}{2}. \quad (6.9)$$

На участке от точки  $\Phi$  до точки  $\Pi$  нагрузка на крепь остается равной

$$p_{\delta 3} = \gamma_{\delta} \cdot y_{\Phi} \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^{\circ} - \varphi_{\delta}}{2}. \quad (6.10)$$

Усредненное значение горизонтальной нагрузки на крепь в случае 6 определяется по формуле:

$$p_{\delta} = \frac{1}{h} (p_{\delta 1} y_L + p_{\delta 2} (y_{\Phi} - y_L) + p_{\delta 3} (h - y_{\Phi})). \quad (6.11)$$

Итогом занятия является схема нагружения крепи, которую студенты должны изобразить в своих рабочих тетрадях в качестве материала для следующего занятия. Пример схемы нагружения показан на рисунке 6.7. На схеме интенсивность вертикальной и горизонтальной нагрузок надо показать числами.

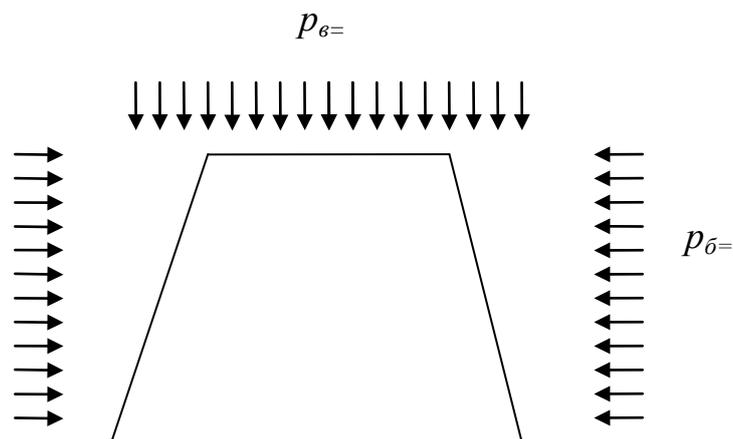


Рисунок 6.7 - Пример схемы нагружения крепи

## 6.1 Пример определения давления на крепь

В качестве исходных данных в примере используются результаты построения зоны неупругих деформаций и свода естественного равновесия на миллиметровой бумаге. Поскольку свод естественного равновесия полностью вписывается в зону неупругих деформаций в кровле, то вертикальное давление на крепь определяется по размерам свода. Высота свода над линией кровли – 3,95 м. Дополнительные исходные данные для расчета:

средняя плотность вышележащих пород  $\gamma = 22 \text{ кН/м}^3$ . Вычисляем величину интенсивности вертикального давления на крепь:

$$p_g = \gamma \cdot b = 22 \cdot 3,95 = 87,1 \text{ кН/м}^2.$$

Для определения горизонтального давления вначале проводим линии обрушения в боках из нижних углов выработки под углом

$$\theta = \frac{90^\circ + \varphi_b}{2} = \frac{90^\circ + 30^\circ}{2} = 60^\circ.$$

Линия обрушения пересекает границу зоны неупругих деформаций ниже уровня кровли выработки, следовательно, призма обрушения не может сформироваться на всей высоте выработки. Находим возможную высоту призмы обрушения, проведя линию обрушения из опорной точки свода естественного равновесия – точки Д до пересечения с контуром выработки (точка Л). Определяем графически расстояние по вертикали от линии кровли до точки Л: 1,4 м. Ниже точки Л давление остается неизменным.

Определяем теперь пригруз призмы обрушения от пород кровли, находящихся в пределах свода естественного равновесия. Используем способ палетки для определения площади участка свода естественного равновесия над призмой обрушения. С помощью миллиметровой бумаги находим количество миллиметровых клеток на участке: 675.

Площадь миллиметровой клеточки в натуре (с учетом масштаба 1:50) составляет  $\Pi_1 = (10^{-3} \times 50)^2 \text{ м}^2 = 25 \times 10^{-4} \text{ м}^2$ .

Площадь участка пригруза  $\Pi = 675 \times 25 \times 10^{-4} \text{ м}^2 = 1,69 \text{ м}^2$ .

Общая величина пригруза на 1 м длины выработки определится путем умножения полученной площади на плотность пород кровли ( $\gamma = 22 \text{ кН/м}^3$ ). Интенсивность равномерно распределенной на участке Д-Б (его длина, измеренная с учетом масштаба равна 1,05 м) величины пригруза получим, разделив величину пригруза на длину участка:

$$q = \frac{1,69 \cdot 22}{1,05} = 35 \text{ кН/м}^2.$$

Горизонтальное давление на уровне кровли определяется только пригрузом и вычисляется по формуле

$$p_1^c = 35 \cdot \text{tg}^2 \left( \frac{90^\circ - \varphi}{2} \right) = 35 \cdot \text{tg}^2 \left( \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} \right) = 11,7$$

Давление в точке Л определяется с учетом веса призмы обрушения высотой 1,4 м:

$$p_2^c = (22 \cdot 1,4 + 11,7) \cdot \text{tg}^2 \left( \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} \right) = 14,2 \text{ кН/м}^2,$$

Ниже точки Л давление интенсивностью 14,2 кН/м<sup>2</sup> не изменяется с глубиной.

Средняя величина горизонтального давления:

$$p_2^c = \frac{\frac{11,7 + 14,2}{2} \cdot 1,4 + (2,65 - 1,4) \cdot 14,2}{2,65} = 6,7 \text{ кН/м}^2.$$

## 7 Тема 7 Расчет деревянной крепи горизонтальной выработки

Расчет крепи производится для условий курсового проектирования в соответствии с полученными на предыдущем занятии (тема 6) результатами определения нагрузок на крепь.

Вначале демонстрируется и поясняется расчетная схема крепи (рисунок 7.1). Поясняется, что на расчетной схеме элементы крепи заменяются стержнями, размерами поперечного сечения которых пренебрегают, а соединение элементов между собой и с землей принимается шарнирным, поскольку в действительности взаимный поворот элементов и поворот относительно земли возможен.

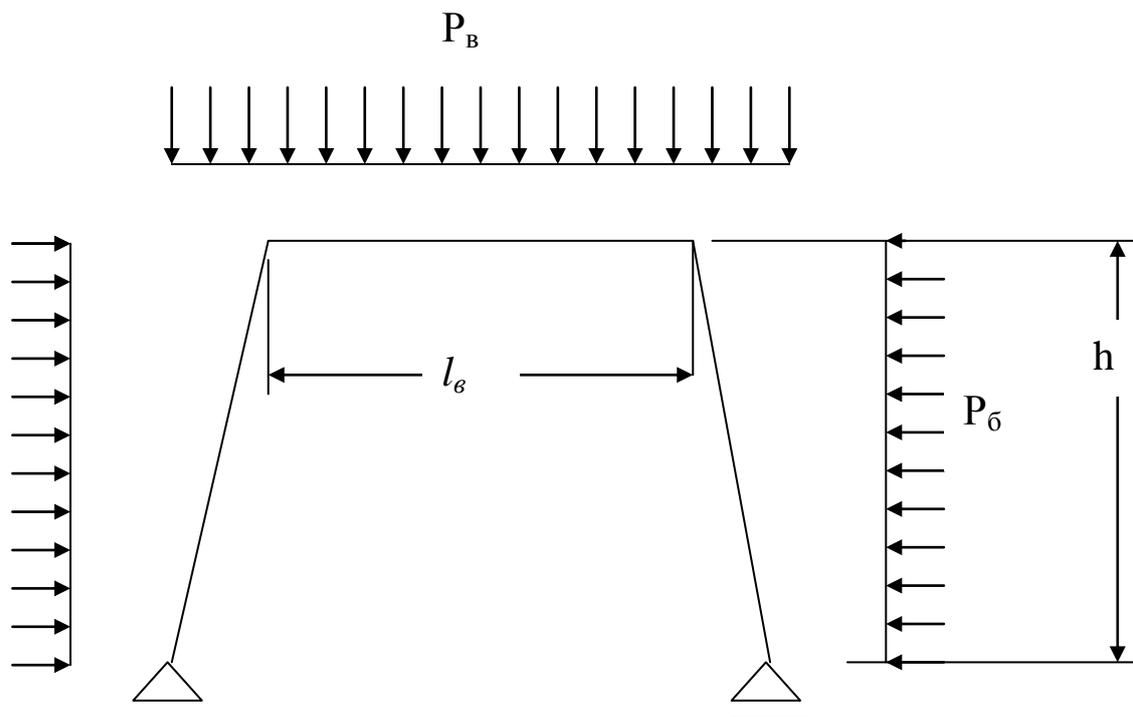


Рисунок 7.1– Расчетная схема деревянной крепежной рамы

Поясняется также, что элементы (стержни) расчетной схемы испытывают изгиб от поперечной нагрузки (верхний элемент – верхняк – от вертикальной, нижние – ножки – от горизонтальной), а также сжатие от продольной нагрузки.

Поскольку площадь поперечного сечения элементов крепи обычно достаточно велика, то напряжения от сжатия в элементах при обычных для разведочных выработок размерах крепи оказываются на порядок (и более) меньшими напряжений от изгиба. Поэтому ими можно пренебречь, ограничившись учетом только влияния изгиба. В соответствии с поэтажной схемой работы вначале рассчитывается верхняк. Расчетная длина стержня

$$l_g = l_1 + d, \text{ м}, \quad (7.1)$$

где  $l_1$  – размер поперечного сечения выработки в кровле в свету, м;

$d$  – диаметр элементов крепи (вначале диаметр может быть принят равным 0,20 м, а в последующем уточнен), м.

Верхняк рассчитывается на вертикальное давление, распределенное по длине верхняка равномерно. Тогда наибольший изгибающий момент в верхняке будет в середине пролета и определится по формуле

$$M = \frac{1,3 p_g \cdot l_g^2 \cdot L}{8}, \text{ кНм} \quad (7.2)$$

где 1,3 – коэффициент запаса;

$L$  – шаг крепи (расстояние между рамами, который вначале принимается равным 1 м), м.

Геометрическая характеристика круглого поперечного сечения стержня – момент сопротивления  $W$  находится по формуле:

$$W = \frac{\pi \cdot d^3}{32}, \text{ см}^3 \quad (7.3)$$

Наибольшее нормальное напряжение в верхняке от действия изгибающего момента:

$$\sigma_{\max} = \frac{100M}{W}, \text{ кН/см}^2. \quad (7.4)$$

Число 100 появляется в числителе правой части для того, чтобы совместить размерности (кНм переводятся в кНсм).

Условие прочности:

$$\sigma_{\max} \leq R_u, \quad (7.5)$$

где  $R_u$  - расчетное сопротивление древесины изгибу.

Расчетные сопротивления древесины при изгибе и сжатию в зависимости от породы приведены в таблице 7.1, помещенной в конце раздела.

Если условие (7.5) не выполняется, то следует, прежде всего, уменьшить шаг крепи. Рекомендуемый набор величин шага крепи: 1,0; 0,75; 0,67; 0,5; 0,33; 0,25 м (при шаге менее 0,25 м шаг крепи практически равен диаметру элементов крепежной рамы, т.е. крепление осуществляется сплошную). При уменьшении шага крепи напряжения в элементе пропорционально шагу уменьшаются, поскольку ту же самую нагрузку, приходящуюся на каждый метр выработки, станет принимать на себя большее количество крепежных рам. Если же условие (7.5) не выполняется и при креплении сплошную, то можно увеличить диаметр элементов крепи  $d$ , сохраняя крепление сплошную. Шаг крепи тогда будет равен новому диаметру элемента. Если диаметр элемента увеличен, то надо снова вычислить величину момента сопротивления по формуле (7.3), затем наибольшее напряжение в элементе и проверить выполнение условия (7.5).

После подбора шага крепи и диаметра верхняка надо проверить ножки крепи на прочность. Расчетную длину ножки можно принять равной высоте выработки в

свету. Ножка также работает на изгиб, и расчетный изгибающий момент определяется по формуле:

$$M = \frac{1,3 p_{\bar{b}} \cdot h^2 \cdot L}{8}, \text{ кНм}, \quad (7.6)$$

где  $L$  – уточненный в результате расчета верхняка шаг крепи, м.

Затем определяется наибольшее напряжение в ножке по формуле (7.4). При этом диаметр элемента принимается таким же как окончательно принятый для верхняка. Если условие (7.5) выполняется, то принимаются параметры крепления, установленные при расчете верхняка. Если же условие (7.5) не выполняется, то нужно поступить в соответствии с указанными выше при расчете верхняка рекомендациями. В этом случае окончательно принимаются параметры крепления – шаг крепи и диаметр и верхняка и ножек, установленные при проверке ножки.

Таблица 7.1 - Расчетные сопротивления древесины

Порода	Сжатие $R_c, \text{ кН/см}^2$	Изгиб $R_u, \text{ кН/см}^2$
Лиственница	0,645	1,115
Сосна	0,485	0,860
Пихта	0,470	0,730

## 7.1 Пример расчета деревянной крепи горизонтальной выработки

Исходные данные для расчета:

площадь поперечного сечения в свету  $S_{св}=3,0 \text{ м}^2$ ;

расчетное сопротивление древесины изгибу  $R_u=8,6 \text{ МПа}$ ;

вертикальная нагрузка на крепь  $p_v=50 \text{ кН/м}^2$ ;

горизонтальная нагрузка  $p_z=17,2 \text{ кН/м}^2$ ;

диаметр элементов крепи  $d=18 \text{ см}$ .

Расчетная длина верхняка определяется исходя из размера выработки по верху в свету  $l_1=1,36 \text{ м}$  по формуле 7.1:

$$l_1 = 1,36 + 0,18 = 1,54 \text{ м.}$$

Максимальный изгибающий момент в верхняке деревянной рамы при шаге крепи, равном одному метру ( $L=1 \text{ м}$ ), определяется по формуле 7.2:

$$M_{\max} = \frac{1,3 \cdot 50 \cdot (1,54)^2 \cdot 1}{8} = 19,26 \text{ кНм.}$$

Момент сопротивления элемента круглого поперечного сечения (формула 7.3):

$$W = \frac{3,14 \cdot 18^3}{32} = 583 \text{ см}^3.$$

Наибольшее нормальное напряжение в поперечном сечении верхняка вычисляется по формуле 7.4 :

$$\sigma = \frac{100 \cdot 19,26}{583} = 3,3 \text{ кН/см}^2$$

Расчетное сопротивление древесины из МПа надо перевести в  $\text{кН/см}^2$ , разделив его на 10 ( $1\text{кН/см}^2 = 10\text{ МПа}$ ):  $R_u = 0,86\text{ кН/см}^2$ .

Поскольку полученная величина напряжения оказалась больше расчетного сопротивления древесины, то условие прочности верхняка не выполняется. Для уменьшения нагрузки на крепь нужно уменьшить шаг крепи.

Принимаем шаг крепи  $L$  равным  $0,25$  м. Тогда максимальный изгибающий момент в верхняке крепежной рамы:

$$M_{\max} = \frac{1,3 \cdot 50 \cdot (1,54)^2 \cdot 0,25}{8} = 4,81\text{ кНм},$$

наибольшее нормальное напряжение

$$\sigma = \frac{100 \cdot 4,81}{583} = 0,82\text{ кН/см}^2.$$

Теперь условие прочности верхняка (формула 7.5) выполнено.

#### **Проверка прочности ножки**

Расчетная высота ножки определяется исходя из высоты сечения в свету:  $h=2,13\text{ м}$ . Расчетный изгибающий момент в ножке определяем по формуле 7.6:

$$M_{\max} = \frac{1,3 \cdot 17,2 \cdot (2,13)^2 \cdot 0,25}{8} = 3,17\text{ кНм}.$$

Наибольшее нормальное напряжение в поперечном сечении ножки вычисляется по формуле 7.4 :

$$\sigma = \frac{100 \cdot 3,17}{583} = 0,54\text{ кН/см}^2.$$

Полученная величина наибольшего нормального напряжения в поперечном сечении ножки меньше расчетного сопротивления древесины, следовательно, условие прочности выполняется. Окончательно принимается деревянная крепь из элементов диаметром 18 см с шагом 0,25 м.

## **8 Тема 8 Составление паспорта крепления горизонтальной выработки**

Паспорт крепления является первым чертежом курсового проекта и составляется на чертежном листе формата А3 без помощи компьютера. На листе изображается поперечное сечение выработки и продольный разрез по выработке в масштабе 1:25. Рекомендуется вначале продемонстрировать и пояснить пример изображения на доске или другим способом. Возможен также вариант с использованием раздаточного материала с примером паспорта крепления.

Последовательность построения поперечного сечения выработки следующая. Вначале изображается крепежная рама таким образом, чтобы размеры в свету точно соответствовали заданному поперечному сечению в свету. Затем показывается затяжка и клинья. Затяжку рекомендуется изображать на чертеже без учета масштаба: толщиной 2 мм и шириной в 8 – 10 мм. Породный контур обводится с внешней стороны затяжки вручную, без помощи линейки: так демонстрируется неровность породного контура, соответствующая действительности. Показывается заделка ножек крепи в лунки. Проставляются размеры сечения выработки в свету и в проходке в миллиметрах.

В продольном разрезе показывается участок выработки, примыкающий к забою. Разрез проводится по оси выработки, поэтому показываются ножки первых 3-5 крепежных рам от забоя и верхняки в разрезе. На чертеже должны быть видны затяжки в кровле, а также и в боках между рамами, если крепление осуществляется вразбежку. На продольном разрезе проставляется расстояние первой рамы от груди забоя и расстояние между рамами (шаг крепи). Так же, как и на поперечном разрезе, породный контур показывается неровной линией от руки. Пример изображения крепежной рамы и продольного разреза показан на рисунке 8.1.

Отдельно в масштабе 1:10 показываются узлы крепления: соединение верхняка с ножкой, заделка ножки в почву, а также элементы рамы с указанием

габаритных размеров и размеров врубок. Врубки делаются на половину диаметра элементов.

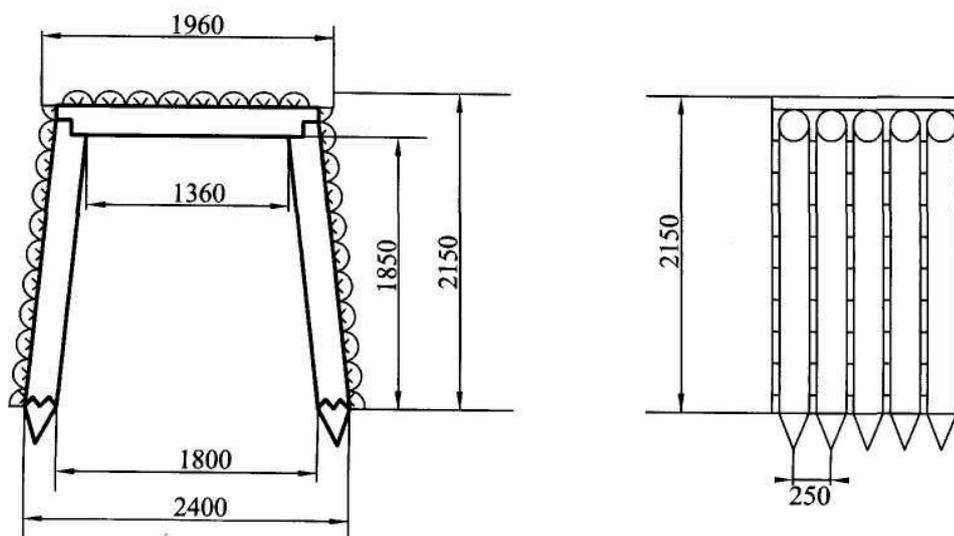


Рисунок 8.1 – Элемент паспорта крепления

На чертеже также приводится таблица данных паспорта крепления выработки, в которой содержатся следующие сведения:

- площадь поперечного сечения выработки в свету,  $\text{м}^2$ ;
- площадь поперечного сечения в проходке,  $\text{м}^2$ ;
- материал и сорт древесины крепи;
- диаметр элементов крепи, см;
- шаг крепи, м;
- отставание крепи от забоя, м;
- количество рам на одно подвигание забоя;

- расход стоек на одно подвигание забоя;
- расход затяжки на одно подвигание забоя, м<sup>2</sup>.

Последние данные, связанные с организацией труда в забое, проставляются после составления графика организации работ в забое.

В тестовом примечании, также помещаемом на листе над штампом, указывается последовательность работ по креплению.

## 9 Тема 9 Расчет бетонной крепи шурфа

Расчет бетонной крепи шурфа вначале рассматривается на примере шурфа глубиной до 15 м. При такой глубине удельное сцепление пород у поверхности земли близко к нулю, и размеры зоны неупругих деформаций многократно превышают рассматриваемую глубину. Поэтому нагрузку на крепь можно определять приближенно на основе расчета подпорных стен без предварительного расчета размеров зоны неупругих деформаций и без учета удельного сцепления (что идет в запас прочности крепи).

Рассматривается шурф, пересекающий 3-4 слоя пород, имеющих различные свойства: объемный вес  $\gamma=15 - 20 \text{ кН/м}^3$ ; угол внутреннего трения  $\varphi= 10^0 - 15^0$ ; удельное сцепление  $c$  отсутствует. Мощность слоев пород от 1 до 5 м. Диаметр шурфа в свету  $D$  – от 3 до 4 м. Рекомендуется дать каждому студенту индивидуальное задание на расчет. В задании указывается также класс бетона крепи.

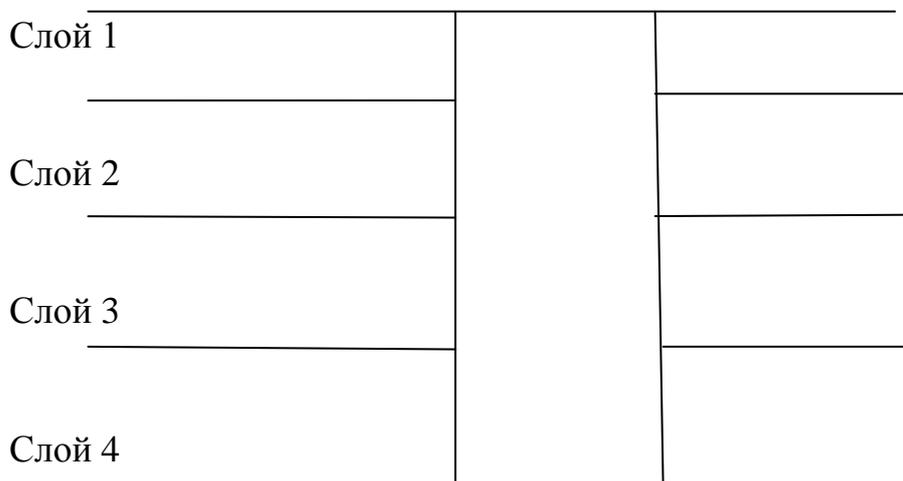


Рисунок 9.1 – Схема расположения шурфа и слоев пород

Методика расчета следующая. Поскольку сцепление пород отсутствует, то размеры зоны неупругих деформаций вычислять не нужно: легко увидеть, что они стремятся к бесконечности. Поэтому нагрузка на крепь определяется по формуле давления на подпорную стенку без учета сцепления.

Вначале вычисляются коэффициенты горизонтального давления для каждого слоя пород по формуле:

$$\lambda = \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}, \quad (9.1)$$

где  $\varphi$  – угол внутреннего трения соответствующего слоя.

Затем вычисляются величины горизонтального давления на границе каждого слоя по формуле

$$p_j = \lambda_j \sum_{i=1}^j \gamma_i \cdot m_i, \quad (9.2)$$

где  $j$  – номер слоя, на нижней границе которого определяется давление,

$\lambda_j$  – коэффициент горизонтального давления для слоя  $j$ ,

$\gamma_i$  – объемный вес пород слоя  $i$ , кН/м<sup>3</sup>,

$m_i$  – мощность слоя  $i$ , м.

За расчетную величину давления принимается наибольшее из вычисленных значений. Для определения толщины крепи водится коэффициент перегрузки, равный 1,3, и коэффициент приведения нагрузки к равномерной по контуру, равный 2. Таким образом, в формулу для определения толщины подставляется  $p = 2,6p_{max}$ .

Требуемая толщина бетонной крепи  $d$  определяется по формуле

$$d = R_{ce} \left( \sqrt{\frac{R_b}{R_b - 2 \cdot p}} - 1 \right), \quad (9.3)$$

где  $R_{ce}$  – радиус шурфа в свету, м.

$R_b$  – расчетное сопротивление бетона сжатию (таблица 9.2 в конце раздела), выраженное в тех же единицах, что и нагрузка на крепь.

Следует иметь в виду, что возводимая с помощью опалубки бетонная крепь должна иметь толщину не менее 20 см, а набрызгбетонная – не менее 8 см. Поэтому, если расчетная толщина оказывается меньше, надо принимать минимально допустимую.

Во второй части занятия рассматривается шурф большой глубины – от 30 до 600 м. Рекомендуется рассмотреть четыре – шесть слоев пород значительной мощности от 3 до 20 м каждый. Характеристики верхнего слоя небольшой мощности – до 5 м нужно назначить такими, чтобы зона неупругих деформаций в этом слое не возникала (например, удельное сцепление более 10 МПа). В остальных слоях удельное сцепление ограничить величиной 200 кПа при угле внутреннего трения от  $15^{\circ}$  до  $30^{\circ}$ .

Последовательность работы следующая. Вначале вычисляется для каждого слоя радиус зоны неупругих деформаций по формуле

$$R_L = R \cdot \left[ \frac{(\gamma \cdot H + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi) \cdot (1 - \sin \varphi)}{c \cdot \operatorname{ctg} \varphi} \right]^{\frac{1}{\beta-1}}, \quad (9.4)$$

где  $R$  – радиус шурфа в проходке (рекомендуется предварительно принять для назначения радиуса в проходке толщину крепи равной 20 см);

$\gamma$  – объемный вес пород в слоях можно принять равным 20 - 25 кН/м<sup>3</sup>;

$H$  – глубина расположения нижней границы слоя пород, м;

$c$  и  $\varphi$  – удельное сцепление и угол внутреннего трения соответствующего слоя;

$$\beta = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}.$$

Изображается в масштабе участок шурфа и границы зоны неупругих деформаций так, как показано на рисунке 9.2 (штриховые линии). Проводятся линии сползания в пределах каждого слоя пород (штрих-пунктирные линии). Их положение дает возможность оценить влияние соседних вышележащих слоев на величину горизонтального давления в данном слое. Величина горизонтального давления, определяемая в рассматриваемом способе расчета по теории расчета подпорных стенок, складывается из давления призмы сползания в рассматриваемом слое и давления, вызванного весом разрушенных пород в вышележащем слое.

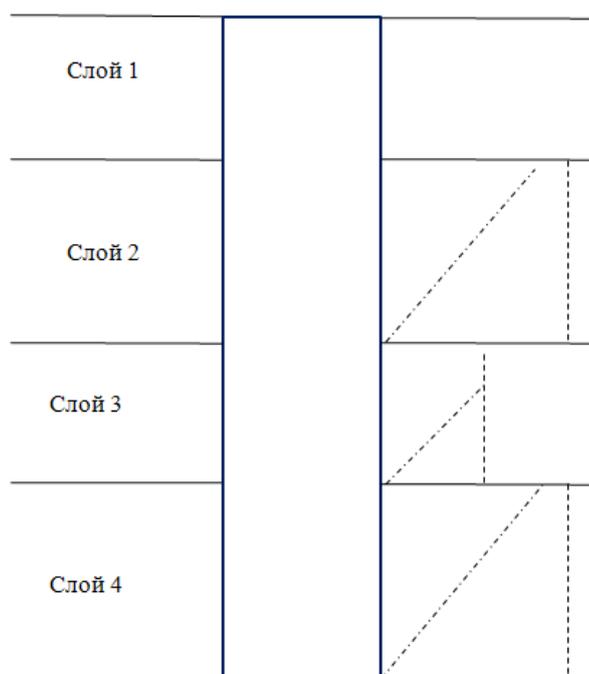


Рисунок 9.2 – Схема расположения слоев и границ зон неупругих деформаций

Давление призмы сползания в рассматриваемом слое в том случае, если линия сползания выходит на верхнюю границу слоя (штрих-пунктирная линия на рисунке 9.3), определяется по формуле

$$p = \gamma \cdot y \cdot \lambda, \quad (9.5)$$

где  $\gamma$  - объемный вес пород в слое, кН/м<sup>3</sup>;

$\lambda$  – коэффициент горизонтального давления в горной породе данного слоя, вычисленный без учета сцепления;

$y$  – расстояние от верхней границы слоя вниз по вертикали, м;

$\varphi$  – угол внутреннего трения пород в данном слое,°.

Сцепление пород в разрушенной зоне не учитывается.

В том случае если линия сползания не выходит на верхнюю границу слоя, а пересекает границу зоны неупругих деформаций (рисунок 9.4), то горизонтальное давление определяется по той же формуле только до уровня, указанного точкой А. В свою очередь, точка А получается при проведении линии, параллельной линии сползания, из точки пересечения границы зоны неупругих деформаций с верхней границей слоя до пересечения с контуром выработки (пунктирная линия). Ниже точки А полученное значение давления остается неизменным до нижней границы слоя.

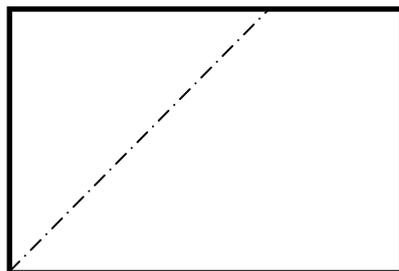


Рисунок 9.3 - Линия сползания выходит на верхнюю границу слоя

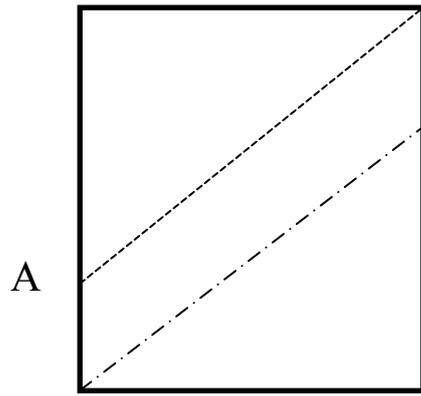


Рисунок 9.4 - Линия сползания не выходит на верхнюю границу слоя

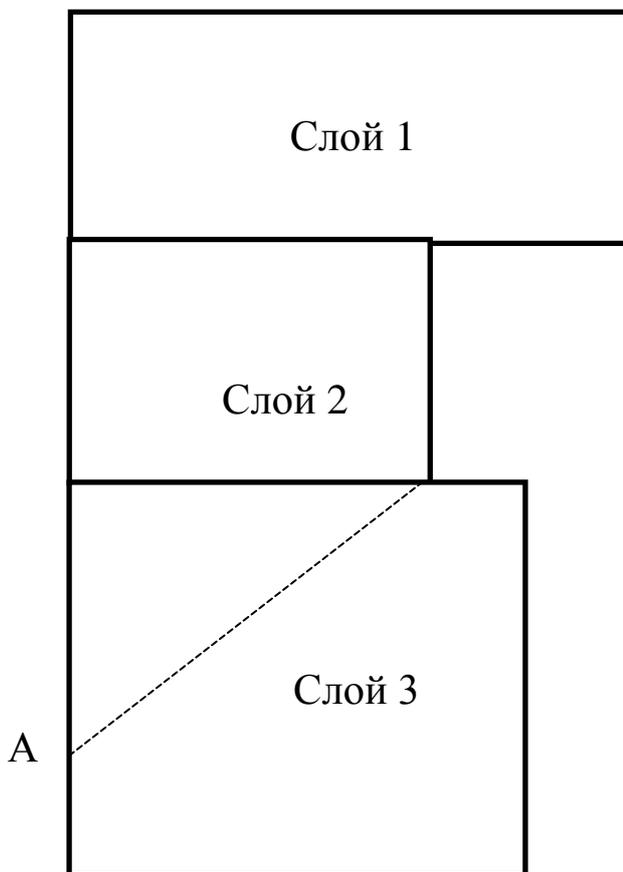


Рисунок 9.5 - Влияние веса вышележащего слоя

Влияние веса вышележащего слоя определяется формулой

$$p_{21} = \gamma_1 \cdot m_1 \cdot \lambda_2, \quad (9.6)$$

где  $p_{21}$  – давление в слое 2, вызванное весом пород слоя 1 (рисунок 9.5), кПа;

$\gamma_1$  – объемный вес пород в слое 1, кН/м<sup>3</sup>;

$m_1$  - мощность слоя 1, м;

$\lambda_2$  - коэффициент горизонтального давления в слое 2.

Формула справедлива, если зона неупругих деформаций верхнего слоя (на рисунке 9.5 – слоя 1) полностью покрывает зону неупругих деформаций нижнего слоя (на рисунке 9.5 – слоя 2). Если же зона неупругих деформаций верхнего слоя (на рисунке 9.5 – слоя 2) покрывает зону неупругих деформаций нижнего слоя (на рисунке 9.5 – слоя 3) не полностью, то влияние веса вышележащего слоя заканчивается на уровне точки А. Здесь точка А получается, если из точки пересечения границы зоны неупругих деформаций верхнего слоя с границе слоев провести линию сползания данного слоя (слоя 3 на рисунке) до пересечения с контуром выработки. Ниже точки А влияния веса вышележащего слоя (слоев) отсутствует. В примере на рисунке 9.5 вес разрушенных пород слоя 1 учитывается при расчете давления в слое 2, а также и в слое 3 (вместе с весом слоя 2), где участок его влияния также ограничивается точкой А. Выражение для величины составляющей горизонтального давления от влияния веса вышележащих пород в точке А имеет вид:

$$p_A = (\gamma_1 \cdot m_1 + \gamma_2 \cdot m_2) \cdot \lambda_2, \quad (9.6)$$

где  $p_A$  – давление в слое 3, вызванное весом пород слоя 1 и слоя 2 (рисунок 9.5),

$\gamma_2$  – объемный вес пород в слое 2, кН/м<sup>3</sup>;

$m_2$  - мощность слоя 2, м;

$\lambda_3$ - коэффициент горизонтального давления в слое 3.

Расчетная величина горизонтального давления складывается из давления призмы сползания в рассматриваемом слое и давления, вызванного весом разрушенных пород в вышележащих слоях, и вычисляется на нижних границах слоев и в характерных точках (точках А), если таковые появляются при расчете. Для определения толщины бетонной крепи по формуле 9.3 используется наибольшая величина на рассматриваемом участке шурфа с учетом коэффициента перегрузки, равного 1,3, и коэффициента приведения нагрузки к равномерно распределенной по контуру крепи, равного 2 (т.е. коэффициент увеличения составляет 2,6).

Для удобства составления заданий для расчета бетонной крепи глубоких шурфов приведена таблица относительной величины зон неупругих деформаций  $R_L/R$  ( $R_L$  – радиус зоны неупругих деформаций,  $R$  – радиус выработки в проходке) для некоторых вариантов исходных данных при значении объемного веса пород  $\gamma=25$  кН/м<sup>3</sup>.

Таблица 9.1 - Расчетные сопротивления осевому сжатию бетона

Класс бетона	7,5	10	12,5	15	20	25	30	35	40
$R_b$ , МПа	4,5	6,0	7,5	8,5	11,5	14,5	17,0	19,5	22,0

Таблица 9.2– Относительная величина зон неупругих деформаций

Угол внутреннего трения $\varphi = 15^0$					
Глубина $H=400$ м		Глубина $H=500$ м		Глубина $H=600$ м	
Удельное сцепление $c$	$R_L/R$	Удельное сцепление $c$	$R_L/R$	Удельное сцепление $c$	$R_L/R$
100	76,08	100	103,65	100	133,64
200	29,67	200	40,02	200	51,26
500	9,21	500	12,11	500	15,23
1000	4,21	1000	5,34	1000	6,56
10000	-	10000	-	10000	1,06
Угол внутреннего трения $\varphi = 30^0$					
Глубина $H=400$ м		Глубина $H=500$ м		Глубина $H=600$ м	
10	17,01	10	19,01	10	20,82
25	10,77	25	12,03	25	13,18
50	7,63	50	8,52	50	9,33
100	5,42	100	6,05	100	6,62
200	3,86	200	4,31	200	4,71
500	2,50	500	2,78	500	3,03
1000	1,84	1000	2,03	1000	2,20

## 9.1 Пример расчета бетонной крепи устья ствола

Исходные данные для расчета:

наибольшая глубина – 10 м;

диаметр ствола в свету – 4 м;

средняя плотность пород – 15 кН/м<sup>3</sup>;

угол внутреннего трения - 10°;

удельное сцепление -  $c=0$  кПа;

расчетное сопротивление сжатию бетона –  $R_b=4,5$  МПа.

Вначале определяется коэффициент бокового давления по формуле 9.1:

$$\lambda = \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 10^\circ}{2} = \operatorname{tg} 40^\circ = 0.71.$$

Определяем величину горизонтального давления на глубине 10 м как давление на подпорную стену по формуле 9.2:

$$p_{\max} = 15 \cdot 10 \cdot 0,71 = 138,5 \text{ кН/м}^2.$$

Расчетная величина давления на крепь

$$p = 2.6 \cdot 138.5 = 360.1 \text{ кН/м}^2.$$

Требуемую толщину бетонной крепи при круглой форме поперечного сечения ствола определяем по формуле 9.3 (расчетное сопротивление сжатию бетона переводим в кН/м<sup>2</sup> - 4,5 МПа = 4500кПа = 4500 кН/м<sup>2</sup>):

$$d = R_{cb} \left( \sqrt{\frac{R_b}{R_b - 2p}} - 1 \right) = \frac{4}{2} \left( \sqrt{\frac{4500}{4500 - 2 \cdot 360}} - 1 \right) = 0,18 \text{ м}$$

Принимаем крепь толщиной 20 см.

## 9.2 Пример расчета бетонной крепи глубокого шурфа

Требуется определить давление на крепь глубокого шурфа и толщину бетонной крепи. Исходные данные о слоях пород на расчетном участке шурфа приведены в таблице 9.3.

Таблица 9.3 – Данные о слоях пород

Номер слоя	Мощность слоя, м	Глубина по почве слоя, м	Плотность пород слоя, кН/м <sup>3</sup>	Удельное сцепление, кН/м <sup>2</sup>	Угол внутреннего трения, °
1	5	30	25	30	30
2	4	34	25	100	30
3	4	38	25	50	30
4	4	42	25	10	30
5	4	46	25	100	30
6	4	50	25	20	30

Выше расчетного участка располагается слой пород, в котором отсутствует зона разрушения.

Диаметр шурфа в свету 3,5 м. Для расчета давления на крепь нужно знать диаметр в проходке. Принимаем ориентировочно толщину крепи с запасом 50 см, тогда диаметр в проходке  $D=4$  м.

Определение размеров зон разрушения в каждом из слоев пород выполним по формуле 9.4. Параметр  $\beta$  при угле внутреннего трения  $\varphi = 30^\circ$

$$\beta = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} = \frac{1 + 0,5}{1 - 0,5} = 3,$$

следовательно, показатель степени в формуле равен 0,5.

Радиусы зон разрушения вычисляются для глубины подошвы слоев.

Слой 1:

$$R_L = 2 \cdot \left[ \frac{25 \cdot 30 + 30 \cdot \operatorname{ctg} 30}{30 \cdot \operatorname{ctg} 30} \cdot (1 - \sin 30) \right]^{\frac{1}{2}} = 5,56 \text{ м,}$$

слой 2

$$R_L = 2 \cdot \left[ \frac{25 \cdot 34 + 100 \cdot \operatorname{ctg} 30}{100 \cdot \operatorname{ctg} 30} \cdot (1 - \sin 30) \right]^{\frac{1}{2}} = 3,46 \text{ м,}$$

слой 3

$$R_L = 2 \cdot \left[ \frac{25 \cdot 38 + 50 \cdot \operatorname{ctg} 30}{50 \cdot \operatorname{ctg} 30} \cdot (1 - \sin 30) \right]^{\frac{1}{2}} = 4,90 \text{ м,}$$

слой 4

$$R_L = 2 \cdot \left[ \frac{25 \cdot 30 + 10 \cdot \operatorname{ctg} 30}{10 \cdot \operatorname{ctg} 30} \cdot (1 - \sin 30) \right]^{\frac{1}{2}} = 10,10 \text{ м,}$$

слой 5

$$R_L = 2 \cdot \left[ \frac{25 \cdot 30 + 100 \cdot \operatorname{ctg} 30}{100 \cdot \operatorname{ctg} 30} \cdot (1 - \sin 30) \right]^{\frac{1}{2}} = 3,90 \text{ м,}$$

слой 6

$$R_L = 2 \cdot \left[ \frac{25 \cdot 30 + 20 \cdot \operatorname{ctg} 30}{20 \cdot \operatorname{ctg} 30} \cdot (1 - \sin 30) \right]^{\frac{1}{2}} = 8,62 \text{ м.}$$

Строим картину разрушения горных пород в стенках шурфа на миллиметровой бумаге в масштабе 1:100 (рисунок 9.6). В пределах зон разрушения каждого слоя в соответствии со свойствами пород строим линии сползания (обрушения) в каждом слое.

В слое 1 давление определяется только высотой пород этого слоя, так как вышележащий слой не разрушен и не оказывает давления на призму сползания.

$$p_1 = 25 \cdot 5 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 41,7 \text{ кН/м.}$$

В слое 2 призма сползания сформирована только до глубины 2,5 м. Призма полностью загружена весом разрушенных пород слоя 1, следовательно, на глубине 2,5 м от кровли слоя давление

$$p_2 = 25 \cdot (2,5 + 5) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 63,1 \text{ кН/м.}$$

Такое давление сохраняется неизменным до почвы слоя.

В слое 3 призма сползания сформирована полностью, но влияние пригруза от пород слоя 2 учитывается только до глубины 2,5 м. На этой глубине, считая от кровли слоя давление

$$p_3^I = 25 \cdot (2,5 + 5 + 4) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 95,8 \text{ кН/м.}$$

В точке 3<sup>I</sup> влияние вышележащих слоев скачком исчезает, и давление становится равным

$$p_3^I = 25 \cdot 2,5 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 20,8 \text{ кН/м.}$$

В нижней части слоя на глубине 4 м от кровли:

$$p_3^{\text{II}} = 25 \cdot 4 \cdot \text{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 33,3 \text{ кН/м.}$$

В слое 4 призма обрушения также сформирована полностью и полностью загружена весом разрушенных пород слоя 3

$$p_4 = 25 \cdot (4 + 4) \cdot \text{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 66,7 \text{ кН/м.}$$

В слое 5 до глубины 1 м действует влияние пригруза от слоев 4 и 3:

$$p_5^1 = 25 \cdot (4 + 4 + 1) \cdot \text{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 75,0 \text{ кН/м.}$$

В точке 5<sup>1</sup> влияние слоя 3 скачком исчезает, и давление становится равным

$$p_5^1 = 25 \cdot (4 + 1) \cdot \text{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 41,7 \text{ кН/м.}$$

До глубины 2,9 м от кровли слоя 5 учитывается влияние пригруза только от слоя 4

$$p_5^2 = 25 \cdot (4 + 2,9) \cdot \text{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 57,5 \text{ кН/м,}$$

а ниже глубины 2,9 м давление в слое 5 остается постоянным.

В слое 6 призма обрушения сформирована полностью, а влияние пригруза от слоев 4 и 5 учитывается только до глубины 3,3 м:

$$p_6^1 = 25 \cdot (3,3 + 4 + 4) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 94,2 \text{ кН/м.}$$

В той же точке исчезает влияние пригруза и давление падает скачком до

$$p_6^1 = 25 \cdot 3,3 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 27,5 \text{ кН/м.}$$

На уровне почвы слоя 6 давление подрастает:

$$p_6^2 = 25 \cdot 4 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 30^\circ}{2} = 33,3 \text{ кН/м.}$$

Из всех величин давления наибольшим оказывается величина давления в слое 3: 95,8 кН/м. С учетом коэффициентов расчетное давление равно  $2,6 \times 95,8 = 249$  кН/м.

Определяем требуемую толщину бетонной крепи по формуле 9.3. Поскольку диаметр шурфа в свету пока не известен, примем предварительно минимальную толщину крепи - 20 см и уточним, вычислив требуемую с помощью формулы

$$d = R_{ce} \left( \sqrt{\frac{R_B}{R_B - 2p}} - 1 \right) = 2 \left( \sqrt{\frac{4500}{4500 - 2 \cdot 249}} - 1 \right) = 0,12 \text{ м}$$

Принимается крепь толщиной 20 см.

На рисунке 9.6 приведены построенные в масштабе зоны неупругих деформаций в окружающем шурф массиве, а на рисунке 9.7 – эпюра (графическое представление, выполненное в масштабе) давления на крепь шурфа.

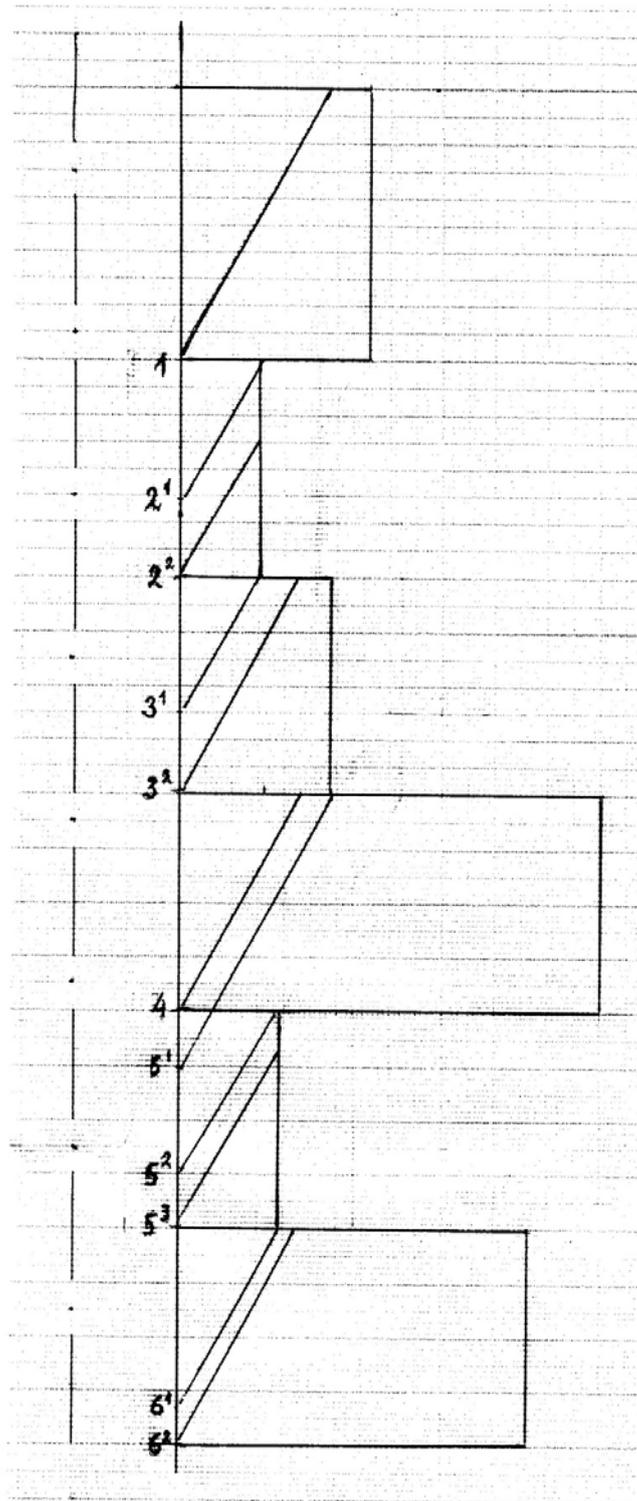


Рисунок 9.6 – Зоны неупругих деформаций в окружающем шурф массиве

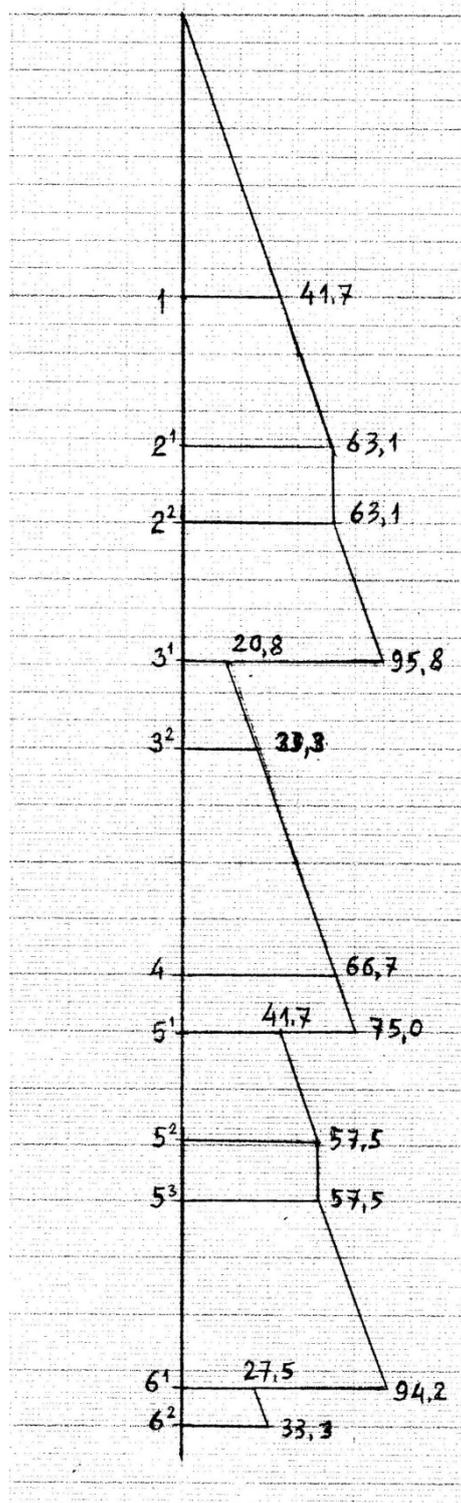


Рисунок 9.7 – Эпюра давления на крепь шурфа в кН/м

## 10 Тема 10 Расчет анкерной крепи

В начале занятия следует раскрыть механизм обеспечения устойчивости выработки с помощью анкеров. Анкер представляет собой стержень, помещенный в предварительно пробуренный в массиве шпур и закрепленный там тем или иным способом. Анкерная крепь – совокупность установленных в массив анкеров, задачей которых является передача на прилегающий к контуру выработки участок массива горных пород сжимающего усилия. Благодаря усилиям сжатия в массиве возникают силы трения, превращающие расслоившийся или трещиноватый массив в монолитный. Для передачи сжимающего усилия на массив, на конце стержня анкера, выступающего в выработку, имеется резьба. На этот конец стержня после закрепления анкера в массиве надевается опорная плитка – стальная пластина или швеллер с отверстиями и накидывается гайка. Вращением гайки в анкере создается растягивающее усилие, а на опорной поверхности плитки или швеллера – равное ему по величине сжимающее усилие, направленное в сторону массива. Таким образом, работа анкерной крепи аналогична работе болта, стягивающего соединяемые элементы. Чем большее усилие растяжения выдерживает анкер, тем эффективнее его работа. Поэтому основной характеристикой анкера является усилие выдергивания, которое, в свою очередь, зависит от способа его закрепления в массиве и от крепости пород, в которых закрепляется анкер. Рациональной является такая конструкция анкера, при которой усилие выдергивания соизмеримо сопротивлением стержня разрыву. В качестве стержня анкера обычно используется сталь, в частности – арматурная, или полимерные материалы, имеющие большую прочность на разрыв.

Часть анкера, которая закрепляет его в массиве, называется замком. Замок анкера должен непременно находиться в устойчивой части массива, поскольку передает на массив растягивающее усилие при натяжении стержня. Если расположить замок в массиве, не сопротивляющемся растяжению, то при натяжении анкера он будет выдернут из массива.

Для эффективности анкерной крепи сжимающее усилие должно передаваться от анкера в направлении, перпендикулярном плоскостям ослабления, по которым происходит разрушение массива, или в близком к нему направлении. В этом случае все или почти все сжимающее усилие идет на создание сил трения, препятствующих отделению слоев пород друг от друга. Чем больше угол встречи анкера с направлением трещиноватости или плоскостей расслоения отличается от прямого угла, тем менее эффективна анкерная крепь.

Поскольку анкеры должны закрепляться в устойчивой части массива, важным вопросом является определение размеров неустойчивой части окружающего выработку массива горных пород. Анкерная крепь, как правило, применяется в выработках, расположенных в крепких породах, но имеющих структурные ослабления в виде прослоек слабых пород или закрытых трещин. Поэтому разрушение пород в результате проведения выработки не происходит. Но появление в окружающем выработку массиве деформаций растяжения может вызвать расслоение пород по плоскостям ослабления или трещинам. Под действием сил собственной тяжести блоки крепких пород отделяются от основного массива и могут обрушиться в выработку. Такое явление в действительности имеет место. Чтобы уменьшить размеры зоны растяжения выработкам в крепких породах придают сводчатую форму в кровле.

После такого вступления студентам предлагается вывести формулу для определения размеров зоны деформаций растяжения вокруг выработки с круглой формой поперечного сечения. Формула для определения радиальной деформации  $\varepsilon_r$ , которая у контура является деформацией растяжения, имеет следующий вид:

$$\varepsilon_r = \frac{1}{E} [\sigma_r - \nu(\sigma_t + \sigma_z)], \quad (10.1)$$

где  $E$  – модуль упругости пород,

$\sigma_r$  – радиальное нормальное напряжение (действующее вдоль радиуса выработки)

$$\sigma_r = \gamma \cdot H \left(1 - \frac{R^2}{r^2}\right), \quad (10.2)$$

$\gamma$  – средний объемный вес вышележащих пород, кН/м<sup>2</sup>;

$H$  – глубина расположения выработки, м;

$R$  – радиус выработки в проходке, м;

$r$  – радиальная координата, м;

$\nu$  – коэффициент поперечной деформации (коэффициент Пуассона);

$\sigma_t$  – окружное нормальное напряжение (действующее перпендикулярно радиусу выработки), мПа.

$$\sigma_t = \gamma \cdot H \left(1 + \frac{R^2}{r^2}\right), \quad (10.3)$$

$\sigma_z$  – осевое нормальное напряжение (действующее вдоль оси выработки)

$$\sigma_z = \gamma \cdot H. \quad (10.4)$$

На границе зоны деформаций растяжения величина деформации  $\varepsilon_r$  равна нулю, следовательно,

$$\sigma_r = \nu(\sigma_t + \sigma_z). \quad (10.5)$$

Подставляя в это условие выражения для напряжений и решая уравнение относительно радиальной координаты  $r$  получаем искомый размер зоны деформаций растяжения

$$r = R \sqrt{\frac{1+\nu}{1-2\nu}}. \quad (10.6)$$

Таким образом, размер зоны деформаций растяжения зависит только от размеров выработки и величины коэффициента Пуассона.

Далее выдается индивидуальное задание каждому студенту. Расчет анкерной крепи рассматривается на примере выработки с прямоугольно-сводчатой формой поперечного сечения. В качестве исходных данных используются:

$S_{пр}$  - площадь поперечного сечения выработки в свету, м<sup>2</sup>;

$\alpha$  – угол наклона к горизонту плоскостей ослабления в кровле и боках выработки, °;

$\nu$  – коэффициент Пуассона горных пород,

$R_p$  – расчетное сопротивление растяжению стали, из которой изготавливается стержень анкера, МПа;

$d_a$  – диаметр стержня анкера, мм.

Угол наклона плоскостей ослабления рекомендуется назначать в пределах от 75° до 105°, коэффициент Пуассона в пределах от 0,15 до 0,35. Расчетное сопротивление стали можно принять равным от 250 до 350 МПа, диаметр стержня – от 16 до 22 мм.

По таблице данных о размерах типовых прямоугольно-сводчатых сечений горных выработок, приведенной в конце раздела, определяются размеры назначенного сечения. В качестве радиуса выработки в формуле 10.6 можно использовать больший радиус кривизны свода выработки. Размер зоны растянутых пород  $Z$  определится по формуле:

$$Z = r - R, \text{ м.} \quad (10.7)$$

Определяется несущая способность стержня анкера

$$P_c = \pi \cdot \frac{d_a^2}{4} R_p \cdot 10^{-3}, \text{ кН,} \quad (10.8)$$

где  $d_a$  - диаметр стержня анкера, мм

$R_p$  - расчетное сопротивление материала стержня анкера, МПа.

Определяется несущая способность бетонного замка анкера

$$P_3 = \pi \cdot d_{ш} \cdot \tau \cdot l_3, \quad (10.9)$$

где  $d_{ш}$  – диаметр шпура, мм,

$\tau$  – удельное сцепление замка с породой (принимается  $\tau = 1$  МПа),

$l_3$  – расчетная длина замка, которая может быть принята равной половине длины анкера, м.

Длина анкера определяется графически. Для этого на миллиметровой строится в масштабе 1:25 поперечное сечение выработки и зона растянутых пород в кровле выработки. Изображается под заданным углом примерное расположение плоскостей ослабления (длинными штриховыми линиями). Намечается расположение анкеров с учетом заглубления анкеров за пределами зоны растяжения на 30 см – 40 см. Определяется длина самого длинного из изображенных анкеров с учетом масштаба и принимается за расчетную.

Из двух величин, определенных формулами 10.8 и 10.9, принимается меньшее:

$$P_a = \min(P_c, P_3), \text{ кН.} \quad (10.10)$$

Суммарное давление, передаваемое анкерами на массив должно быть больше веса пород в зоне деформаций растяжения  $G$ :

$$G = \gamma \cdot Z \cdot \pi \cdot R \cdot \frac{\beta}{90}, \quad (10.11)$$

где  $\gamma$  – объемный вес пород, который можно принять равным 25 кН/м<sup>3</sup>,

$\beta$  – угол в градусах, определяемый по формуле.

$$\beta = \arcsin \frac{b}{2R}, \quad (10.12)$$

Плотность установки анкеров – количество анкеров, приходящееся на 1 м<sup>2</sup> горизонтальной проекции обнажения:

$$n_a \geq \frac{G}{P_a}, \text{ 1/м}^2. \quad (10.13)$$

После определения плотности установки анкеров в том же масштабе, в котором построено сечение выработки, строится горизонтальная проекция участка кровли выработки длиной 3 м и изображается схема расположения анкеров. Примерная схема расположения анкеров показана на рисунке 10.1.

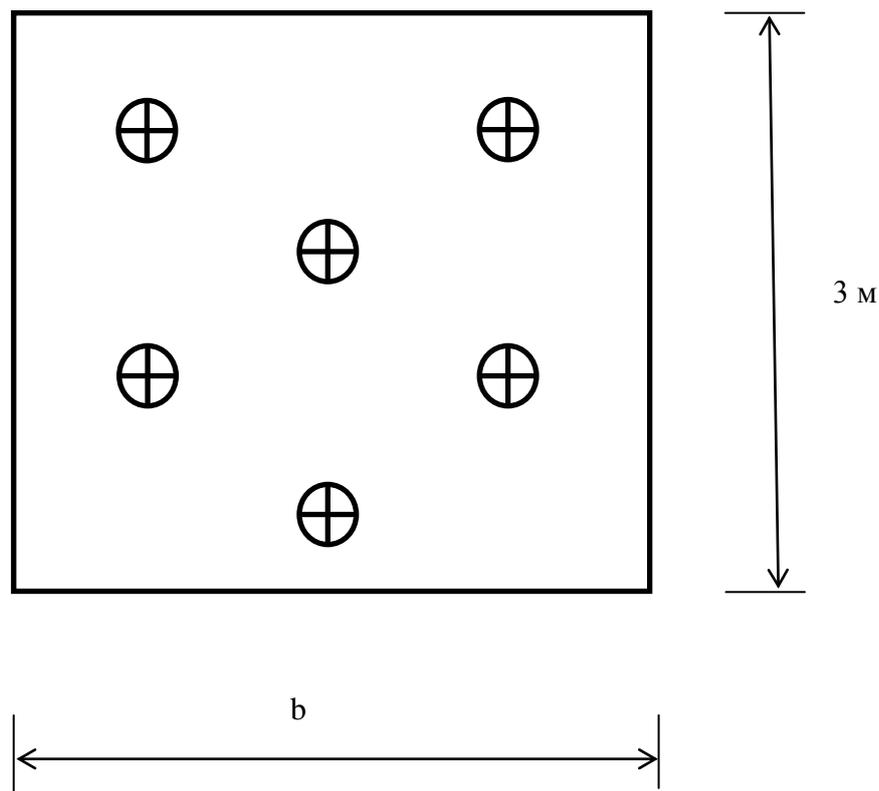


Рисунок 10.1 – Схема расположения анкеров

Таблица 10.1 - Размеры в свету поперечных сечений горных выработок с прямоугольно-сводчатой формой поперечного сечения

Площадь сечения выработки в свету, м <sup>2</sup>	$b$ , мм	$h_0$ , мм	$h$ , мм	$R$ , мм	$r$ , мм
2,0	1120	1480	1850	770	290
2,7	1550	1320	1850	1070	410
4,2	1850	1800	2420	1280	490
4,5	1950	1800	2520	1350	510
5,4	2180	1900	2700	1510	570
6,2	2360	2000	2800	1630	620
6,8	2500	2070	2900	1730	650
8,3	3450	1800	2650	3120	590
8,7	3600	1800	2690	3250	620
10,0	4000	1800	2800	3620	690
11,6	4500	1800	2930	4070	780
12,1	4620	1800	2960	4180	800

### 10.1 Пример расчета анкерной крепи

Требуется подобрать анкерную крепь для выработки прямоугольно-сводчатой формы площадью поперечного сечения в свету 8,7 м<sup>2</sup> при следующих условиях. Выработка располагается в крепких породах, ослабленных системой трещин, наклоненных под углом 30° к горизонту. Расчет размеров зоны разрушения показал, что разрушение монолитных блоков пород отсутствует, но в зоне деформаций

растяжения возможно разрушение скрепляющих блоки прослоек, поскольку сопротивление растяжению этих прослоек отсутствует, и в результате выпадение отдельных блоков пород. Коэффициент Пуассона пород  $\nu=0,2$ . Плотность пород  $\gamma=25 \text{ кН/м}^3$ .

Строим в масштабе поперечное сечение выработки в свету (рисунок 10.1). Радиус кривизны свода  $R=3,25 \text{ м}$ .

Находим радиус зоны деформаций растяжения

$$r = R \sqrt{\frac{1+\nu}{1-2\nu}} = 3,25 \sqrt{\frac{1+0,2}{1-2 \cdot 0,2}} = 4,58 \text{ м}$$

Определяем размер зоны растяжения:  $Z=4,58 - 3,25 = 1,33 \text{ м}$ . Принимаем длину анкера – 2 м, диаметр стержня анкера 16 мм, расчетное сопротивление стального стержня на разрыв 300 МПа.

Выражаем все величины длины в метрах, а сил – в кН:

$$d=16\text{мм}=0,016 \text{ м.}$$

$$R_p=300\text{МПа}=300000 \text{ кН/м}^2.$$

Несущая способность стержня анкера

$$P_c = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot R_p = \frac{3,14 \cdot 0,016^2}{4} \cdot 300000 = \frac{3,14 \cdot 16^2}{4} \cdot 10^{-6} \cdot 3 \cdot 10^5 = 60,3 \text{ кН}$$

Закрепление стержня анкера принимается бетонным. Удельное сцепление бетона с породой  $\tau=1 \text{ МПа}$ . Расчетная длина замка анкера принимается равной 0,6 м (замок полностью находится вне зоны растяжения). Несущая способность замка на выдергивание при диаметре шпура 24 мм:

$$P_s = \pi \cdot d_{ш} \cdot \tau \cdot l_s = 3,14 \cdot 0,024 \cdot 1000 \cdot 0,6 = 45,2 \text{ кН}$$

Поскольку несущая способность замка меньше, чем стержня, то расчетная несущая способность анкера принимается равной  $P_a=45,2 \text{ кН}$ .

Анкера устанавливаются перпендикулярно слоистости, т.е. под углом  $30^\circ$  к вертикали. Усилия сжатия, передаваемое на массив в направлении, обратном силе тяжести (вертикальном)

$$F = P_a \cdot \cos 30^\circ = 45,2 \cdot 0,87 = 39,3 \text{ кН}$$

Масса пород в кровле, находящаяся в зоне растяжения, в расчете на  $1 \text{ м}^2$  обнажения

$$G = \gamma \cdot z = 25 \cdot 0,8 = 20 \frac{\text{кН}}{\text{м}^2}$$

Плотность установки анкеров с учетом коэффициента запаса  $k=2$

$$n_a = \frac{k \cdot G}{F} = \frac{2 \cdot 20}{39,3} = 1 \frac{1}{\text{м}^2}$$

Площадь обнажения, приходящаяся на 1 м длины выработки в горизонтальной проекции равна  $3,6 \text{ м}^2$ . Плотность установки анкеров на 1 м длины выработки должна быть менее 3,6 анкера на 1 м длины выработки. Схема установки анкеров изображается на горизонтальной проекции выработки (рисунок 10.2):

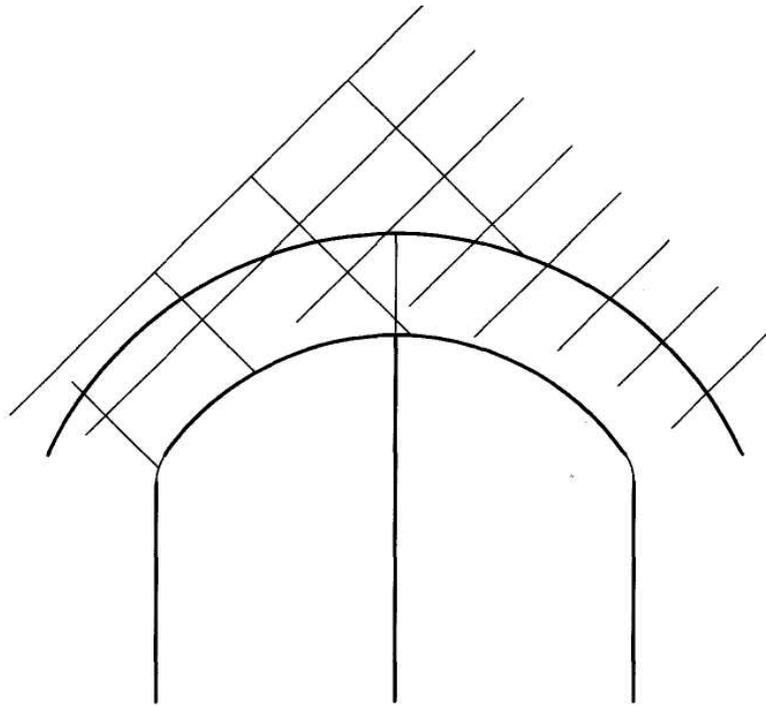


Рисунок 10.2 – Сечение выработки и зона растяжения

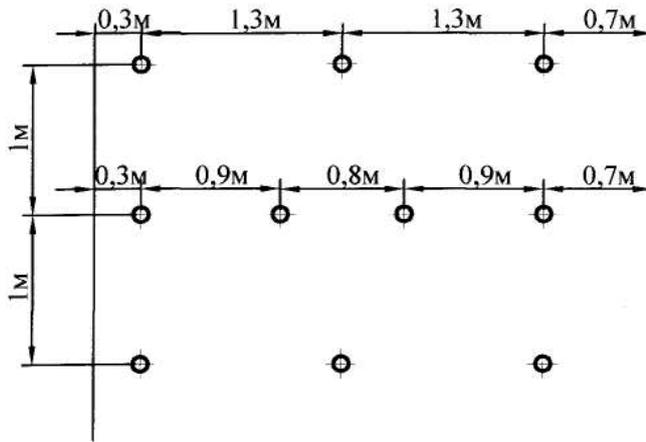


Рисунок 10.3 – Схема расположения анкеров

## 11 Тема 11 Расчет параметров буровзрывных работ

Расчет параметров буровзрывных работ производится для условий курсового проектирования в соответствии с полученным заданием и результатами составления паспорта крепления. На занятии рекомендуется вначале рассмотреть заранее заготовленный числовой пример на доске, после чего студенты должны выполнить расчет для своего варианта задания на курсовое проектирование в рабочих тетрадях.

Исходные данные для расчета: площадь поперечного сечения в проходке,  $S_{пр}$  прочность боковых пород при одноосном сжатии  $\sigma_{сж}$ . По прочности пород при одноосном сжатии находится коэффициент крепости  $f$  (надо напомнить, что если  $\sigma_{сж}$  дано в МПа, то для определения коэффициента крепости  $f$  следует сначала перевести  $\sigma_{сж}$  из МПа в кгс/см<sup>2</sup>).

Необходимо также назначить ряд данных для расчета: тип взрывчатого вещества (рекомендуется стандартное ВВ – аммонит БЖВ, но можно принять и другое из указанных в таблице 11.1, приведенной в конце раздела, учитывая прочность пород); глубину шпуров (в пределах от 1,5 до 3 м); диаметр, длину и массу ВВ в патроне; способ взрывания (электрический); тип вруба (рекомендуется вертикальный клиновой). Под глубиной шпура понимается расстояние от устья шпура (от контура выработки) до забоя шпура (его окончания) по нормали к контуру. Диаметр, длину и массу ВВ в патроне следует выбрать из таблицы 11.1. Назначается также коэффициент заполнения шпуров (можно воспользоваться данными таблицы 11.2, приведенной в конце раздела) и длина части шпура, занятой забойкой. От коэффициента заполнения шпуров зависит количество шпуров, а от количества шпуров – степень дробимости пород в результате взрыва. Чем больше шпуров, тем лучше дробимость. В рамках курсового проектирования рекомендуется назначать коэффициент заполнения шпуров произвольно в рамках значений, приведенных в таблице 2, имея в виду, что в слабых породах коэффициент заполнения шпуров лучше уменьшать, а в крепких увеличивать.

Забойка заполняет обычно 30- 50 см. Глубина шпуров  $l_{ш}$  в рамках составления паспорта буровзрывных пород также может быть принята произвольно в рекомендованных пределах. Назначается с учетом коэффициента заполнения шпуров количество патронов в отбойном шпуре (глубина отбойных шпуров -  $l_{ш}$ ) и заряд отбойных шпуров  $q_{ош}$  (произведение количества патронов на массу ВВ в патроне в кг).

Далее определяется объем пород, который необходимо разрушить одним взрывом (объем обуренных пород):

$$V = l_{ш} \cdot S_{np}, \text{ м}^3. \quad (11.1)$$

В соответствии с коэффициентом крепости пород по таблице норм расхода эталонного взрывчатого вещества (таблица 11.3) устанавливается удельный расход ВВ (при необходимости используется линейная интерполяция). Общий расход ВВ на один цикл взрывания определяется по формуле

$$Q = q \cdot V, \text{ кг} \quad (11.2)$$

Далее назначается количество врубовых шпуров  $n_{вш}$ . При вертикальном клиновом врубе рекомендуется принять четыре врубовых шпура при высоте выработки в проходке до 2,6 м и шесть при большей высоте. Назначается заряд врубовых шпуров  $q_{вш}$  (количество расположенных в шпуре патронов) – на 20-25 % больший, чем заряд отбойных, и, соответственно, необходимая для этого глубина врубовых шпуров. Вычисляется общий заряд врубовых шпуров

$$Q_{вш} = q_{вш} \cdot n_{вш}, \text{ кг}. \quad (11.3)$$

Находится требуемое количество отбойных шпуров  $n_{ош}$

$$n_{ош} = \frac{Q - Q_{вш}}{q_{ош}} \quad (11.4)$$

с округлением до целого и общее количество шпуров

$$n_{ш} = n_{вш} + n_{ош} . \quad (11.5)$$

При малом количестве шпуров может получиться неравномерное дробление пород, поэтому рекомендуется вычислить минимально необходимое для нормальной дробимости горной массы общее количество шпуров по следующей эмпирической формуле

$$n_{\min} = 2,7 \cdot S_{np} \sqrt{\frac{f}{S_{np}}} . \quad (11.6)$$

Если общее количество шпуров оказывается меньше определенного по формуле (11.6), то следует увеличить количество отбойных шпуров(можно при этом сократить заряд некоторых шпуров). После окончательного установления количества и зарядов отбойных шпуров нужно вычислить окончательное количество ВВ на один взрыв.

Таблица 11.1 - Характеристики патронированных взрывчатых веществ

Наименование ВВ	Коэффициент работоспо- собности ВВ	Размеры патрона		
		Диаметр, мм	Масса, г	Длина, мм
Аммонал М-10	0,85	32	200	250
		32	250	300
Аммонал скальный №3	0,80	36	250	250
		45	500	300
Аммонит 6-ЖВ	1,00	32	200	220
		32	250	280
Аммонит скальный №1	0,80	28	150	170
		36	250	170
		45	400	170
Детонит М	0,75	28	150	230
		32	200	230
		36	250	230

Таблица 11.2 – Значения коэффициента заполнения шпуров

Диаметр патрона ВВ, мм	Коэффициенты заполнения шпуров	
	$f = 3-9$	$f = 9-20$
24; 28	0,35 – 0,7	0,75 – 0,85
32; 36	0,3 – 0,6	0,6 – 0,85
40	0,3 – 0,5	0,5 – 0,75

Таблица 11.3 – Удельный расход взрывчатого вещества

Коэффициент крепости $f$	Расход ВВ в кг/м <sup>3</sup> при $S_{пр}$					
	до 5 м <sup>2</sup>	6 м <sup>2</sup>	7 м <sup>2</sup>	8 м <sup>2</sup>	9 м <sup>2</sup>	10 м <sup>2</sup> и более
До 3	1,40	1,30	1,20	1,00	0,90	0,85
4	1,55	1,50	1,40	1,20	1,10	1,05
5	1,75	1,65	1,55	1,40	1,20	1,25
6	1,90	1,85	1,75	1,55	1,45	1,40
7	2,25	2,15	2,05	1,85	1,75	1,70
8	2,60	2,50	2,40	2,15	2,00	1,95
9	3,00	2,85	2,75	2,45	2,25	2,20
10	3,40	3,25	3,10	2,80	2,65	2,55
11	3,80	3,70	3,45	3,10	2,95	2,80
12 и более	4,20	4,00	3,85	3,45	3,30	3,20

### 11.1 Пример расчета параметров буровзрывных работ

Исходные данные по примеру 7.1

Коэффициент крепости пород  $f = 6$ .

Принимаем вертикальный клиновой тип вруба и тип взрывчатого вещества – аммонит 6ЖВ. Учитывая высоту выработки назначаем количество врубовых шпуров  $n_{вш} = 4$ , глубину врубовых шпуров  $l_{вш} = 2,6$  м, а отбойных шпуров  $l_{отш} = 2,2$  м.

Площадь поперечного сечения в проходке

$$S_{np} = \left( \frac{l_1^{np} + l_2^{np}}{2} \right) \cdot h = \left( \frac{2,36 + 1,92}{2} \right) \cdot 2,13 = 4,5 \text{ м}^2$$

Объем обуренных пород:

$$V = S_{np} \cdot l_{ош} = 4,5 \cdot 2,2 = 9,9 \text{ м}^3.$$

В соответствии с крепостью пород и площадью поперечного сечения в проходке определяем по таблице нормативного расхода взрывчатого вещества (ВВ) (таблица 11.3) удельный расход –  $q = 1,9 \text{ кг/м}^3$ .

Количество ВВ, необходимое для разрушения обуренного объема пород

$$Q = q \cdot V = 1,9 \cdot 9,9 = 18,8 \text{ кг.}$$

Пользуясь таблицей 11.1 назначаем патроны ВВ длиной 250 мм (0,25 м) и массой 200г (0,2 кг). Длину забойки принимаем равной 0,5 м, а коэффициент заполнения шпуров - 0,6. Тогда суммарная длина заряда во врубовом шпуре должна быть не более  $2,6 \times 0,6 = 1,56 \text{ м}$ . Определяем возможное количество патронов во врубовом шпуре:

$$\frac{1,56}{0,25} = 6,02.$$

Округляя до целого числа, назначаем заряд врубового шпура из шести патронов, что составляет

$$q_{вш} = n_n \cdot q_n = 6 \cdot 0,2 = 1,2 \text{ кг.}$$

Общий заряд всех врубовых шпуров

$$Q_{вш} = q_{вш} \cdot n_{вш} = 1,2 \cdot 4 = 4,8 \text{ кг.}$$

где  $n_{вш}$  – количество врубовых шпуров.

Коэффициент заполнения отбойных шпуров также принимаем равным 0,6. Тогда суммарная длина заряда в отбойном шпуре должна быть не более  $2,2 \times 0,6 = 1,32$  м. Определяем возможное количество патронов в отбойном шпуре:

$$\frac{1,32}{0,25} = 5,28.$$

Округляя до целого числа, назначаем заряд отбойного шпура из пяти патронов, что составляет

$$q_{ош} = n_n \cdot q_n = 5 \cdot 0,2 = 1,0 \text{ кг}$$

Количество отбойных шпуров определяется по формуле:

$$n_{ош} = \frac{(Q - Q_{вш})}{q_{ош}} = \frac{18,8 - 4,8}{1,0} = 14.$$

Общее количество шпуров

$$n_{шш} = n_{вш} + n_{ош} = 4 + 14 = 18.$$

Минимально необходимое количество шпуров

$$n_{шш} = 2,7 \cdot S_{пр} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{пр}}} = 2,7 \cdot 4,17 \sqrt{\frac{6}{4,17}} = 14.$$

Следовательно, общее количество шпуров -18 - достаточное.

## 12 Тема 12 Составление паспорта буровзрывных работ

В качестве исходных данных используются параметры буровзрывных работ, определенные на предыдущем занятии (тема 11). На занятии рекомендуется вначале рассмотреть заранее заготовленный пример на доске, после чего студенты должны выполнить графическую часть на миллиметровой бумаге, либо непосредственно на чертежной бумаге формата А3 (в рамках курсового проектирования).

Основной частью паспорта буровзрывных работ является изображение обуренной части массива в трех проекциях. Пример схемы расположения шпуров показан на рисунке 12.1. На фронтальной проекции изображается поперечное сечение выработки в проходке в масштабе 1:25 (или 1:20, если сечение мало). Построение сечения в проходке делается так же, как и при определении зоны неупругих деформаций.

На построенном сечении шпуров изображаются в виде небольших кружков (устья шпуров). Вначале размещаются врубовые шпуров. При применении вертикального клинового вруба, показанного на рисунке, проводится средняя линия трапеции и делится на четыре равные части. Через точки деления средней линии проводятся вертикальные линии слева и справа от оси симметрии сечения. На этих линиях располагаются врубовые шпуров вертикального клинового вруба. Если принято четыре врубовых шпуров, то каждая пара шпуров помещается сверху и снизу на одинаковом расстоянии от средней линии. Расстояние по вертикали между крайними горизонтальными рядами врубовых шпуров принимается равным примерно трети высоты сечения в проходке. Если врубовых шпуров шесть, то одна пара шпуров помещается непосредственно на средней линии (в точках пересечения с дополнительными вертикальными линиями), а остальные четыре сверху и снизу от этой пары на одинаковом расстоянии. Шпуров нумеруются, начиная с врубовых (на рисунке это шпуров 1 – 4).

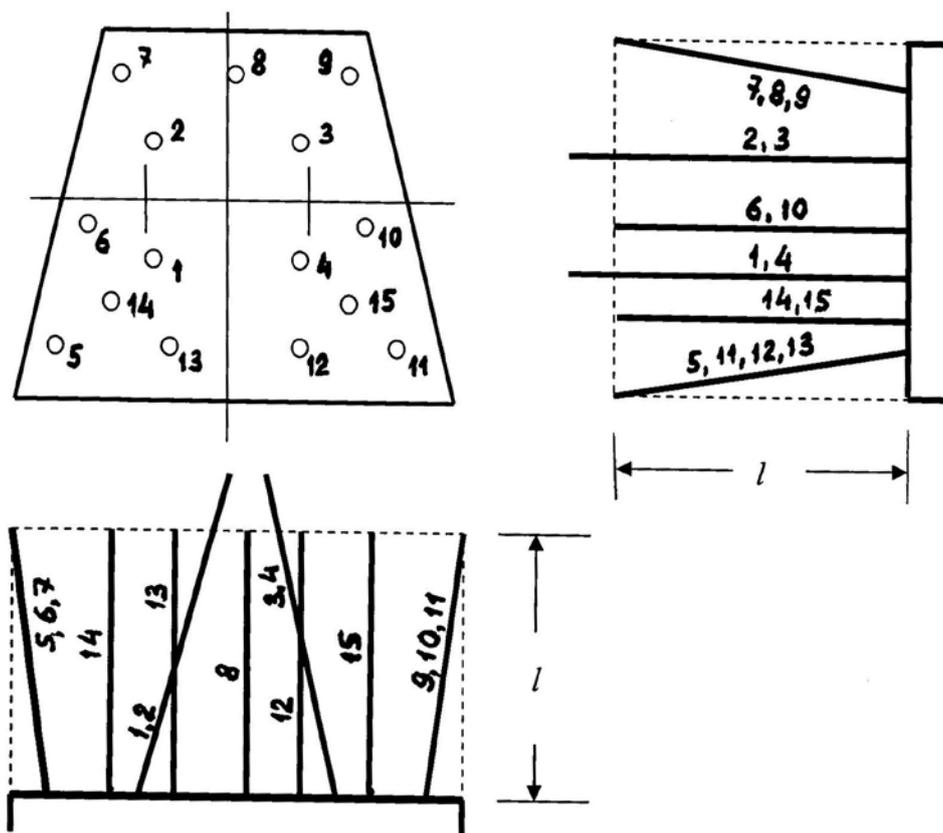


Рисунок 12.1 – Схема расположения шпуров

После размещения врубовых шпуров в сечении размещаются оконтуривающие шпуров, которые отстоят от контура на 10-20 см. Примерное расположение оконтуривающих шпуров в сечении выработки показано на рисунке (шпуров 5-13).

Остальные отбойные шпуров располагаются **вне пределов вруба** равномерно (на рисунке это шпуров 14 и 15). При расположении отбойных шпуров необходимо стараться, чтобы расстояния между отбойными шпуров и расстояния между отбойными и врубовыми шпуров были примерно одинаковыми. Нумерация должна быть удобной для поиска шпуров.

После размещения шпуров по поперечному сечению выработки выполняется изображение положения шпуров на горизонтальной проекции. Горизонтальная проекция строится под поперечным сечением (см. рисунок 12.1) в том же масштабе. Чтобы избежать сложности, связанной с трапецидальной формой сечения,

проекция строится шириной по нижнему основанию трапеции. Границы выработки показываются сплошной линией, а штриховой показываются границы **обуренной** части массива. Шпуры на этой проекции изображаются сплошной толстой линией.

Вначале показываются нижние боковые оконтуривающие шпуры (шпуры с номерами 5 и 11). Эти шпуры - наклонные: устья шпуров должны находиться на одной линии с устьями этих шпуров на фронтальной поверхности, а концы должны выходить в углы обуренной части массива. Наклон шпуров объясняется невозможностью бурения на таком небольшом расстоянии от стенки выработки перпендикулярно груди забоя. Все остальные шпуры, расположенные с одного бока выработки (шпуры с номерами 6, 7 у левого бока и 9, 10 с правого), совмещаются на этой проекции с изображением нижнего. Тем самым показывается, что угол их наклона к линии забоя одинаковый. Устья всех остальных шпуров должны находиться на одной линии с изображением этих шпуров на фронтальной проекции. Оконтуривающие шпуры в кровле (шпур 8) и почве (13 и 12) на горизонтальной проекции и все остальные отбойные шпуры (на рисунке – 14 и 15) перпендикулярны груди забоя и заканчиваются на границе обуренной части массива. Врубовые шпуры вертикального клинового вруба на горизонтальной проекции – наклонные. Концы их выходят за пределы обуренной части массива, поскольку их глубина больше отбойных, и должны отстоять друг от друга на 10-20 см. Врубовые шпуры, расположенные в одной вертикальной плоскости (на рисунке шпуры 1, 2 в левой половине сечения и 3, 4 в правой), на горизонтальной проекции совмещаются. Возле изображений шпуров проставляются их номера. Следует заметить, что на этой проекции изображения врубовых и некоторых отбойных шпуров могут пересекаться (на рисунке пересекаются проекции шпура 13 с проекциями врубовых шпуров 1 и 2, а также проекции шпура 12 с проекциями врубовых шпуров 3 и 4). Это не ошибка, т.к. в действительности шпуры расположены в разных плоскостях и скрещиваются.

После построения горизонтальной проекции выполняется вертикальный (продольный) разрез (вид сбоку) в том же масштабе. Он строится справа от фронтальной проекции. Так же, как и на горизонтальной проекции, штриховой линией показываются границы обуренной части массива, сплошной – контур

выработки. На линию груди забоя сносятся устья шпуров. Верхние (7,8,9) и нижние (5,11,12,13) оконтуривающие шпуры на этой проекции – наклонные (по той же причине, что и боковые шпуры на горизонтальной проекции). Они выходят, соответственно, в верхний и нижний углы обуренной части массива. Проекции этих шпуров совмещаются. Все остальные шпуры, в том числе врубовые при вертикальном клиновом врубе, на этой проекции – горизонтальные, т.е. перпендикулярны груди забоя. Отбойные шпуры заканчиваются на границе обуренной части массива, а врубовые выходят за ее пределы. Оконтуривающие и врубовые шпуры, расположенные в одной горизонтальной плоскости, также совмещаются.

После построения схемы расположения шпуров рекомендуется с помощью их номеров проверить наличие всех шпуров: на каждой проекции должны быть проставлены номера всех шпуров.

Кроме схемы расположения шпуров в паспорте буровзрывных работ показываются схемы зарядов врубового и отбойного шпуров: расположение патронов, патрона-боевика и забойки с размерами. На рисунке 12.2 показана примерная схема заряда шпура, в котором размещено три патрона.

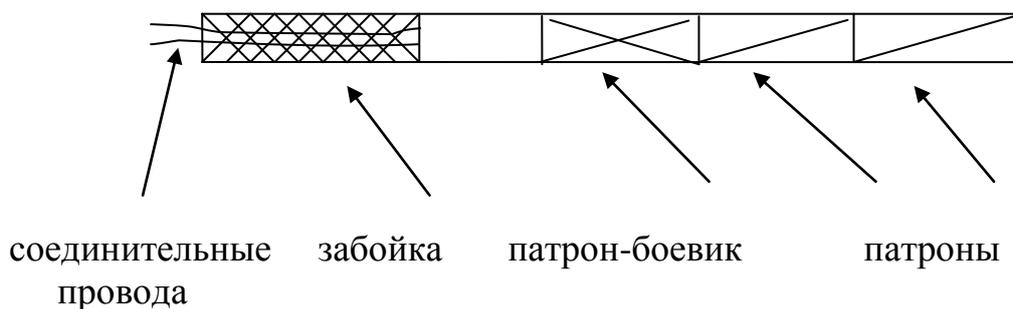


Рисунок 12.2 – Схема заряда шпура

Далее составляется таблица шпуров и зарядов. В таблице указываются следующие данные: номера шпуров, заряд шпуров в кг, глубина шпуров в м, угол

наклона шпуров к груди забоя в градусах (прямые шпуры имеют угол наклона 90 градусов, наклонные – менее 90 градусов) в горизонтальной и вертикальной плоскости, фактическая глубина шпуров в м, тип детонаторов с указанием замедления. Все шпуры, имеющие одинаковые параметры во всех позициях, помещаются в одной строке таблицы. Пример таблицы приведен ниже.

Таблица 12.1 – Данные о шпурах и зарядах

Номера шпуров	Заряд шпуров, кг	Тип детонаторов	Глубина, м	Углы наклона, градус.		Фактич. глубина
				горизонт. проекция	вертикальн. проекция	
1,2	1,2	ЭД	2,3	65	90	2,5
3,4	1,2	ЭД	2,3	65	90	2,5
5-13	1,0	ЭДКЗ-25	2,1	85	85	2,2
14,15	1,0	ЭДКЗ-25	2,1	90	90	2,1

Под глубиной шпура  $l$  при расчете параметров буровзрывных работ понимается глубина внедрения шпура в массив по нормали к груди забоя. Фактическая глубина  $l_\phi$  при отклонении шпуров от нормали к контуру определяется по формуле

$$l_\phi = \frac{l}{\sin \alpha_1 \cdot \sin \alpha_2}, \quad (12.1)$$

где  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$  – углы наклона шпуров к плоскости груди забоя, соответственно, в вертикальной и горизонтальной плоскости.

Очевидно, что при  $\alpha_1 = \alpha_2 = 90^\circ$  фактическая глубина шпура  $l_\phi = l$ . Фактическую глубину наклонных шпуров нужно знать, поскольку при бурении глубина внедрения буровой штанги в массив измеряется от устья шпура по направлению бурения. Кроме того, при расчете объема буровых работ в пробуренных **шпурометрах** учитывается именно фактическая глубина.

Углы наклона шпуров определяются помощью транспортира по схеме расположения шпуров, выполненной строго в масштабе. При отсутствии транспортира можно найти углы расчетом, пользуясь формулой:

$$\alpha_i = \arctg \frac{l}{\delta_i}, \quad (12.2)$$

где  $\delta_i$  - проекция шпура на плоскость сечения в горизонтальной ( $i=1$ ) или вертикальной ( $i=2$ ) плоскости (рисунок ).

Фактическую глубину шпуров можно также найти по формуле:

$$l_\phi = \sqrt{l^2 + \delta_1^2 + \delta_2^2}. \quad (12.3)$$

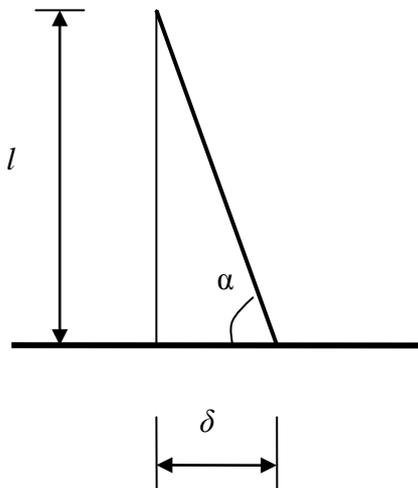


Рисунок 12.3 – К определению угла наклона шпуров

## 12.1 Пример выполнения фрагментов паспорта БВР

Схема расположения шпуров в примере принята как на рисунке 12.1.

Определим угол наклона врубовых шпуров. Привязка устья врубового шпура к оси выработки по средней линии трапеции равна четвертой части длины средней линии, следовательно, величина смещения забоя шпура относительно устья (ширина выработки в проходке по верху 2,4 м, по низу 2,9 м):

$$\delta = \frac{1}{4} \cdot \frac{2,4 + 2,9}{2} = 0,66 \text{ м.}$$

Угол наклона врубового шпура к плоскости забоя

$$\alpha_i = \arctg \frac{l}{\delta_i} = \arctg \frac{2,6}{0,66} = \arctg 3,93 = 76^{\circ}.$$

Длина врубового шпура

$$l_{\phi} = \sqrt{l^2 + \delta_1^2 + \delta_2^2} = \sqrt{2,6^2 + 0,66^2 + 0} = 2,68 \text{ м.}$$

Определим угол наклона оконтуривающих шпуров. Привязку устья оконтуривающего шпура к контуру выработки принимаем равной 20 см. Угол наклона врубового шпура к плоскости забоя

$$\alpha_i = \arctg \frac{l}{\delta_i} = \arctg \frac{2,2}{0,2} = \arctg 11,1 = 85^{\circ}.$$

Длина оконтуривающего шпура

$$l_{\phi} = \sqrt{l^2 + \delta_1^2 + \delta_2^2} = \sqrt{2,2^2 + 0,2^2 + 0} = 2,21 \text{ м.}$$

Данные о шпурах и зарядах для схемы на рисунке 12.1 представлены в таблице 12.2.

Таблица 12.2 - Данные о шпурах и зарядах

Номера шпуров	Заряд шпуров, кг	Тип детонаторов	Глубина, м	Углы наклона, градус.		Фактич. глубина, м
				горизонт. проекция	вертикальн. проекция	
1,2	1,2	ЭД	2,6	65	90	2,68
3,4	1,2	ЭД	2,6	65	90	2,68
5-12	1,0	ЭДКЗ-25	2,2	85	85	2,21
13,14	1,0	ЭДКЗ-25	2,2	90	90	2,20

## 13 Тема13 Технология проведения горизонтальной выработки

В начале занятия в интерактивном режиме освежаются в памяти студентов основные понятия о технологии проведения горной выработки буровзрывным способом: проходческий забой, проходческий цикл, средства бурения шпуров, погрузочные машины, обмен вагонеток, механизация уборки с помощью скреперной установки, последовательность работ по креплению выработок.

Более подробно рассматривается вопрос обмена вагонеток при рельсовой откатке в однопутной выработке. Предлагается студентам разработать схему обмена вагонеток при заданном типе вагонеток и количестве вагонеток в составе. Количество вагонеток задается в пределах от 6 до 10.

Схема выполняется на миллиметровой бумаге в масштабе (соблюдение масштаба обязательно в продольном направлении, в поперечном направлении может быть принят более удобный масштаб). Схема обмена должна содержать пять последовательных позиций вагонеток на минимальном расстоянии разминки от забоя. Пример схемы обмена при четырех вагонетках приведен на рисунке 13.1. Сведения о вагонетках приведены в таблице 13.1.

Описание схемы на рисунке 13.1.

Позиция 1: вагонетка 1 находится под погрузкой у погрузочной машины 5. Остальные вагонетки находятся за разминкой.

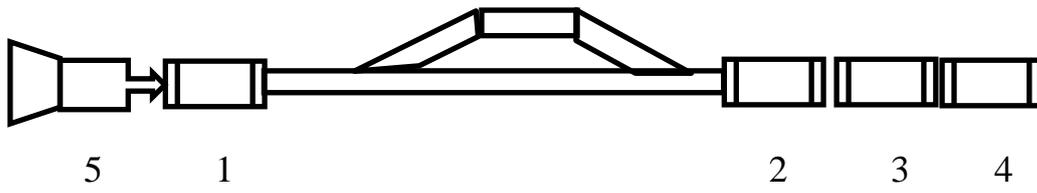
Позиция 2: груженная вагонетка 1 находится на дополнительной ветви разминки. Остальные вагонетки находятся за разминкой.

Позиция 3: вагонетка 2 находится под погрузкой. Вагонетки 3 и 4 перегоняются ближе к забою, освобождая основной путь для груженной вагонетки 1.

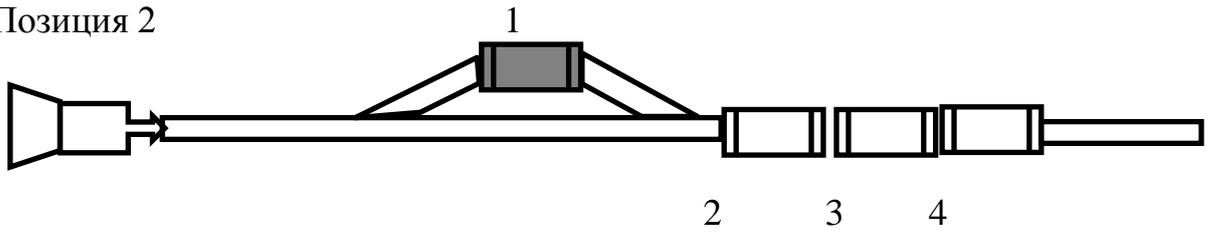
Позиция 4: груженная вагонетка 1 перегоняется на основной путь.

Позиция 5: вагонетки 3 и 4 перегоняются за разминку, и груженная вагонетка оказывается впереди состава.

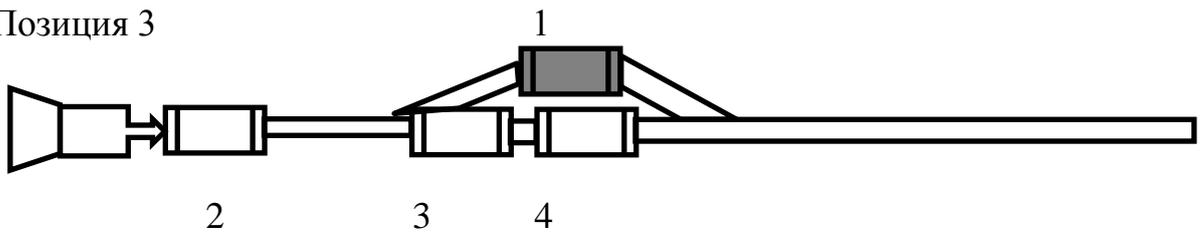
Позиция 1



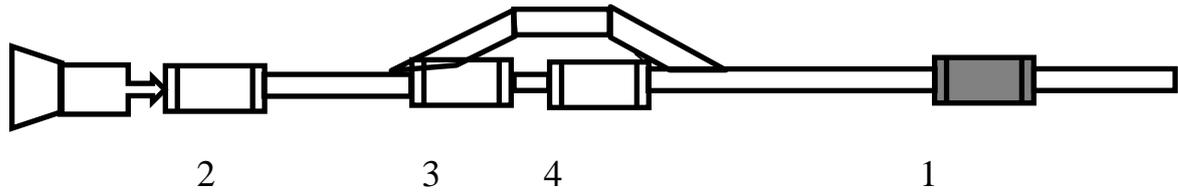
Позиция 2



Позиция 3



Позиция 4



Позиция 5

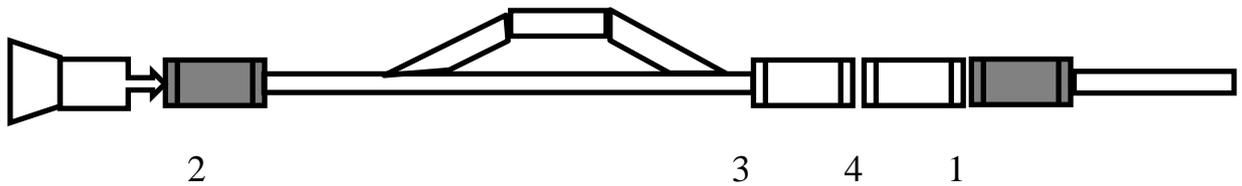


Рисунок 13.1 – Примерная схема обмена вагонеток

Таблица 13.1 – Технические характеристики вагонеток с колеей 600 мм

Тип вагонетки	Вместимость, м <sup>3</sup>	Максимальная грузоподъемность, т	Длина по буферам, мм	Высота от головки рельса, мм	Масса, кг
ВО-0,4	0,4	1,25	1300	1200	485
ВГ-0,7	0,7	1,8	1250	1220	515
ВГ-1,0	1,0	1,8	1500	1300	525
ВГ-1,1	1,1	2,0	1800	1300	590
ВГ-1,3	1,3	2,3	2000	1300	625
ВГ-1,4	1,4	2,5	2400	1230	660
ВГ-1,6	1,5	3,0	2700	1200	690

## 14 Тема 14 Расчет проветривания проходческого забоя

Вначале напоминается студентам, что проветривание забоя горизонтальной горной выработки осуществляется с помощью вентилятора местного проветривания, установленного на сквозной струе. При нагнетательной схеме проветривания свежий воздух подается в забой по вентиляционной трубе. Показывается схема проветривания забоя. Напоминаются основные факторы, оказывающие влияние на выбор параметров вентилятора.

Выдаются индивидуальные задания на расчет, в которых задается длина выработки  $L$  в м (в диапазоне от 100 до 300 м), газовыделение  $I_2$  в  $\text{м}^3/\text{мин}$  (в диапазоне от 0,1 до 0,5  $\text{м}^3/\text{мин}$ ), коэффициент воздухопроницаемости трубопровода  $k$  (в диапазоне от 1,05 до 1,15), количество одновременно работающих в забое проходчиков  $n_{np}$  (от 3 до 5 человек в зависимости от сечения выработки). Тип вентилятора СВМ-6М, характеристика которого приведена в таблице 14.1, приведенной в конце раздела. Тип трубопровода можно выбрать из таблицы 14.2. Площадь поперечного сечения выработки в проходке  $S_{np}$ , расход взрывчатого вещества на цикл  $A$  рекомендуется использовать те же, что и в курсовом проекте.

Первая задача, которую требуется решить, это определение необходимого расхода воздуха  $Q$  для проветривания по основным факторам и выбор расчетной величины подачи вентилятора.

Расход воздуха, необходимый для комфортного пребывания людей в забое тупиковой выработки определяется по формуле:

$$Q_l = 6 \cdot n_{np}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (14.1)$$

где  $n_{np}$  - число проходчиков, одновременно находящихся в забое.

Расход воздуха, необходимый для снижения до допустимой концентрации пыли, образующейся в забое при бурении шпуров и погрузке отбитой горной массы должно быть не менее

$$Q_n = 18 \cdot S_{np}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (14.2)$$

где  $S_{np}$  - площадь поперечного сечения выработки в проходке,  $\text{м}^2$ .

Расход воздуха, требуемый для обеспечения допустимой концентрации вредных газов, образующихся в забое при взрывании, определяется по формуле:

$$Q_z = \frac{2,3}{t} \sqrt[3]{A \cdot S_{np}^2 \cdot L^2 \cdot b}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (14.3)$$

где  $t$  – продолжительность проветривания. Обычно принимается равным 30 мин;

$A$  - количество одновременно взрываемого взрывчатого вещества (общий расход ВВ на взрыв, определяемый при расчете параметров буровзрывных работ и обозначаемый там буквой  $Q$ ). При расчете проветривания эта буква используется для стандартного обозначения расхода воздуха). Количество одновременно взрываемого взрывчатого вещества может быть принято по данным расчета, выполненного при курсовом проектировании;

$L$  – длина выработки или участка выработки, проветриваемого одним вентилятором, м;

$b$  – объем условной окиси углерода, образующейся при взрыве 1 кг взрывчатого вещества. Принимается  $b = 40$  л / кг.

При проведении горных выработок достаточно часто из массива горных пород выделяется взрывоопасный газ, преимущественно метан. Концентрация его снижается до допустимого уровня при расходе воздуха не менее определяемого по формуле:

$$Q_{зв} = \frac{100 \cdot I_z \cdot k_H}{(C - C_0)}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (14.4)$$

где  $I_z$  - газовыделение пород,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;

$k_H$  – коэффициент неравномерности газовыделения, принимаемый равным 1,1;

$C$  – допустимая концентрация инертных и горючих газов в проходческом забое, принимаемая равной 0,5 %;

$C_0$  - допустимая концентрация двуокиси углерода в воздухе свежей струи, принимаемая равной 0,04 %.

Из полученных значений расхода воздуха в качестве расчетного  $Q_3$  принимается наибольшее. Такое количество воздуха должно быть доставлено вентилятором по трубопроводу в забой. Но трубопровод неизбежно имеет потери воздуха благодаря неплотности стыков и материала трубы. Эти потери учитываются коэффициентом  $k_L$ , определяемым по формуле:

$$k_L = k^{0,01L}, \quad (14.5)$$

где  $k$ - коэффициент воздухопроницаемости трубопровода.

Определить коэффициент потерь трубопровода можно по таблице 14.1.

Таблица 14.1 - Коэффициенты потерь трубопровода

$k$	Коэффициенты потерь $k_L$ при длине трубопровода							
	50 м	100 м	150 м	200 м	250 м	300 м	350 м	400 м
1,05	1,02	1,05	1,07	1,10	1,12	1,15	1,18	1,21
1,1	1,05	1,10	1,15	1,20	1,26	1,33	1,38	1,46
1,05	1,07	1,15	1,23	1,32	1,42	1,52	1,63	1,75

Подача вентилятора – количество воздуха, подаваемого вентилятором в трубопровод – определяется по формуле:

$$Q_6 = Q_3 \cdot k_L. \quad (14.6)$$

Далее необходимо решить вторую задачу. Кроме определения требуемой подачи вентилятора надо определить необходимый напор, создаваемый вентилятором в начале трубопровода. По мере движения воздуха по трубопроводу вследствие сопротивления трубопровода напор падает. Чем больше подача вентилятора, тем меньше напор. Поэтому нужно определить оптимальное соотношение подачи и напора, при котором обеспечивается проветривание выработки определенной длины.

Длина трубопровода, при которой обеспечивается подача количества воздуха в забой  $Q_3$  (в м<sup>3</sup>/с) при подаче вентилятора  $Q_6$ , (в м<sup>3</sup>/с) определяется по формуле

$$L_Q = \frac{100 \cdot (\lg Q_6 - \lg Q_3)}{\lg k}. \quad (14.7)$$

Длина трубопровода, при которой обеспечивается подача количества воздуха в забой  $Q_3$  (в м<sup>3</sup>/с) при подаче вентилятора  $Q_6$ , (в м<sup>3</sup>/с) и напоре  $H$  определяется по формуле

$$L_H = \frac{100 \cdot H}{R \cdot Q_6 \cdot Q_3}, \quad (14.8)$$

где  $R$  – аэродинамическое сопротивление трубопровода, кг/м<sup>7</sup>.

Числовые значения аэродинамического сопротивления разных трубопроводов приведены в таблице 14.2. В формуле 14.8 величина напора  $H$  принимается

соответствующей подаче вентилятора  $Q_6$  согласно характеристике вентилятора, приведенной в конце раздела (таблица 14.3).

Оптимальным считается вариант подачи и напора вентилятора, при которых значение длины трубопровода, определенное по обеим формулам одинаково. Для выполнения задачи выбора вентилятора нужно еще, чтобы обе величины -  $L_Q$  и  $L_H$  - были не меньше заданной длины выработки. Проще всего решить эту задачу графическим способом. Вначале вычисляются три или четыре величины  $L_Q$  для разных значений подачи вентилятора  $Q_6$  и наносятся на график в осях  $L$  (ось абсцисс) и  $Q_6$  (ось ординат). По полученным точкам на графике строится кривая изменения  $L$  от подачи вентилятора  $Q_6$ . Нужно обратить внимание студентов, что значения  $Q_6$  должны быть безусловно больше, чем  $Q_3$ . Для тех же значений  $Q_6$  по таблице 14.3 находятся соответствующие им значения давления  $H$  и вычисляются по формуле (14.8) величины  $L_H$ . В том же масштабе на том же графике строится по этим значениям кривая зависимости  $L_H$  от подачи вентилятора  $Q_6$ . Точка пересечения построенных кривых дает комбинацию подачи и давления, которая и будет искомым решением. Если оптимальная длина трубопровода получилась намного больше требуемой, то оптимизировать решение можно изменив (уменьшив) диаметр трубы. Если оптимальная длина трубопровода получилась меньше требуемой, то необходимо установить дополнительный вентилятор. Определение параметров обоих вентиляторов производится аналогично, за исключением того, что при определении параметров первого вентилятора в качестве  $Q_3$  нужно принять среднюю между  $Q_3$  и  $Q_6$  величину, а при определении параметров расположенного ближе к забою вентилятора в качестве  $Q_6$  принять назначенную для первого вентилятора величину  $Q_3$ .

Таблица 14.2 - Аэродинамическое сопротивление трубопровода

Материал трубопровода	Аэродинамическое сопротивление 100-метрового трубопровода, кг/м <sup>7</sup> при диаметре трубопровода, м							
	0,30	0,40	0,50	0,60	0,64	0,70	0,80	0,90
Металл	1320	291	90	35	24	16	8,4	4,0
Полиэтилен мягкий	-	-	69	-	-	-	-	-
Ткань	-	440	137	53,5	-	-	12,5	-
Фанера	1150	-	-	-	-	-	-	-
Полиэтилен жесткий	440	-	-	-	-	-	-	-

Таблица 14.3 - Характеристика осевого вентилятора СВМ-6М

Подача $Q_v$ , м <sup>3</sup> /с	Давление $H$ , Па	Подача $Q_v$ , м <sup>3</sup> /с	Давление $H$ , Па	Подача $Q_v$ , м <sup>3</sup> /с	Давление $H$ , Па	Подача $Q_v$ , м <sup>3</sup> /с	Давление $H$ , Па
2,60	2528	3,80	2212	5,00	1895	6,20	1619
2,65	2514	3,85	2192	5,05	1888	6,25	1597
2,70	2506	3,90	2168	5,10	1879	6,30	1575
2,75	2497	3,95	2143	5,15	1870	6,35	1555
2,80	2483	4,00	2138	5,20	1860	6,40	1532
2,85	2473	4,05	2098	5,25	1851	6,45	1511
2,90	2462	4,10	2080	5,30	1844	6,50	1482
2,95	2454	4,15	2062	5,35	1835	6,55	1465
3,00	2444	4,20	2046	5,40	1826	6,60	1438
3,05	2436	4,25	2036	5,45	1816	6,65	1411
3,10	2427	4,30	2027	5,50	1818	6,70	1386
3,15	2419	4,35	2013	5,55	1801	6,75	1356
3,20	2409	4,40	2003	5,60	1789	6,77	1339

Продолжение таблицы 14.3

Подача $Q_g, \text{ м}^3/\text{с}$	Давле- ние $H, \text{ Па}$						
3,25	2396	4,45	1994	5,65	1778	6,80	1318
3,30	2384	4,50	1979	5,70	1773	6,82	1307
3,35	2375	4,55	1965	5,75	1765	6,85	1288
3,40	2362	4,60	1958	5,80	1756	6,87	1278
3,45	2347	4,65	1952	5,85	1741	6,90	1261
3,50	2330	4,70	1943	5,90	1731	6,92	1245
3,55	2307	4,75	1937	5,95	1719	6,95	1231
3,60	2289	4,80	1928	6,00	1708	6,97	1218
3,65	2266	4,85	1923	6,05	1685	7,00	1200
3,70	2250	4,90	1914	6,10	1667		
3,75	2232	4,95	1904	6,15	1641		

### 14.1 Пример расчета параметров проветривания

Требуется подобрать оптимальные параметры вентилятора СВМ-6М для проветривания забоя выработки длиной 300м, закрепленной деревянной крепью. Способ проведения – буровзрывной.

Исходные данные:

площадь поперечного сечения в проходке  $S_{\text{пр}}=5 \text{ м}^2$ ;

расход ВВ на цикл  $A=30 \text{ кг}$ ;

газовыделение  $J_{\text{г}}=0,2 \text{ м}^3/\text{мин}$ ;

количество проходчиков в звене –  $\Pi = 4 \text{ чел}$ ;

трубопровод – из прорезиненной ткани;

диаметр трубопровода  $D=500 \text{ мм}$ .

Примем коэффициент воздухопроницаемости 100 м трубопровода  $k=1,2$ , аэродинамическое сопротивление трубопровода по таблице 14.2 для принятого типа и диаметра трубы  $R=137 \text{ кг/м}^7$ .

Определяем необходимый расход воздуха по числу проходчиков:

$$Q_{\text{л}} = 6 \cdot \Pi = 6 \cdot 4 = 24 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха по пыли:

$$Q_{\text{п}} = 18 \cdot S_{\text{пр}} = 18 \cdot 5 = 90 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха по газам:

$$Q_{\text{г}} = \frac{2,3}{t} \sqrt[3]{A \cdot S_{\text{пр}}^2 \cdot L^2 \cdot b} \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Принимаем время проветривания  $t=30$  мин. Объем условного угарного газа (СО), образующегося при взрыве 1кг ВВ  $b = 40 \text{ л/кг}=0,04 \text{ м}^3/\text{кг}$ . Тогда расход воздуха по газам:

$$Q_{\text{г}} = \frac{2,3}{30} \sqrt[3]{30 \cdot 5^2 \cdot 300^2 \cdot 0,04} = 126,0 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха по газовыделению

$$Q_{\text{ГВ}} = \frac{100 \cdot J_{\text{г}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0} \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Коэффициент неравномерности газовыделения  $k_{\text{н}}=1,1$ ;

допустимая концентрация инертных и горючих газов в забое  $C=0,5\%$ ;

допустимая концентрация углекислого газа в свежей струе  $C_0=0,04\%$ .  
Подставляя в формулу, получаем расход воздуха по газовыделению

$$Q_{ГВ} = \frac{100 \cdot 0,2 \cdot 1,1}{0,5 - 0,04} = 47,8 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Таким образом из определенных по разным факторам величин требуемого расхода воздуха наибольшим является  $Q=126 \text{ м}^3/\text{мин}=2,1 \text{ м}^3/\text{с}$ .

Определим коэффициент потерь трубопровода длиной 300 м

$$K_L = k^{0,01L} = 1,2^{0,01 \cdot 300} = 1,2^3 = 1,73.$$

Требуемая подача вентилятора

$$Q_B = Q_d \cdot K_L = 2,1 \cdot 1,73 = 3,6 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Для выбора оптимальных параметров вентилятора найдем оптимальное расстояние вентилятора от забоя при трех вариантах подачи:  $Q_{B1}=2,6 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $Q_{B2}=3 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $Q_{B3}=4 \text{ м}^3/\text{с}$ . По таблице характеристики осевого вентилятора СВМ-6М соответствующие этим вариантам подачи давления:  $H_1=2528 \text{ Па}$ , и  $H_2=2444 \text{ Па}$ ,  $H_3=2138 \text{ Па}$ .

Вычисляем наибольшее расстояние от забоя до места установки вентилятора по подаче по формуле

$$L_Q = \frac{100 \cdot (\lg Q_B - \lg Q_d)}{\lg k}.$$

при подаче  $Q_{B1} = 2,6 \text{ м}^3/\text{с}$

$$L_{Q1} = \frac{100 \cdot (\lg 2,6 - \lg 2,1)}{\lg 1,2} = \frac{100 \cdot (0,208 - 0,161)}{0,040} = 118 \text{ м},$$

при подаче  $Q_{B2} = 3 \text{ м}^3/\text{с}$

$$L_{Q2} = \frac{100 \cdot (\lg 3 - \lg 2,1)}{\lg 1,2} = \frac{100 \cdot (0,240 - 0,161)}{0,040} = 198 \text{ м},$$

при подаче  $Q_{B3} = 4 \text{ м}^3/\text{с}$

$$L_{Q3} = \frac{100 \cdot (\lg 4 - \lg 2,1)}{\lg 1,2} = \frac{100 \cdot (0,302 - 0,161)}{0,040} = 352 \text{ м}.$$

По давлению вентилятора по формуле

$$L_{H1} = \frac{100 \cdot H}{R \cdot Q_B \cdot Q_D}$$

при подаче  $Q_{B1} = 2,6 \text{ м}^3/\text{с}$

$$L_{H1} = \frac{100 \cdot H}{R \cdot Q_B \cdot Q_D} = \frac{100 \cdot 2528}{137 \cdot 2,6 \cdot 2,1} = 338 \text{ м},$$

при подаче  $Q_{B2} = 3 \text{ м}^3/\text{с}$

$$L_{H2} = \frac{100 \cdot H}{R \cdot Q_B \cdot Q_D} = \frac{100 \cdot 2444}{137 \cdot 3 \cdot 2,1} = 283 \text{ м},$$

при подаче  $Q_{B3} = 4 \text{ м}^3/\text{с}$

$$L_{НЗ} = \frac{100 \cdot H}{R \cdot Q_B \cdot Q_D} = \frac{100 \cdot 2138}{137 \cdot 4 \cdot 2,1} = 186 \text{ м.}$$

Длина выработки находится в полученном диапазоне длин, поэтому для определения оптимального режима работы вентилятора построим график изменения величин  $L_Q$  и  $L_{HВ}$  в системе координат  $Q_B$  (ордината) и  $L$  (абсцисса). Точка пересечения дает оптимальную длину трубы – 248 м, которой соответствует величина подачи  $Q_B=3,3 \text{ м}^3/\text{с}$ . При большем удалении забоя требуется увеличить подачу до  $Q_B=3,6 \text{ м}^3/\text{с}$ . Коэффициент полезного действия при этом снижается до 92 %.

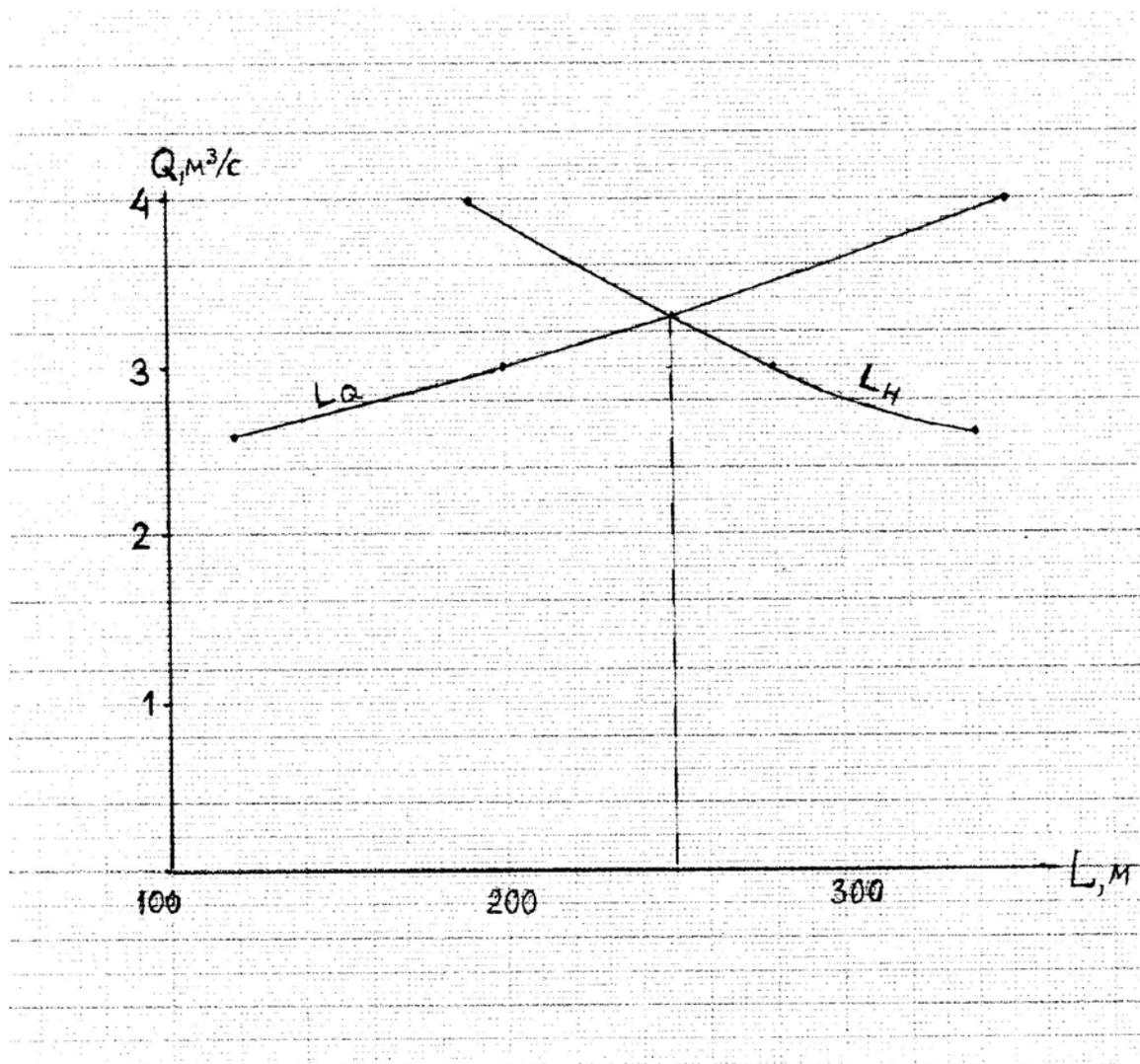


Рисунок 14.1 – Графическое определение оптимального режима вентилятора

## 15 Тема 15 Разработка графика организации работ при проведении горизонтальной выработки

Занятие проводится на базе материалов по курсовому проекту. Вначале занятия приводится заранее заготовленный числовой пример разработки графика организации, а затем каждый студент выполняет эту работу для данных своего курсового проекта.

Определяются объемы работ при выполнении нормируемых операций проходческого цикла. Объем работ по бурению шпуров  $V_{\sigma}$  выражается в шпурометрах:

$$V_{\sigma} = \sum l_{\phi}, \text{ м}, \quad (15.1)$$

где  $l_{\phi}$  - фактическая длина шпура с учетом наклона (можно использовать данные паспорта буровзрывных работ).

Объем горной массы, которую нужно убрать из забоя, определяется по формуле

$$V_n = S_{np} \cdot l_u, \quad (15.2)$$

где  $S_{np}$  - площадь поперечного сечения в проходке,  $\text{м}^2$ ,

$l_u$  - подвигание забоя за цикл, м

$$l_u = l_{un} \cdot \eta, \text{ м}, \quad (15.3)$$

$l_{un}$  - глубина отбойных шпуров, м;

$\eta$  - коэффициент использования шпуров (КИШ).

КИШ можно назначить равным 0,9.

Количество рам, которые устанавливаются за один цикл проходки  $n_p$ , определяется по формуле

$$n_p = l_y / L, \quad (15.4)$$

где  $L$  - шаг крепи.

Вычисленное количество рам  $n_p$  округляется до большего целого.

Объем работ по затяжке боков  $V_{зб}$  определяется следующим образом:

$$V_{зб} = 2h_{св} \cdot l_y, \text{ м}^2, \quad (15.5)$$

где  $h_{св}$  - высота выработки в свету, м.

Объем работ по затяжке кровли  $V_{зк}$  :

$$V_{зк} = l_1 * l_y, \text{ м}^2, \quad (15.6)$$

где  $l_1$  - ширина выработки в свету в кровле, м.

Далее определяется время, необходимое для выполнения нормируемых операций.

Трудоемкость бурения шпуров  $T_{\sigma}$ - время, которое потребуется для бурения всех шпуров одного цикла взрывания с помощью  $n$ бурильных машин

$$T_{\sigma} = V_{\sigma} \cdot N_{\sigma} / n, \text{ ч}, \quad (15.7)$$

где  $N_6$  - норма времени на бурение одного метра шпура с учетом подготовительно-заключительных операций, ч/м;

$n$  – количество бурильных машин, одновременно работающих в забое.

Количество бурильных машин можно назначить исходя из площади забоя, приходящейся на одну машину (примерно 2 - 2,5 м<sup>2</sup>). Нормы времени на бурение шпуров приведены в таблице 15.1. В норму времени включаются следующие работы: проверка направления выработки; разметка и бурение шпуров; перестановка колонки (при бурении тяжелыми машинами); чистка шпуров в процессе работы; продувка или промывка шпуров; забивка деревянных пробок в пробуренные шпуры. Нормы даны в расчете на одну машину.

Таблица 15.1 – Нормы времени на бурение шпуров

Коэффициент крепости $f$	Нормы времени ч/м при использовании:	
	перфоратора	электросверла
1,5 – 2	0,17	0,15
3	0,20	0,20
6	0,23	0,26
8 – 9	0,28	-
12 – 14	0,42	-

Трудоемкость уборки пород из забоя

$$T_6 = V_n \cdot N_n, \text{ ч}, \quad (15.8)$$

где  $N_n$  - норма времени на погрузку горной массы в вагонетки, ч /м<sup>3</sup>.

Нормы времени на погрузку отбитой породы с помощью погрузочных машин разного типа приведены в таблице 15.2. Нормы времени даны в часах на погрузочную машину. Состав звена проходчиков при применении одной машины – 4 – 5 проходчиков. Норма времени включает выполнение следующих работ: оборка кровли и боков выработки; разборка и раскайловка крупных кусков породы; подкидка породы; манипуляции со шлангами и электрокабелями; перегонка погрузочной машины; закрывание машин защитной крепью; управление машиной; разравнивание породы в вагонетке; подкатка и откатка вагонеток; укладка временных рельсов (при применении машин на рельсовом ходу); зачистка пути у машины и на расстоянии 20 м.

Таблица 15.2 - Нормы времени на погрузку горной массы в вагонетки с помощью погрузочных машин

Тип машины	Нормы времени на погрузку $N_n$ , ч / м <sup>3</sup> при коэффициенте крепости пород $f$		
	1,5-3	6-9	12-14
1ПНБ-2	0,42	0,47	0,51
1ППН-5	0,59	0,66	0,72
2ПНБ-2	0,39	0,43	0,48
ПНБ-3К	0,24	0,26	0,29

Нормы времени на уборку горной массы с помощью скрепера приведены в таблице 15.3. Нормы даны в часах при применении одного скрепера. Норма времени включает выполнение следующих работ: оборка кровли и боков выработки; передвижка скреперного комплекса на новую заходку; бурение шпуров для установки блоков; установка клиньев с проушинами в пробуренные шпуры; установка концевого блока; разборка и раскайловка крупных кусков породы; скреперование породы; подкидка породы на скреперную дорожку; перенос

концевого блока в процессе работы; снятие концевого блока по окончании работы и отнеска его на безопасное расстояние от забоя.

Таблица 15.3 - Нормы времени на уборку горной массы с помощью скрепера

Расстояние скреперования	Нормы времени на уборку горной массы при коэффициенте крепости $f$ , ч / м <sup>3</sup>		
	1,5 - 3	6 - 8	12 – 14
До 15 м	0,64	0,71	0,78
До 30 м	0,92	1,00	1,10
До 45 м	1,30	1,40	1,50

Трудоемкость работ по возведению крепежных рам  $T_{кр}$  определяется формулой:

$$T_{кр} = n_p \cdot N_{кр}, \text{ ч}, \quad (15.9)$$

где  $N_{кр}$  – норма времени в часах на установку одной крепежной рамы;

Нормы времени на установку одной крепежной рамы приведены в таблице 15.4. Нормы даны в расчете на одно звено проходчиков (2 – 3 проходчика). В состав работы включаются: разметка и долбление лунок; погрузка породы от долбления лунок; оборка кровли и боков с частичным оконтуриванием; примерка и обрезка стоек и верхняков; заделка и подгонка замков рам; установка рам; затяжка кровли при креплении вразбежку; проверка правильности установки рам; изготовление и установка распорок между рамами при креплении вразбежку; забутовка пустот за крепью.

Таблица 15.4 - Нормы времени на установку одной крепежной рамы, ч

Площадь сечения в проходке, м <sup>2</sup>	Установка рам в разбежку			Установка рам вплотную		
	$f > 8$	$f = 3-8$	$f < 3$	$f > 8$	$f = 3-8$	$f < 3$
До 4,0	2	1,7	1,4	1,8	1,5	1,3
4,0-6,5	2,5	2,2	1,8	2,4	2,0	1,7
6,5-8	3	2,5	2	2,7	2,3	1,9
8-10	3,4	2,8	2,4	3,1	2,6	2,3
10-12	4,1	3,3	2,8	3,8	3,1	2,6
12-14	5,2	4,2	3,4	4,8	3,9	3,2

Трудоемкость затяжки боков и кровли на один цикл подвигания забоя:

$$T_3 = (V_{зб} \cdot N_{зб} + V_{зк} N_{зк}). \quad (15.10)$$

Нормы времени на затяжку 1 м<sup>2</sup> обнажения выработки приведены в таблице 15.5. При затяжке в разбежку распилы устанавливаются в шахматном порядке через один. В состав работ по затяжке включаются: частичная раскоска стенок выработки; подгонка затяжек и затягивание боков и кровли; забутовка пустот за затяжками породой или лесными материалами. В составе звена при затяжке – 2 – 3 проходчика.

Таблица 15.5 - Нормы времени на затяжку боков и кровли

Материал затяжки	Способ затяжки			
	Вплотную		В разбежку	
	Кровля, $N_{зк}$ , ч/м <sup>2</sup>	Бока, $N_{зб}$ , ч/м <sup>2</sup>	Кровля, $N_{зк}$ , ч/м <sup>2</sup>	Бока, $N_{зб}$ , ч/м <sup>2</sup>
Доски, распилы	0,24	0,19	0,18	0,15

Пример графика организации работ приведен на рисунке 15.1.

Наименование операции	Ед. Измерения	Объем работ	Трудоемкость, ч.	1 смена					2 смена					3 смена					
Бурение шпуров	м	29	4,5	████████████████████															
Заряжание и взрывание			1,0				██												
Проветривание			0,5				█												
Осмотр и подготовка забоя			0,5				█												
Уборка породы	м <sup>3</sup>	15,2	5,5					████████████████████											
Крепление	ра - ма	5	6										████████████████████						
Вспомогательные операции			6										████████████████████						

Рисунок 15.1 – График организации труда в забое

### 15.1 Пример разработки графика организации работ при проведении горизонтальной выработки

Определяем объемы работ проходческого цикла.

Объем работ по бурению шпуров определяем по таблице данных о шпурах и зарядах: количество врубовых шпуров – 4, длина – 2,65 м, количество оконтуривающих шпуров – 9, длина – 2,42 м, количество прочих отбойных шпуров – 4, длина – 2,2 м

$$V_{\phi} = \sum l_{\phi} = 4 \times 2,65 + 9 \times 2,42 + 4 \times 2,20 = 41,2 \text{ м},$$

Объем горной массы, которую нужно убрать из забоя

$$V_n = S_{np} \cdot l_y, \text{ м}^3$$

где  $S_{np} = 4,5 \text{ м}^2$  - площадь поперечного сечения в проходке,

$l_y$  – подвигание забоя за цикл, м

$$l_y = l_{un} \cdot \eta, \text{ м},$$

$l_{un} = 2,2 \text{ м}$  - глубина отбойных шпуров,

$\eta = 0,9$  - коэффициент использования шпуров (КИШ).

Подвигание забоя за цикл

$$l_y = 2,2 \cdot 0,9 = 1,98 \text{ м}$$

Объем отбитой за цикл горной массы

$$V_n = 4,5 \cdot 1,98 = 8,91 \text{ м}^3.$$

Количество рам, которые устанавливаются за один цикл проходки  $n_p$  при шаге крепи  $L = 0,25$  м

$$n_p = \frac{1,98}{0,25} = 7,92.$$

Вычисленное количество рам  $n_p$  округляется до большего целого :  $n_p = 8$ .

Объем работ по затяжке боков при высоте выработки в свету  $h_{ce} = 1,85$  м:

$$V_{зб} = 2 \cdot 1,85 \cdot 1,98 = 7,32 \text{ м}^2.$$

Объем работ по затяжке кровли при ширине выработки в свету в кровле  $l_1 = 1,36$  м:

$$V_{зк} = 1,36 \cdot 1,98 = 3,34 \text{ м}^2.$$

Определяем трудоемкость нормируемых процессов проходческого цикла. Для бурения шпуров при коэффициенте крепости  $f = 6$  принимаем ручной перфоратор. При площади забоя  $4,5 \text{ м}^2$  нужно два перфоратора. Норма времени на бурение одного метра шпура с учетом подготовительно-заключительных операций  $N_{\delta} = 0,23$  ч/м. Трудоемкость бурения шпуров

$$T_{\delta} = V_{\delta} \cdot N_{\delta} / n = 41,2 \cdot 0,23 / 2 = 4,7 \text{ ч},$$

Уборку пород из забоя производим с помощью погрузочной машины непрерывного действия ПНБ-2. При коэффициенте крепости  $f = 6$  норма времени на погрузку горной массы в вагонетки этой машиной  $N_n = 0,47 \text{ ч} / \text{м}^3$ . Трудоемкость работ по погрузке

$$T_{\epsilon} = V_n \cdot N_n = 8,91 \cdot 0,47 = 4,2, \text{ ч,}$$

Принимаем звено проходчиков, занятых на установке крепежных рам в количестве трех человек. Норма времени на установку одной крепежной рамы при коэффициенте крепости  $f=6$  и при площади забоя  $4,5 \text{ м}^2$  составляет  $N_{кр} = 2$  ч. Трудоемкость работ по возведению восьми крепежных рам:

$$T_{кр} = n_p * N_{кр} / k_{кр} = 8 \cdot 2 / 3 = 5,3, \text{ ч,}$$

Норма времени на затяжку кровли при креплении сплошную  $0,24 \text{ ч/м}^2$ , на затяжку боков  $0,19 \text{ ч/м}^2$ . Трудоемкость работ по затяжке при звене проходчиков из трех человек

$$T_z = (7,92 \cdot 0,19 + 3,34 \cdot 0,24) / 3 = 0,8 \text{ ч.}$$

Трудоемкость по возведению крепежных рам и затяжки:  $5,3 + 0,8 = 6,1 \text{ ч.}$

Итого трудоемкость нормируемых работ составляет 15 ч. Длительность смены принимается шести часам. В первую смену после бурения шпуров один час отводится на зарядание и взрывание. Проветривание должно быть не менее 30 минут. 30 минут отводится во второй смене на осмотр забоя и подготовку к уборке горной массы. Остальное время смены затрачивается на уборку горной массы – погрузку в вагонетки и маневровые операции. Третья смена полностью уходит на крепление выработки деревянной крепью. График организации работ приведен на рисунке 15.1.

Наименование операции	Ед. Измерения	Объем работ	Трудоемкость, ч.	1 смена					2 смена					3 смена				
Бурение шпуров	м	41,2	4,73															
Заряжание и взрывание			1,0															
Проветривание			0,5															
Осмотр и подготовка забоя			0,5															
Уборка породы	м <sup>3</sup>	8,91	4,18															
Крепление	ра-ма	8	6,1															
Вспомогательные операции			6,1															

Рисунок 15.2 - График организации работ в забое

## 16 Тема 16 Проходка вертикальных выработок

В начале занятия рассматриваются особенности проведения восстающих: необходимость сооружения рабочего и предохранительного полков для работы проходчиков в забое; бурение вертикальных шпуров с помощью телескопных перфораторов; отсутствие процесса уборки отбитой горной массы; возведение крепи, элементы которой располагаются в горизонтальной плоскости; необходимость доставки людей и оборудования по лестнице. С помощью иллюстрации на плакатах или на доске изучается конструкция опорного венца крепи, конструкция рядовых венцов и конструкции проходческих полков.

Далее рассматриваются особенности проходки глубоких шурфов: необходимость организации подъема и спуска людей, отбитой горной породы, материалов и оборудования с помощью подъемной установки; необходимость организации защиты проходчиков и оборудования, находящихся в забое; ограниченность рабочего пространства в горизонтальной плоскости и т.п. Напоминаются способы выполнения основных и вспомогательных проходческих операций.

Для закрепления знаний по технологии проходки вертикальных выработок предлагается ответить на уточняющие вопросы:

### **по проходке восстающего:**

- каково назначение предохранительного полка?
- каково назначение рабочего полка?
- каково назначение отбойного полка?
- как доставляются проходчики в забой?
- как убирается отбитая горная масса из забоя восстающего?
- каково назначение ходового отделения?
- каково назначение грузового отделения?
- где находится вентилятор при проходке восстающего?

### **по проходке глубоких шурфов:**

- с помощью чего изменяется направление подъемного каната?
- где крепятся отклоняющие шкивы?
- в чем осуществляется подъем отбитой горной массы?
- в чем осуществляется спуск и подъем людей?
- в чем осуществляется спуск материалов и оборудования?
- как защищается шурф от падения предметов с поверхности?
- как защищаются проходчики, находящиеся в забое, от падения предметов сверху?
- как крепится бадья к канату?
- как крепится бадья к направляющим канатам?
- как крепятся направляющие канаты?
- как бадья проходит через нулевую раму?
- как бадья проходит через полук?
- как полук страхуется от обрыва подвесных канатов?
- как осуществляется передвижение погрузчика в шурфе?
- как осуществляется откачивание воды в забое шурфа?
- как осуществляется откачивание воды из затопленного забоя?
- как крепится опорный венец?
- как крепится рядовой венец?
- как соединяются элементы венца?
- каково назначение направляющей рамки?
- каково назначение роликов на корпусе бадьи?
- как осуществляется отрыв опалубки от бетона?
- как осуществляется доставка бетона в забой шурфа?
- как монтируется взрывная сеть в шурфе?
- как доставляется бурильная установка в забой шурфа?
- как перемещается полук в шурфе?
- где располагается отвес?
- как предотвращается раскачивание бадьи?

- каково основное назначение копра?
- каково назначение разгрузочных кривых?
- где находится вентилятор при проходке?

### **Список использованных источников**

1 Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений: учеб. для вузов. / Н.С.Булычев. – М.: Недра, 1994. – 381с.

2 Горноразведочные работы: учеб. для вузов. / Л.Г.Грабчак[и др.]; под ред. Л.Г.Грабчака. – М.: Высш.шк., 2003. – 661с.

3 Колоколов, С.Б. Проведение горноразведочных выработок: учебное пособие / С.Б.Колоколов; Оренбургский гос. ун-т. – Оренбург: ООО ИПК «Университет», 2012. - 195с.

4 Колоколов, С.Б. Проведение горизонтальных горноразведочных выработок: методические указания к курсов. проектир./ С.Б.Колоколов, Б.М.Легких – Оренбург: ГОУ ОГУ, 2004. – 40с.

5 Проведение горноразведочных выработок. Справочник / В.А.Хорев[и др.]; под ред. В.А.Хорева. – М.: Недра, 1990. – 412с.

6 ЕНиР Сборник Е36 Выпуск 1 Горнопроходческие работы. – Режим доступа: [www.zodchii.ws/normdocs/info-82.html](http://www.zodchii.ws/normdocs/info-82.html).