

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

к практическим и индивидуальным занятиям по дисциплине
"Управление состоянием массива горных пород"
(для студентов специальности 6.050301 – РПМ)

РАССМОТРЕНО

на заседании кафедры

Горная геомеханика

Протокол № 9 от 16.04.2014г.

УТВЕРЖДЕНО

на заседании учебно-

издательского совета ДонНТУ

Протокол № 3 от 20.05.2014г.

Донецк, ДонНТУ – 2014

УДК 622.83

Методические указания к практическим и индивидуальным занятиям по дисциплине "Управление состоянием массива горных пород" для студентов специальности 6.050301 – РПМ / В.Л. Самойлов, С.В. Подкопаев, В.Е. Нефёдов – Донецк: ДонНТУ, 2014 - 77 с.

Приведены методика и примеры расчёта средневзвешенной прочности вмещающих горных пород, определения типа напряжённого состояния массива горных пород, необходимости возведения постоянной крепи, параметров зон опорного давления и разгрузки, выбора способа охраны и расчёта смещений крепи подготавливающей и подготовительной выработки, а также технико-экономического сравнения различных способов охраны горной выработки.

Составители: В.Л. Самойлов, проф.
С.В. Подкопаев, проф.
В.Е. Нефёдов, асс.

Ответственный за выпуск И.А. Ефремов, проф.

СОДЕРЖАНИЕ

Практическое занятие 1

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЁТНОЙ ПРОЧНОСТИ ПОРОД, ВМЕЩАЮЩИХ ГОРНУЮ ВЫРАБОТКУ. УСТАНОВЛЕНИЕ ТИПА КРОВЛИ И ПОЧВЫ ПЛАСТА.....	4
---	---

Практическое занятие 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТИПА НАПРЯЖЁННОГО СОСТОЯНИЯ НЕТРОНУТОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД, НАПРЯЖЁННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОД ВОКРУГ ПОДГОТАВЛИВАЮЩЕЙ ВЫРАБОТКИ И НЕОБХОДИМОСТИ ВОЗВЕДЕНИЯ ПОСТОЯННОЙ РАМНОЙ КРЕПИ	9
---	---

Практическое занятие 3

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СМЕЩЕНИЙ КОНТУРА И НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ ПОДГОТАВЛИВАЮЩЕЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ, НЕ ПОДВЕРЖЕННОЙ ВЛИЯНИЮ ОЧИСТНЫХ РАБОТ.....	17
---	----

Практическое занятие 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОН ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И РАЗГРУЗКИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГОГО ПЛАСТА ОДИНОЧНОЙ ЛАВОЙ.....	22
--	----

Практическое занятие 5

ВЫБОР СПОСОБА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СПОСОБА ОХРАНЫ, РАСЧЁТ СМЕЩЕНИЙ В ПОДГОТАВЛИВАЮЩЕЙ ВЫРАБОТКЕ	36
--	----

Практическое занятие 6

ВЫБОР СПОСОБОВ И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОХРАНЫ, РАСЧЁТ СМЕЩЕНИЙ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКЕ, ПРИМЫКАЮЩЕЙ К ОЧИСТНОМУ ЗАБОЮ.....	47
--	----

Практическое занятие 7

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ СРАВНЕНИЕ ВАРИАНТОВ ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ.....	58
---	----

Список рекомендуемой литературы.....	75
--------------------------------------	----

Приложение А.....	76
-------------------	----

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 1

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЁТНОЙ ПРОЧНОСТИ ПОРОД, ВМЕЩАЮЩИХ ГОРНУЮ ВЫРАБОТКУ. УСТАНОВЛЕНИЕ ТИПА КРОВЛИ И ПОЧВЫ ПЛАСТА

Цель: изучение метода расчёта средней прочности горных пород, вмещающих выработку, определение типа кровли и почвы пласта.

Исходные данные: тип выработки; глубина расположения выработки H ; ширина B и высота h выработки в проходке; расположение выработки относительно пласта угля; предел прочности угля и вмещающих пород в образце на одноосное сжатие R_i , их литологический состав и мощность m_i ; данные об обводненности и нарушенности угольного пласта и вмещающих горных пород; срок службы выработки t ; угол падения пласта α .

Выполним расчёты для следующих условий:

тип выработки - пластовый откаточный штрек, используется повторно, нарушения в пределах выемочного участка отсутствуют, $H = 800$ м; $m_{пл} = 1,4$ м; $R_{пл} = 15$ МПа; $t = 3$ года; приток воды – до 2 м³/ч; $B = 4,75$ м; $h = 3,74$ м; $\alpha = 13^\circ$; характеристика вмещающих пород и расположение штрека в них приведены на рисунке 1.1.

Методика расчётов. Прежде всего, анализируют исходные данные. При необходимости, например, при наличии горно-геологических нарушений или при изменении в пределах рассматриваемого участка механических параметров вмещающих пород, производится разделение выработки на характерные участки. Определяется коэффициент структурного ослабления для вмещающих пород и коэффициент, учитывающий обводненность пород. По шахтным данным или при их отсутствии, исходя из технологических соображений, выбирают вид и высоту подрывки в выработке. После этого приступают к расчётам.

Решение

Так как в исходных данных указано, что геологические нарушения отсутствуют и ничего не сказано об изменении горно-геологической ситуации и прочностных параметров вмещающих пород по всей длине рассматриваемого штрека, то разделение его на отдельные участки не производим.

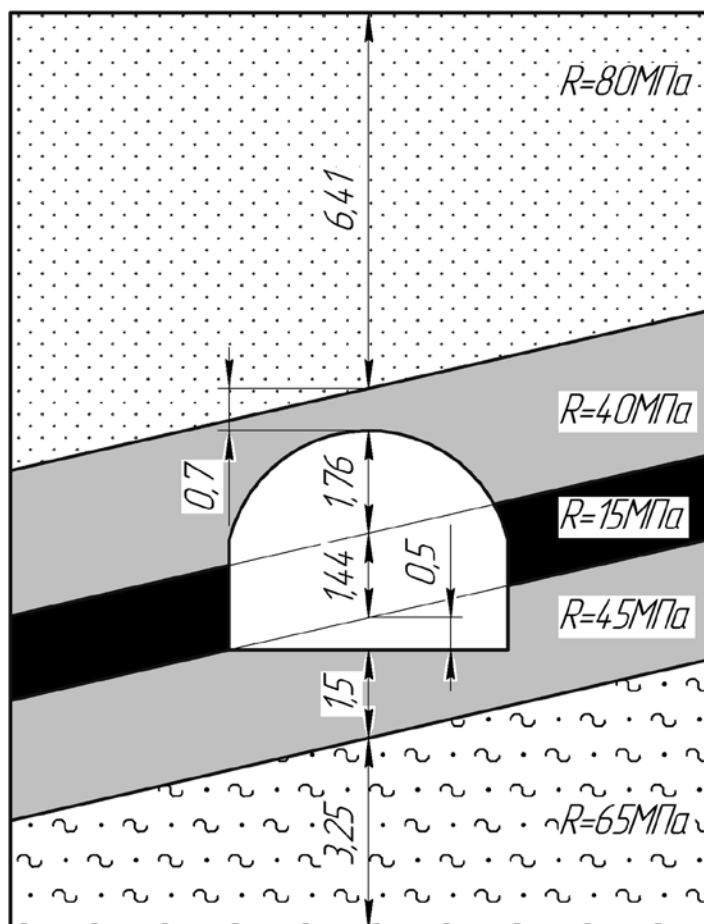


Рисунок 1.1 – Схема к расчёту прочности пород по контуру выработки

Данные кернового бурения отсутствуют, поэтому принимаем значения коэффициента структурного ослабления в пределах, указанных в таблице 5.1 [1]:

для известняка $K_c = 0,95$;

для песчаника и угля $K_c = 0,9$;

для песчаного сланца $K_c = 0,8$;

для глинистого сланца $K_c = 0,7$.

Согласно заданию $\alpha = 13^\circ$; $\cos 13^\circ = 0,97$.

Нормальная и вертикальная мощности слоёв практически равны между собой. Поэтому можно не вводить поправку на угол падения.

Коэффициент, учитывающий обводнённость пород. При длительном контакте пород с водой (более 5 – 10 лет: затопление выработки, перепуск по ней воды, капёж из кровли с притоком воды более 2 м³/час), ориентировочно можно принимать коэффициенты: песчаник – 0,8; песчаный сланец – 0,6; глинистый сланец – 0,5; в остальных случаях равен – 1,0. Так как срок службы выработки менее 5 лет и приток воды в выработку незначителен (до 2 м³/ч), то согласно [1] коэффициент, учитывающий обводненность пород, $K_w = 1,0$.

При расчёте средневзвешенной прочности пород учитываются все слои пород мощностью более 0,1 м, пересекаемые выработкой, а также попадающие в область, ограниченную линиями, проходящими от контура выработки на расстояние в кровле равном $1,5 \cdot B$, в почве – $1,0 \cdot B$ и боках – $1,0 \cdot B$ [1].

Согласно заданию штрек пластовый. В кровле пласта залегает глинистый сланец мощностью 2,4 м с $R = 40$ МПа, а в почве - глинистый сланец мощностью 2,0 м и прочность $R = 45$ МПа. Для повышения устойчивости выработку целесообразно располагать в более прочных породах. Если принять только нижнюю подрывку в штреке, то целесообразно принять трапециевидную крепь, чтобы избежать точечной нагрузки, которая будет иметь место при арочной крепи. Как правило, трапециевидная крепь применяется тогда, когда в кровле залегают прочные известняки или песчаники. Их в данном случае нет. Поэтому принимаем комбинированную подрывку, как показано на рисунке 1.1. Согласно рекомендациям ДонУГИ для обеспечения равномерного нагружения верхняка крепи необходимо иметь глубину подрывки пород кровли не менее 0,5...0,7 м посередине выработки. Величину нижней подрывки принимаем 0,5 м. Остальные размеры, приведённые на рисунке 1.1, определяются геометрическим путём. Например, глубина нижней подрывки с правой стороны штрека равна:

$$h_{\text{под}} = 1,6 + \frac{B}{2} \tan \alpha = 1,6 + \frac{4,75}{2} 0,23 = 2,15 \text{ м.}$$

Пределы прочности пород, входящих в указанную выше зону, отличаются более чем на 30%.

Поэтому будем рассчитывать отдельно средневзвешенную прочность пород кровли и почвы по формуле (5.3) [1].

$$R_{\text{ск}} = \frac{\sum(k_c \cdot k_w \cdot R_i \cdot m_i)}{\sum m_k} \text{ и } R_{\text{сп}} = \frac{\sum(k_c \cdot k_w \cdot R_i \cdot m_i)}{\sum m_{\text{п}}}$$

В этих формулах $\sum m_k = h + 1,5 \cdot B$ и $\sum m_{\text{п}} = h + 1,0 \cdot B$.

$$R_{\text{ск}} = \frac{0,7 \cdot 1 \cdot 45 \cdot 0,5 + 0,9 \cdot 1 \cdot 15 \cdot 1,44 + 0,7 \cdot 1 \cdot 40 \cdot 2,46 + 0,9 \cdot 1 \cdot 80 \cdot 6,41}{0,5 + 1,44 + 2,46 + 6,41} = 52,3 \text{ МПа.}$$

$$R_{\text{сп}} = \frac{0,7 \cdot 1 \cdot 40 \cdot 1,76 + 0,9 \cdot 1 \cdot 15 \cdot 1,44 + 0,7 \cdot 1 \cdot 45 \cdot 2 + 0,8 \cdot 1 \cdot 65 \cdot 3,25}{1,76 + 1,44 + 2 + 3,25} = 35,6 \text{ МПа.}$$

Принимаем $R_{\text{ск}} = 52,3 \text{ МПа}$, $R_{\text{сп}} = 35,6 \text{ МПа}$.

Средневзвешенная прочность пород на контуре выработки определяется по формуле (5.2) [1].

$$R_c = \frac{R_{\text{ск}} \cdot \sum m_k + R_{\text{сп}} \cdot \sum m_{\text{п}}}{\sum m_k + \sum m_{\text{п}}} = \frac{52,3 \cdot 10,81 + 35,6 \cdot 8,45}{10,81 + 8,45} = 45 \text{ МПа.}$$

Согласно данным таблиц 5.2 и 5.3 [1] непосредственная кровля пласта средней устойчивости, а основная - среднеобрушающаяся.

Устойчивость пород почвы $K_{\text{п}}$ определяется по формуле (5.4) [1].

$$K_{\text{п}} = \frac{H_p}{R_{\text{п}}},$$

где H_p - расчётная глубина расположения выработки, м;

$$H_p = H \cdot k,$$

где k - коэффициент концентрации напряжений за счёт тектонических процессов.

Для условий примера $k = 1$.

$$H_p = 800 \cdot 1 = 800 \text{ м.}$$

Тогда
$$K_{\pi} = \frac{800}{35,6} = 22,5.$$

Согласно таблице 1.1 для выработки, поддерживаемой для повторного использования породы почвы относятся к пучащим. Рекомендуемые мероприятия по борьбе с пучением пород почвы приведены в таблице 5.41 [1].

Таблица 1.1 – Классификация пород почвы в участковых выработках.

Тип выработки	Значение K_{π}			
	непучащие	слабо пучащие	пучащие	сильно пучащие
Погашаемые за лавой	до 20	20-25	25-30	30-35
Повторно используемые	до 15	15-20	20-25	более 25
Присечные	до 25	25-30	30-35	35-40
Проводимые за лавой	до 30	30-40	40-45	более 45

Анализ полученных результатов

По полученным значениям $R_{ск}$ и $R_{сп}$ по соответствующим формулам [1] определяются отдельно смещения пород кровли U_k и почвы U_{π} . Если бы прочность отдельных слоёв пород отличалась менее, чем на 30 %, то можно определять общие смещения пород кровли и почвы по формулам, приведённым в "Указаниях..." [2], подставляя в них $R_{ср.в}$ или по рассчитанным отдельно $R_{ск}$, $R_{сп}$ определить соответствующие значения U_k и U_{π} .

На круто-наклонных и крутопадающих пластах $R_{ск}$ и $R_{сп}$ рассчитываются по бокам выработки.

Контрольные вопросы

1. Какие данные необходимы для расчёта средневзвешенной прочности вмещающих горных пород?
2. Что учитывает коэффициент структурного ослабления?
3. Какие породы учитываются при расчёте $R_{ск}$ и $R_{сп}$?
4. В каком случае можно рассчитывать смещения пород кровли и почвы по средневзвешенной прочности горных пород внутри всей области вокруг выработки, а в каком отдельно по прочности пород кровли и почвы?
5. Как определяется тип кровли и почвы?

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТИПА НАПРЯЖЁННОГО СОСТОЯНИЯ НЕТРОНУТОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД, НАПРЯЖЁННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОД ВОКРУГ ПОДГОТАВЛИВАЮЩЕЙ ВЫРАБОТКИ И НЕОБХОДИМОСТИ ВОЗВЕДЕНИЯ ПОСТОЯННОЙ РАМНОЙ КРЕПИ

Цель: изучение методики определения типа напряжённого состояния массива горных пород, типа напряжённо-деформированного состояния горных пород после проведения выработки и установления необходимости возведения постоянной крепи в выработке.

Исходные данные: на шахте Донбасса планируется провести в однородном песчаном сланце с $f = 6$ на глубине 800 м полевой штрек. Влияние очистных работ отсутствует. Породы не обводнены, не склонны к ползучести и релаксации напряжений. Тектонические и термические напряжения отсутствуют.

Устойчивость подготавливающей горной выработки, не подверженной влиянию очистных работ, зависит, прежде всего, от величины напряжения в нетронутом массиве горных пород, прочностных свойств горных пород, характеристики крепи, технологии и качества проведения и крепления выработки.

В связи с этим **методика решения** данной задачи следующая:

Необходимо установить тип напряжённого состояния нетронутого массива горных пород. Определить тип напряжённо-деформированного состояния горных пород после проведения горной выработки. Для этого необходимо определить величину концентрации напряжения на контуре выработки и сопоставить с пределами длительной R_∞ и мгновенной прочности R_0 пород.

В зависимости от типа напряжённо-деформированного состояния вмещающих горных пород решить вопрос в необходимости возведения

постоянной крепи и возможности возведения её с отставанием от забоя выработки.

Исследовать влияние трещиноватости горных пород и глубины расположения выработки на тип напряжённо-деформированного состояния вмещающих горных пород и необходимость возведения постоянной крепи в выработке.

Решение

Предел мгновенной прочности породы на одноосное сжатие определяется из соотношения

$$R_0^{\text{сж}} = 10f$$

В данном случае $R_0^{\text{сж}} = 10 \cdot 6 = 60 \text{ МПа}$.

В зависимости от физико-механических свойств горных пород и характера их нагружения выделяют пять типов напряжённого состояния нетронутого массива горных пород. Они рассматривались на лекциях.

Согласно исходным данным песчаный сланец, в котором проводится полевой штрек, однородный, прочный, не склонен к ползучести и релаксации напряжений, т.е. его можно отнести к упругим. Термические и тектонические напряжения отсутствуют. Рельеф поверхности равнинный. Напряжённое состояние массива горных пород определяется гравитационными силами. Исходя из сказанного, делаем вывод о том, что в данном случае имеет место II тип напряжённого состояния массива горных пород.

Тогда величина нормальных напряжений определяется по уравнениям

$$\sigma_z = \gamma H$$

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda \gamma H = \frac{\mu}{1 - \mu} \gamma H$$

Средний объёмный вес вышележащей толщи горных пород $\gamma = 25 \text{ кН/м}^3$. Согласно условиям $H = 800 \text{ м}$. Значение коэффициента Пуассона μ для горных пород и углей изменяется от 0,1 до 0,5.

Для условий Донецкого угольного бассейна в работе [3] приводятся следующие обобщённые значения μ :

алевролиты	0,16...0,34
песчаники	0,13...0,50
сланцы глинистые	0,15...0,2
аргиллиты	0,20...0,25

Принимаем для песчаного сланца $\mu = 0,2$.

Тогда $\sigma_z = 25 \text{ кН/м}^3 \cdot 800 \text{ м} = 20000 \text{ кН/м}^2 = 20 \text{ МПа}$.

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{0,2}{1 - 0,2} 25000 \cdot 800 = 5000 \text{ кН/м}^2 = 5 \text{ МПа}.$$

Согласно аналитическим решениям академика А.Н. Динника, А.Б. Моргаевского и Г.Н. Савина в упругих, изотропных породах при $\mu = 0,2$ в результате нарушения равновесного состояния пород в боках выработки круглого сечения после ее проведения возникают сжимающие напряжения с коэффициентом концентрации $K = 2,75$, а в кровле и почве - растягивающие напряжения с $K = -0,25$. Распределение напряжений представлено на рисунке 2.1.

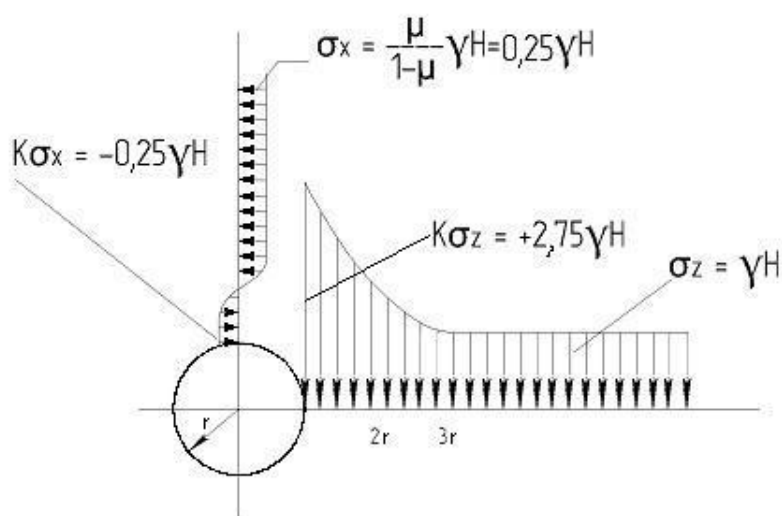


Рисунок 2.1. – Распределение нормальных напряжений по контуру выработки, пройденной в однородных, изотропных породах с $\mu = 0,2$ ($\lambda = 0,25$)

Максимальные сжимающие напряжения в боках выработки

$$K \cdot \sigma_x = 2,75 \cdot (25 \cdot 10^3) \cdot 800 = 55000 \text{ кН/м}^2 = 55 \text{ МПа.}$$

Максимальные растягивающие нормальные напряжения в кровле и почве выработки

$$K \cdot \sigma_x = -0,25 \cdot (25 \cdot 10^3) \cdot 800 = -5000 \text{ кН/м}^2 = -5 \text{ МПа.}$$

Здесь знак "-" указывает на то, что напряжения растягивающие.

Согласно заданию горные породы монолитны и не обводнены. Поэтому коэффициент структурного ослабления K_c и коэффициент, учитывающий обводненность пород K_w , равны 1,0.

Предел прочности горных пород на растяжение связан с пределом прочности на сжатие следующим образом $R^p = (0,1 \dots 0,2)R^{сж}$.

Принимаем для расчётов худший случай, а именно:

$$R^p = 0,1R^{сж} = 0,1 \cdot 60 = 6 \text{ МПа.}$$

Для осадочных горных пород $R_{\infty}^{сж} = (0,5 \dots 0,8)R_0^{сж}$.

Принимаем $R_{\infty}^{сж} = 0,7R_0^{сж}$ и $R_{\infty}^p = 0,7R_0^p$.

То есть, $R_{\infty}^{сж} = 0,7 \cdot 60 = 42 \text{ МПа}$ и $R_{\infty}^p = 0,7 \cdot 6 = 4,2 \text{ МПа}$.

Сопоставим величину напряжений, возникающих в горных породах на контуре выработки после её проведения, с пределами прочности пород.

Для сжимающих напряжений:

$$(R_{\infty}^{сж} = 42) < (K \cdot \sigma_z^{сж} = 55) < (R_0^{сж} = 60).$$

Для растягивающих напряжений:

$$(R_{\infty}^p = 4,2) < (K \cdot \sigma_x^p = 5) < (R_0^p = 6).$$

Таким образом, при $K_c = 1$ имеет место II тип напряжённо-деформируемого состояния пород вокруг полевого штрека. Поэтому необходимо возводить

постоянную крепь. Но её можно возводить спустя время t_i определяемое по рисунку 2.2. Во избежание травматизма рабочих в результате вывалов породы штрек должен быть закреплён от забоя до места возведения постоянной крепи временной крепью.

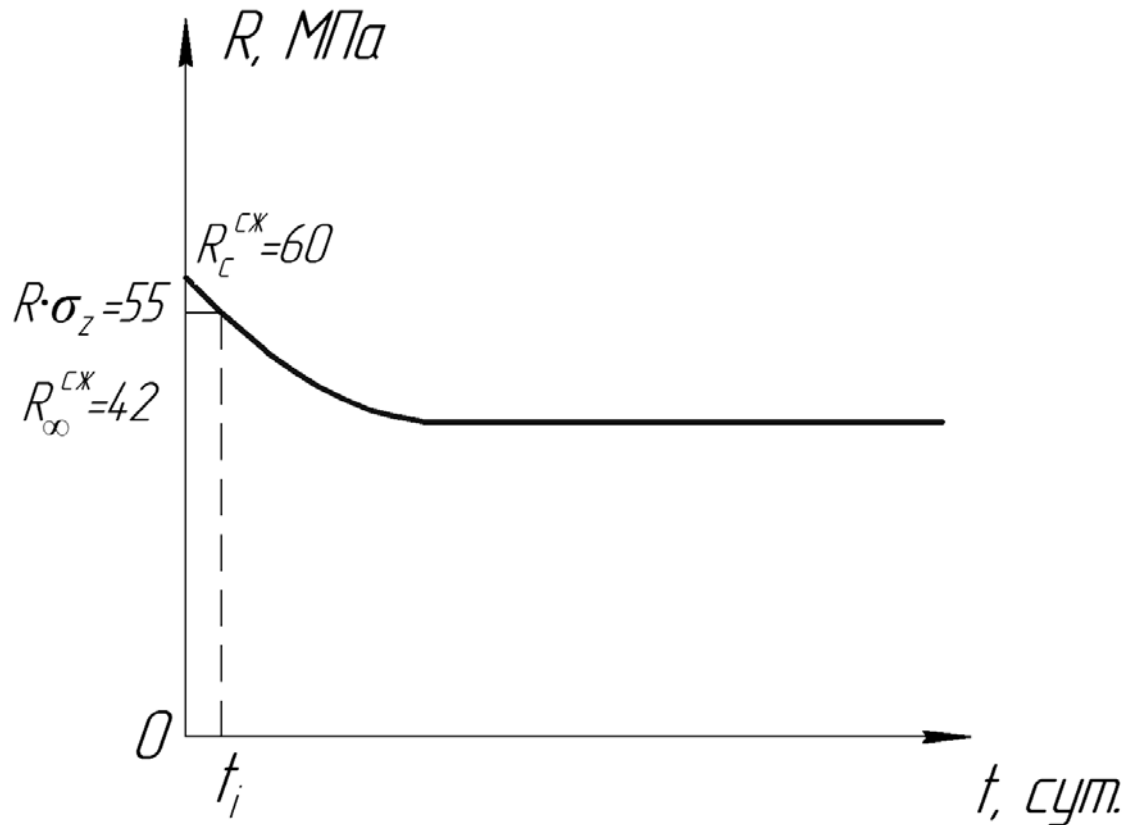


Рисунок 2.2 – График длительной прочности горной породы при сжатии.

Так как значение $K \cdot \sigma_z$ близко к значению $R_0^{сж}$, то t_i будет малым. Для того чтобы получить конкретное значение t_i , необходимо иметь реальный график длительной прочности для горных пород, вмещающих выработку.

В реальных условиях горные породы не бывают монолитными и изотропными. Посмотрим, как влияет трещиноватость на полученные результаты.

При делении керна на куски длиной 0,7 – 0,8 м $K_c = 0,8$ (таблица 5.1 [1]).

Тогда предел прочности трещиноватых пород R' равен $R' = R \cdot K_c$

$$R_0'^{сж} = 0,8 \cdot 60 = 48 \text{ МПа};$$

$$R_{\infty}'^{сж} = 0,8 \cdot 42 = 33,6 \text{ МПа}.$$

$$R_0'^p = 0,8 \cdot 6 = 4,8 \text{ МПа};$$

$$R_{\infty}'^p = 0,8 \cdot 4,2 = 3,36 \text{ МПа}.$$

Делаем допущение, что наличие трещин в породах приводит лишь к снижению их прочности и не влияет на характер распределения и величину коэффициента концентрации напряжений на контуре выработки после её проведения.

$$\text{Тогда } (K \cdot \sigma_z^{\text{сж}} = 55) > (R_0^{\text{сж}} = 48) \quad \text{и} \quad (K \cdot \sigma_z^{\text{р}} = 5) > (R_0^{\text{р}} = 4,8).$$

То есть, имеет место III тип напряжённо-деформированного состояния пород. Поэтому постоянную крепь необходимо возводить сразу же в забое штрека после взятия заходки.

Чаще всего горные выработки проводятся не в монолитных и однородных породах, а в слоистой среде и пересекают породы различной прочности. В этом случае могут иметь место по различным соотношениям различные типы напряжённо-деформированного состояния. Например, по сжимающим напряжениям II тип, а по растягивающим – III. В этом случае состояние выработки оценивается по более тяжёлому типу. В данном случае – по III. В этом примере не рассматриваются дополнительные мероприятия, направленные на повышение устойчивости горной выработки. Могут быть решены и обратные задачи для тех же условий примера.

Обратная задача 1. При какой глубине расположения полевого штрека его можно не крепить постоянной крепью?

Решение

Без постоянной крепи можно обойтись при I типе напряжённо-деформированного состояния горных пород на контуре выработки, то есть при $K\gamma H < R_\infty$.

Для краткости изложения рассмотрим только соотношение напряжения и предела прочности на сжатие.

$$R_0^{\text{сж}} = 60 \text{ МПа}, \quad R_\infty^{\text{сж}} = 0,7 \cdot R_0^{\text{сж}} = 42 \text{ МПа}, \quad H \leq \frac{R_\infty^{\text{сж}}}{K\gamma}.$$

$$\text{При } K_c = 1 \quad H \leq \frac{42000 \text{ кН/м}^2}{2,75 \cdot 25 \text{ кН/м}^3} \quad H \leq 610 \text{ м}.$$

$$\text{При } K_c = 0,8 \quad H \leq \frac{0,8 \cdot 42000 \text{ кН/м}^2}{2,75 \cdot 25 \text{ кН/м}^3} \quad H \leq 489 \text{ м.}$$

То есть при $H < 489$ м.

Обратная задача 2. При какой прочности пород на глубине $H = 800$ м штрек можно не крепить постоянной крепью?

Решение

Условие остаётся тем же, что и в обратной задаче I, а именно:

$$R_{\infty}^{\text{сж}} > K \gamma H$$

Считаем, что и при $K_c = 1$ и при $K_c = 0,8$ $K \gamma H = 55$ МПа.

Но при $K_c = 1$ $R_{\infty}^{\text{сж}} = 0,7 R_0^{\text{сж}}$.

А при $K_c = 0,8$ $R_{\infty}^{\text{сж}} = R_{\infty}^{\text{сж}} \cdot K_c = 0,7 \cdot 0,8 \cdot R_0^{\text{сж}}$.

При $K_c = 1$ $R_0^{\text{сж}} = \frac{R_{\infty}^{\text{сж}}}{0,7}$.

А при $K_c = 0,8$ $R_0^{\text{сж}} = \frac{R_{\infty}^{\text{сж}}}{0,7 \cdot 0,8}$.

Без постоянной крепи можно обойтись при $K_c = 1$ в случае выполнения условия $K \gamma H = 55 \text{ МПа} \leq R_{\infty}^{\text{сж}}$, т.е. при $R_0^{\text{сж}} \geq \frac{55}{0,7} \geq 78,6 \text{ МПа}$.

А при $K_c = 0,8$ $R_0^{\text{сж}} \geq \frac{55}{0,7 \cdot 0,8} \geq 98,2 \text{ МПа}$.

То есть, при более прочных породах.

Анализ полученных результатов.

Решение данного примера наглядно показывает, что трещиноватость горных пород резко снижает устойчивость горной выработки.

Необходимо иметь в виду, что при другом типе напряжённого состояния нетронутого массива горных пород (до проведения выработки), а также при другом значении коэффициента Пуассона и другой форме поперечного сечения выработки, расчёт σ_z и σ_x необходимо вести по другим формулам, и

коэффициент концентрации напряжений в породах на контуре выработки будет другим. Так, например, при I типе - гидростатическом распределении напряжений в нетронутом массиве горных пород ($\mu = 0,5$, а $\lambda = 1$) после проведения выработки по всему её периметру будут иметь место сжимающие напряжения с коэффициентом концентрации равным 2,0.

При наличии тектонических напряжений горизонтальные напряжения превышают вертикальные. При $\mu=0,2$ и $\sigma_x = 2\sigma_z$ максимальная концентрация нормальных сжимающих напряжений имеет место в кровле выработки, коэффициент концентрации равен $K = 5,0$, а при $\sigma_x = 10\sigma_z$ $K = 29,0$ [3].

Значения коэффициента концентрации тангенциальных напряжений на контуре выработки с эллиптической, прямоугольной и сводчатой формой поперечного сечения приведены в работе [2]. Поэтому методика расчётов будет такой же, но результаты будут иными.

Контрольные вопросы.

1. Какие типы напряжённого состояния нетронутого массива горных пород вы знаете? По каким формулам при них рассчитываются значения σ_z и σ_x ?
2. Какие типы напряжённо-деформированного состояния горных пород, вмещающих выработку, вы знаете. В чем их суть?
3. В каком случае выработку можно не крепить постоянной крепью?
4. Какова методика определения максимального времени отставания возведения постоянной крепи от забоя выработки?
5. Как определить при заданных условиях, до какой глубины можно не крепить выработку постоянной крепью?
6. Как определить при заданных условиях, при какой прочности пород на одноосное сжатие выработку можно не крепить постоянной крепью?

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 3

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СМЕЩЕНИЙ КОНТУРА И НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ ПОДГОТАВЛИВАЮЩЕЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ, НЕ ПОДВЕРЖЕННОЙ ВЛИЯНИЮ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Цель: изучение метода расчёта смещений контура и нагрузок на крепь одиночной подготовительной выработки.

Исходные данные: полевой штрек проведён буровзрывным способом в однородном песчаном сланце с $R_c = 60 \text{ МПа}$. Выработка не испытывает влияния очистных работ. Породы не обводнены. Глубина расположения выработки $H = 1000 \text{ м}$. Срок службы штока $t = 10 \text{ лет}$. Ширина выработки $B = 4,7 \text{ м}$, высота $h = 4 \text{ м}$, сечение $S = 12,6 \text{ м}^2$, $\alpha = 10^\circ$.

Необходимо выбрать тип крепи и плотность её установки.

Методика расчётов. Прежде всего, анализируются горно-геологические условия, выбираются формулы, по которым затем рассчитываются смещения пород кровли, почвы и боков выработки. Определяется категория устойчивости выработки. Рассчитывается нагрузка на крепь и плотность её установки.

Расчёт. Так как выработка не испытывает влияния очистных работ, то расчёт смещений необходимо производить по формулам раздела 5 "Указаний..." ВНИМИ [2].

Согласно заданию штрек один, параллельного нет.

Расчёт смещений пород кровли U_k , почвы U_n и боков U_b производится по одной и той же формуле (40) [2].

$$U = K_\alpha \cdot K_\theta \cdot K_s \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_T$$

где K_α - коэффициент влияния угла залегания пород и направления выработки относительно линии простирания пород. По таблице 2.1 [2] определяем $K_\alpha = 1$;

K_{θ} - коэффициент направления смещения пород: при определений смещений со стороны кровли и почвы (в вертикальном направлении) $K_{\theta} = 1$; при расчёте боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) K_{θ} определяется по таблице 2.1. В данном случае $K_{\theta} = 0,35$;

K_S - коэффициент влияния размера выработки, определяемый по формуле:

$$K_S = 0,2(B - 1),$$

где B – ширина выработки в проходке (вчерне), м.

$$K_S = 0,2(4,7 - 1) = 0,74.$$

K_B – коэффициент воздействия других выработок. Так как выработка одиночная, то $K_B = 1$;

K_t – коэффициент влияния времени на смещения пород. Так как срок службы выработки менее 15 лет, то K_t определяется по рисунку 4 [2]. Для этого находим отношение $\frac{H_p}{R_c}$,

где H_p – расчётная глубина работ, м.

Согласно формуле (1) [2]

$$H_p = H \cdot K,$$

где K – коэффициент концентрации напряжений за счёт тектонических процессов.

Для данных условий $K = 1$.

Поэтому $H_p = H \cdot 1 = 1000$ м.

$$\frac{H_p}{R_c} = \frac{1000}{60} = 16,7.$$

На рисунке 4 [2] пересечение линий $\frac{H_p}{R_c}$ лежит за пределами графика. Так как K_t не может быть больше 1, принимаем $K_t = 1$.

U – типовое смещение пород, определяется по рисунку 3 [2]. При $R_c = 60$ МПа и $H = 1000$ м. $U_T = 200$ мм.

Выработка проводится в мощном однородном песчаном сланце с $R_{ск} = R_{сн} = R_c = 60$ МПа.

$$\text{Поэтому } U_k = U_n = 1 \cdot 1 \cdot 0,74 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 200 = 148 \text{ мм.}$$

$$U_6 = 1 \cdot 0,35 \cdot 0,74 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 200 = 51,8 \text{ мм.}$$

Для выбора типа крепи необходимо определить категорию устойчивости вмещающих горных пород. Исходя из максимальной величины смещений пород на контуре выработки, по таблице 22 находим, что в данном случае выработка относится ко II-й категории – к среднеустойчивым.

Согласно П 5.16 в выработках, отнесённых ко II-й категории устойчивости, рекомендуется принимать арочную податливую крепь с ориентировочной плотностью установки $1 \dots 1,3$ рамы/м, то есть с шагом установки $1 \dots 0,8$ м.

В соответствии с П 5.29-5.31 расчётная нагрузка на податливую рамную крепь P со стороны кровли, кПа, определяется по формуле (45) [2]

$$P = K_n \cdot K_h \cdot m_b \cdot p_h \cdot B.$$

где K_n – коэффициент перегрузки, принимается по таблице 23. В данном случае $K_n = 1,05$;

K_h – коэффициент надёжности, согласно П 5.29 для полевого штрека $K_h = 1$;

m_b – коэффициент условий проведения выработок. При проведении выработки БВР $m_b = 1$ (см. П 5.29);

B – ширина выработки вчерне, м. Согласно заданию $B = 4,7$ м,

p^h – нормативная нагрузка на крепь. Определяется по рисунку 5 в зависимости от смещений $U = U_t + U_3 + U_{кр} + U_p$

где U_t – смещения до установки крепи.

$$U_t = U_k \cdot K_t$$

где $U_k = 0,15$ м – расчётные смещения пород кровли.

K_t – коэффициент влияния времени на смещение пород, определяется по рисунку 6 в зависимости от времени установки постоянной крепи и отношения $\frac{H_p}{R_c}$.

Исходя из технологии проведения полевого штрека буровзрывным способом, принимаем $t < 1$ сут., т.е. $t \leq 0,03$ мес.

$$\frac{H_p}{R_c} = 16,7 \quad (\text{см. выше}).$$

При этом $K_t = 0$. Поэтому $U_k = 0$.

U_z – смещения, компенсируемые за счёт сжатия закладки, принимаются 25% от толщины забутовочного слоя.

Согласно СНиПу толщина забутовки должна быть 80...100 мм.

На практике при проведении выработки БВР переборы пород достигают 0,5 м и более. Исходя из худшего случая, принимаем $U_z = 100$ мм.

$U_{кр}$ – конструктивная податливость крепи (зависит от типа крепи). Так как расчётные смещения пород кровли $U_k = 150$ мм, то принимаем трёхзвенную арочную крепь КМП-А3 с $U_{кр} = 300$ мм.

U_p – резерв смещений. Для податливой крепи $U_p = 0$.

$$U = 0 + 100 + 300 + 0 = 400 \text{ мм}$$

В том случае, когда податливость крепи $U_{кр}$ больше смещений пород кровли U_k , то p'' определяют по величине ординаты прямолинейного участка линии U - p'' (рисунок 5 [2]).

В том случае, когда по каким-то причинам податливость крепи принята меньше смещений пород кровли, т.е. $U_{кр} < U_k$, то для нахождения p'' на оси U откладывают значение U_k и идут по прямолинейному, затем по криволинейному участку линии до пересечения с вертикалью, проведённой из точки с расчётным значением U . Ордината точки пересечения даст значение p'' .

В данном примере $U_{кр} > U_k$ и $p'' = 125$ кПа.

Нагрузка на крепь $P = 1,05 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 125 \cdot 4,7 = 616,9$ кПа.

В соответствии с П 5.36 по табл.26, исходя из P , B и S , выбираем профиль крепи СВП-27 и несущую способность крепи $N = 330$ кН/раму. Плотность установки крепи определяется по формуле (47);

$$n = \frac{p}{N} = \frac{616,9}{330} = 1,87 \text{ рам/м.}$$

Расстояние между рамами l :

$$l = \frac{1}{n} = \frac{1}{1,87} = 0,54 \text{ м.}$$

Принимаем меньшее типовое расстояние между рамами $l = 0,5$ м.

Анализ полученных результатов.

В условиях данного примера полевой штрек должен крепиться арочной крепью КМП-А3 с плотностью установки крепи 2 рамы/м.

Контрольные вопросы.

1. По формулам, каких разделов "Указаний..." ВНИМИ рассчитываются смещения в полевом штреке, не подверженном влиянию очистных работ и в полевом штреке, попадающем в зону влияния очистных работ .
2. Какие исходные данные необходимы для расчёта смещений в полевом штреке?
3. Как определяется нормативная нагрузка на крепь?
4. В чем отличия при расчёте нагрузки на жёсткую и податливую крепи?
5. Как выбирается профиль и несущая способность крепи?
6. Как определяется плотность установки крепи?

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОН ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И РАЗГРУЗКИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГОГО ПЛАСТА ОДИНОЧНОЙ ЛАВОЙ

Цель: изучение методики определения параметров зоны опорного давления и зоны разгрузки при отработке пологого пласта одиночной лавой.

Сдвигение горных пород в результате очистной выемки приводит к существенному изменению напряжённого состояния угольного пласта и вмещающих пород. Характер изменения поля напряжений и процессы сдвижения в породной толще зависят от ряда факторов, обусловленных горно-геологическими и горнотехническими условиями: физико-механических свойств и структуры горных пород, глубины разработки, мощности, угла падения и механических свойств разрабатываемого угольного пласта, размеров выработанного пространства, принятой системы разработки, способа управления кровлей и др.

Общепринятыми являются схемы сдвижения пород массива при очистных работах, предложенные ДПИ и ВНИМИ.

В зоне влияния очистных работ выделяют девять характерных зон. Их границы и параметры определены по результатам моделирования эквивалентными материалами. Шахтные инструментальные наблюдения подтверждают в целом схему сдвижения. Однако определить границы различных зон в шахтных условиях очень трудно, практически невозможно. Поэтому необходимо рассматривать границы различных зон схемы сдвижения как данные в первом приближении.

При выборе места расположения и способа охраны горных выработок важно знать параметры различных зон схемы сдвижения и прежде всего зоны опорного давления и зоны разгрузки.

Опорное давление вызывается весом зависящих над выработанным пространством консолей (на рисунке 4.1 обозначены S_1) и весом вышележащих

горных пород (S_2). Вес этих пород через продолжение консолей передаётся на опору – угольный пласт и вызывает дополнительное к γH давление.

В результате отжима кромки угля максимум опорного давления отодвигается в глубь массива на величину a .

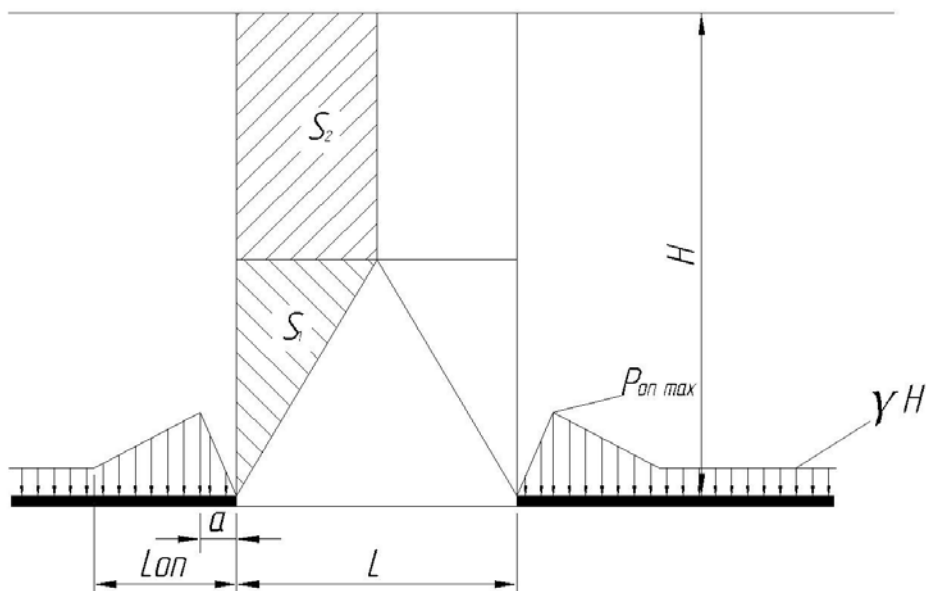


Рисунок 4.1 – Схема к расчёту напряжений в зоне проявления опорного давления.

Зона опорного давления характеризуется следующими параметрами:

$L_{оп}$ – длиной зоны опорного давления;

$K_{оп}$ – коэффициентом концентрации опорного давления.

Существует несколько методов определения длины зоны опорного давления в плоскости разрабатываемого одиночного пласта.

По методике ВНИМИ [2] длина зоны опорного давления - зоны, в которой величина напряжения больше величины напряжения в нетронутом массиве горных пород, определяется по формуле (1):

$$L'_{оп} = H \cdot ctg(\beta_0, \gamma_0, \delta_0) \cdot \cos \alpha \quad (1)$$

где H – глубина разработки, м;

$\beta_0, \gamma_0, \delta_0$ – граничные углы соответственно по падению, восстанию и простиранию, град. Они определяются по "Правилам охраны..." [4];

α – угол залегания пласта, град.

Эта методика не учитывает мощность разрабатываемого пласта, прочностные свойства вмещающих горных пород.

На практике чаще определяют размер зоны вредного влияния (зоны проявления) опорного давления, то есть размер зоны, в которой фиксируются повышенные нагрузки на крепи очистных и подготовительных горных выработок, а также повышенные деформации пород на контуре и крепи выработок – $L_{оп}$.

$L_{оп}$ определяется по формуле (2):

$$L_{оп} = 250\sqrt{mH} \left(\frac{1 + \frac{1}{f}}{90 + f^2} \right) n \quad (2)$$

где m – мощность разрабатываемого пласта, м;

H – глубина разработки, м;

f – коэффициент крепости вмещающих пород на контуре выработки;

n – коэффициент, характеризующий обрушаемость пород основной кровли.

Авторы формулы (2) рекомендуют для пород I типа – слоистых, легко- и среднеобрушающихся пород основной кровли с шагом обрушения до 10÷15 м принимать $n = 0,6 - 0,8$; для пород II типа – труднообрушающихся, мощных, прочных пород, склонных к зависанию с образованием больших консолей и с шагом обрушения, достигающим 40 ÷ 50 м, принимать $n = 1,0$.

При отсутствии данных о шаге обрушения пород основной кровли можно воспользоваться данными таблицы 2.5 [1] и принимать для легкообрушающихся пород основной кровли $n = 0,6$; для среднеобрушающихся $n = 0,8$ и для труднообрушающихся $n = 1,0$,

Вышеприведённая формула справедлива для следующих условий: $H = 100 \div 1000$ м; $m = 0,6 \div 1,6$ м, $\alpha = 0 \div 22^\circ$; $V_{оч} = 25 \div 50$ м/мес.; шаг обрушения пород основной кровли 5 ÷ 50 м; предел прочности на сжатие

окружающих выработку пород $R = 10 \div 100$ МПа; крепь – арочная податливая или деревянные рамы.

Как показывают шахтные наблюдения на пластах крутого падения размер зоны проявления опорного давления значительно меньше, чем на пластах пологого падения. Поэтому при углах падения, превышающих 22° , полученную величину $L_{оп}$ следует умножить на $\cos \alpha$.

Пример 1.

Определить параметры зоны опорного давления в плоскости пласта, отрабатываемого одиночной лавой для следующих условий: $H = 800$ м, $l = 200$ м, $\alpha = 13^\circ$; характеристика пласта и вмещающих горных пород взяты такими же, как в практическом занятии 1, а именно:

$$\begin{aligned} m_{нл} &= 1,4 \text{ м}, & R_{нл} &= 15 \text{ МПа}; & m_{нк} &= 2,4 \text{ м}, & R_{нк} &= 40 \text{ МПа}; \\ m_{ок} &= 6,0 \text{ м}, & R_{ок} &= 80 \text{ МПа}; & m_{нн} &= 2,0 \text{ м}, & R_{нн} &= 45 \text{ МПа}; \\ m_{он} &= 10 \text{ м}, & R_{он} &= 65 \text{ МПа}; \end{aligned}$$

Решение

Согласно Правилам охраны ... [4] для не подработанной толщи в условиях Донбасса $\delta_0 = 75^\circ$.

Тогда по формуле (1) величина опорного давления впереди движущейся лавы (на разрезе по простиранию)

$$L'_{оп} = 800 \cdot 0,268 \cdot 0,974 = 208,8 \approx 209 \text{ м}.$$

Данных о шаге обрушения пород основной кровли нет, но есть характеристика пород кровли. Согласно данным таблицы 5.3 [1] породы основной кровли среднеобрушающиеся. Поэтому $n = 0,8$.

Средневзвешенная прочность пород на контуре выработки равна 45 МПа (практическое занятие 1). Поэтому $f = 4,5$.

Длина зоны вредного проявления опорного давления, формирующейся вблизи границ очистной выработки в средних её частях, определяемая по формуле (2) равна:

$$L_{оп} = 250\sqrt{1,4 \cdot 800} \left(\frac{1 + \frac{1}{4,5}}{90 + 4,5^2} \right) 0,8 = 74,2 \text{ м.}$$

В угловых частях (в месте расположения подготовительных выработок) при прочих равных условиях длина зоны проявления опорного давления несколько меньших размеров и составляет примерно $0,8 L_{оп}$.

Тогда длина зоны вредного проявления опорного давления в месте нахождения подготовительной выработки равна

$$L_{оп} = 0,8 \cdot 74,3 = 59,4 \text{ м.}$$

Из вышеприведённых расчётов видно, что длина зоны вредного проявления опорного давления значительно меньше длины всей зоны опорного давления.

Чем прочнее породы на контуре горной выработки и чем больше контактная связь между слоями, тем на большее расстояние распространяется опорное давление, тем меньше максимум опорного давления и меньше длина зоны вредного проявления опорного давления.

При определении размера угольных целиков, оставляемых для охраны подготавливающих горных выработок, необходимо исходить из максимального размера зоны вредного проявления опорного давления. Поэтому принимаем в данном примере $L_{оп} = 74,2 \text{ м}$.

Коэффициенты концентрации опорного давления (вертикальной составляющей напряжений) в зоне вредного влияния опорного давления в плоскости разрабатываемого пласта определяются по формулам (3) и (4):

$$K_{оп_ср} = \frac{P_{ср}}{\gamma H}, \quad (3)$$

$$K_{\text{оп_max}} = \frac{P_{\text{max}}}{\gamma H}, \quad (4)$$

где $P_{\text{ср}}$ и P_{max} - соответственно среднее и максимальное значения опорного давления в зоне вредного проявления опорного давления с учётом γH .

Для средних горно-геологических условий Донбасса $a \approx \frac{1}{3} L_{\text{оп}}$.

Длина предельного пролёта слоя, т.е. минимальный размер плиты, залегающей в вершине свода полных сдвижений, во много раз меньше длины лавы. Поэтому для упрощения вывода формул свод полных сдвижений принят треугольной формы. Высота свода полных сдвижений принята равной длине лавы – L .

Считаем, что в результате отжима угля несущая способность кромки угля практически равна нулю. $P_{\text{ср}}$ определяется путём деления дополнительного давления (площади треугольника, находящегося над линией γH) на $L_{\text{оп}}$ (рисунок 4.1).

С учётом вышесказанного получаем формулы для определения $P_{\text{ср}}$ и P_{max} :

$$P_{\text{ср}} = \frac{L\gamma}{2L_{\text{оп}}} \left(H - \frac{L}{2} \right) + \gamma H, \quad (5)$$

$$P_{\text{max}} = \frac{L\gamma}{L_{\text{оп}}} \left(H - \frac{L}{2} \right) + 1,33\gamma H, \quad (6)$$

Так как при выводе данных формул дополнительное давление распределялось на длину зоны вредного проявления опорного давления, а не на всю длину зоны опорного давления, то значения коэффициентов концентрации опорного давления, как в плоскости разрабатываемого пласта, так и в его почве (см. ниже) будут несколько завышенными. Это при выборе и обосновании размеров целиков, параметров заложения полевых выработок идёт в запас.

Для условий примера 1 определяем $P_{\text{ср}}$ и P_{max} по формулам (5) и (6):

$$P_{\text{ср}} = \frac{200 \cdot 25}{2 \cdot 74,2} \left(800 - \frac{200}{2} \right) + 25 \cdot 800 = 43553,2 \text{ кН/м}^2 = 43,6 \text{ МПа}.$$

$$p_{\max} = \frac{200 \cdot 25}{74,2} \left(800 - \frac{200}{2} \right) + 1,33 \cdot 25 \cdot 800 = 73706,33 \text{ кН/м}^2 = 73,7 \text{ МПа.}$$

$$\gamma H = 25 \cdot 800 = 20000 \text{ кН/м}^2 = 20 \text{ МПа.}$$

По формулам (3) и (4) определяем $K_{\text{оп_cp}}$ и $K_{\text{оп_max}}$:

$$K_{\text{оп_cp}} = \frac{43,6}{20} = 2,18,$$

$$K_{\text{оп_max}} = \frac{73,7}{20} = 3,69.$$

При расположении полевых выработок в почве разрабатываемого пласта необходимо определить величину вертикальной составляющей напряжения в месте расположения выработки.

На рисунке 4.2 показано распределение коэффициента концентрации вертикальной составляющей напряжения в однородных, упругих породах почвы пласта, обрабатываемого одиночной лавой длиной 200 м на глубине 800 м. При этом не учитывался вес пород свода полных сдвижений, $K_{\text{оп_max}} = 5$, $\gamma H = 20 \text{ МПа}$ [5].

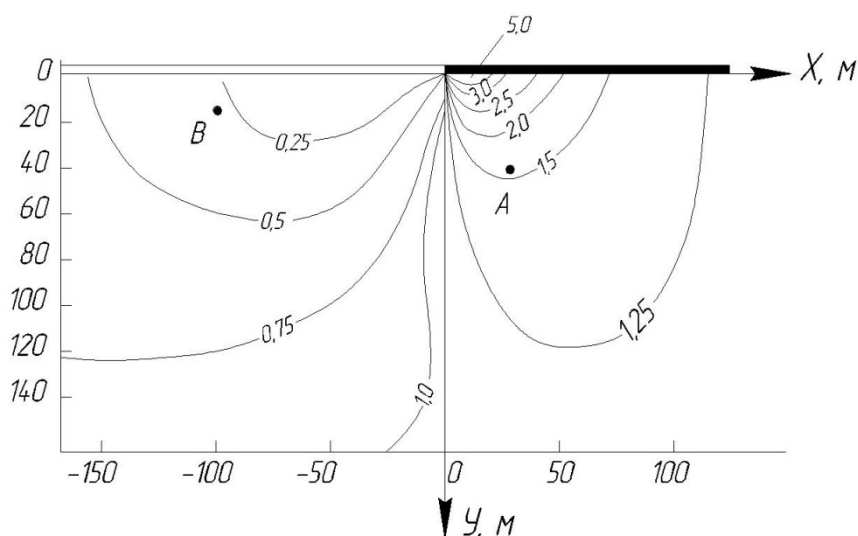


Рис.4.2. Распределение коэффициента концентрации напряжения в почве разрабатываемого пласта (по О. Якоби)

Для определения величины напряжения необходимо найти значение K_{on} в заданной точке и умножить на γH , а также ввести корректировку – K_1 на различие значений коэффициентов максимальной концентрации напряжений, рассчитанного выше и принятого в работе [5].

Так, в точке A (рисунок 4.2) $K_{on} = 1,6$. Вертикальная составляющая напряжений

$$P_{(A)} = \gamma H \cdot K_{on} \cdot K_1 = 25 \cdot 800 \cdot 1,6 \cdot \frac{3,69}{5,0} = 23,6 \text{ МПа.}$$

В точке B $K_{on} = 0,28$,

$$P_{(B)} = 25 \cdot 800 \cdot 0,28 \cdot \frac{3,69}{5,0} = 4,1 \text{ МПа.}$$

При H , отличающейся от $H = 800$, автор работы [5] рекомендует полученные результаты умножить на $\frac{H}{800}$.

Для определения распределения – P_{on} под целиками угля различных размеров можно воспользоваться графиками, приведёнными в работе [5].

Положение границы зоны разгрузки точно не установлено. С.М. Липкович, В.Н. Соловьев и А.И. Лобанов предлагают описывать линию, ограничивающую зону разгрузки, уравнением (7), полученным по данным моделирования эквивалентными материалами:

$$y_{(x)} = c \sqrt{L \cdot H \cdot 3,56 \frac{H}{L} x^2}, \quad (7)$$

где x – расстояние от центра выработанного пространства до точки, где определяется положение границы зоны разгрузки – y ;

H – глубина разработки, м;

L – длина лавы.

Все параметры x , y , H и L подставляются в формулу в метрах.

При $H > 300$ м и $100 \leq L \leq 200$ м $C = const$ и принимается равным 0,325.

При определении величины вертикальной составляющей напряжения в зоне разгрузки (рисунок 4.3) исходим из того, что давление на почву пласта, разрабатываемого одиночной лавой, обуславливается весом пород свода полных сдвижений. При этом максимальное давление P будет посередине выработанного пространства ($x = 0$) (рисунок 4.3,а). По мере приближения к границам выработанного пространства ($0 < x < \frac{L}{2}$) высота столба пород $h_{обр(x)}$, уменьшается, а поэтому уменьшается и давление на почву пласта $P_{обр(x)}$ (рисунок 4.3,б).

Считаем, что давление пород свода полных сдвижений по мере удаления от пласта в почву затухает по линейному закону и становится равным нулю на границе зоны разгрузки.

На границе зоны разгрузки вертикальная составляющая напряжения равна вертикальной составляющей в нетронутом массиве горных пород и определяется весом столба пород от рассматриваемой точки до земной поверхности. В общем случае она определяется по формуле (8):

$$P_{разг}(x; y) = \gamma(H + y_{разг}), \quad (8)$$

При $x = 0$. $y_{разг} = p_{разг}^{max} = h_{VII}$

Считаем, что вертикальная составляющая напряжений $p_{разг}$ уменьшается от границы зоны разгрузки до почвы пласта по линейному закону и обращается в нуль на линии почвы пласта.

Таким образом, величина вертикальной составляющей напряжения в любой точке зоны разгрузки, определяемой координатами $(x; z)$

$$P_{обр(x;z)} = \frac{\left(\frac{L}{2} - d\right) \cdot \tan \varphi \cdot \gamma \left(\frac{L}{2} - |x|\right) \left(c \sqrt{LH - 3,56 \frac{H}{L} x^2 - z}\right)}{\frac{L}{2} c \sqrt{LH - 3,56 \frac{H}{L} x^2}}, \quad (9)$$

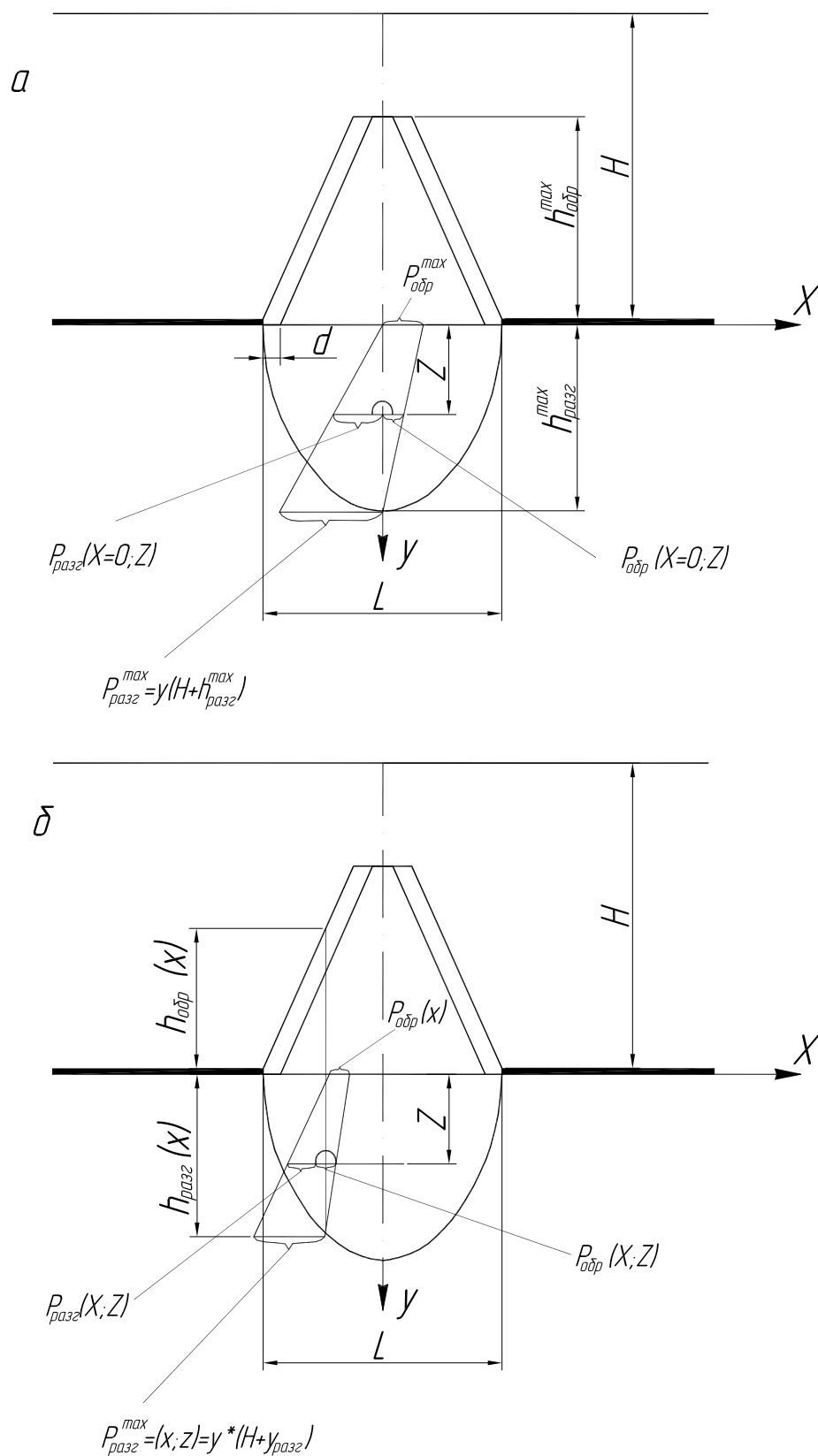


Рисунок 4.3 – Схемы к определению $K_{разг}$ под выработанным пространством одиночной лавы складывается из составляющих $P_{обг(x;y)}$ и $P_{разг(x;y)}$ определяемых по формулам (9) и (10).

$$P_{\text{разг}}(x; z) = \gamma \cdot z \left(\frac{H}{c \sqrt{LH - 3,56 \frac{H}{L} x^2}} + 1 \right), \quad (10)$$

Кроме уже известных величин в формулы (9) и (10) входят следующие параметры:

z – расстояние по вертикали от почвы пласта до точки, в которой определяется напряжение, м;

d – половина ширины III зоны. Рекомендуется принимать $d = 15$ м;

γ – средний объёмный вес толщи горных пород, $\gamma = 25 \div 26$ кН/м³.

Значение коэффициента разгрузки определяется из уравнения (11):

$$K_{\text{разг}} = \frac{P_{\text{обр}}(x; z) + P_{\text{разг}}(x; z)}{\gamma(H + z)}, \quad (11)$$

Пример 2

Определить коэффициент разгрузки под выработанным пространством одиночной лавы в точках, расположенных по середине лавы на расстоянии от пласта, равном 15 и 40 м, то есть определяемых координатами ($x = 0$; $z = 15$ м) и ($x = 0$; $z = 40$ м), для условий примера 1.

Решение

Дополнительно к уже известным условиям, а именно: $H = 800$ м, $L = 200$ м, принимаем $\varphi_B = 70^\circ$ и $d = 15$ м.

По формуле (9) определяем $P_{\text{обр}}$ для точки с координатами

($x = 0$; $z = 15$ м).

$$P_{обр(0;15)} = \frac{\left(\frac{200}{2} - 15\right) \cdot 2,75 \cdot 25 \left(\frac{200}{2} - |0|\right) \left(0,325 \sqrt{200 \cdot 800 - 3,56 \frac{800}{200} \cdot 0^2} - 15\right)}{\frac{200}{2} \cdot 0,325 \sqrt{200 \cdot 800 - 3,56 \frac{800}{200} \cdot 0^2}} =$$

$$= 5169,5 \text{ кН/м}^2 = 5,2 \text{ МПа.}$$

Для точки с координатами ($x = 0$; $z = 40$ м)

$$P_{обр(0;40)} = 4045,7 \text{ кН/м}^2 \approx 4,0 \text{ МПа.}$$

По формуле (10) определяем $P_{разг}$

Для точки с координатами ($x = 0$; $z = 15$ м)

$$P_{разг(0;15)} = 25 \cdot 15 \left(\frac{800}{0,325 \sqrt{200 \cdot 800 - 3,56 \frac{800}{200} \cdot 0^2}} + 1 \right) = 2682,7 \text{ кН/м}^2 =$$

$$= 2,7 \text{ МПа.}$$

Для точки с координатами ($x = 0$; $z = 40$ м)

$$P_{разг(0;40)} = 7153,8 \text{ кН/м}^2 \approx 7,2 \text{ МПа.}$$

Величина $\gamma(H + z)$ для точки с координатами (0;15) равна $25 \cdot (800+15) =$
 $= 20375 \text{ кН/м}^2 = 20,4 \text{ МПа.}$

Для точки с координатами (0; 40) – 21 МПа.

По формуле (11) определяем коэффициент разгрузки

$$K_{разг(0;15)} = \frac{5,2 + 2,7}{20,4} = 0,39;$$

$$K_{разг(0;40)} = \frac{4,0 + 7,2}{21} = 0,53.$$

То есть, по мере удаления от пласта $K_{разг}$ возрастает, а эффект разгрузки уменьшается, на границе зоны разгрузки он равен 1,0.

Анализ полученных результатов.

Расчёты по формуле (2) позволяют оценить влияние входящих в нее факторов на длину зоны вредного проявления опорного давления.

Распределение коэффициента концентрации напряжения в почве разрабатываемого пласта (рисунок 4.2) показывает, что величина напряжения под угольным пластом интенсивно уменьшается на глубину примерно равную длине зоны опорного давления. При дальнейшем удалении от пласта интенсивность затухания уменьшается.

Величина напряжения под выработанным пространством посередине лавы на расстоянии 15 м от пласта (точка В) без учёта веса пород свода полных сдвижений, определённая по формуле (10), равна 2,7 МПа, а определённая по данным О. Якоби – 4,13 МПа. Расхождение значений от большего составляет 34,6% и объясняется тем, что в схеме О. Якоби максимум опорного давления расположен всего в 5 м от кромки угольного пласта, а в нашей максимум опорного давления располагается на расстоянии $a = \frac{1}{3}L_{\text{оп}}$ (в данном случае на расстоянии $a = 24$ м).

Таким образом, это сопоставление подтверждает правильность принятой схемы определения величины напряжения в зоне разгрузки.

Контрольные вопросы

1. Какие зоны схемы сдвижения имеют наибольшее значение при выборе места расположения и выборе способов охраны горных выработок?
2. Какие породы участвуют в формировании зоны опорного давления?
3. В чем разница между зоной опорного давления и зоной вредного проявления опорного давления?
4. Каким образом в шахтных условиях определяется длина зоны вредного проявления опорного давления?
5. По какой формуле определяется длина зоны вредного проявления опорного давления?
6. Какие параметры влияют на размер зоны проявления опорного давления?

7. Как изменяются размер зоны проявления и величина максимального опорного давления по мере удаления от разрабатываемого пласта в кровлю и почву?

8. Как определить коэффициент концентрации вертикальной составляющей напряжений под угольным пластом в зоне проявления опорного давления?

9. Причина возникновения зоны разгрузки.

10. Какова величина вертикальной составляющей напряжения на границе зоны разгрузки?

11. Как определить коэффициент разгрузки?

12. Как определить значение вертикальной составляющей напряжения в зоне разгрузки?

13. Как изменяется величина вертикальной составляющей напряжения в зоне разгрузки по мере удаления от середины лавы к её краям на одном и том же расстоянии от пласта?

14. Как изменяется величина вертикальной составляющей в зоне разгрузки и значение коэффициента разгрузки по мере удаления от почвы пласта к границе зоны разгрузки?

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 5

ВЫБОР СПОСОБА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СПОСОБА ОХРАНЫ, РАСЧЁТ СМЕЩЕНИЙ В ПОДГОТАВЛИВАЮЩЕЙ ВЫРАБОТКЕ

Цель: изучение методики расчёта смещений контура выработки и предварительный анализ способов охраны подготавливающей выработки.

Исходные данные: средневзвешенная прочность пород вокруг выработки $R_{ск}$ и $R_{сп}$; тип непосредственной и основной кровли пласта; степень пучения почвы; глубина расположения выработки.

Методика расчётов. Намечаются все возможные в данных условиях варианты охраны подготавливающих выработок. Определяются смещения кровли и почвы в этих выработках за период от их проведения до погашения. Проводится анализ полученных данных.

Расчёты проведём для условий следующего примера: тип выработки – панельный уклон с ходками. Длина выработок – 1110 м. Мощность пласта – 1,3 м. Глубина работ: минимальная – 662 м и максимальная – 950 м. Ширина выработок – $B = 4,75$ м. Прочность пород вокруг выработок – $R_{ск} = 32$ МПа, $R_{сп} = 34$ МПа (при расположении их по пласту) и $R_c = 85$ МПа (при расположении их в породах почвы пласта). Длина столба составляет 1300 м. В панели 6 ярусов. Лавы отрабатываются со скоростью 80 м/мес. Пласт одиночный. Угол падения пласта – $\alpha = 15^\circ$.

Решение

5.1 Выбор возможных в данных условиях вариантов охраны.

В данных условиях возможны следующие варианты охраны уклона с ходками:

- охрана пластовой выработки целиками более B_p ;

- охрана полевой выработки целиками достаточных размеров на рассматриваемом пласте;
- охрана полевой выработки проведением её в нетронутом массиве с последующей надработкой при расположении разгрузочной лавы по диагонали;
- охрана полевой выработки проведением её в нетронутом массиве с предварительной надработкой при расположении разгрузочной лавы по диагонали;
- комбинированная надработка полевых наклонных выработок.

При охране пластовой выработки целиками более B_p имеют место большие потери угля, поэтому на глубинах более 500 – 600 м применение данного способа охраны считается нецелесообразным [1].

Охрана полевой выработки целиками достаточных размеров на рассматриваемом пласте сопряжена с проведением дополнительных выработок, соединяющих полевые подготавливающие выработки с пластовыми подготовительными выработками, это усложняет схемы транспорта и проветривания. Оставляемую полосу угля можно извлечь при погашении подготавливающих выработок в том случае, если в её пределах подготовительные выработки будут проходить под пластом. Если же они будут проходить по пласту, то полоса угля будет многократно перерезана ими. Потребуется большое количество нарезных работ, монтажа и демонтажа оборудования в лаве, отрабатывающей эту полосу. С экономической, да и технической точки зрения это не выгодно [1].

Охрана полевой выработки проведением её в нетронутом массиве с последующей надработкой является менее предпочтительной, чем с предварительной надработкой, поскольку подготавливающие выработки испытывают вредное влияние опорного давления, движущегося впереди разгрузочной лавы [1].

И последующая, и предварительная надработка полевых наклонных выработок разгрузочной лавой, отрабатываемой по падению (восстанию), возможна при угле падения пласта до 10° , а при диагональном расположении разгрузочной лавы – до 18° .

Из выше рассмотренных способов охраны лучшим является расположение полевого уклона с ходками в зоне разгрузки, создаваемой предварительной надработкой лавой, расположенной по диагонали. Но в учебных целях рассмотрим комбинированную надработку.

Сущность данного способа охраны заключается в том, что одна выработка (ходок) проводится до глубины откаточного штрека следующего яруса, после чего проводится откаточный штрек и отрабатывается разгрузочная лава по простиранию. При этом имеет место последующая надработка ближайшей к разрезной печи разгрузочной лавы наклонной выработки. После этого в зоне разгрузки проводятся остальные выработки (уклон с ходком) для них будет предварительная надработка. Параметрами данного способа охраны являются (рисунок 5.1): длина разгрузочной лавы 200 м; количество разгрузочных лав по падению, обеспечивающих охрану подготавливающей выработки – 6; ширина барьерных целиков согласно рекомендациям ВНИМИ и [1] 60 м; минимальная глубина расположения полевых выработок при их надработке h должна быть не меньше 15 м (таблица 5.10 [1]), но не больше 30 – 40 м, принимаем 30 м; расстояние от границы выработанного пространства до подготавливающей выработки, расположенной под пластом 25 м (таблица 5.9 [1]).

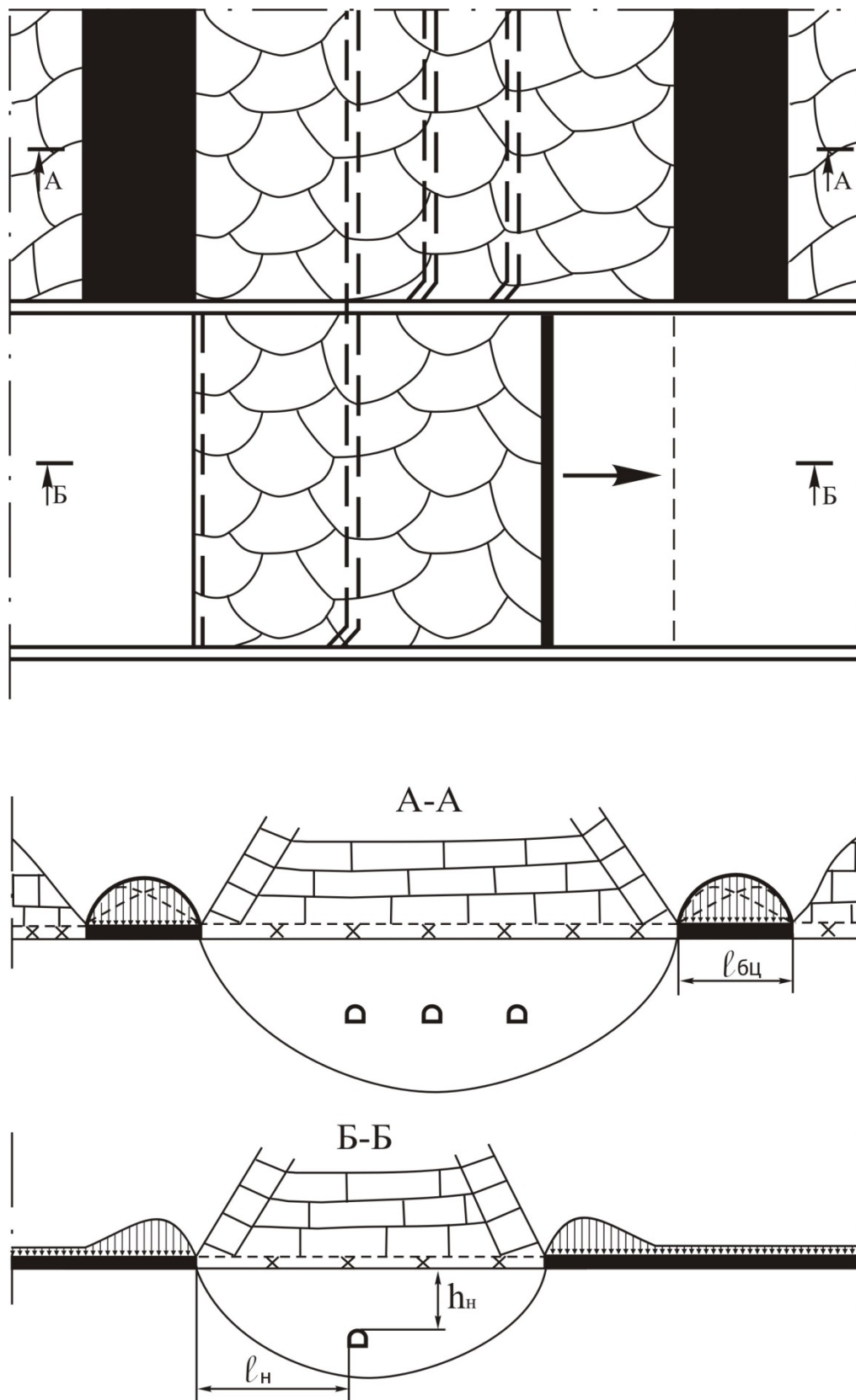


Рисунок 5.1 – Охрана полевых наклонных выработок при их комбинированной надработке.

Так как исследуется система параллельных выработок, необходимо определить расстояние между выработками.

Расстояние между подготавливающими выработками рассчитывается по формуле:

$$L_d = (B_1 + B_2)k_L$$

где B_1, B_2 – ширина выработок в проходке, 4,75 м;

k_L – коэффициент взаимного влияния выработок (таблица 5.17 [1]), 3.

Тогда

$$L_d = (4,75 + 4,75) \cdot 3 = 28,5 \approx 29 \text{ м.}$$

Согласно НТП для капитальных или панельных наклонных выработок L_d принимается не менее 30 – 40 м. Принимаем 30 м.

5.2 Определение смещений кровли и почвы выработок

Формулы для расчёта смещений выберем из таблицы 5.16 [1]

Для выработок с предварительной надработкой

$$U_K = k_\alpha \cdot k_s \cdot k_B \cdot k_t \cdot U_{TK} \cdot k_p;$$

$$U_\Pi = k_\alpha \cdot k_s \cdot k_B \cdot k_t \cdot U_{ТП} \cdot k_p.$$

Для выработок с последующей надработкой

$$U_K = k_\alpha \cdot k_s \cdot k_B (k_t \cdot U_{TK} \cdot k_p + k_{кр} \cdot U_{HK} + 12V_{HK} \cdot k_{t1});$$

$$U_\Pi = k_\alpha \cdot k_s \cdot k_B (k_t \cdot U_{ТП} \cdot k_p + k_{кр} \cdot U_{НП} + 12V_{НП} \cdot k_{t1}).$$

где k_α – коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки, определяется по формуле (5.11) или (5.12) [1], 1;

k_s – коэффициент влияния размера выработки, определяем по формуле (5.13) [1],

$$k_s = 0,2(b - 1),$$

где b – ширина выработки вчерне, м².

Тогда

$$k_s = 0,2(4,75 - 1) = 0,75.$$

k_B – коэффициент воздействия других выработок, определяем по формуле (5.14) [1],

$$k_B = \frac{(b_1 + b_2)}{L} k_L,$$

где b_1, b_2 – ширина каждой из параллельных выработок, м;

L – расстояние между боками выработок, м;

k_L – коэффициент, определяем по таблице 5.17 [1], 3.

Тогда

$$k_B = \frac{(4,75 + 4,75)}{30} \cdot 3 = 0,95.$$

Для одиночных выработок $k_B = 1$, если $k_B < 1$ значит, взаимного влияния нет и выработки можно считать одиночными.

k_t – коэффициент влияния времени на смещения пород, определяем по формуле (5.15) [1].

Для начала выработки $t = \frac{1300}{80} \cdot 6 = 97,5$ мес. или 8,1 года. Для конца выработки $t = \frac{1300}{80} = 16,25$ мес. или 1,4 года.

$$k_t = 19,35203 \frac{R_c}{H_p} + 0,467227 \cdot \lg t$$

для начала выработки:

$$k_t = 19,35203 \frac{85}{662} + 0,467227 \cdot \lg 1,4 = 2,55,$$

принимаем 1

для конца выработки:

$$k_t = 19,35203 \frac{85}{949} + 0,467227 \cdot \lg 8,1 = 2,16,$$

принимаем 1

U_{TK}, U_{TP} – типовое смещение пород соответственно кровли и почвы выработки, мм:

$$U_T = 10^{-0,08255 \cdot R + (1,182581 + 0,020670839 \cdot R) \lg H_p}$$

для начала выработки:

$$U_T = 10^{-0,08255 \cdot 85 + (1,182581 + 0,020670839 \cdot 85) \lg 662} = 19 \text{ мм},$$

для конца выработки:

$$U_T = 10^{-0,08255 \cdot 85 + (1,182581 + 0,020670839 \cdot 85) \lg 950} = 54 \text{ мм}.$$

k_p – коэффициент, учитывающий уменьшение смещений за счёт снижения напряжений в массиве под разгрузочной лавой:

$$k_p = 0,9924 \left(\frac{h'_n}{l_l} \right)^{0,4339} = 0,9924 \left(\frac{30}{200} \right)^{0,4339} = 0,44.$$

где h'_n – расстояние от выработки до пласта, где проведена разгрузочная лава, 30 м;

l_l – длина разгрузочной лавы, поскольку количество параллельных выработок 3, то принимаем длину разгрузочной лавы 200 м.

Смещения пород на контуре предварительно надработанных выработок:

для начала выработки:

$$U_{к,п} = 1 \cdot 0,75 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 19 \cdot 0,44 = 6 \text{ мм},$$

для конца выработки:

$$U_{к,п} = 1 \cdot 0,75 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 54 \cdot 0,44 = 18 \text{ мм}.$$

$k_{кр}$ - коэффициент, учитывающий влияние типа кровли надрабатывающего пласта, 1,0 так как кровля пласта среднеобрушающаяся;

$U_{нк}$, $U_{нп}$ - смещения соответственно кровли и почвы в выработке, расположенной в зоне влияния временного опорного давления надрабатывающей лавы, при $h_n \leq 60$ м:

$$U_n = (3,987862 - 1,88625 \cdot \lg h_n) \cdot 10^{-0,0148 \cdot R + 1,099824 \cdot \lg H_p - 0,22448},$$

h_n – расстояние от выработки до надрабатывающего пласта, 30 м.

для начала выработки

$$U_n = (3,987862 - 1,88625 \cdot \lg 30) \cdot 10^{-0,0148 \cdot 85 + 1,099824 \cdot \lg 662 - 0,22448} = 50 \text{ мм},$$

для конца выработки

$$U_n = (3,987862 - 1,88625 \cdot \lg 30) \cdot 10^{-0,0148 \cdot 85 + 1,099824 \cdot \lg 950 - 0,22448} = 75 \text{ мм},$$

$V_{нк}$, $V_{нп}$ - скорость смещения кровли и почвы в выработке после надработки, мм/мес.:

$$V_n = \frac{\frac{H_p}{R}}{4,33972 - 0,02774 \frac{H_p}{R}},$$

для начала выработки

$$V_H = \frac{\frac{662}{85}}{4,33972 - 0,02774 \frac{662}{85}} = 2 \text{ мм/мес.},$$

для конца выработки

$$V_H = \frac{\frac{950}{85}}{4,33972 - 0,02774 \frac{950}{85}} = 3 \text{ мм/мес.}$$

k_{t1} - коэффициент влияния времени поддержания выработки после надрботки или подработки:

$$K_{t1} = \left(0,898536 + 0,013263 \frac{H_p}{R} \right) (0,660924 + 0,074962 \cdot t_1 - 0,0025 \cdot t_1^2),$$

где t_1 - время поддержания выработки после надрботки или подработки, для начала $6 \cdot 1300/80 = 8,1$ года, для конца $1300/80 = 1,4$ года.

Для начала выработки

$$K_{t1} = \left(0,898536 + 0,013263 \frac{662}{85} \right) (0,660924 + 0,074962 \cdot 8,1 - 0,0025 \cdot 8,1^2) = 1,1,$$

Для конца выработки

$$K_{t1} = \left(0,898536 + 0,013263 \frac{950}{85} \right) (0,660924 + 0,074962 \cdot 1,4 - 0,0025 \cdot 1,4^2) = 0,8.$$

Смещения на контуре выработки с последующей надрботкой:

Для начала выработки

$$U_{к,п} = 1 \cdot 0,75 \cdot 1 \cdot (1 \cdot 19 \cdot 0,44 + 1 \cdot 50 + 12 \cdot 2 \cdot 1,1) = 64 \text{ мм};$$

Для конца выработки

$$U_{к,п} = 1 \cdot 0,75 \cdot 1 \cdot (1 \cdot 54 \cdot 0,44 + 1 \cdot 75 + 12 \cdot 3 \cdot 0,8) = 96 \text{ мм}.$$

Анализ полученных результатов.

Полученные смещения удобно представить в виде диаграммы смещений контура выработки по её длине (см. рисунок 5.1).

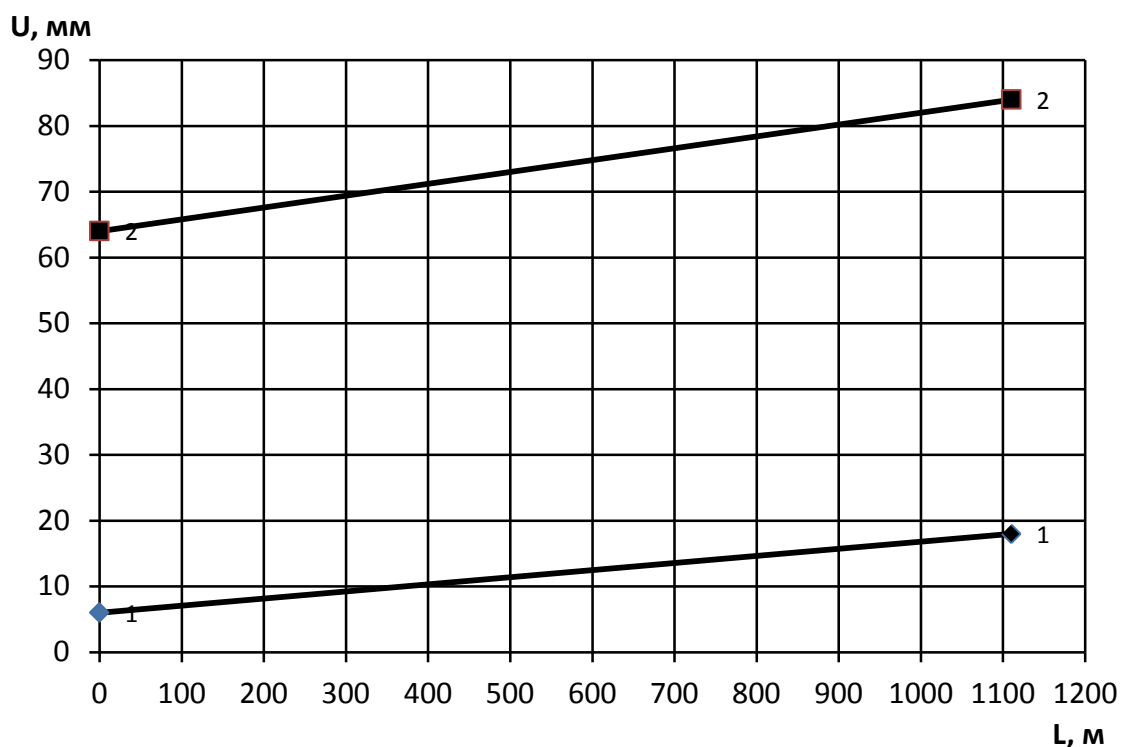


Рисунок 5.1 – Диаграммы смещений кровли и почвы по длине выработки: 1 – предварительная надработка; 2 – последующая надработка.

Анализируя полученные диаграммы, можем сделать несколько выводов:

- в первом и втором вариантах достаточно применить трёхзвенные арочные крепи с податливостью 300 мм для того, чтобы избежать перекрепления выработок;

- во всех вариантах подрывка почвы не нужна, если речь идёт об уклоне, оборудованном конвейером (для таких выработок подрывку почвы планируют, если смещения превышают 500 мм), если речь идёт о ходке оборудованной рельсовой откаткой, то в подрывке также нет необходимости (в таких выработках планируют подрывку почвы, если смещения превышают 250 мм);

- на основании полученных результатов можно сделать вывод, что предварительная надработка оказывает менее вредное влияние на полевую выработку, чем последующая.

- малая величина смещений при последующей надработке объясняется расположением полевых выработок в прочных породах с прочностью 85 МПа на значительном удалении от пласта, равном 30 м.

Контрольные вопросы.

1. Какие исходные данные необходимы для выбора варианта охраны подготавливающей выработки?
2. В каких условиях приемлема охрана подготавливающих выработок целиками угля?
3. Какие варианты охраны полевых выработок вы знаете?
4. Какие способы охраны применяют в условиях сильного пучения почвы выработки?
5. Влияет ли тип массива, в котором расположена выработка, на смещения её контура?
6. Какие факторы вы примете во внимание при анализе результатов расчёта смещений в подготавливающей выработке?

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 6

ВЫБОР СПОСОБОВ И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОХРАНЫ, РАСЧЁТ СМЕЩЕНИЙ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКЕ, ПРИМЫКАЮЩЕЙ К ОЧИСТНОМУ ЗАБОЮ

Цель: изучение методики расчёта смещений контура выработки и предварительный анализ способов охраны подготовительной выработки.

Исходные данные: средневзвешенная прочность пород вокруг выработки; степень влияния соседних пластов свиты; тип непосредственной и основной кровли пласта; степень пучения почвы; направление движения очистного забоя (прямой или обратный ход); схема проветривания очистного забоя (возвратноточная, прямоточная без подсвеживания, прямоточная с подсвеживанием); глубина расположения выработки; скорость ведения очистных и подготовительных работ.

Методика расчётов. Намечаются все возможные в данных условиях варианты охраны подготовительных выработок, примыкающих к лаве. Определяются смещения кровли и почвы в этих выработках за период от их проведения до погашения. Проводится анализ полученных данных.

Расчёты проведём для условий следующего примера: тип выработки - штреки, примыкающие к лаве. Направление движения лавы - обратный ход. Схема проветривания – возвратноточная и прямоточная с подсвеживанием. Длина выемочного столба – 1210 м. Мощность пласта – 1,4 м. Глубина заложения выработки – 800 м. Площадь поперечного сечения выработки в свету до осадки – 15,2 м². Скорость проведения выработки – 160 м/мес., скорость очистных работ – 87 м/мес. Прочность пород вокруг выработки – см. занятие №1. Непосредственная кровля - средней устойчивости, основная кровля – легкообрушающаяся. Пласт одиночный. Длина лавы – 200 м. Угол падения пласта – 13°.

Решение

6.1. Выбор возможных в данных условиях вариантов охраны.

Определим смещения пород в вентиляционной и транспортной выработке при двух вариантах охраны.

Вариант I. Охрана транспортной выработки расположением его в массиве, а вентиляционной – вприсечку к бывшей транспортной выработке (рисунок 6.1). В наших условиях применим схему Б, т.е. оставление целика между вентиляционной и бывшей транспортной выработкой, согласно рекомендациям «Методических указаний ...» [1].

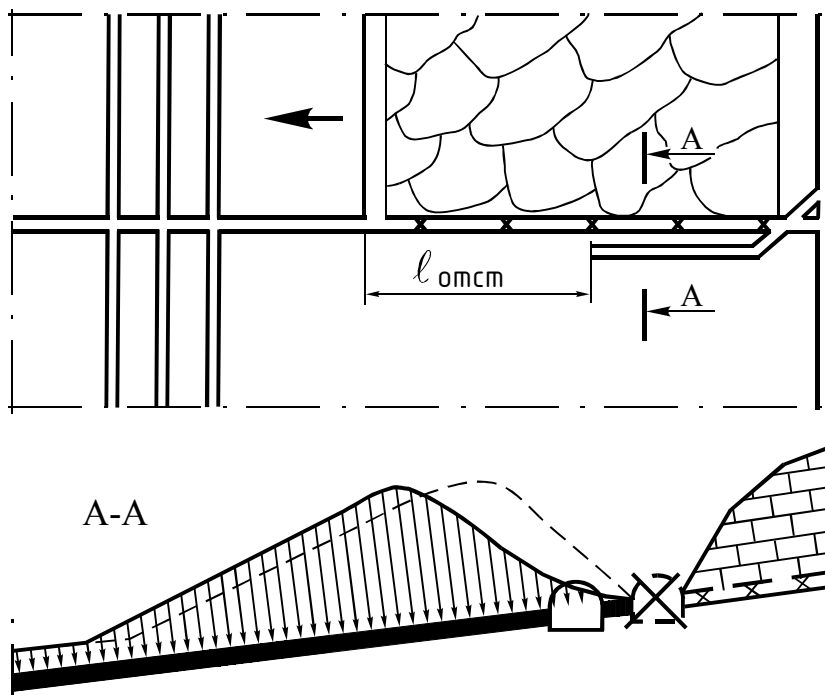


Рисунок 6.1 – Охрана выработки расположением её вприсечку к выработанному пространству.

Вариант II. Охрана выработок искусственными сооружениями при их повторном использовании.

Для выбора вида искусственного сооружения воспользуемся рекомендациями таблицы 5.20 [1]. В наших условиях возможны следующие искусственные сооружения:

- литая полоса из быстротвердеющего материала;
- тумбы из железобетонных блоков;

- органная крепь;
- костры из шпального бруса;
- костры из круглого леса.

Окончательно принимаем литую полосу, так как её сооружение механизировано на 80%, и это наиболее жёсткое охранное сооружение, при котором будут наименьшие смещения кровли.

Изображение варианта охраны см. на рисунке 6.2.

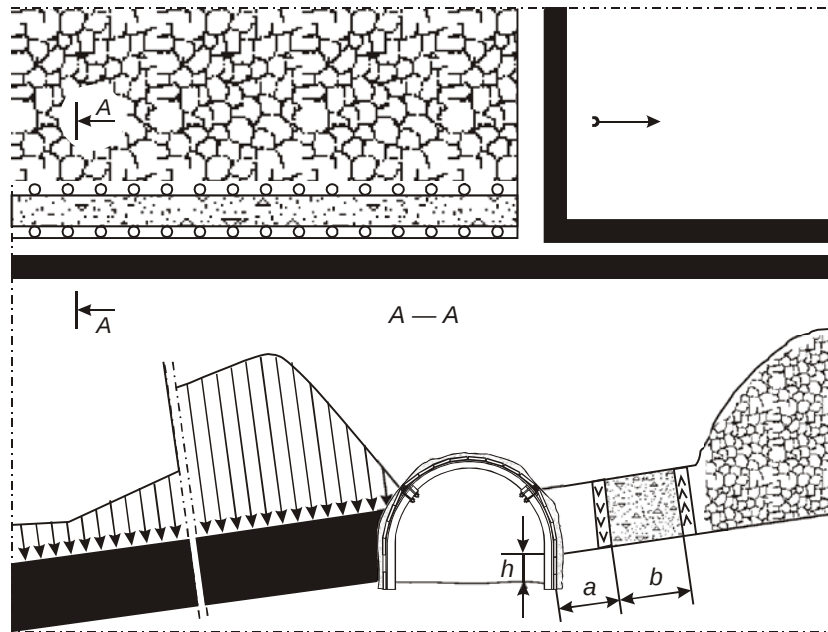


Рисунок 6.2 – Охрана выработки литой полосой из быстротвердеющих материалов.

6.2. Определение смещений кровли и почвы выработки.

6.2.1. Определим смещения в транспортной выработке при первом варианте охраны.

Вначале следует уточнить время существования в начале и в конце выработки вне зоны влияния очистных работ – t_0 (выработка погашается вслед за проходом лавы, поэтому $t_1 = 0$).

Схема развития горных работ при данной системе разработки (рисунок 6.3).

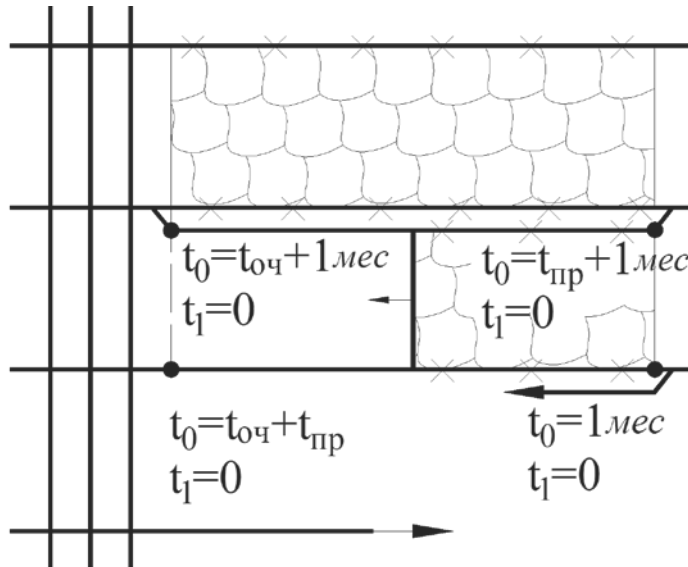


Рисунок 6.3 – Схема к определению времени поддержания выработки для варианта №1.

Вычислим время ведения очистных и подготовительных работ в столбе

$$t_{\text{пр}} = \frac{l}{V_{\text{пр}}} = \frac{1210}{160} = 7,6 \text{ мес.}$$

$$t_{\text{оч}} = \frac{l}{V_{\text{оч}}} = \frac{1210}{87} = 13,9 \text{ мес.}$$

Тогда для начала выработки $t_0 = 7,6 + 13,9 = 21,5$ мес., а для конца 1 мес.

Формулы для расчёта смещений выберем из таблицы 5.24 [1]

$$U_{\text{к}} = k_s (k_{\text{пр}} U_{\text{пр}} + V_o t_o + k_{\text{кр}} U_1) k_{\text{к}},$$

$$U_{\text{п}} = k_s (k_{\text{пр}} U_{\text{пр}} + V_o t_o + k_{\text{кр}} U_1) (1 - k_{\text{к}}),$$

где k_s – коэффициент, учитывающий влияние площади поперечного сечения выработки в свету, ед.:

$$k_s = 0,3296 \cdot S^{0,4873} = 0,3296 \cdot 15,2^{0,4873} = 1,24.$$

$k_{\text{пр}}$ – коэффициент, учитывающий способ проведения выработки, ед.: 0,8 - при комбайновом способе проведения (таблица 5.37 [1]).

$U_{\text{пр}}$ – смещения пород под влиянием проведения выработки, мм:

$$U_{\text{пр}} = 23,43466 \left(\frac{H_p}{R_c} \right) - 0,149873 \left(\frac{H_p}{R_c} \right)^2 - 111,11$$

кровля $U_{\text{пр}} = 23,43466 \left(\frac{800}{52,3} \right) - 0,149873 \left(\frac{800}{52,3} \right)^2 - 111,11 = 212 \text{ мм},$

почва $U_{\text{пр}} = 23,43466 \left(\frac{800}{35,6} \right) - 0,149873 \left(\frac{800}{35,6} \right)^2 - 111,11 = 340 \text{ мм},$

V_o – скорость смещения пород вне зоны влияния очистных работ, мм/мес.:

$$V_o = 0,584119 \left(\frac{H_p}{R_c} \right) - 1,26986$$

кровля $V_o = 0,584119 \left(\frac{800}{52,3} \right) - 1,26986 = 8 \text{ мм/мес.}$

почва $V_o = 0,584119 \left(\frac{800}{35,6} \right) - 1,26986 = 12 \text{ мм/мес.}$

$k_{\text{кр}}$ – коэффициент, учитывающий влияние типа кровли пласта, ед.:
1 – т.к. кровля среднеобрушающаяся;

U_1 – смещения пород в зоне опорного давления лавы, мм:

$$U_1 = 36,44152 \left(\frac{H_p}{R_c} \right) - 0,31134 \left(\frac{H_p}{R_c} \right)^2 - 7,79691$$

кровля $U_1 = 36,44152 \left(\frac{800}{52,3} \right) - 0,31134 \left(\frac{800}{52,3} \right)^2 - 7,79691 = 477 \text{ мм},$

почва $U_1 = 36,44152 \left(\frac{800}{35,6} \right) - 0,31134 \left(\frac{800}{35,6} \right)^2 - 7,79691 = 654 \text{ мм},$

k_k – коэффициент, учитывающий долю смещений пород кровли выработки в общих смещениях, ед.:

$$k_k = 0,015038 \left(\frac{52,3}{35,6} \right)^2 - 0,17659 \left(\frac{52,3}{35,6} \right) + 0,604919 = 0,38.$$

Конечные смещения пород:

для начала выработки:

$$U_k = 1,24(0,8 \cdot 212 + 8 \cdot 21,5 + 1 \cdot 477)0,38 = 376 \text{ мм},$$

$$U_{\Pi} = 1,24(0,8 \cdot 340 + 12 \cdot 21,5 + 1 \cdot 654)(1 - 0,38) = 910 \text{ мм},$$

для конца выработки:

$$U_k = 1,24(0,8 \cdot 212 + 8 \cdot 1 + 1 \cdot 477)0,38 = 308 \text{ мм},$$

$$U_{\Pi} = 1,24(0,8 \cdot 340 + 12 \cdot 1 + 1 \cdot 654)(1 - 0,38) = 721 \text{ мм}.$$

6.2.2. Определим смещения в вентиляционном штреке, проведённом вприсечку к бывшему откаточному штреку.

Примем, что штрек проводится, как и показано, с фланговой выработки (начало присечного вентиляционного штрека находится у фланговой выработки). Тогда t_0 для начала такой выработки $t_0 = t_{\text{пр}} + 1 \text{ мес.} = 7,6 + 1 = 8,6 \text{ мес.}$ Для конца выработки $t_0 = t_{\text{оч}} + 1 \text{ мес.} = 13,9 + 1 = 14,9 \text{ мес.}$

Формулы для расчёта смещений выберем из таблицы 5.26 [1]

$$U_k = k_s(U'_{\text{пр}} + V'_o t_o + k_{\text{кр}} U'_1) k' k_k,$$

$$U_{\Pi} = k_s(U'_{\text{пр}} + V'_o t_o + k_{\text{кр}} U'_1) k' (1 - k_k),$$

где $U'_{\text{пр}}$ – смещения в присечных выработках при проведении, мм:

$$U'_{\text{пр}} = 350,5407 \cdot \lg \left(\frac{H_p}{R_c} \right) - 252,756$$

$$\text{кровля } U'_{\text{пр}} = 350,5407 \cdot \lg\left(\frac{800}{52,3}\right) - 252,756 = 162 \text{ мм},$$

$$\text{почва } U'_{\text{пр}} = 350,5407 \cdot \lg\left(\frac{800}{35,6}\right) - 252,756 = 221 \text{ мм},$$

V'_o – средняя скорость смещения пород в присечных выработках вне зоны влияния очистных работ, мм/мес.:

$$V'_o = 105,9815 \cdot \lg\left(\frac{H_p}{R_c}\right) - 75,3254$$

$$\text{кровля } V'_o = 105,9815 \cdot \lg\left(\frac{800}{52,3}\right) - 75,3254 = 50 \text{ мм/мес.},$$

$$\text{почва } V'_o = 105,9815 \cdot \lg\left(\frac{800}{35,6}\right) - 75,3254 = 68 \text{ мм/мес.}$$

U'_1 – смещения пород в присечных выработках в зоне временного опорного давления лавы, мм, т.к. $R_c \leq 60 \text{ МПа}$, то:

$$U'_1 = 10^{(0,0133 \cdot R_c + 0,503892) \lg \frac{H_p}{R_c} + 1,851295 - 0,00013 \cdot R_c^2 - 0,00619 \cdot R_c}$$

Кровля

$$U'_1 = 10^{(0,0133 \cdot 52,3 + 0,503892) \lg \frac{800}{52,3} + 1,851295 - 0,00013 \cdot 52,3^2 - 0,00619 \cdot 52,3} = 392 \text{ мм},$$

Почва

$$U'_1 = 10^{(0,0133 \cdot 35,6 + 0,503892) \lg \frac{800}{35,6} + 1,851295 - 0,00013 \cdot 35,6^2 - 0,00619 \cdot 35,6} = 613 \text{ мм}.$$

k' – коэффициент, учитывающий влияние места расположения присечной выработки относительно границы выработанного пространства, ед.:
0,7 – т.к. присечка с оставлением целика по схеме Б.

Смещения пород в присечных выработках:

для начала выработки:

$$U_k = 1,24(162 + 50 \cdot 8,6 + 1 \cdot 392)0,7 \cdot 0,38 = 325 \text{ мм},$$

$$U_{\Pi} = 1,24(221 + 68 \cdot 8,6 + 1 \cdot 613)0,7(1 - 0,38) = 764 \text{ мм},$$

для конца выработки:

$$U_{\kappa} = 1,24(162 + 50 \cdot 14,9 + 1 \cdot 392)0,7 \cdot 0,38 = 428 \text{ мм},$$

$$U_{\Pi} = 1,24(221 + 68 \cdot 14,9 + 1 \cdot 613)0,7(1 - 0,38) = 994 \text{ мм}.$$

6.2.3. Определим смещения в выработках, которые используются повторно.

В этом случае штрек за время своего существования от его проведения до погашения служит в качестве откаточного, а затем вентиляционного. Каждая точка такой выработки существует последовательно в зонах вне влияния очистных работ; в зоне влияния временного опорного давления 1-й лавы, когда эта выработка была откаточным штреком; в зоне остаточного опорного давления между 1-й и 2-й лавами, когда она стала вентиляционным штреком и, наконец, в зоне временного опорного давления 2-й лавы.

Видим, что для начала выработки $t_0 = t_{\text{пр}} + t_{\text{оч}} = 7,6 + 13,9 = 21,5$ мес., для конца выработки $t_0 = 1$ мес., а время поддержания за лавой, для любой точки выработки равно $t_1 = t_{\text{оч}} = 13,9$ мес. (смотри рисунок 6.4).

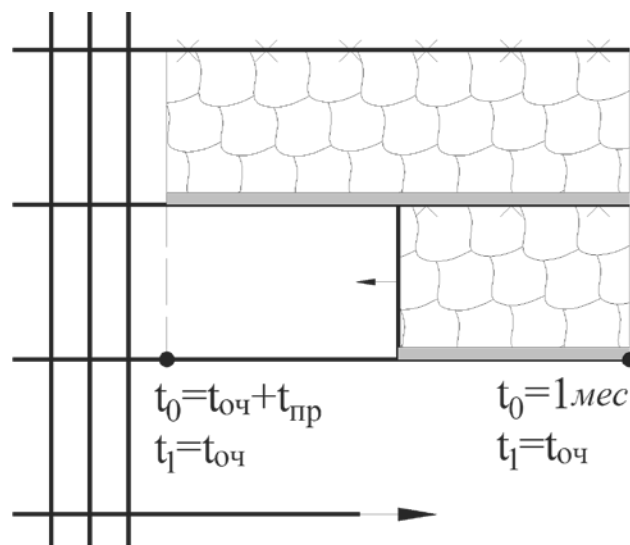


Рисунок 6.4 – Схема к определению времени поддержания выработки при варианте охраны №2.

Формулы для расчёта смещений выберем из таблицы 5.25 [1]

$$U_k = k_s \left(k_{\text{пр}} U_{\text{пр}} + V_o t_o + k_{\text{кр}} (U_1 + U_2) \right) k_k + m k_{\text{опр}} k_s k_{\text{кр}},$$

$$U_{\text{п}} = k_s \left(k_{\text{пр}} U_{\text{пр}} + V_o t_o + k_{\text{кр}} (U_1 + U_2) \right) (1 - k_k) + V_1 t_1 k_s k_{\text{кр}},$$

где $U_2 = U_1$ – смещения пород за период влияния временного опорного давления второй лавы, мм;

$k_{\text{опр}}$ – коэффициент, учитывающий влияние податливости искусственных сооружений на опускание кровли, ед.: 0,1 – для литой полосы;

V_1 – средняя скорость смещения пород в зоне остаточного опорного давления, мм/мес.:

$$V_1 = 115,2427 \cdot \lg \left(2,524166 + \left(\frac{H_p}{R_c} \right) \right) - 93,5973,$$

$$V_1 = 115,2427 \cdot \lg \left(2,524166 + \left(\frac{800}{35,6} \right) \right) - 93,5973 = 67 \text{ мм/мес.}$$

Смещения пород кровли и почвы в выработках, поддерживаемых для повторного использования:

для начала выработки:

$$U_k = 1,24(0,8 \cdot 212 + 8 \cdot 21,5 + 1(477 + 477))0,38 + 1400 \cdot 0,1 \cdot 1,24 \cdot 1 = 784 \text{ мм},$$

$$U_{\text{п}} = 1,24(0,8 \cdot 340 + 12 \cdot 21,5 + 1(654 + 654))(1 - 0,38) + 67 \cdot 13,9 \cdot 1,24 \cdot 1 = 2568 \text{ мм},$$

для конца выработки:

$$U_k = 1,24(0,8 \cdot 212 + 8 \cdot 1 + 1(477 + 477))0,38 + 1400 \cdot 0,1 \cdot 1,24 \cdot 1 = 707 \text{ мм},$$

$$U_{\text{п}} = 1,24(0,8 \cdot 340 + 12 \cdot 1 + 1(654 + 654))(1 - 0,38) + 67 \cdot 13,9 \cdot 1,24 \cdot 1 = 2379 \text{ мм}.$$

Полученные смещения для анализа представим в виде диаграмм смещений кровли и почвы выработки по её длине на рисунке 6.5.

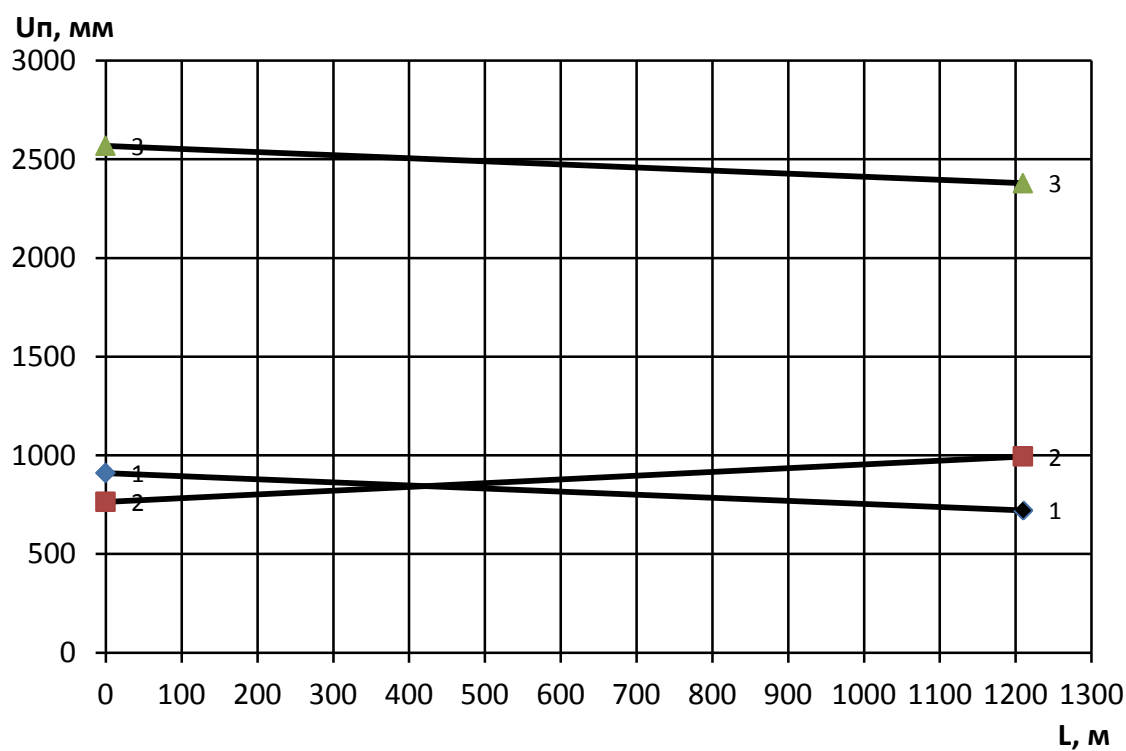
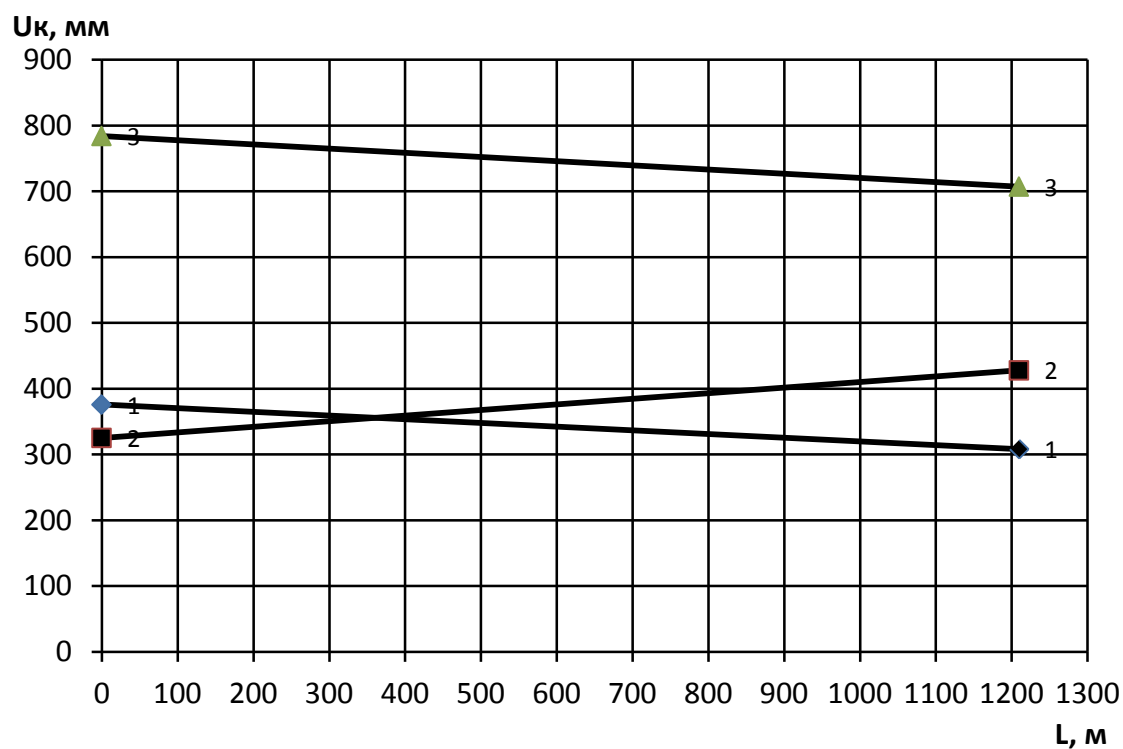


Рисунок 6.5 - Диаграмма смещений кровли (U_k) и почвы (U_n) по длине выработки:

1 – откаточный штрек в первом варианте; 2 – вентиляционный (присечной) штрек в первом варианте; 3 – повторно используемая выработка.

Анализ полученных результатов.

Анализ результатов позволяет сделать несколько выводов:

- 1) во втором варианте для осуществления безремонтного поддержания нужно предусмотреть дополнительные мероприятия, снижающие величину смещений кровли выработки;
- 2) во всех выработках, смещения почвы выработки таковы, что вызывают необходимость её подпирки. Очевидно, необходимо предусматривать дополнительные мероприятия по уменьшению пучения почвы.

Контрольные вопросы.

1. Каковы исходные данные для выбора способа охраны подготовительной выработки?
2. Какие основные способы охраны подготовительных выработок вы знаете?
3. В каких случаях с точки зрения охраны выработок целесообразно применить сплошную систему разработки?
4. Влияет ли тип массива, в котором расположена выработка, на величину смещений её контура?
5. Какие факторы следует принять во внимание при предварительном анализе расчётов смещений в подготовительной выработке?

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ 7

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ СРАВНЕНИЕ ВАРИАНТОВ ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

Цель: изучение методики технико-экономического обоснования выбора оптимального способа поддержания выработки.

Оптимальный вариант охраны выбирается сравнением технически целесообразных вариантов, по экономическому критерию - удельным эксплуатационным затратам [1].

$$C_{\text{э}} = \frac{\sum C}{Q_{\text{пр}}} \rightarrow \min,$$

где $Q_{\text{пр}}$ – величина промышленных запасов, т;

$\sum C$ – сумма учитываемых эксплуатационных затрат, грн.

Экономически выгодным считается тот вариант, по которому величина удельных эксплуатационных затрат минимальна. В том случае, когда эти затраты для сравниваемых вариантов отличаются менее, чем на 5%, то такие варианты признаются равноценными и в этом случае окончательный выбор варианта делается по анализу вопросов уровня безопасности работ, особенностей материально-технического снабжения, уровня механизации работ, комфортности условий, экологии и т.п.

Исходные данные: место расположения, способ и параметры охраны выработки; дополнительные мероприятия по управлению состоянием массива вокруг выработки; стоимость отдельных видов работ и затрат.

Методика расчётов. Принимаются, если это необходимо, дополнительные мероприятия по уменьшению смещений контура выработки, выбирается окончательно крепь выработки и определяется объем ремонтных работ в выработке, если этого не удалось избежать. Уточняется номенклатура затрат по сравниваемым выработкам и рассчитывается величина этих затрат.

Производится технико-экономическое сравнение вариантов, и делаются окончательные выводы.

Вышеизложенное проиллюстрируем на примере, в качестве которого примем условия и результаты из практического занятия 6.

Предварительный анализ в этом примере позволил для дальнейшего технико-экономического сравнения оставить следующие варианты охраны штреков:

Вариант 1. Повторное использование транспортного штрека в качестве вентиляционного. При этом после прохода первой лавы штрек охраняется со стороны выработанного пространства искусственным сооружением, а после прохода второй лавы он погашается. В качестве искусственного сооружения применяется литая полоса.

Вариант 2. Охрана транспортного штрека расположением его в массиве и вентиляционного - вприсечку к выработанному пространству. Оба штрека погашаются сразу после прохода лавы.

Условимся, что вспомогательный транспорт на шахте - монорельсовый, а транспорт угля в пределах участка - конвейерный, тогда допустимые смещения пород почвы 500 мм [1].

Решение

7.1 Выбор крепи, дополнительных мероприятий и определение объёмов ремонтных работ для первого варианта.

В этом варианте целесообразно сразу ориентироваться на применение пятизвенной крепи, т.к.- смещения кровли выработки более 700 мм.

Принимаем пятизвенную крепь КМП-А5 с податливостью 1000 мм. Смещения кровли 784 – 707 мм не превышают податливость крепи, следовательно, применять дополнительные мероприятия не нужно.

Смещения почвы более 2 м, поэтому планируем дополнительные мероприятия. В качестве дополнительных мероприятий применим проведение взрывощелевой разгрузки (ВЦР), которая уменьшит смещения в

3 раза. Тогда конечные смещения пород почвы в выработке составят 856 мм в начале выработки и 793 мм в конце. Поскольку смещения всё равно превышают допустимые 500 мм, то необходимо проводить подрывку почвы на величину $856 - 500 = 356$ мм в начале и $793 - 500 = 293$ мм в конце выработки. Средняя величина подрывки по выработке составит $(356 + 293)/2 = 325$ мм.

При проведении ВЦР бурят 4 шпура на п.м. выработки (рисунок 7.1), остальные параметры проведения ВЦР описаны в "Методические указания..." [1].

Диаграммы смещений пород кровли и почвы по первому варианту представлены на рисунке 7.2.

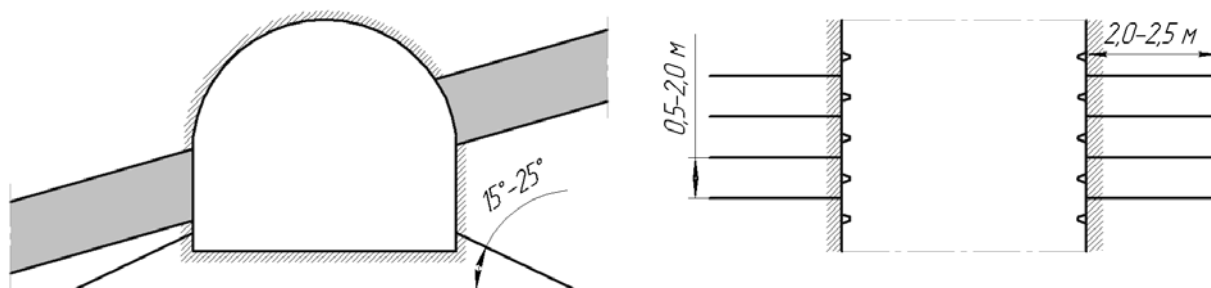
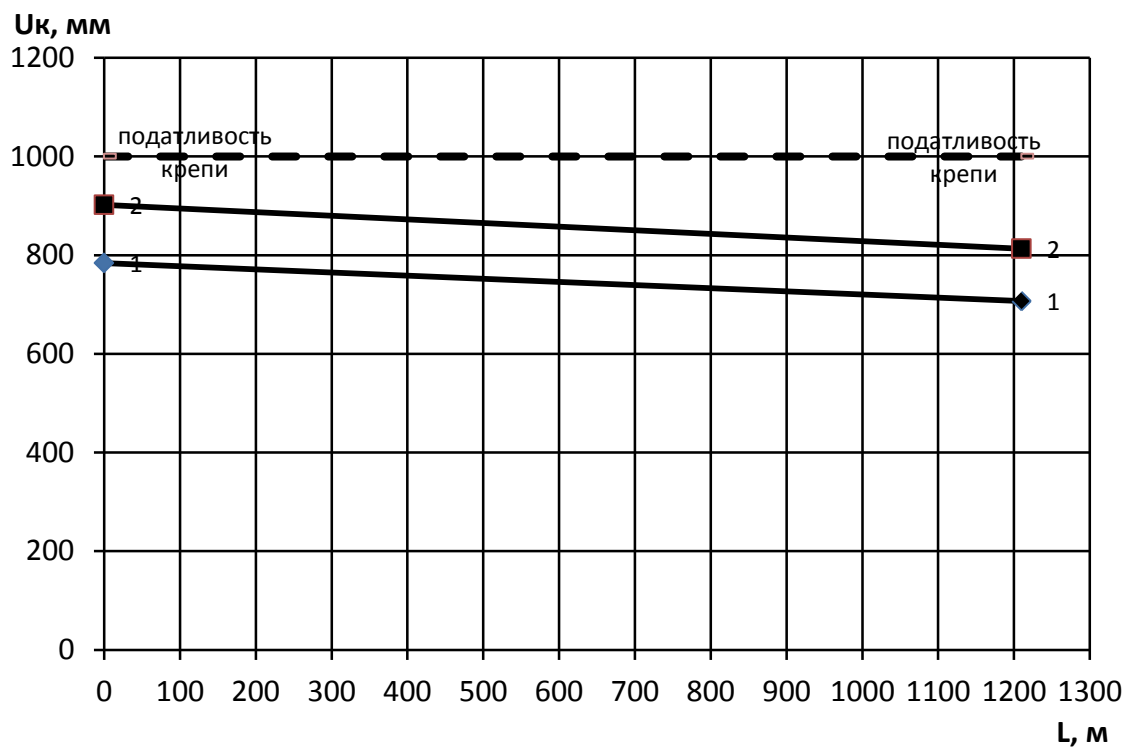
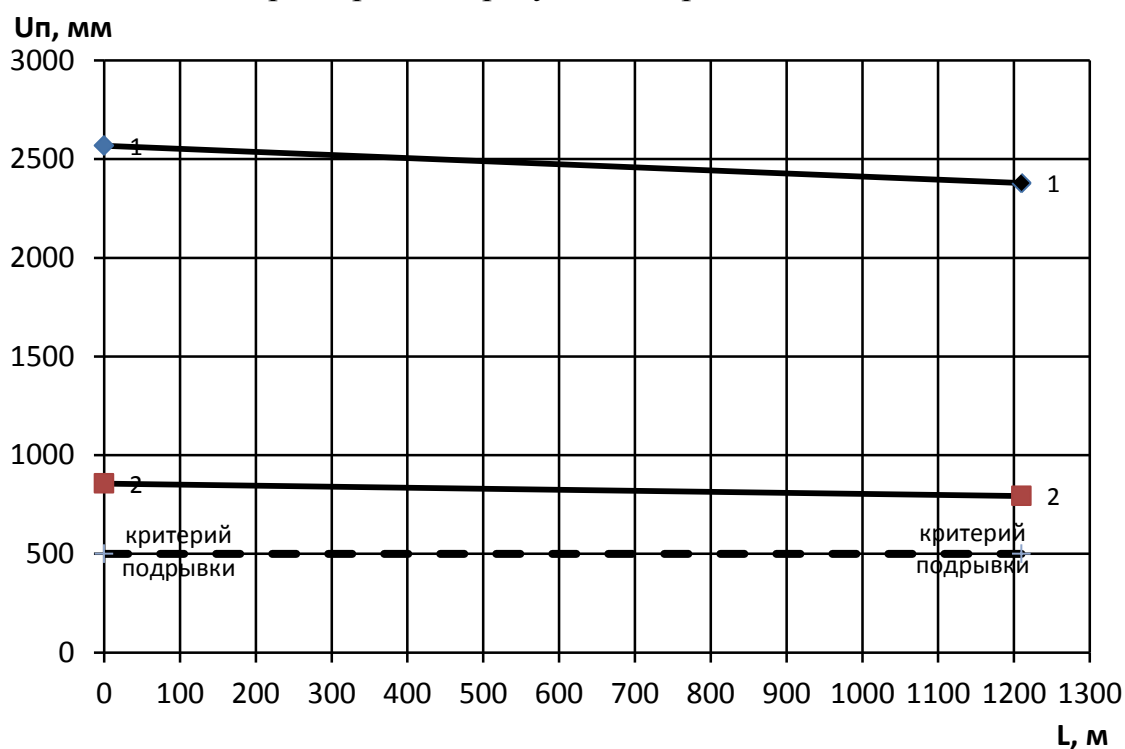


Рисунок 7.1 – Параметры ВЦР.

В результате проведения ВЦР смещения пород кровли увеличиваются на 15%. Окончательно смещения кровли составят 902 – 813 мм. Поскольку они всё равно не превышают податливость принятой крепи, то перекрепление выработки не планируется.



1 – начальные смещения пород кровли при плотности крепи 1 рама/м;
 2 – смещения пород кровли в результате проведения ВЦР.



1 – начальные смещения пород почвы;
 2 – смещения пород почвы в результате проведения ВЦР.

Рисунок 7.2 - Графический анализ смещений и дополнительных мероприятий в варианте 1.

7.2 Выбор крепи, дополнительных мероприятий и определение объёмов ремонтных работ для второго варианта.

Вентиляционный штрек (**присечная выработка**).

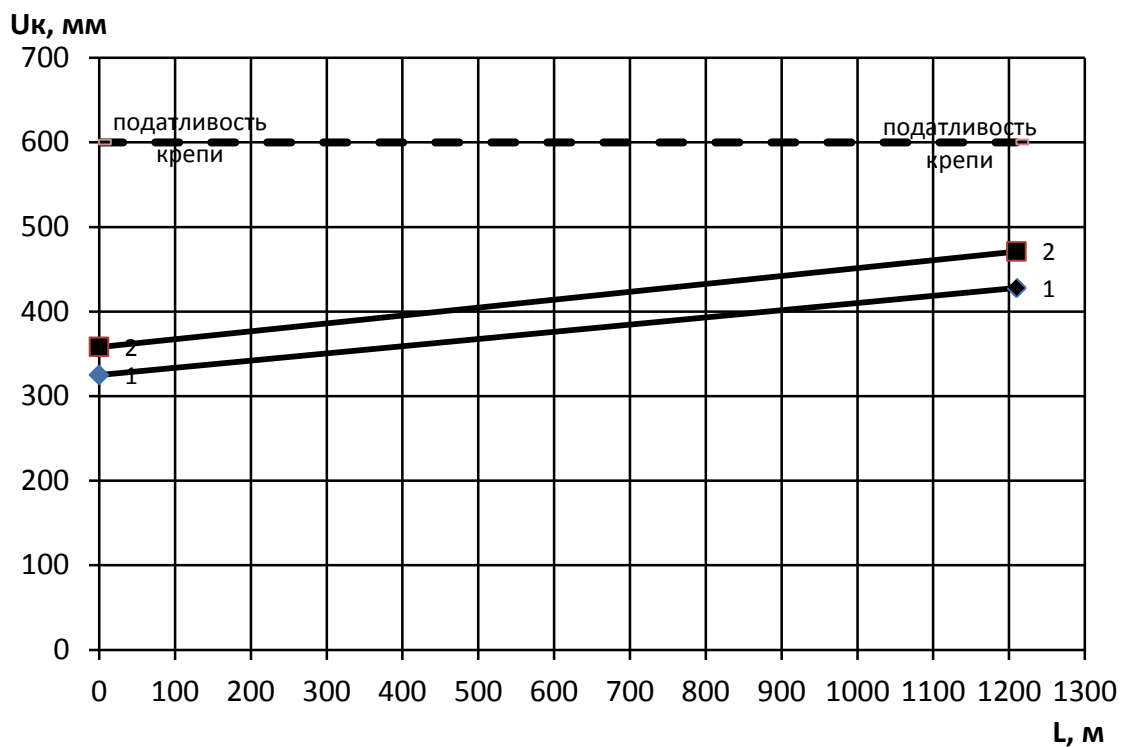
В этом варианте смещения кровли более 400 мм. Чтобы избежать проведения ремонтных работ или дополнительных мероприятий примем для крепления выработки податливую пятизвенную крепь КМП-А5 с технологической податливостью 600 мм.

Смещения пород почвы почти в 2 раза превышают допустимые. Поэтому примем дополнительные мероприятия, чтобы избежать работ по подрывке почвы. Смещения почвы можно существенно уменьшить с помощью ВЦР. Примем, что для ВЦР бурят 2 шпура на п.м. выработки, тогда смещения уменьшаться в 2 раза и составят соответственно 382 мм для начала и 497 мм для конца выработки. Смещения меньше допустимых 500 мм, поэтому подрывка почвы не планируется.

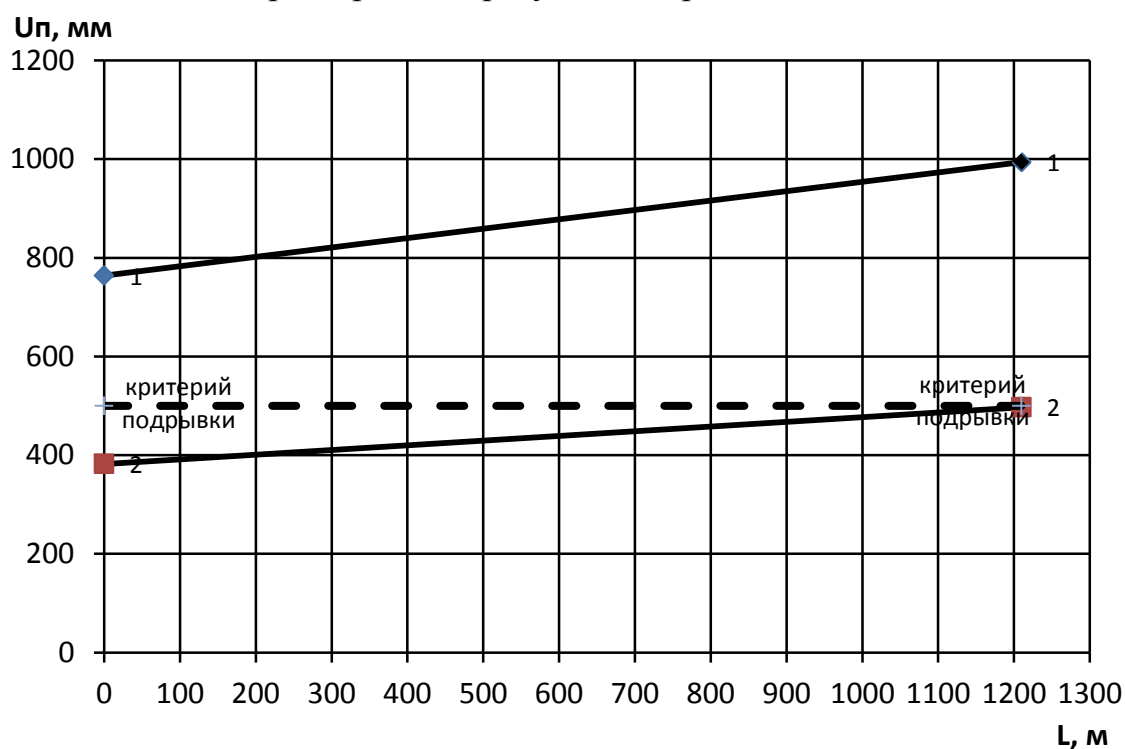
В результате проведения ВЦР смещения пород кровли увеличиваются на 10%. Окончательно смещения кровли составят 358 – 471 мм. Поскольку они всё равно не превышают податливость принятой крепи, то перекрепление выработки не планируется.

Полученные результаты проиллюстрируем графически на рисунке 7.3.

Присечная выработка проводится с флангового ходка. Поэтому при расчёте смещений пород кровли и почвы начало её принято у флангового ходка, а конец – у панельных наклонных выработок.



1 – начальные смещения пород кровли при плотности крепи 1 рама/м;
 2 – смещения пород кровли в результате проведения ВЦР.



1 – начальные смещения пород почвы;
 2 – смещения пород почвы в результате проведения ВЦР.

Рисунок 7.3 - Графический анализ смещений и дополнительных мероприятий в варианте 2 (присечная выработка).

Транспортный штрек (**выработка, проводимая в массиве**).

В этом варианте смещения кровли менее 400 мм. Чтобы избежать проведения ремонтных работ или дополнительных мероприятий прием для закрепления выработки податливую трёхзвенную крепь КМП-А3 с технологической податливостью 400 мм (с замками ЗПК).

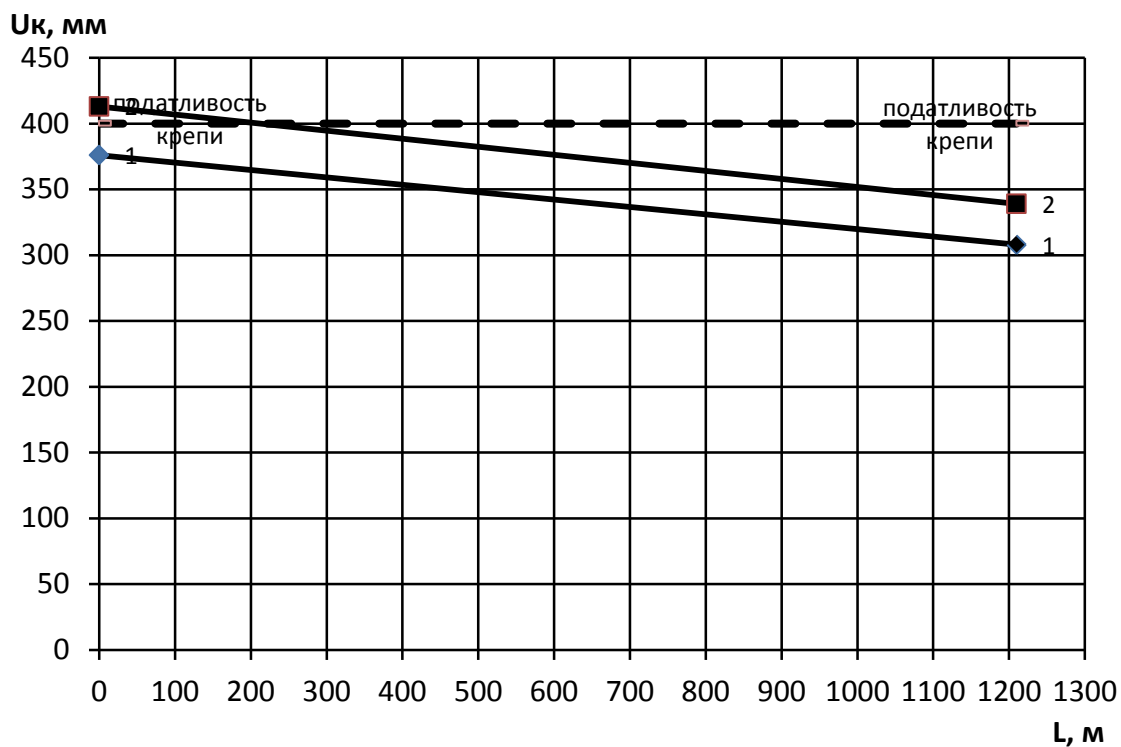
Смещения пород почвы в этой выработке также почти в 2 раза превышают допустимые. Поэтому прием дополнительные мероприятия, чтобы избежать работ по подрывке почвы. Также как и в присечной выработке применим ВЦР. Прием, что для ВЦР бурят 2 шпура на п.м. выработки, тогда смещения уменьшаться в 2 раза и составят соответственно 455 мм для начала и 361 мм для конца выработки. Смещения меньше допустимых 500 мм, поэтому подрывка почвы не планируется.

В результате проведения ВЦР смещения пород кровли увеличиваются на 10%. Окончательно смещения кровли составят 413 – 339 мм. Конечные смещения превышают податливость крепи на участке выработки 0 – 200 м всего на 13 мм. Данное превышение смещений незначительно, поэтому перекрепление выработки не планируется.

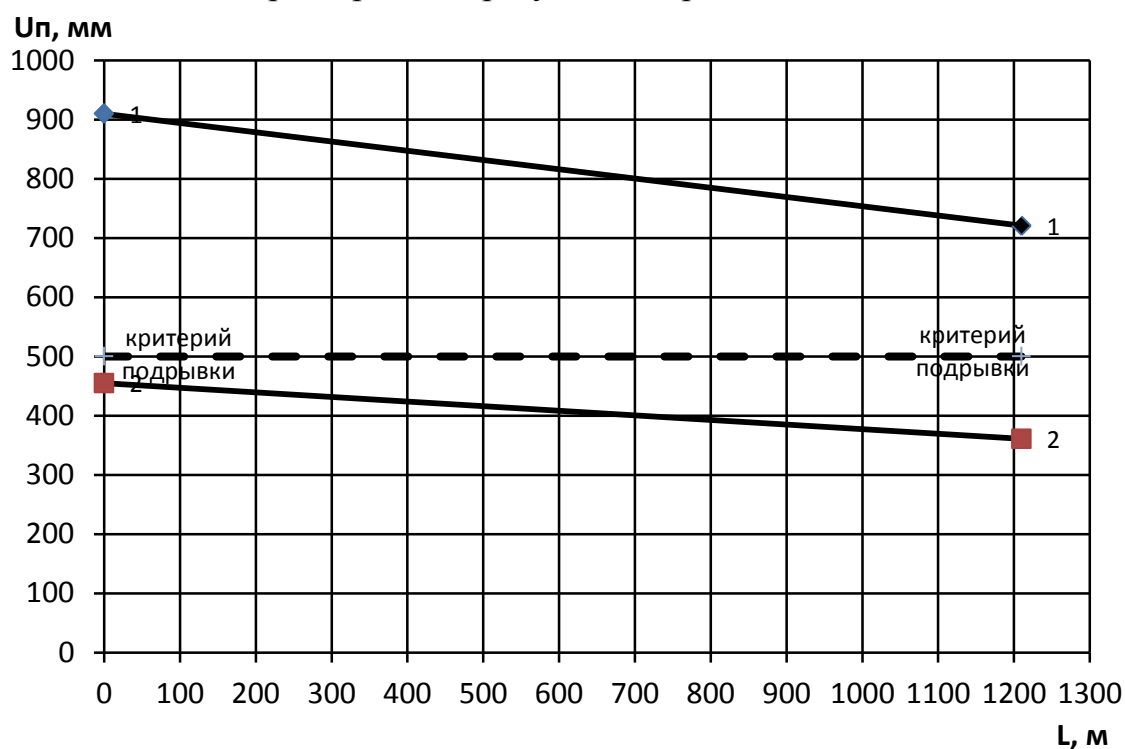
Полученные результаты проиллюстрируем графически на рисунке 7.4.

Ранее было принято решение применить пятизвенную крепь в присечной и повторно используемой выработках. Чтобы сечение выработки после осадки было не меньше заданного, принимаем сечения, в которые можно вписать пятизвенную крепь. Для повторно используемой выработки сечение $17,1 \text{ м}^2$, для присечной $15,2 \text{ м}^2$. Соответственно в проходке сечения $20,7 \text{ м}^2$ и $18,6 \text{ м}^2$. Для выработки проводимой в массиве сечение остаётся заданным по условию $13,8 \text{ м}^2$ в свету до осадки, $16,6 \text{ м}^2$ в проходке. Величина сечения в проходке учитывается в стоимости проведения выработки.

В результате увеличения сечений (размеров) выработки смещения на её контуре изменяются в пределах 10%, что допустимо для инженерных расчётов, поэтому пересчитывать смещения не будем.



1 – начальные смещения пород кровли при плотности крепи 1 рама/м;
 2 – смещения пород кровли в результате проведения ВЦР.



1 – начальные смещения пород почвы;
 2 – смещения пород почвы в результате проведения ВЦР.

Рисунок 7.4 - Графический анализ смещений и дополнительных мероприятий в варианте 2 (выработка, проводимая в массиве).

7.3 Рассчитаем отдельные затраты, связанные с проведением, охраной и ремонтом выработок.

Для этого воспользуемся методикой изложенной в [1], но будем иметь в виду, что после составления методики произошли изменения цен и оплаты труда на угольных шахтах, поэтому полученные результаты будут иметь относительный, а не абсолютный характер.

Сравнение затрат будем производить в пределах крыла панели в которой 7 ярусов, высота яруса 200 м.

Опишем объёмы работ по вариантам.

1-й вариант: проводится 8 выработок, из них 6 выработок поддерживаются для повторного использования, а 2 выработки погашаются сразу за лавой. Для поддержания выработки возводится литая полоса шириной 1 м. Литая полоса возводится на удалении 1,2 м от выработки, поэтому пространство между выработкой и литой полосой закладывается кострами из круглого леса размером 1,2х1,2 м, костры выкладываются впритык друг к другу. За литой полосой со стороны выработанного пространства устанавливается однорядная органная крепь (обрезная органка).

В выработках, погашаемых за лавой (тупик выработки длиной до 6 м), охраняется однорядной органной крепью.

Подрывка пород почвы делается в 6 выработках.

2-й вариант: проводится 14 выработок (6 – присечных и 8 в массиве). Все выработки погашаются за лавой, для поддержания тупика возле них возводится только однорядная органная крепь (обрезная органка).

В данном варианте оставляются 6 присечных целиков шириной 4 м.

В обоих вариантах есть подготовительные выработки: бремсберг, два ходка бремсберга и фланговый ходок. Затраты на их проведение в данном примере считать не будем (отнесём их к подготовке панели).

Во всех вариантах выработки проводятся специализированным проходческим участком, с помощью проходческого комбайна. Все выработки проводят сплошным забоем (без селективной выемки угольного пласта в проходческом забое, что применяется крайне редко).

Поскольку условиями не задано, то принимаем, что пласт и вмещающие породы не выбросоопасны.

Поскольку в выработках не применяется рельсовый транспорт, то считать соответствующие коэффициенты не будем.

Средняя длина транспортировки горной массы считается до главного квершлага, исходя из протяжённости выработок. В данном случае:

по штреку (его длина изменяется от 0 до 1210 м) $1210/2=605$ м,

по бремсбергу (его длина изменяется от 1400 до 0 м) $1400/2=700$ м,

по магистральному штреку (от бремсберга до квершлага длина не меняется) равна размеру крыла панели – 1210 м,

Полная длина транспорта горной массы $605+700+1210 = 2515$ м.

При креплении выработок применяется ЖБ затяжка.

Все выработки, примыкающие к очистному забою, проводятся в период эксплуатации шахты.

Стоимость оборудования, материалов и т.д. взята из приложения Е [1].

7.3.1 Затраты на проведение выработок

Стоимость проведения выработок.

Затраты на проведение 1 метра горной выработки, определяются по приведённой ниже формуле:

при комбайновом способе проведения:

$$C'_{\text{пр}} = c_1 \left(3323,7 \prod_1^n k_{c1} + 113,27 S_{\text{пр}} \prod_1^n k_{c2} \right), \frac{\text{грн}}{\text{м}}.$$

Расчёт коэффициентов влияния природных, технических и экономических факторов приведён в таблице 7.1.

Таблица 7.1 - Определение коэффициентов влияния природных, технических и экономических факторов.

Влияющий фактор	комбайновая проходка	
	Коэффициент k_{c1}	Коэффициент k_{c2}
Скорость подвигания выработки, м/мес.	$0,27/(160/120)+0,73=0,933$	$1-0,005/(160/120)=0,996$
Мощность угольного пласта, м	1	$1,06-0,06(1,4/1,2)=0,99$
Угол наклона выработки, градус	1	1
Коэффициент крепости пород	1	1
Расстояние между рамами арокной крепи, м	$0,34/(1/0,8)+0,66=0,932$	$0,51/(1/0,8)+0,49=0,898$
Тип спецпрофиля, кг/м	$0,23(27/27)+0,77=1$	$0,44(27/27)+0,56=1$
Цена 1 т спецпрофиля, тыс. грн.	$0,31(6,5/4)+0,69=1,194$	$0,44(6,5/4)+0,56=1,275$
Тарифная ставка рабочего, грн/см.	$0,13(170/90)+0,87=1,116$	$0,45(170/90)+0,55=1,4$
Средняя длина транспорта породы, км	$0,012(2,515/3)+0,988=0,998;$	$0,012(2,515/3)+0,988=0,998;$
Коэффициент списочного состава рабочих	$0,13(1,24/1,27)+0,87=0,997$	$0,43(1,24/1,27)+0,57=0,99$
Процент начислений на зарплату, %	$0,04(35/36)+0,96=0,999$	$0,11(35/36)+0,89=0,997$
Стоимость основного проходческого оборудования, (проходческий комбайн) млн. грн.	$0,14(4,5/3)+0,86=1,07$	1
Выработка проводится специализированным проходческим участком	1	1

Уголь и породы не выбросоопасны	1	1
Выделение воды, до 6 м ³ /час	1	1
Выработка проводится сплошным забоем	1	1
Погрузка горной массы на конвейер	1,03	0,94
Тип крепи выработки	1-й вариант КМП-А5 – 1,002 2-й вариант: присечная КМП-А5 – 1,002 в массиве КМП-А3 – 1	1-й вариант КМП-А5 – 1,005 2-й вариант: присечная КМП-А5 – 1,005 в массиве КМП-А3 – 1
	0,2(0,65/0,5)+0,81=1,07	0,2(0,65/0,5)+0,82=1,08
Тип затяжки – ЖБ		
Коэффициент общешахтных расходов при проведении выработки в период эксплуатации	1,17	
Произведение коэффициентов	1-й вариант – 1,56 2-й вариант: присечная – 1,56 в массиве – 1,55	1-й вариант – 1,85 2-й вариант: присечная – 1,85 в массиве – 1,84

Стоимость проведения 1 м выработки:

Вариант №1

$$C'_{\text{пр}} = 1,17(3323,7 \cdot 1,56 + 113,27 \cdot 20,7 \cdot 1,85) = 11141,5 \frac{\text{грн}}{\text{м}}.$$

Вариант №2

Присечная выработка (вентиляционный штрек)

$$C'_{\text{пр}} = 1,17(3323,7 \cdot 1,56 + 113,27 \cdot 18,6 \cdot 1,85) = 10626,63 \frac{\text{грн}}{\text{м}}.$$

Выработка, проводимая в массиве (транспортный штрек)

$$C'_{\text{пр}} = 1,17(3323,7 \cdot 1,55 + 113,27 \cdot 16,6 \cdot 1,84) = 10075,4 \frac{\text{грн}}{\text{м}}.$$

Полная стоимость проведения выработок:

Вариант №1

$$C_{\text{пр}} = n_{\text{выр}} L_{\text{выр}} C'_{\text{пр}} = 8 \cdot 1210 \cdot 11141,5 = 107849720 \text{ грн.}$$

Вариант №2

$$C_{\text{пр}} = 6 \cdot 1210 \cdot 10626,63 + 8 \cdot 1210 \cdot 10075,4 = 174679205,8 \text{ грн.}$$

Затраты на сооружение средств охраны.

Стоимость возведения 1 м охранного сооружения:

$$k_{oi} = k_{\text{ср}} \prod_{j=1}^{j=n} k_j, \frac{\text{грн}}{\text{м}},$$

где k_{oi} – затраты на сооружение i -го способа охраны, грн/м;

$k_{\text{ср}}$ – затраты на сооружение этого способа охраны при «средних» значениях всех влияющих факторов, грн/м;

k_j – степень влияния j-го фактора на величину затрат.

Расчёт коэффициентов влияния отдельных факторов и стоимость возведения охранного сооружения представлен в таблице 7.2.

Таблица 7.2 – Расчёт коэффициентов влияния отдельных факторов на затраты по сооружению средств охраны выработки.

Фактор	Коэффициент влияния фактора
Костры клетевые	
$k_o = 89,94 * 0,81 * 1,93 * 1,18 * 1,04 * 1 * 1,17 = 201,88$ грн/м;	
мощность пласта, m , м	$(1,2/1,4)^{1,33}=0,81$
цена крепёжного леса, $Ц_{л}$, грн/м ³	$0,82*640/300+0,18=1,93$
тарифная ставка рабочего, T_c , грн	$0,2*170/90+0,8=1,18$
длина стойки, $L_{ст}$, м	$0,21/1,2+0,86=1,04$
число рядов костров, N_p	1
Органная крепь	
$k_o = 59,91 * 1,04 * 1,58 * 1,44 * 1 * 1,17 = 165,86$ грн/м;	
мощность пласта, m , м	$0,05*(1,4/1,2)^2+0,12*1,4/1,2+0,83=1,04$
цена крепёжного леса, $Ц_{л}$, грн/м ³	$0,51*640/300+0,49=1,58$
тарифная ставка рабочего, T_c , грн	$0,49*170/90+0,51=1,44$
число рядов крепи, N_p	1
Литая полоса	
$k_o = 1100,85 * 1,15 * 1,08 * 1,14 * 1,17 = 1823,65$ грн/м;	
мощность пласта, m , м	$0,9*1,4/1,2+0,098=1,15$
цена материала крепи, тыс. грн/т	$0,76*1,332/1,2+0,24=1,08$
тарифная ставка рабочего, T_c , грн	$0,16*170/90+0,84=1,14$

Полная стоимость возведения охранных сооружений:

Вариант №1

Сооружение костров

$$C_{\text{костр}} = n_{\text{выр}} L_{\text{выр}} k_o k_k = 6 * 1210 * 201,88 * 1 = 1465648,8 \text{ грн.}$$

где k_k – коэффициент учитывающий количество костров на 1 м выработки, в данном случае костры выкладываются сплошную – 1.

Сооружение органной крепи

$$C_{\text{орг}} = n_{\text{выр}} L_{\text{выр}} k_o = 8 * 1210 * 165,86 = 1605524,8 \text{ грн.}$$

Сооружение литой полосы

$$C_{\text{лп}} = n_{\text{выр}} b_{\text{лп}} L_{\text{выр}} k_o = 6 * 1 * 1210 * 1823,65 = 13239699 \text{ грн.}$$

где $b_{\text{лп}}$ – ширина литой полосы, м.

Суммарная стоимость затрат на сооружение средств охраны

$$C_{\text{опр}} = 1465648,8 + 1605524,8 + 13239699 = 16310872,6 \text{ грн.}$$

Вариант №2

Стоимость сооружения органной крепи

$$C_{\text{опр}} = 14 * 1210 * 165,86 = 2809668,4 \text{ грн.}$$

Определение стоимости ремонтных работ в выработке.

Перекрепление выработки не производится.

Стоимость подрывки почвы выработки.

$$R_{\text{под}} = c_1 \left(0,34h + 0,16 \ln \left(\frac{S}{12} \right) h \right) \prod_1^7 k_i, \frac{\text{грн}}{\text{м}},$$

где h - глубина подрывки почвы, 325 мм.

Таблица 7.3 – Коэффициенты влияния факторов на затраты по подрывке почвы выработки.

Влияющий фактор	Расчётная формула
Тарифная ставка крепильщика, грн/см.	$0,87(156/90)+0,13=1,64$
Процент премии, %	$0,15(25/20)+0,85=1,04$
Процент начислений на зарплату, %	$0,23(35/32)+0,77=1,02$
Коэффициент списочного состава	$0,91(1,24/1,27)+0,09=0,98$
Механизация работ по подрывке – штрекоподрывочная машина	$0,053*3,456+0,26=0,44$
Вид подрывки – без перестилки пути	1
Способ погрузки породы – на конвейер	0,86
Произведение коэффициентов	0,65

Стоимость проведения подрывки 1 м почвы выработки:

Вариант №1

$$R_{\text{под}} = 1,17 \left(0,34 \cdot 325 + 0,16 \cdot \ln \left(\frac{11,5}{12} \right) 325 \right) 0,65 = 82,35 \frac{\text{грн}}{\text{м}}.$$

Полная стоимость подрывки почвы:

Вариант №1

$$C_{\text{под}} = n_{\text{выр}} L_{\text{выр}} R_{\text{под}} = 6 * 1210 * 82,35 = 597861 \text{ грн.}$$

Стоимость применения дополнительных мероприятий.

Стоимость проведения взрывоцелевой разгрузки почвы (ВЦР):

Вариант №1

$$C_{\text{вцр}} = n_{\text{выр}} L_{\text{выр}} (55 \div 70) n_{\text{ш}} = 6 * 1210 * 70 * 4 = 2032800 \text{ грн.}$$

где $n_{\text{ш}}$ – количество буримых шпуров на 1 м выработки, шт.

Вариант №2

$$C_{\text{вцр}} = 14 * 1210 * 70 * 2 = 2371600 \text{ грн.}$$

Промышленные запасы:

Вариант №1

$$Q_{\text{пр}} = SH\gamma c = 1210 * 1400 * 1,4 * 1,35 * 0,98 = 3137626,8 \text{ т.}$$

где S – размер части поля по простиранию, 1210 м;

H – размер части поля по падению, 1400 м;

γ – плотность угля, 1,35 т/м³;

c – коэффициент извлечения угля в шахтном поле, 0,98.

Вариант №2

$$Q_{\text{пр}} = 1210 * (1400 - 6 * 4) * 1,4 * 1,35 * 0,98 = 3083838,912 \text{ т.}$$

Сравнение стоимости работ по вариантам представим в виде таблицы.

Таблица 7.4 – Технико-экономическое сравнение вариантов охраны.

Наименование статей затрат	Затраты, тыс. грн.	
	Вариант №1	Вариант №2
Проведение выработок	107849,72	174679,2058
Сооружение клетевых костров	1465,6488	-
Сооружение органной крепи	1605,5248	2809,6684
Сооружение литой полосы	13239,699	-
Подрывка почвы в выработках	597,861	-
Взрывощелевая разгрузка почвы	2032,8	2371,6
Суммарные затраты по варианту	126791,2536	179860,4742
Промышленные запасы, тыс. т.	3137,6268	3083,838912
Удельные эксплуатационные затраты, грн/т.	40,41	58,32
В % к лучшему варианту	100	144,3

Из таблицы 7.4 видим, что способ охраны – поддержание выработок за очистным забоем литой полосой для повторного использования в данных условиях дешевле на 44% по отношению ко второму варианту охраны выработок (с проведением вентиляционного штрека вприсечку к выработанному пространству, а транспортного штрека в массиве).

Контрольные вопросы.

1. Какой вариант охраны считается наиболее рациональным?
2. Каковы необходимы исходные данные для технико-экономического сравнения вариантов охраны выработок?
3. Каков порядок расчётов при решении проблемы по выбору рационального способа охраны выработок?

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Методические указания к курсовому проекту по дисциплине «Управление состоянием массива горных пород» для студентов горного направления всех форм обучения. / Сост.: В.Л. Самойлов, С.В. Подкопаев, В.Е. Нефедов, В.И. Стрельников, Н.Н. Малышева. Под ред. Самойлова В.Л. – Донецк: ДонНТУ, 2013. – 140 с.
2. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. - Л.: ВНИМИ, 1986. - 222 с.
3. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарян Э.В. Основы механики горных пород. - Л.: Недра, 1989. - 478 с.
4. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях. - М.: Недра, 1981. - 288 с.
5. Якоби О. Практика управления горным давлением. - М.; Недра, 1987. - 556с.
6. Управление состоянием массива горных пород: учебное пособие для студентов/ С.С. Гребёнкин, В.Н. Павлыш, В.Л. Самойлов, Ю.А. Петренко. – Донецк: «ВИК», 2010. – 191 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Исходные данные для выполнения расчётных работ по дисциплине «Управление состоянием массива горных пород»

Первая буква фамилии

	А-В	Г-Е	Ё-К	Л-О	П-У	Ф-Ш	Щ-Я
Наименование выработки	Фланговая выработка	Магистральные штреки	Панельный бремсберг	Панельный уклон	Выемочные штреки	Выемочный бремсберг	Выемочный уклон
Площадь сечения выработки в свету до осадки, $S, м^2$	$\frac{12,8*}{10,4}$	$\frac{18,9*}{17,2}$	$\frac{15,2*}{17,1}$	$\frac{18,1*}{16,0}$	$\frac{12,5*}{13,3}$	$\frac{11,6*}{14,2}$	$\frac{12,8*}{14,5}$
Ширина выработки в проходке, В, м	$\frac{4,75*}{4,18}$	$\frac{5,44*}{5,44}$	$\frac{4,75*}{5,2}$	$\frac{5,2*}{5,2}$	$\frac{4,18*}{4,18}$	$\frac{4,18*}{4,75}$	$\frac{4,75*}{5,2}$

* значение числителя принимаются, если буква гласная, знаменателя – если согласная.

Вторая буква фамилии

	А-В	Г-Е	Ё-З	И-К	Л-Н	О-Р	С-У	Ф-Ц	Ч-Щ	Ъ-Я
Мощность пласта угля, м	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7
Угол падения пластов, град.	$\frac{12*}{6}$	$\frac{13*}{8}$	$\frac{14*}{7}$	$\frac{15*}{9}$	$\frac{16*}{10}$	$\frac{17*}{11}$	$\frac{18*}{12}$	$\frac{14*}{10}$	$\frac{15*}{8}$	$\frac{17*}{11}$
Прочность угля, R МПа	10	11	12	13	14	15	16	11	14	15
Длина выработки $l_{\text{выр}}, м$	1200	1400	1600	1500	1300	1200	1600	1400	1500	1400

* значение выбирается с учётом области применения способа подготовки.

Третья буква фамилии

	А-В	Г-Е	Ё-З	И-К	Л-Н	О-Р	С-У	Ф-Ц	Ч-Щ	Ъ-Я
Глубина разработки, Н, м	800	300	400	450	500	600	650	700	1100	900
Обводнённость пород	да	нет	да	нет	да	нет	да	нет	да	нет
Скорость подвигания очистного забоя, $V_{\text{оч}}, м/мес.$	55	60	65	70	75	80	85	90	75	65
Скорость проходки, $V_{\text{пр}}, м/мес$	58	70	60	75	65	80	70	85	65	90

* значение числителя принимаются, если буква гласная, знаменателя – если согласная.

Четвертая буква фамилии

	А-Б	В-Д	Е-Ж	З-И	Й-Л	М-Н	О-Р	С-У	Ф-Ц	Ч-Ш	Щ-Ъ	Э-Я
ОСНОВНАЯ КРОВЛЯ												
порода	ГС	П	И	ПС	ПС	ПС	И	ПС	ПС	П	ГС	И
R, МПа	30	65	80	45	58	50	90	50	60	70	45	100
т, м	16	10	14	17	12	16	8	15	20	9	11	14
НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ КРОВЛЯ												
порода	П	ПС	ГС	П	П	ГС	ПС	ГС	П	ПС	ПС	П
R, МПа	60	40	30	65	65	35	50	40	70	55	51	75
т, м	4,5	5	3	4	3,4	6	5	4	3	5,5	6	4
НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ ПОЧВА												
порода	ПС	ГС	ПС	П	ГС	ПС	П	ПС	ГС	ГС	П	ПС
R, МПа	45	30	65	60	35	50	65	55	40	45	60	55
т, м	2	3	2,5	4	2	4	2,5	3	2	3,5	2	3
ОСНОВНАЯ ПОЧВА												
порода	ГС	И	П	ПС	И	П	ПС	ГС	И	П	ПС	П
R, МПа	40	80	60	45	85	65	50	45	90	70	60	65
т, м	10	17	12	14	18	24	13	11	15	14	10	16