

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

КАФЕДРА «РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
к проведению практических и самостоятельных работ
по дисциплине базовой части учебного плана
«Прикладная механика»

для студентов уровня профессионального образования «специалист»
по специальности 21.05.04 «Горное дело» всех форм обучения

УДК 622.272(075.8)

Рецензенты:

Калякин Станислав Александрович – доктор технических наук, профессор кафедры строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики ГОУВПО «ДОННТУ»;

Клочко Игорь Иванович – доктор технических наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых ГОУВПО «ДОННТУ».

Составитель:

Петренко Юрий Анатольевич – доктор технических наук, профессор, зав. кафедры разработки месторождений полезных ископаемых ГОУВПО «ДОННТУ»

М **Методические указания к самостоятельной работе студентов по дисциплине базовой части учебного плана «Прикладная механика» [Электронный ресурс] : для студентов уровня проф. образования «специалитет» по специальности 21.05.04 «Горное дело» всех форм обучения / ГОУВПО «ДОННТУ», Каф. разработки месторождений полезных ископаемых ; сост. Ю.А. Петренко. – Электрон. дан. (1 файл: 4668 Кб). – Донецк : ДОННТУ, 2021. – Систем. требования: Acrobat Reader.**

В работе изложены методики расчетов и принятия решений по оценке напряжённого состояния горного массива, расчёта нагрузок на крепь выработок, расчёта параметров способов управления горным давлением.

УДК 622.02.28.83

Оглавление

<i>Практическая работа № 1. Выбор места расположения выработки относительно вмещающих пород. Расчет средневзвешенной прочности пород.....</i>	4
<i>Практическая работа № 2. Оценка напряженного состояния ненарушенного горного массива.....</i>	10
<i>Практическая работа № 3. Оценка устойчивости горных выработок</i>	17
<i>Практическая работа № 4. Расчет нагрузки на крепь методами теории заданной нагрузки</i>	23
<i>Практическая работа № 5. Расчет нагрузки на крепь методами теории заданной деформации</i>	28
<i>Практическая работа № 6. Расчет нагрузки на крепь нормативным методом.....</i>	32
<i>Практическая работа № 7. Расчет нагрузки на крепь вертикальных и наклонных выработок</i>	35
<i>Практическая работа № 8. Расчет параметров способов управления горным давлением.....</i>	39
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	45
Приложение А.....	46
Приложение Б.....	51
Приложение В	53

Практическая работа № 1

ВЫБОР МЕСТА РАСПОЛОЖЕНИЯ ВЫРАБОТКИ ОТНОСИТЕЛЬНО ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД. РАСЧЕТ СРЕДНЕВЗВЕШЕННОЙ ПРОЧНОСТИ¹

Цель: изучение метода расчета 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 .

Ход работы

В предлагаемых вариантах расположение выработки относительно пласта может быть любым, но оно должно быть целесообразным и обоснованным. При этом необходимо учитывать следующие моменты:

1. При наличии в кровле пласта прочного известняка или песчаника мощностью более 0,6÷1 м целесообразно не трогать кровлю, предусматривать только нижнюю подрывку в выработке и принимать крепь трапециевидной формы.
2. При прохождении выработки по слоистым породам различной прочности ее необходимо располагать так, чтобы слой более слабых пород располагался в боках выработки, а не в подошве (почве) или в ее кровле.
3. При отработке обводненных пластов столбами по простиранию вентиляционные штреки следует проводить вприсечку к выработанному пространству с верхней подрывкой боковых пород, а конвейерные – с нижней подрывкой.
4. При проведении выработки по более прочным породам ее устойчивость

¹ Исходные данные приведены в приложениях Б, В. В случае отсутствия каких-либо исходных данных необходимо обратиться за дополнительной информацией к преподавателю. Пример расчета параметров в приложении А.

выше, чем при проведении по слабым породам. Затраты на поддержание в первом случае будут меньше, но на проведение – больше, чем во втором. Что выгоднее решается путем технико-экономического сравнения.

5. Полевые выработки, как правило, необходимо располагать под пластом, а не над ним, так как надработка оказывает меньшее вредное влияние, чем подработка на полевые выработки.

6. Предварительная надработка выработок предпочтительнее последующей.

7. Для сохранения зоны разгрузки у разгрузочной лавы необходимо оставлять барьерные целики или при отработке разгрузочной лавы по ее конца возводить специальные бутовые полосы. В противном случае по мере развития очистных работ, зона разгрузки исчезнет, и смещения на контуре выработки резко активизируются (возрастут).

В предлагаемых способах охраны выработок возможно изменение способа их проведения. Проведение выработок комбайнами позволяет уменьшить переборы породы, получить более ровный контур обнажения, уменьшить трещиноватость пород. Все это приводит к повышению ее устойчивости по сравнению с проведением БВР. При выборе способа проведения выработки необходимо учитывать характеристику и область применения проходческих комбайнов.

Величина сечения горной выработки в шахтном варианте охраны принимается указанная в бланке задания. В предлагаемых вариантах необходимо определить минимально допустимую величину с учетом рассчитанных смещений, габаритов транспортных средств и зазоров, допустимых ПБ.

Определение физико-механических свойств горных пород и условий поддержания выработок

Рассчитывается средняя прочность пород на одноосное сжатие по формуле:

$$R_c = \frac{\sum R_k \cdot m_k + \sum R_{\Pi} \cdot m_{\Pi}}{\sum m_k + \sum m_{\Pi}}, \quad (1.1)$$

где R_k, R_{Π} – прочность пород кровли и почвы выработки, соответственно, МПа.

Прочность пород кровли R_k и почвы R_n рассчитываются по формуле:

$$R = \frac{\sum k_c \cdot k_w \cdot R_i \cdot m_i}{\sum m_i}, \quad (1.2)$$

где R_i – прочность i -го слоя породы при одноосном сжатии в куске (образце), МПа;

m_i – мощность данного слоя породы в пределах расчетной схемы и вдоль расчетной линии, м. При этом учитываются все слои пород и угольные пласты, пересекаемые выработкой, а также попадающие в область, ограниченную линиями, проходящими от контура выработки на расстоянии в кровле, равном $1,5B$, в почве – $1,0B$ и в боках – $1,0 \cdot h$. B и h – соответственно ширина и высота выработки в проходке.

k_c – коэффициент структурного ослабления горных пород, ед., принимается в зависимости от интенсивности нарушенности по таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Значение коэффициента k_c

Для пород с $R > 30$ МПа	
Выход керна с расстоянием между разломами, м	k_c
Более 1,0	0,9
0,5 – 1,0	0,8
0,3 – 0,5	0,6
0,1 – 0,3	0,4
Обломки и мелочь до 0,1	0,2
Для пород с $R < 30$ МПа	
Характеристика места расположения выработки	k_c
Вне пликативных нарушений с радиусом меньше 300 м и вне зоны дизъюнктивных нарушений на расстоянии от них более 4 нормальных амплитуд нарушений	0,9
В пликативном нарушении с радиусом меньше 300 м или в зоне влияния дизъюнктивного нарушения на расстоянии от него от 1 до 4 нормальных амплитуд нарушения	0,6
Непосредственно в дизъюнктивном нарушении на расстоянии от него до 1 нормальной амплитуда	0,3

При отсутствии данных по делению керна из разведочных скважин значение k_c принимается в указанных в таблицах пределах. При этом более прочным, монолитным породам соответствует большее значение.

Ориентировочно можно принимать значение коэффициента k_c :

- известняк – 0,95;
- песчаник – 0,9;
- песчаный сланец – 0,8;
- глинистый сланец – 0,7;
- уголь – 0,9;

– при проведении выработки по обрушенным и уплотненным породам, для обрушенных пород – 0,5.

k_w – коэффициент, учитывающий обводненность 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.

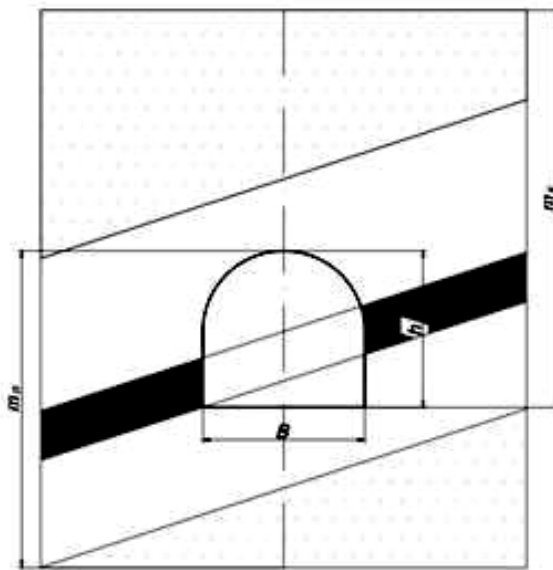


Рисунок 1.1 – Схема к определению средневзвешенной прочности пород

При расчете прочности пород кровли учитываются слои пород и пласты угля, начиная от подошвы выработки, а при расчете прочности почвы – начиная от кровли выработки.

Когда значения прочности кровли и почвы отличаются более чем на 30 %, расчеты смещений пород кровли и почвы производят отдельно по соответствующим значениям R_k и R_n . Если значения отличаются менее чем на 30 %, то можно рассчитывать смещения по средневзвешенной прочности пород на контуре выработки.

В этом же подразделе класс непосредственной кровли по устойчивости (таблица 1.2) и основной кровли по обрушаемости (таблица 1.3).

Таблица 1.2 – Характеристика непосредственной кровли

Класс непосредственной кровли по устойчивости	Состав и характеристика пород непосредственной кровли
Устойчивая	Песчаники, известняки, алевролиты ($R > 60$ МПа). Керн с расстояниями между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью более 1,0
Средней устойчивости	Слоистые трещиноватые алевролиты и аргиллиты (R от 30 до 60 МПа). Керн с расстояниями между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью от 0,5 до 1,0 м.
Неустойчивая	Слоистые трещиноватые алевролиты и аргиллиты ($R < 30$ МПа). Керн в виде столбиков с расстояниями между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью менее 0,5 м.
Весьма неустойчивая	Тонкослоистые, сильно трещиноватые аргиллиты ($R < 30$ МПа). Керн в виде кусков и мелочи.

Таблица 1.3 – Характеристика основной кровли

Класс основной кровли по обрушаемости	Состав и характеристика пород основной кровли
Легкообрушающаяся	Однородная кровля из слоистых аргиллитов и алевролитов общей мощностью более 6-7 m (m – мощность пласта), R до 40 МПа, керн в виде столбиков и кусков с расстоянием между гладкими поверхностями без сцепления с малой связностью до 0,3 м. Слоистые глины и слабосвязанные пески
Среднеобрушающаяся	Однородная кровля из аргиллитов, алевролитов и слоистых песчаников общей мощностью более 6-7 m , R от 40 до 80 МПа, керн с расстоянием между поверхностями без сцепления и с малой связностью от 0,3 до 1 м. Неоднородная кровля: над пластом мощностью до (3÷4) m залегают слоистые аргиллиты и алевролиты, а выше – алевролиты, песчаники и известняки мощностью более 2 м с R более 80 МПа, керн с расстоянием между поверхностями без сцепления и с малой связностью до 1,5 м
Труднообрушающаяся	Над пластом на расстоянии от него менее (3÷4) m залегают массивные песчаники, известняки и алевролиты общей мощностью более 2 м с R более 80 МПа. Керн с расстоянием между поверхностями без сцепления или с малой связностью более 1,5 м.

Степень пучения пород почвы в выработках, примыкающих к очистному забою, можно ориентировочно определить по таблице 1.4 в зависимости от коэффициента пучения K_n :

$$K_n = \frac{H_p}{R_n}, \quad (1.4)$$

где H_p – расчетная глубина расположения выработки (в случае наклонной выработки берется минимальное и максимальное значения), м.

Таблица 1.4 – Классификация пород почвы в участковых выработках

Тип выработки	Состав и характеристика пород основной кровли			
	Непучащие	Слабо пучащие	Пучащие	Сильно пучащие
Погашаемые за лавой	до 20	20÷25	25÷30	30÷35
Поддерживаемые для повторного использования	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

В случае, когда в рассматриваемых вариантах охрана горной выработки принято различное расположение относительно пласта и вмещающих пород, прочность вмещающих пород и степень пучения пород почвы определяется для каждого варианта отдельно.

Практическая работа № 2

ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ НЕНАРУШЕННОГО ГОРНОГО МАССИВА²

Цель: изучение методики определения типа напряженного состояния массива горных пород, типа напряженно-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 подготавливаемой 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.

Ход работы

Необходимо установить тип напряженного состояния нетронутого массива горных пород. Определить тип напряженно-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 напряженно-деформированного состояния вмещающих горных пород решить вопрос о необходимости возведения постоянной крепи и возможности возведения ее с отставанием от забоя выработки.

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

² Исходные данные приведены в приложениях Б, В. В случае отсутствия каких-либо исходных данных необходимо обратиться за дополнительной информацией к преподавателю

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 напряженного состояния нетронутого массива горных пород. Они рассматривались на лекциях.

Согласно исходным данным песчаный сланец, в котором проводится полевой штрэк, однородный, прочный, не склонен к ползучести и релаксации напряжений, т.е. его можно отнести к упругим. Термические и тектонические напряжения отсутствуют. Рельеф поверхности равнинный. Напряженное состояние массива горных пород определяется гравитационными силами. Исходя из сказанного, делаем вывод о том, что в данном случае имеет место II тип напряженного 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 объемный 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 приводятся следующие обобщенные значения μ :

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

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

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

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{0,2}{1 - 0,2} \cdot 25000 \cdot 800 = 5000 \text{ кН/м}^3 = 5 \text{ МПа} .$$

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.

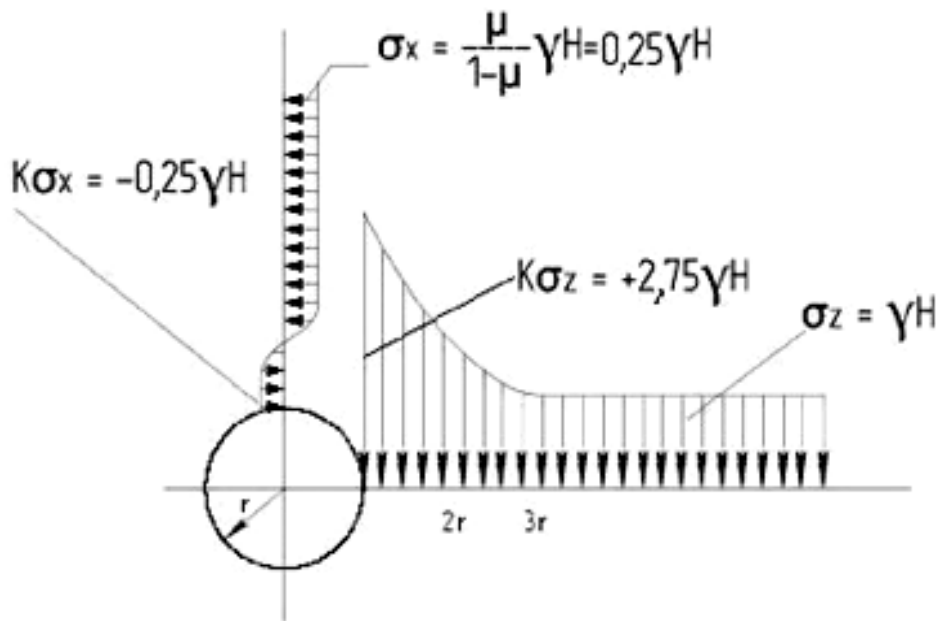


Рисунок 2.1 – Распределение нормальных напряжений по контуру выработки, пройденной в однородных, изотропных породах с $\mu = 0,2$ ($\lambda = 0,25$).

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 $R^p = (0,1...0,2)R^{сж}$.

Принимаем для расчетов худший вариант, а именно:

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

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

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

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

Сопоставим величину напряжений, возникающих в горных породах на контуре выработки после ее 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 напряженно-деформируемого состояния пород вокруг полевого штрека. Поэтому необходимо возводить постоянную крепь. Но ее можно возводить спустя время t_i , определяемое по рисунку 2.2. Во избежание травматизма рабочих в результате вывалов породы штрек должен быть закреплен от забоя до места возведения постоянной крепи временной крепью.

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 $K_c = 0,8$.

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

$$R_0'^{сж} = 0,8 \cdot 60 = 48 \text{ МПа}; \quad R_{\infty}'^{сж} = 0,8 \cdot 42 = 33,6 \text{ МПа.}$$

$$R_0'^p = 0,8 \cdot 6 = 4,8 \text{ МПа}; \quad R_{\infty}'^p = 0,8 \cdot 4,2 = 3,36 \text{ МПа.}$$

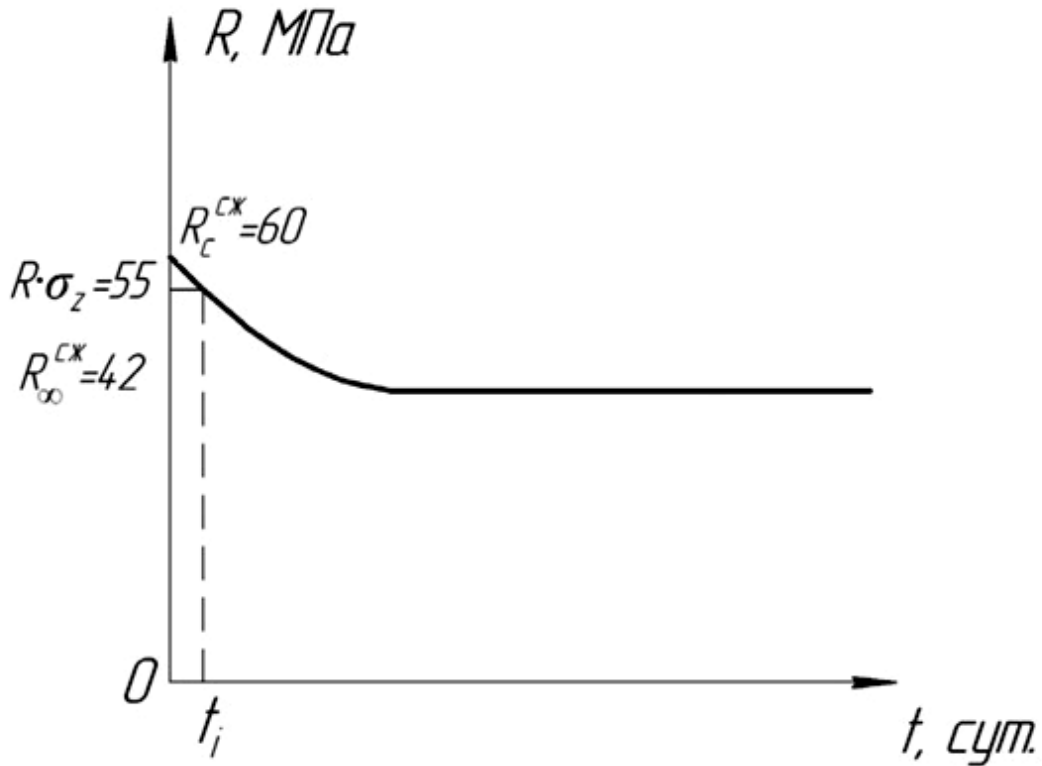


Рисунок 2.2 – График длительной прочности горной породы при сжатии

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 ее проведения.

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

То есть, имеет место III тип напряженно-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 напряженно-деформированного состояния. Например, по сжимающим напряжениям II тип, а по растягивающим – III. В этом случае состояние выработки оценивается по более тяжелому 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 напряженно-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 $H \leq 489$ м.

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

Решение

Условие остается тем же, что и в обратной задаче 1, 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 $K_c = 1$ $R_\infty^{\text{сж}} = 0,7 \cdot R_0^{\text{сж}}$.

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

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

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

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 $R_0^{\text{сж}} \geq \frac{55}{0,7} \geq 78,6$ МПа.

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

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 напряженного состояния нетронутого массива горных пород (до проведения выработки), а также при другом значении коэффициента Пуассона и другой форме поперечного сечения выработки, расчет 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 ее 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 $\sigma_x = 2\sigma_z$ $K = 29,0$.

Практическая работа № 3

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ³

Цель: ознакомиться с методами оценки устойчивости горных выработок, рассмотреть количественные характеристики устойчивости и методы их прогнозной оценки, изучить методику расчета устойчивости пород почвы, а также по представленной методике рассчитать смещения и нагрузки на крепь.

Ход работы

В курсе «Прикладная механика» рассматривались классические случаи устойчивости выработок, которые дают общую характеристику возможного состояния. К таким методикам может быть отнесена и структурная формула устойчивости.

Она характеризует взаимодействие сил, стремящихся вызвать деформации породных обнажений ($K\gamma H$) и противостоящих им сил ($m \cdot (1 + \rho) \cdot \sigma_{сж}$).

$$(m \cdot (1 + \rho) \cdot \sigma_{сж}) \leftrightarrow k\gamma H, \quad (3.1)$$

где ρ – доля крепи (до 10%) в восприятии горного давления;

m – коэффициент стойкости, учитывающий снижение прочности породы во времени и за счет обводнения.:

$T_{сл}$, лет	Величина m в породах	
	сухих	влажных
<5	1,0	0,95
5 – 10	0,9	0,8
>10	0,8	0,7

k – коэффициент концентрации напряжений:

○ – 2; ◡ (сводч) – 3; ◩ (ароч) – 2,5; □ – 3,5.

Это несложное неравенство позволяет оценить возможные направления повышения устойчивости выработок.

³ Исходные данные приведены в приложениях Б, В. В случае отсутствия каких-либо исходных данных необходимо обратиться за дополнительной информацией к преподавателю.

Рассмотрим количественные характеристики устойчивости
и методы ихпрогнозной оценки

Исходными данными для расчетов, связанных с оценкой устойчивости выработок, являются:

– расчетная глубина: $H_p = H \cdot k$; (3.2)

– расчетное сопротивление пород массива сжатию: $\sigma_{сж}^м = \sigma_{сж}^{обр} \cdot k_c$ (3.3)

где k – коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния рассматриваемого массива от ненарушенного;

k_c – коэффициент структурного ослабления:

Расстояние между разломами вчерне, м	k_c	
>1	0,9	И, П
0,5 – 1,0	0,8	ПС
0,3 – 0,5	0,6	ПГС, ГС
0,1 – 0,3	0,4	УС, У
<0,1	0,2	

При расположении выработки в слоистом массиве, расчетное сопротивление пород сжатию $\sigma_{сж}^к$ по контуру поперечного сечения определяется с учетом всех пересекаемых выработкой слоев, мощностью более 0,5 м, залегающих на расстоянии от контура сечения выработки: в кровле – $1,5B$, в почве и боках выработки – B , где B – ширина выработки вчерне, м.

$$\sigma_{сж}^к = \frac{k_c \cdot k_w \cdot \left(\sum \sigma_{сж}^{mi} \cdot m_i \right)}{\sum m_i}, \quad (3.4)$$

где k_w – коэффициент, учитывающий обводненность пород. Для глинистых пород $k_w = 1$.

При $T_{сл} = 5 \div 10$ лет, П $\rightarrow 0,8$; ПС $\rightarrow 0,6$; ГС $\rightarrow 0,5$.

$\sigma_{сж}^{mi}$ – расчетное сопротивление в массиве сжатию i -го слоя, МПа;

m_i – мощность i -го слоя пород.

Предельная глубина – это глубина, начиная с которой мы можем наблюдать интенсивные деформации.

Для горизонтальных и наклонных горных выработок

$$H_{np} = \frac{m \cdot \sigma_{сж}}{k \cdot \gamma \cdot H}, \text{ м} \quad (3.5)$$

где n – коэффициент запаса прочности ($n=2$).

Для вертикальных горных выработок

$$H_{np} = \frac{k_c \cdot m \cdot \sigma_{сж}}{k_1 \cdot \gamma}, \text{ м} \quad (3.6)$$

где k_c принимается:

- однородные ненарушенные – 1,0;
- слоистые ненарушенные – 0,7;
- нарушенные – 0,3.

k_1 – коэффициент концентрации напряжений, учитывающий способ проведения выработок:

- бурение – 2;
- БВР – 6 (для ФПС);

Если другая ФПС, то $k_1 = 6$.

Оценка устойчивости пород почвы

Вероятность пучения пород может быть оценена по формуле:

$$B_p = \frac{n \cdot m \cdot \sigma_{сж}}{\gamma \cdot H}, \text{ м} \quad (3.7)$$

где n – коэффициент, учитывающий направление выработки относительно напластования: \perp – 1,6; \angle – 1,4; $||$ – 1,22.

Если $B_p > B_{факт}$ – пучения не будет, если $B_p \leq B_{факт}$ – пучение неизбежно.

Для наклонных выработок оценивается также возможность сползания почвы.

Предельные пролеты – это ширина выработки, при которой в момент обнажения до установки постоянной крепи наблюдаются определенные деформации. Понятие это предложил В.Д. Слесарев в 1948 году. Допустимую ширину выработки он предложил оценивать первым (I) предельным пролетом, при котором наблюдаются только упругие деформации:

$$B_I = \sqrt{\frac{4m\sigma_p h}{3\gamma}}, \text{ м,} \quad (3.8)$$

где σ_p – прочность породы, залегающей в кровле выработки на растяжение, МПа ($0,1 \div 0,2$ от $\sigma_{сж}$);

h – мощность слоя, залегающего в кровле выработки, м.

При отсутствии фактических данных: П, И – 1,5 м; ПС – 1,0 м; ГС и ПГС – 0,5 м; УС и У – 0,2 м.

γ – удельный вес пород ($0,025 \text{ МН/м}^3$).



Положение о B_I используется для оценки возможности плоского обнажения кровли выработки.

При $B_I > B_{\text{факт}}$ можно увеличить КИС, который характеризует, какая часть сечения выработки необходима для размещения оборудования, прохода людей и вентиляции.

$$КИС = \frac{S_{\text{полезн}}}{S_{\text{общая}}}, \quad (3.9)$$

Для  ФПС – КИС = 0,45 – 0,55.

Для  – КИС = 0,6 – 0,7.

Для  и  – КИС = 0,8 – 0,9.

Позднее формула В.Д. Слесарева была скорректирована на основании шахтных инструментальных наблюдений:

$$B_I = \frac{150}{H} \cdot \sqrt{\frac{4m\sigma_p h}{3\gamma}}, \text{ м.} \quad (3.10)$$

Дать общую характеристику возможного состояния выработки для предварительного выбора способов и средств ее поддержания можно с использованием следующего понятия.

Критерий устойчивости

$$K_y = \frac{\gamma \cdot H}{f_T \cdot m \cdot \sigma_{сж}}, \quad (3.11)$$

где f_T – коэффициент тектонической нарушенности:

Характеристика тектонической обстановки	f_T
– однородные ненарушенные	1,0
– слоистые ненарушенные	0,95
– однородные трещиноватые	0,9
– однородные нарушенные	0,85
– слоистые трещиноватые	0,8
– слоистые ненарушенные	0,7

Возможное состояние выработки оценивается 5 группами:

1. Весьма устойчивые ($K_y \leq 0,2$). Деформаций нет. Горное давление обычно не рассчитывается. Крезь может отсутствовать или применяться опережающая крепь. Постоянная крепь – НБК ($b=3-5$ см). Временная крепь не требуется.

2. Устойчивые ($0,2 < K_y \leq 0,3$). Могут наблюдаться деформации до 10% обнажений. Глубина распространения деформаций – до 0,5 м. Горное давление может быть рассчитано по методике проф. Протодряконова и Цимбаревича. Вывалы обычно отсутствуют. Способы охраны не применяют. Временная крепь – НБК ($b=5$ см). Крезь рассчитывается.

3. Частично устойчивые ($0,3 < K_y \leq 0,4$). Деформации до 50% по периметру выработки (без почвы). Обычно используются нижеприведенные методы расчета горного давления с проверкой на вывал. Необходим расчет временной и постоянной крепи. Глубина распространения деформаций – до 1,0 м. Возможно применение способов охраны.

4. Неустойчивые ($0,4 < K_y \leq 0,5$). Площадь деформированных породных обнажений более 50%. Глубина распространения деформаций – более 1,0 м. Расчет горного давления ведется инженерными методами с проверкой на вывал. Обязательно ведется расчет временной и постоянной крепи. Обязательно применяются способы охраны.

5. Весьма неустойчивые ($K_y > 0,5$). Деформируется весь контур выработки на глубину значительно более 1 м. Способы охраны обязательны, желательно – предварительные или комбинированные. Проявление деформаций быстрое, часто – динамическое.

В нормативных документах (руководство ВНИМИ) под устойчивостью пород понимают степень тяжести проявлений горного давления в выработке, в зависимости от которой требуются те, или иные средства и мероприятия по креплению и поддержанию выработок. В качестве критерия отнесения выработки к соответствующей категории устойчивости принимают расчетную величину максимальных смещений пород на контуре выработки за весь срок ее службы.

Категория устойчивости	Оценка устойчивости	Смещения контура, мм	Рекомендации по поддержанию
1	устойчивая	<50	без крепи или ограждающая крепь
2	среднеустойчивая	51-200	несущая крепь
3	неустойчивая	201-500	крепь + охрана
4	весьма неустойчивая	>500	крепь + комбинированная охрана

Оценка устойчивости пород почвы

Оценка устойчивости	Величина смещений, мм	Скорость смещений, мм/мес	Начало проявления от забоя, м	Затраты на ремонт из-за пучения в % от стоимости крепи
Слабоинтенсивное	до 200	30	≥ 20	≤ 10
Интенсивное	201-600	150	5-20	≤ 30
Весьма интенсивное	более 600	600	< 5	≤ 50

Практическая работа № 4

РАСЧЕТ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ МЕТОДАМИ ТЕОРИИ ЗАДАННОЙ НАГРУЗКИ⁴

Цель: ознакомиться с методикой расчета нагрузки на крепь согласно теориям проф. М.М. Протодяконова и проф. П.М. Цимбаревича. Дать оценку целесообразности применения данных теорий условиях Донбасса.

Ход работы

Первые аналитические методы определения нагрузки на крепь горизонтальных групп выработок основывались на так называемой гипотезе свода естественного равновесия. В соответствии с гипотезой полагалось, что в кровле выработки образуется свод естественного равновесия, в пределах которого горные породы полностью разрушены, обладают свойствами сыпучей среды, а их вес создает нагрузку на крепь.

Образование сводов при обрушении кровли выработок, наблюдаемое на практике, послужило основой для теоретических разработок с целью определения нагрузки на крепь. Большие исследования в этом направлении были выполнены М.М. Протодяконовым, П.М. Цимбаревичем, Н.П. Покровским, В.Д. Слесаревым, В.В. Орловым, Р. Квапилом, В. Риттером и другими учеными. Они отличались подходами к оценке формы свода, свойств вмещающих пород, различным учетом горно-геологических условий. Наиболее представительными из этой группы являются теории горного давления М.М. Протодяконова и П.М. Цимбаревича.

Теория. М.М. Протодяконова. На глубине H от поверхности рассматривается горизонтальная длинная выработка с сечением прямоугольной формы шириной $2a$ (рис. 4.1,а). Над выработкой в соответствии с гипотезой образуется свод естественного равновесия высотой b . Породы в пределах свода полностью разрушены, не имеют сцепления, но обладают внутренним трением. Возведение крепи в выработке не препятствует образованию свода естественного равновесия.

Задача состоит из двух частей:

- определение формы кривой свода;
- определение его высоты.

⁴ Исходные данные приведены в приложениях Б, В. В случае отсутствия каких-либо исходных данных необходимо обратиться за дополнительной информацией к преподавателю.

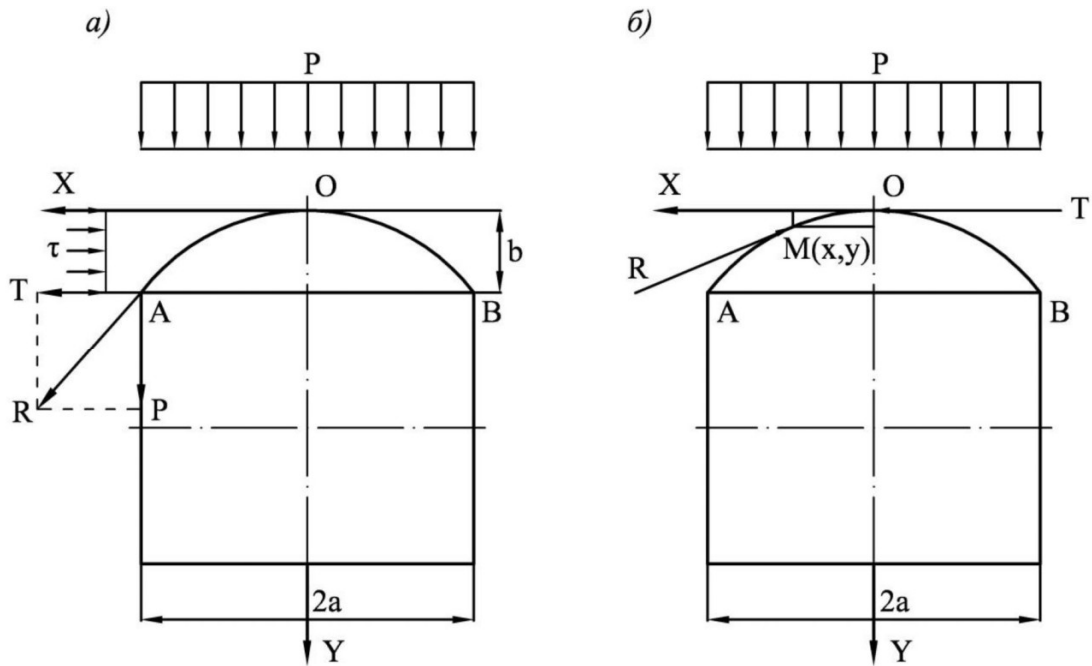


Рисунок 4.1 – Схема к расчету нагрузки на крепь по М.М. Протодяконову

Для решения первой части задачи поместим начало координат в ключ свода и рассмотрим равновесие души OM . Отброшенные части свода OB и AM заменим реактивными силами T и R . Поскольку рассматривается среда без сцепления, силы T и R направлены по касательным к кривой свода равновесия.

Беря сумму моментов относительно точки M , получим

$$T_y - \frac{px^2}{2} = 0, \quad (4.1)$$

откуда вытекает уравнение кривой

$$y = \frac{px^2}{2T}. \quad (4.2)$$

Уравнение (4.2) является уравнением параболы.

Для решения второй части задачи рассмотрим условие равновесия в точке A пяты свода (рис. 4.1,б).

Горизонтальная составляющая опорного давления T (распор) вызывает перемещение точки A влево. Препятствует этой силе – трение, величина которого равна fP , где f – коэффициент внутреннего трения. По условию симметрии задачи $P = pa$. Устойчивое равновесие пяты свода (точка A) будет иметь место в том случае, если:

$$T + k = fpa, \quad (4.3)$$

где k – некоторая сила, характеризующая запас устойчивости.

Сила k рассматривается М.М. Протодьяконовым в виде распределенной нагрузки τ , направленной в сторону свода (см. рис. 4.1, б).

$$k = \tau b. \quad (4.4)$$

Сила T с учетом зависимости (6.2) равна

$$T = \frac{pa^2}{2b}. \quad (4.5)$$

Подставляя выражения (4.5) и (4.4) в (4.3), получим

$$\frac{pa^2}{2b} + \tau b = fpa. \quad (4.6)$$

По М.М. Протодьяконову запас устойчивости будет наибольшим, если τ будет иметь максимальное значение. Поэтому, решая уравнение (4.6) относительно τ и исследуя его на максимум, получим

$$b = \frac{a}{f}. \quad (4.7)$$

Таким образом, высота естественного равновесия равна частному от деления полупролета выработки на коэффициент трения. Это основной вывод теории М.М. Протодьяконова. Для использования полученных зависимостей в связных породах, по М.М. Протодьяконову, достаточно заменить в формулах величину f коэффициентом крепости той или иной породы.

Вес пород, оказывающих давление на крепь на длине 1 м выработки, определяется из условия

$$Q = \frac{2}{3} \cdot 2ab\gamma = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a^2}{f}, \text{ кН.} \quad (4.8)$$

Давление на одну раму при шаге установки крепи равном 1

$$Q_1 = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a^2}{f} \cdot 1, \text{ кН.} \quad (4.9)$$

Как следует из формул (4.8) и (4.9), давление на крепь выработки не зависит от глубины расположения ее от поверхности земли. Фактические же измерения величины давления на крепь выработок показывают, что с глубиной давление на крепь возрастает по некоторому нелинейному закону. Кроме того, разрушение вмещающих пород имеет место не только в кровле, но и в боках выработки и даже в почве. В этой связи теория горного давления М.М. Протодьяконова пригодна для расчетов нагрузки на крепь при небольших (до 70-100 м) глубинах разработки.

Теория П.М. Цимбаревича. Очевидное несоответствие представлений М.М. Протодьяконова реально происходящим процессам формирования нагрузки на крепь горных выработок побудило П.М. Цимбаревича предложить новую, более современную на то время, теорию горного давления.

В соответствии с его представлениями в кровле выработки образуется свод естественного разрушения, размеры которого выходят за пределы выработки на величину $2c$ (рис. 4.2). При этом пролет нового свода равняется $2a + 2c$.

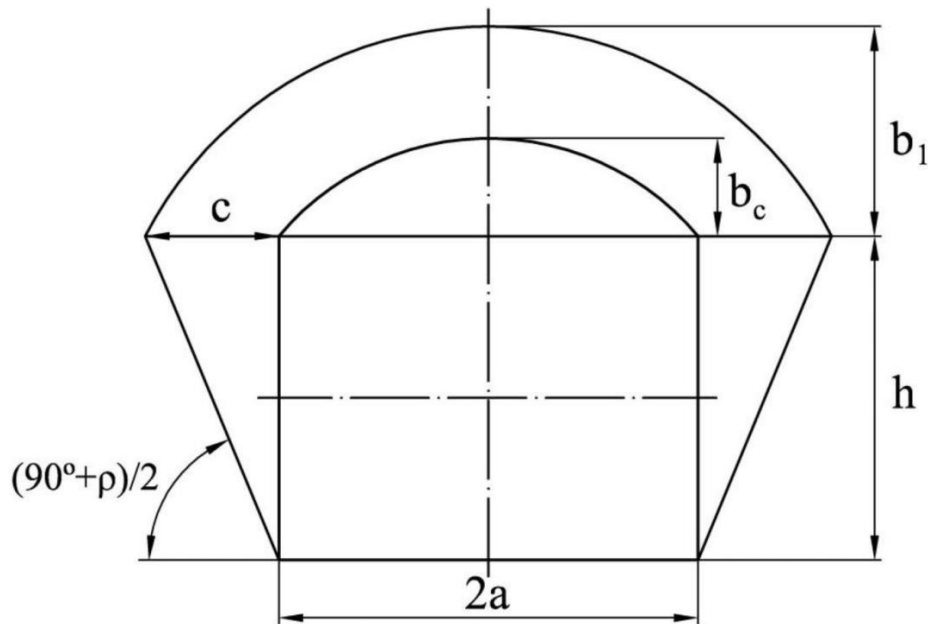


Рисунок 4.2 – Расчетная схема к задаче П.М. Цимбаревича

Породы под опорами свода разрушаются, в боках выработки образуются призмы сползания, создающие боковое давление на стойки крепи. Высота призм сползания равна высоте выработки h , а угол наклона плоскостей сползания равен $\frac{90^\circ + \rho}{2}$, где ρ – угол внутреннего трения вмещающих пород. В соответствии со схемой получим:

$$c = hc \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ + \rho}{2}, \quad (4.10)$$

тогда

$$b_1 = \frac{a + c}{f} = \frac{a + hc \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ + \rho}{2}}{f}. \quad (4.11)$$

При расчете верхняка крепи вертикальную нагрузку принимают равномерно распределенной, определяемой высотой свода b_1 , т.е.

$$Q = 2ab_1\gamma_1. \quad (4.12)$$

Как видно из формулы (4.12), давление на крепь также не зависит от глубины заложения выработки, хотя исходные предпосылки теории основаны на том, что приконтурный породный массив разрушен вследствие превышения его прочности уровнем действующих напряжений, т.е. $k\gamma H > R_c k_c$. Здесь k – коэффициент концентрации напряжений.

Область применения зависимостей, предложенных П.М. Цимбаревичем, являются глубины от 100 до 250 м с коэффициентом крепости пород по М.М. Протодьяконову, равным 3-6.

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ МЕТОДАМИ ТЕОРИИ ЗАДАННОЙ ДЕФОРМАЦИИ⁵

Цель: ознакомиться с методикой расчета нагрузки на крепь согласно теории проф. А. Лабасса и проф. Заславского Ю.З. Дать оценку целесообразности применения данных теорий условиях глубоких шахт современного Донбасса.

Ход работы

Наиболее известные исследования в этом направлении принадлежат А. Лабассу, Р. Феннеру, позднее К.В. Руппенейту и многим другим ученым.

Теория А. Лабасса. В работе А. Лабасса рассматривается длинная горизонтальная выработка, имеющая круговое очертание поперечного сечения с радиусом R_0 , и расположенная на глубине H от земной поверхности в изотропном однородном породном массиве с объемным весом γ . К контуру выработки приложена равномерно распределенная нагрузка интенсивностью p_0 , равной отпору крепи. Уровень напряжений, действующих в окрестности выработки таков, что вокруг нее образуется замкнутая область разрушенных пород, которые рассматриваются как среда, лишенная сцепления и обладающая внутренним трением. Начальное поле напряжений полагается гидростатическим. Расчетная схема задачи полностью соответствует рис. 5.1.

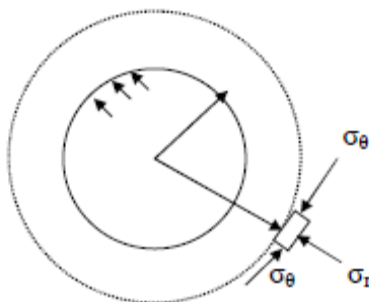


Рисунок 5.1 – Расчетная схема задачи

Уравнения равновесия и условие прочности для области неупругих деформаций имеют вид:

$$\frac{d\sigma_r}{dr} - \frac{\sigma_\theta - \sigma_r}{r} = 0, \quad (5.1)$$

$$\sigma_\theta = A\sigma_r, \quad (5.2)$$

⁵ Исходные данные приведены в приложениях Б, В. В случае отсутствия каких-либо исходных данных необходимо обратиться за дополнительной информацией к преподавателю.

где $A = \frac{1 + \sin \rho}{1 - \sin \rho}$.

Здесь и далее все величины, имеющие размерность длины, отнесены к радиусу выработки R_0 . Подставив значение σ_Θ из (5.2) в (5.1), получим следующее дифференциальное уравнение:

$$\frac{d\sigma_r}{dr} - (A-1)\frac{\sigma_r}{r} = 0, \quad (5.3)$$

решение которого имеет вид:

$$\sigma_r = C \cdot r^{A-1}. \quad (5.4)$$

Здесь C – произвольная постоянная интегрирования, которую найдем из граничного условия на контуре выработки:

$$\sigma_r = p_0 \text{ при } r = 1, \text{ т.е. } C = p_0. \quad (5.5)$$

Окончательно имеем:

$$\sigma_r = p_0 r^{A-1}, \quad (5.6)$$

$$\sigma_\Theta = A p_0 r^{A-1}. \quad (5.7)$$

Условие совместности деформаций для рассматриваемой полярно-симметричной задачи следующее:

$$\sigma_r + \sigma_\Theta = 2\gamma H. \quad (5.8)$$

Подставляя значения компонентов напряжений (5.6) и (5.7) в выражение (5.8), получим при $r = r_L$ расчетную формулу для определения нагрузки на крепь выработки

$$p_0 = (1 - \sin \rho) \gamma H \left(\frac{R_0}{R_L} \right)^{\frac{2 \sin \rho}{1 - \sin \rho}}. \quad (5.9)$$

В результате неупругого расширения пород в пластической области площадь поперечного сечения уменьшается на величину ΔS , которая по А. Лабассу может быть определена по формуле:

$$\Delta S = \pi (R_L^2 - R_0^2) \cdot (k_p - 1). \quad (5.10)$$

Из (5.10) получим выражение для определения радиуса зоны неупругих деформаций

$$R_L = \sqrt{\frac{\pi R_0^2 (k_p - 1) + \Delta S}{\pi (k_p - 1)}}. \quad (5.11)$$

Величина податливости ΔS по конструктивным соображениям принимается равной $(0,16 - 0,26)S_{ce}$ (S_{ce} – площадь поперечного сечения выработки в свету), коэффициент разрыхления k_p – равным 1,1.

На рис. 5.2 приведены кривые, построенные по формуле (5.9) для кваршлага диаметром 4 м, пройденного на глубине 1000 м, показывающие изменение величины загрузки на креп в зависимости от размера зоны неупругих деформаций.

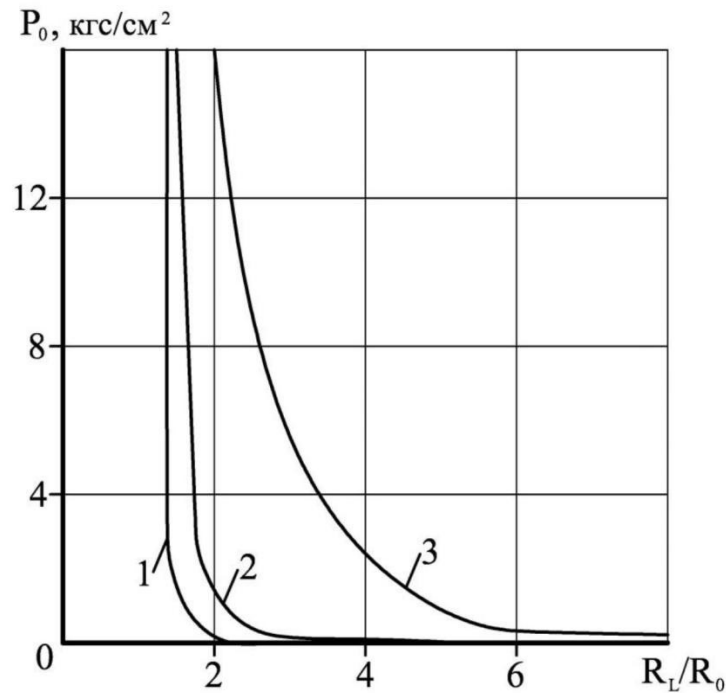


Рисунок 5.2 – График зависимости давления на креп от размера зоны неупругих деформаций по А. Лабассу: 1 – песчаник $\rho = 54^\circ$; 2 – крепкий сланец $\rho = 46^\circ$; 3 – сланец средней крепости $\rho = 37^\circ$

Из рисунка следует весьма спорный вывод о том, что нагрузка на креп падает с увеличением зоны неупругих деформаций. По мнению А. Лабасса, это происходит в результате того, что разрушенные породы в пределах области неупругих деформаций образуют вокруг выработки своеобразный щит, оказывающий сопротивление нагрузки со стороны деформированной части массива. Причем, действие его тем эффективнее, чем больше размер области разрушенных пород.

Расчет смещений пород и нагрузок на креп аналитико-экспериментальным методом

Кровля при $\alpha \leq 35^\circ$

$$U_{кр} = 0,1B \left[e^{\left[\frac{\gamma H - 10 \left(\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_0} \right)^2 q_k}{m \sigma_{сж}} \right]} - 1 \right]. \quad (5.12)$$

Кровля при $\alpha > 35^\circ$

$$U_{кр} = 0,12B(\gamma H / m\sigma_{сж} - 0,28), \quad (5.13)$$

где σ_0 – прочность условной породы ($\sigma_0=30$ МПа); B – ширина выработки вчерне, м; q_k – отпор (несущая способность) принятой крепи со стороны кровли, МПа; H – глубина ведения работ, γ – удельный вес пород, мН/м^3 ; m – фактор времени.

Бока выработки

$$U_{\delta} = 0,07h \cdot \left[e^{\left[0,85\gamma H - 15 \left(\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_0} \right)^2 q_{\delta} \right] / m\sigma_{сж}} - 1 \right], \quad (5.14)$$

где h – высота выработки вчерне, см; q_{δ} – отпор принятой крепи со стороны боков, МПа.

Для вскрывающих выработок вне зоны непосредственного влияния очистных работ:

$$U_{\delta} = (0,6 \div 0,8)U_{кр}. \quad (5.15)$$

Почва

$$U_{II} = \rho \sqrt{Bh \left[e^{\left[0,85\gamma H - 15 \left(\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_0} \right)^2 q_{\delta} \right] / m\sigma_{сж}} - 1 \right]}, \quad (5.16)$$

где ρ – коэффициент, характеризующий коэффициент крепости пород; $f < 4 \div 0,3$; $f = 4 - 6 \div 0,22$; $f > 6 \div 0,11$.

Учитывая, что любая конструкция крепи имеет техническую или технологическую податливость, необходимую несущую способность, МПа, можно найти по формуле:

$$q_k = 8\gamma \cdot \sqrt[3]{\frac{B}{2} \cdot (U_k)^2}, \quad (5.17)$$

$$q_{\delta} = 8\gamma \cdot \sqrt[3]{\frac{h}{2} \cdot (U_{\delta})^2}. \quad (5.18)$$

Для жесткой крепи:

$$q_k = \frac{\sigma_0^2 \cdot \gamma H}{10 \cdot \sigma_{сж}^2}, \quad (5.19)$$

$$q_{\delta} = \frac{0,85 \cdot \sigma_0^2 \cdot \gamma H}{15 \cdot \sigma_{сж}^2}, \quad (5.20)$$

Практическая работа № 6

РАСЧЕТ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ НОРМАТИВНЫМ МЕТОДОМ⁶

Цель: ознакомиться с расчетной методикой горного давления согласно нормативным методом. Охарактеризовать и сделать выводы о целесообразности применения данных расчетных критериев.

Ход работы

Величину смещений пород для горизонтальных и наклонных выработок (вне зоны влияния очистных работ) определяют по формуле

$$U = K_{\alpha} \cdot K_{\theta} \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_T; \text{ мм}, \quad (6.1)$$

где U_T – типовые смещения пород, мм;

$$U_T = 10^{-0,0847\sigma_{сжс}^H + (0,0217\sigma_{сжс}^H + 1,15)\lg H_p}, \quad (6.2)$$

K_{α} – коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки (в таблице ниже);

K_{θ} – коэффициент направления смещений: для кровли и почвы – 1,0; для боков – в ниже приведенной таблице.

Направление выработки относительно напластования	Значения K_{α} и K_{θ} при углах залегания пород, град											
	до 20		30		40		50		60		70	
	K_{α}	K_{θ}	K_{α}	K_{θ}	K_{α}	K_{θ}	K_{α}	K_{θ}	K_{α}	K_{θ}	K_{α}	K_{θ}
По простиранию	1,0	0,35	0,95	0,55	0,8	0,8	0,65	1,2	0,6	1,7	0,6	2,25
Вкрест простирания	0,7	0,55	0,6	0,8	0,45	0,95	0,25	0,95	0,2	0,8	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,8	0,65	0,65	0,9	0,45	1,05	0,35	1,1	0,35	0,95

K_S – коэффициент влияния размеров выработки:

$$K_S = 0,2(B - 1), \quad (6.3)$$

K_t – коэффициент влияния времени возведения крепи:

$$1 \geq K_t = 18,72 \cdot \frac{\sigma_{сжс}^H}{H_p} + 0,228 \cdot \ln t. \quad (6.4)$$

⁶ Исходные данные приведены в приложениях Б, В. В случае отсутствия каких-либо исходных данных необходимо обратиться за дополнительной информацией к преподавателю.

При $T_{сл} > 15$ лет, $K_t = 1$.

K_B – коэффициент воздействия других выработок:

- для одиночных выработок и камер – 1;
- для сопряжений – 1,4;
- для пересечений – 1,6.

Расчетную нагрузку на все виды крепи, за исключением рамных податливых, определяют дифференцированно в кровле, почве и боках по формуле:

$$P = K_{II} \cdot K_H \cdot m_B \cdot P^H, \quad (6.5)$$

где K_{II} – коэффициент перегрузки, определяется по следующей таблице

Величина смещений, мм	Коэффициент K_{II} для выработок	
	главных вскрывающих	магистральных и других
до 50	1,25	1,1
50-200	1,1	1,05
200-500	1,05	1,0
>500	1,0	1,0

K_H – коэффициент неравномерности нагрузки:

- для главных вскрывающих выработок – 1,1;
- для остальных – 1,0.

m_B – коэффициент условий проведения выработок:

- при БВР – 1,0;
- при комбайновом способе проведения – по таблице ниже.

Отношение $\frac{H}{\sigma_{сж}^H}$	до 16	16-20	21-25	>25
Значение m_B	0,6	0,8	0,9	1,1

P^H – нормативная нагрузка на крепь, определяемая по рисунку ниже, в зависимости от смещений U , с учетом смещений до установки крепи U_1 , сжатия забутовки U_3 и конструктивной податливости крепи – $U_{кр}$.

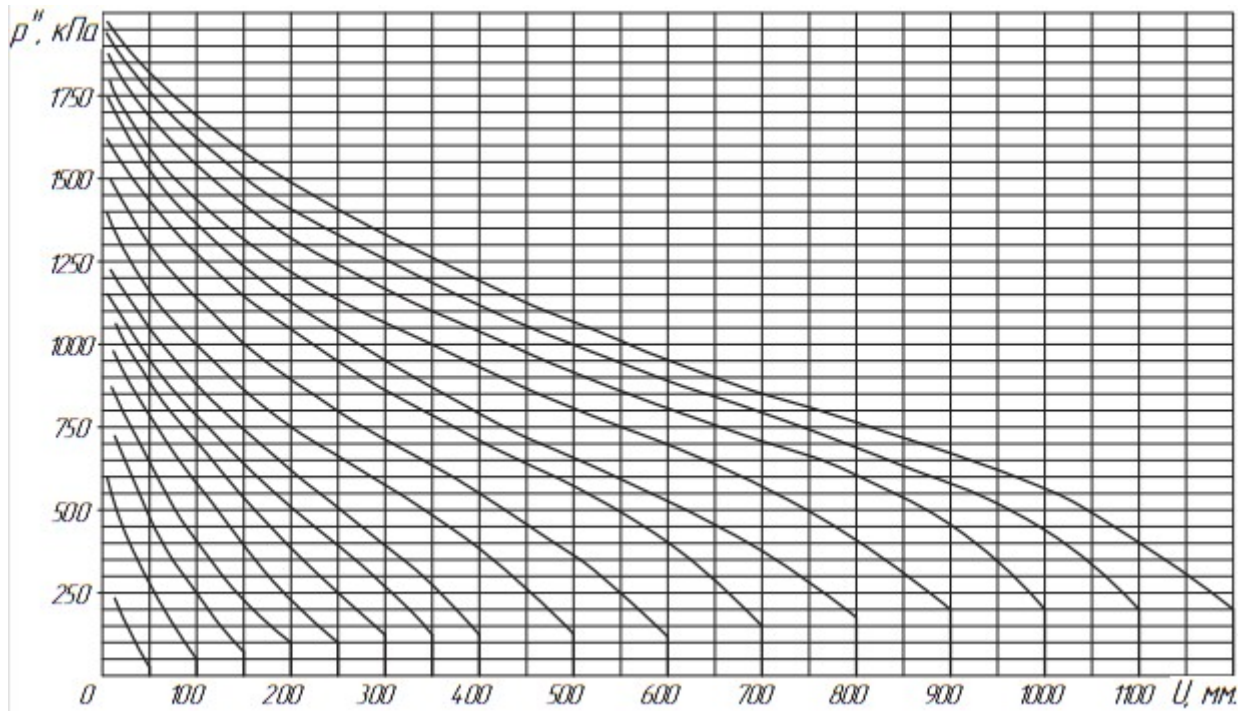


Рисунок 6.1 – График для определения нормативной нагрузки на крепь

$$U_t = U \cdot K_t, \quad (6.6)$$

где K_t – коэффициент влияния времени на смещения пород, принимается по рисунку ниже.

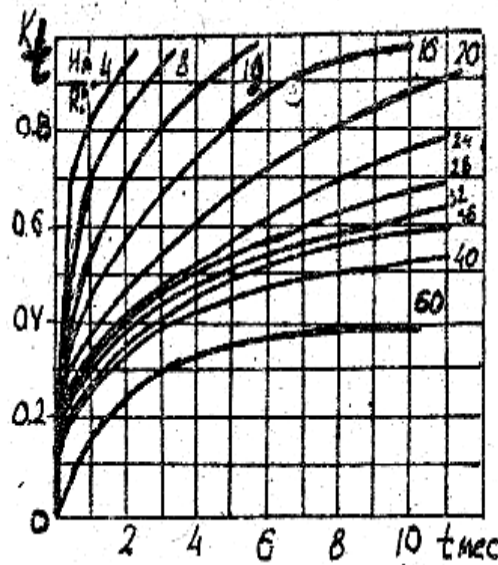


Рисунок 6.2 – Графики для определения коэффициента K_t

U_3 допускается принимать равным 25% толщины забутовочного слоя.

Расчетную нагрузку на рамные податливые крепи определяют по формуле:

$$P_p = K_{II} \cdot K_H \cdot m_B \cdot B \cdot P^H. \quad (6.7)$$

Практическая работа № 7

РАСЧЕТ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ ВЕРТИКАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК⁷

Цель: изучить методику расчета нагрузки на крепь для наклонных и вертикальных горных выработок. Обосновать и дать оценку целесообразности применения данных теорий в условиях Донбасса.

Ход работы

Гипотезы для расчета горного давления в вертикальных выработках подразделяют на две группы: гипотезы сил и гипотезы деформаций. К первой относятся, например, гипотезы М.М. Протодяконова и П.М. Цимбаревича, основанные на том, что в сыпучих или условно сыпучих породах (трещиноватых с малым сцеплением) давление на крепь может быть определено согласно теории давления грунта на вертикальную (бесконечной длины) подпорную стенку высотой H . По гипотезе проф. М.М. Протодяконова в результате образования призм сползания давление

$$D = \frac{\rho H^2}{2} \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90^\circ - \varphi}{2} \right). \quad (7.1)$$

Величина горного давления на квадратную единицу стенки

$$\frac{dD}{dH} = P' = \rho H \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90^\circ - \varphi}{2} \right). \quad (7.2)$$

При пересечении стволом неоднородных пород подсчитывается средневзвешенное значение угла φ по средневзвешенному коэффициенту крепости пород f_{cp} , т. е.

$$\varphi_{cp} = \operatorname{arctg} f_{cp}; \quad (7.3)$$

$$f_{cp} = \frac{h_1 f_1 + h_2 f_2 + h_3 f_3 + \dots + h_n f_n}{h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n}, \quad (7.4)$$

где $h_1, h_2, h_3, \dots, h_n$ – мощность отдельных неоднородных пересекаемых пород;
 $f_1, f_2, f_3, \dots, f_n$ – коэффициент крепости соответствующих пород.

Аналогично находится средневзвешенная плотность пересекаемых пород. Формула проф. М.М. Протодяконова для расчета величины горного давле-

⁷ Исходные данные приведены в приложениях Б, В. В случае отсутствия каких-либо исходных данных необходимо обратиться за дополнительной информацией к преподавателю.

ния на крепь вертикального ствола, проведенного в неоднородных породах, в соответствии с изложенным запишется так:

$$P = \rho_{cp} H \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_{cp}}{2}. \quad (7.5)$$

По гипотезе проф. П. М. Цимбаревича величина горного давления на рассматриваемом участке (в отдельном, пересекаемом стволом слое) определяется по формулам (рис. 7.1):

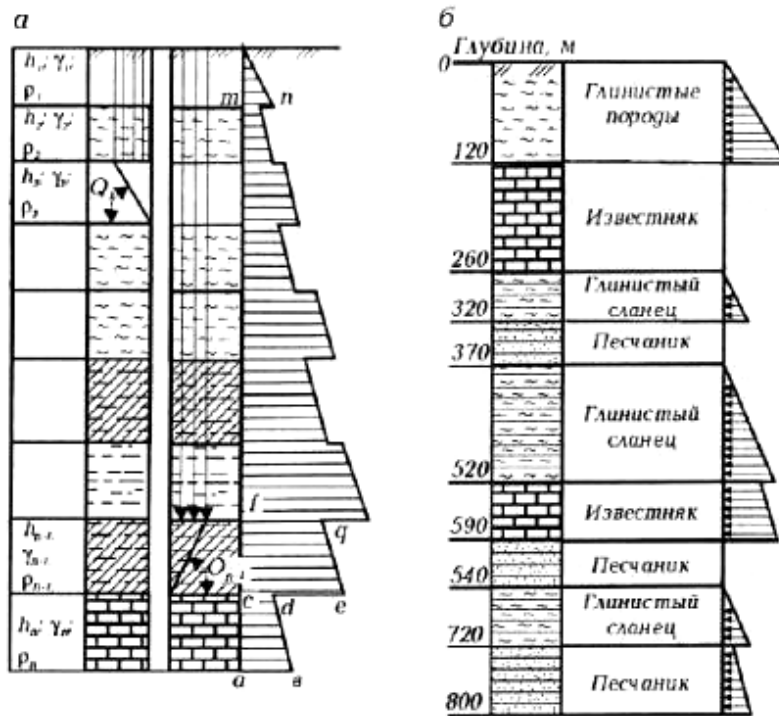


Рисунок 7.1 – Схемы к определению горного давления на крепь ствола, по П.М. Цимбаревичу: *а* – эпюра напряжений; *б* – разрез по стволу

– в кровле слоя

$$P_n = \rho_n \left(h_{n-1} \frac{\rho_{n-1}}{\rho_n} + h_{n-2} \frac{\rho_{n-2}}{\rho_n} + \dots + h_1 \frac{\rho_1}{\rho_n} \right) \cdot A_n; \quad (7.6)$$

– в почве слоя

$$P'_n = \rho_n \left(h_n + h_{n-1} \frac{\rho_{n-1}}{\rho_n} + h_{n-2} \frac{\rho_{n-2}}{\rho_n} + \dots + h_1 \frac{\rho_1}{\rho_n} \right) \cdot A_n; \quad (7.7)$$

где ρ_n, h_n – соответственно плотность породы и мощность пласта (участка), на котором подсчитывается горное давление; $\rho_{n-1}, \rho_2, \rho_1$ – плотность породы вышележащих слоев; h_{n-1}, h_2, h_1 – мощность вышележащих слоев породы; A_n – коэффициент горизонтального распора данной породы. ВНИМИ предложило

нагрузку на крепь ствола в коренных породах средней устойчивости и неустойчивых определять по формуле

$$P = nn_y n_n P_n \cdot [1 + 0,1(R - 3)], \quad (7.8)$$

где R – радиус ствола в свету, м; $R_n = (5 \div 23) \cdot 10^4 \text{ Н/м}^2$ – нормативная нагрузка; n – коэффициент перегрузки; n_y – коэффициент условий работы крепи; n_n – коэффициент неравномерности распределения нагрузки. Рекомендовано принимать: при бетонной, тубинговой и блочной крепях $n=1,5$ и $n_y=0,67$; для набрызгбетонной крепи $n=1,25$ и $n_y=0,5$. Величина n_n принимается при последовательной и параллельной схемах проходки стволовравной от 2 до 2,75, а при совмещенной от 1,75 до 2,25 в зависимости от угла падения пород ($0-30^\circ$). К указанной расчетной нагрузке на крепь от давления пород прибавляют в обводненных породах гидростатическую нагрузку P_2 . Горное давление со стороны кровли на крепь наклонной выработки (рис. 7.2) можно разложить на две составляющие: нормальную к плоскости кровли выработки

$$N = Q \cos \alpha = \frac{4}{3} \rho \frac{a^2}{f} L \cos \alpha, \quad (7.9)$$

и тангенциальную

$$T = Q \sin \alpha = \frac{4}{3} \rho \frac{a^2}{f} L \sin \alpha, \quad (7.10)$$

где α — угол наклона выработки к горизонту.

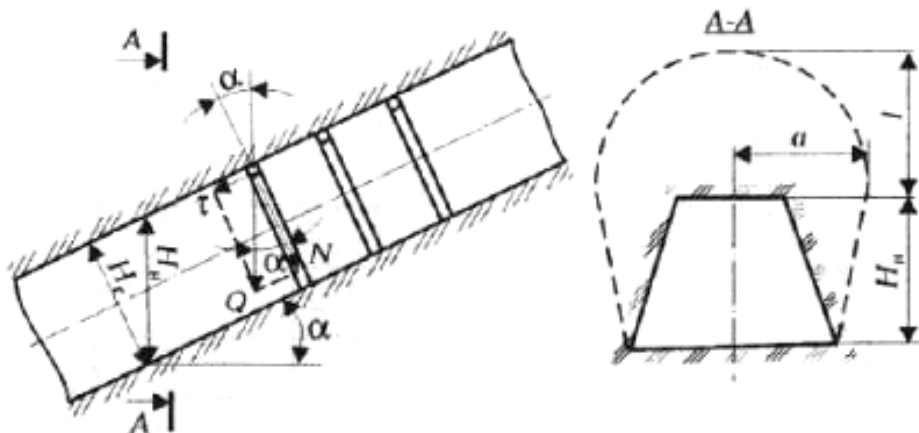


Рисунок 7.2 – Схема к определению горного давления в наклонной выработке

В наклонной выработке крепь устанавливают перпендикулярно к продольной оси выработки, поэтому за расчетное давление принимается сила N , величина которой возрастает с уменьшением угла α . Тангенциальная составляющая T , усилия которой сравнительно невелики, стремится сдвинуть крепь по па-

лению, чему противодействует конструкция крепи. Величина силы Q определяется аналогично определению горного давления в горизонтальной выработке P .

Нормативный способ оценки нагрузки на крепь ствола (методика СНиП)

Определение нагрузки на крепь ствола. Нагрузка на крепь ствола P (в МПа) определяется по формуле

$$P = nn_y n_L P_H [1 + 0,1(r_0 - 3)], \quad (7.11)$$

где P_H – нормативная нагрузка (табл. 7.1); r_0 – радиус ствола в свету, м; n – коэффициент перегрузки, принимаемый равным: 1,25 – при НБК и 1,5 – при других видах крепи; n_y – коэффициент условий работы крепи: 0,5 – при НБК и 0,67 – при других видах крепи; n_L – коэффициент неравномерности нагрузки из табл. 7.2.

Таблица 7.1 – Нормативная нагрузка

Глубина, м	Нормативная нагрузка, мН/м ²			
	Параллельный, последовательный способ		Совмещенный способ	
	Протяженный участок	Сопряжение	Протяженный участок	Сопряжение
До 400	0,05	0,075	0,07	0,105
400	0,07	0,105	0,09	0,135
600	0,09	0,135	0,11	0,165
800	0,11	0,165	0,14	0,210
1000	0,14	0,210	0,17	0,255
1200	0,17	0,255	0,20	0,300
Более 1200	0,20	0,300	0,23	0,345

Примечание. К участку сопряжения относить: участок непосредственного сопряжения, ниже сопряжения на 10м и выше на 20м.

Таблица 7.2 – Коэффициент условий работы крепи

Угол падения пород α , град.	Коэффициент условий работы крепи			
	Параллельная и последовательная схема		Совмещенная схема	
	Протяженный участок	Сопряжение	Протяженный участок	Сопряжение
$0 \leq \alpha \leq 10$	2,0	3,0	1,75	2,5
$10 \leq \alpha < 30$	2,5	3,0	2,0	2,5
$\alpha \geq 30$	2,75	3,25	2,25	2,75

Практическая работа № 8

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ СПОСОБОВ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ⁸

Цель: ознакомиться с методикой расчета параметров способов управления горным давлением. Привести методику, которая наиболее точно отражает реальные процессы, происходящие в массиве горных пород.

Ход работы

8.1 Выбор способа охраны и расчет его параметров

Управлять горным давлением можно при помощи способов охраны горных выработок

Влияние способов охраны на величину смещения горных пород возможно оценивать коэффициентом охраны K_0 (табл. 8.1).

Таблица 8.1 – Коэффициент охраны

Способ охраны	Коэффициент охраны
1. Проведение выработок увеличенным сечением	0,8
2. Технологическая податливость крепи	0,7
3. Взрывощелевая разгрузка:	
Для почвы	0,5
боков	0,7
кровли	1,1
4. Скважинная разгрузка:	
Для почвы	0,3
Кровли	Больше на $d/2$ d – диаметр скважины
5. Проведение выработок в 2 этапа	0,3
6. Надработка	0,4
7. Укрепление пород	0,6
8. Проведение в обрушенных породах	0,7
9. Компенсационная щель (в почве)	0,4

Оставление предохранительных целиков

Этот способ охраны в условиях пологого и наклонного падения эффективен при глубине горных работ $H \leq 500$ м, а в условиях крутого падения он не эффективен.

Ширина предохранительных целиков (в м):

⁸ Исходные данные приведены в приложениях Б, В. В случае отсутствия каких-либо исходных данных необходимо обратиться за дополнительной информацией к преподавателю.

Плавное опускание кровли

$$x = \left[\gamma H \left(r + \frac{m}{\Delta m} \right) \sigma_{сж} - \gamma H \right] \cos \alpha, \quad (8.1)$$

где r – полупролет выработки, м; m – мощность пласта, м; Δm – величина опускания кровли на 1 м выработанного пространства: $f < 4$ – $\Delta m = 0,035$, $f = (4 - 6)$ – $\Delta m = 4 \dots 6$; $f > 6$ – $\Delta m = 0,03$; $\sigma_{сж}$ – предел прочности полезного ископаемого на сжатие, МПа; α – угол падения пласта, град.

Обрушение, частичная или полная закладка выработанного пространства, м:

$$\begin{aligned} \text{Каменный уголь} \quad x &= 0,04mH + 6; \\ \text{Антрацит} \quad x &= 0,03mH + 6; \\ \text{Длина целика} \quad \ell &= (1,2 \dots 2)x. \end{aligned} \quad (8.2)$$

Укрепление пород нагнетанием вязжущего вещества

1. Возможность применения

$$\frac{\gamma H}{m \sigma_{сж}} > 0,3 \quad (8.3)$$

2. Коэффициент упрочнения

$$K_y = 2\gamma H - 0,6m\sigma_{сж} \quad (8.4)$$

3. Прочность укрепленных пород

$$\sigma_{сж}^y = (1 + K_y) \sigma_{сж}, \quad (8.5)$$

при $\sigma_{сж}^y$ более необходимой прочности способ технически возможен.

4. Глубина упрочнения, м

$$h_y = rk_t + (0,2 + 1,6U_x) + 0,2, \quad (8.6)$$

где r – полупролет выработки (вчерне) в направлении предполагаемого тампонажа, м; U_x – смещения пород в выработку в направлении тампонажа, м; k_t – коэффициент времени производства тампонажа относительно проходческих работ (табл. 8.2).

Таблица 8.2 – Коэффициент времени производства тампонажа относительно проходческих работ

	Время производства тампонажа, дн.											
	1	2	3	4	5	10	15	20	25	30	60	120
k_t	0,1	0,12	0,14	0,16	0,18	0,2	0,22	0,25	0,27	0,3	0,4	0,5

5. Количество шпуров для нагнетания упрочняющего раствора принимается из расчета 1 шп/м² площади обнажения.

Длина шпуров $\ell_{ш}$, м:

$$\ell_{ш} = 1,2h_y. \quad (8.7)$$

6. Расход упрочняющего материала на 1 п.м. выработки, V м³:

$$V = 0,15h_y(B + h_y). \quad (8.8)$$

Для упрочнения рекомендуется принимать цементно-песчаные растворы по массе (табл. 8.3).

Таблица 8.3

Прочность пород на сжатие, МПа	Ц : П	В : Ц
До 40	1 : 3	2 : 1
40...60	1 : 2	1 : 1
Более 60	1 : 1	1 : 2

Проведение выработки увеличенным сечением

Значение Δh , ΔB принимать по данным табл. 8.4 или в соответствии с прогнозом возможных смещений породных обнажений.

Таблица 8.4

Прочность пород на сжатие, МПа	Δh	ΔB
До 40	30	20
40-60	20	12,5
Более 60	10	7,5

Технологическая податливость крепи

Рекомендуемое отставание постоянной жесткой крепи от забоя L (в м) при непрерывной проходке протяженных выработок или во времени T (в мес), при длительных (более 20сут) перерывах в сооружении выработок и проходке камерных выработок:

$\sigma_{сж}$, МПа	<40	40-60	>60
L , м	35	40	50
T , мес	1,5	2,0	2,5

Взрывоцелевая разгрузка массива

Длина разгрузочных шпуров $\ell_{ш} = (0,5 + 0,7)B$, где B – ширина вчерне, м.

Расстояние между шпурами по длине выработки: $\ell_0 = 0,2\ell_{ш}$.

Значение угла наклона α к горизонту определяется в соответствии с мощностью пород $h_{\text{п}}$, непосредственно прилегающих к почве выработки:

$h_{\text{п}}$	$<0,5B$	$(0,5...1,0)B$	$>B$
α	$25...30^\circ$	$15...25^\circ$	$10...15^\circ$

при использовании проходческого оборудования $\alpha=0,15$ м величина забойки в шпуре должна быть не менее $\alpha_0 = 0...15^\circ$.

Наилучшие результаты по данным шахтных исследований достигаются при параметрах способа (табл. 8.5).

Таблица 8.5

Прочность пород на сжатие, МПа	Длина разгрузочного шпура, м	Расстояние между разгрузочными шпурами, м	Величина заряда ВВ в разгрузочном шпуре, кг
До 40	3...3,5	0,6...0,65	0,6
40-60	2,5...3	0,55	0,3...0,6
>60	2...2,5	0,5	0,3

При сводчатом (шатровом) поднятии почвы необходимые результаты достигаются образованием компенсационной щели, глубина которой $\geq h_{\text{п}}$.

Скважинная разгрузка

Податливые полости образуют путем бурения из выработки 1 по пласту угля 2 серии скважин 3 и последующей деформацией межскважинных целиков 4.

Длина скважины: $l=6-10$ м; диаметр скважины $d=0,25-0,5$ м; расстояние между скважинами $n=(1-1,5) d$.

Проведение выработки в два этапа

Основными параметрами способа являются : $S_{\text{п}}$ – площадь поперечного сечения передовой выработки; T – время расширения после сооружения передовой выработки, мес; L – место расширения передовой выработки относительно забоя, м

$\sigma_{\text{сж}}$, МПа	4	40...60	60
$S_{\text{п}}/S$	0,5	0,6	0,7
L , м	2	2,5	3
T , сут	40	50	60

S – проектное сечение выработки.

Активная разгрузка и последующее укрепление пород (АРПУ)

Необходимая толщина слоя (в м) разгрузочных и укрепленных пород

$$h_y = r(2q_{\text{п}}\sigma_{\text{сж}} + 0,25), \quad (8.9)$$

где r – полупролет выработки вчерне, м; $q_{\text{п}}$ – нагрузка на слой укрепленных пород со стороны массива, МПа; $\sigma_{\text{сж}}$ – прочность укрепленных пород, МПа:

$$\sigma_{\text{сж}} = (0,2 - 0,3)\sigma_{\text{сж}}(\text{пр}),$$

где $\sigma_{\text{сж}}(\text{пр})$ – расчетная прочность пород, МПа.

Глубина разгрузочных шпуров $1,1 h_y$; расстояние между шпурами $0,6 \dots 1,0$.

Процесс укрепления следует вести с отставанием от забоя выработки на $15 \dots 30$ м. Для последующего укрепления пород рекомендуется применять цементно-песчаный раствор состава Ц:П=1:1 – 1:1,5 (портланд цемент м400, 500) при водоцементном отношении 1:2.

8.2 Наклонные выработки

Для наклонной выработки следует учитывать, что расчетные формулы получены для горизонтальных выработок, поэтому необходимо определить нормальные и тангенциальные составляющие искомых величин.

Особенностью крепи наклонных выработок является необходимость решения вопросов повышения ее устойчивости. При этом нужно знать, что при угле наклона до 10° дополнительных мер не принимают. Если угол наклона 30° и более, выработка должна крепиться по всему периметру, независимо от прочности вмещающих пород. При $\alpha_{\text{н}} > 10^\circ$ рамные и арочные крепи должны устанавливаться с наклоном в сторону восстания на $3-6^\circ$. При наличии опорных венцов это требование не соблюдается.

При $\alpha_{\text{н}} > 45^\circ$ металлические крепи не рекомендуются.

При $\alpha_{\text{н}} \leq 70^\circ$ обычно применяют конструкции крепи, характерные для горизонтальных выработок, при $\alpha_{\text{н}} > 70^\circ$ – для вертикальных выработок.

При монолитных крепях фундаменты делают ступенчатые, высота ступени a : $f < 4 \dots 1,0$ м; $f = 4-6 \dots 0,7$ м; $f > 6 \dots 0,4$ м.

при $\alpha > 45^\circ$, независимо от вида монолитной (сплошной) крепи, обязательно применение опорных венцов (по всему периметру); расстояние между ними по длине выработки

$$f < 4 - 10\text{м}; \quad f = 4 \dots 6 - 15\text{м}; \quad f > 6 - 20\text{м}.$$

при угле наклона выработки более 10° балластный слой при оборудовании рельсового пути не применяется.

8.3 Вертикальные выработки (стволы)

Предельная критическая глубина устойчивого состояния ствола, м:

$$H_{кр} = \frac{f_0 m \sigma_{сж}}{k_1 \gamma}, \quad (8.10)$$

где f_0 – коэффициент структурного ослабления породного массива: однородные породы – 1,0; слоистые – 0,7; нарушенные – 0,3; k_1 – коэффициент концентрации напряжений зависит от формы поперечного сечения и способа сооружения выработки.

При круглой форме поперечного сечения принимается: бурение стволов – 2,0; БВР при спецспособах проходки – 3,0; БВР при обычном способе проходки – 6,0; при любой другой форме поперечного сечения – 6,0.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Геомеханика [Электронный ресурс] : учебник для студентов вузов / А. Н. Шашенко, В. П. Пустовойтенко, Е. А. Сдвижкова ; А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. Е.А. Сдвижкова ; ГБУЗ "Нац. горн. ун-т". – 11 Мб. – Киев : [б.и.], 2015. – 1 файл. – <http://ed.donntu.ru/books/20/cd9683.djvu>
2. Баклашов И.В. Механика подземных сооружений и конструкции крепей [Электронный ресурс] : учебник для вузов / И. В. Баклашов, Б. А. Картозия ; И.В. Баклашов, Б.А. Картозия. – Изд. 3-е, стер. – 13 Мб. – Москва : Студент, 2012. – 1 файл. – Систем. требования: Просмотрщик djvu-файлов. – <http://ed.donntu.ru/books/20/cd9703.djvu>
3. Литвинский, Г.Г. Расчет крепи горных выработок на ЭВМ [Электронный ресурс] : учебное пособие / Г. Г. Литвинский, Э. В. Фесенко, Е. В. Емец ; Г.Г. Литвинский, Э.В. Фесенко, Е.В. Емец ; Донбас. гос. техн. ун-т. – 4 Мб. - Алчевск : ДГТУ, 2011. – 1 файл. – Систем. требования: Acrobat Reader. - ISBN 978-966-310-261-0. – <http://ed.donntu.ru/books/20/cd9706.pdf>
4. Моделирование физических процессов в горном производстве [Электронный ресурс] : учебное пособие для студентов, обучающихся по специальности 21.05.04 "Горное дело" / С. В. Борщевский [и др.] ; С.В. Борщевский, С.А. Калякин, К.Н. Лабинский и др. ; ГОУ ВПО "ДонНТУ". – 8 Мб. – Донецк : ГОУ ВПО "ДонНТУ", 2016. – 1 файл. – Систем. требования: Acrobat Reader. – <http://ed.donntu.ru/books/cd4536.pdf>

Пример расчета средневзвешенной прочности горных пород, вмещающих выработку.

Выбор места расположения выработки

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; $m_{\text{пл}} = 1,4$ м; $R_{\text{пл}} = 15$ 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.

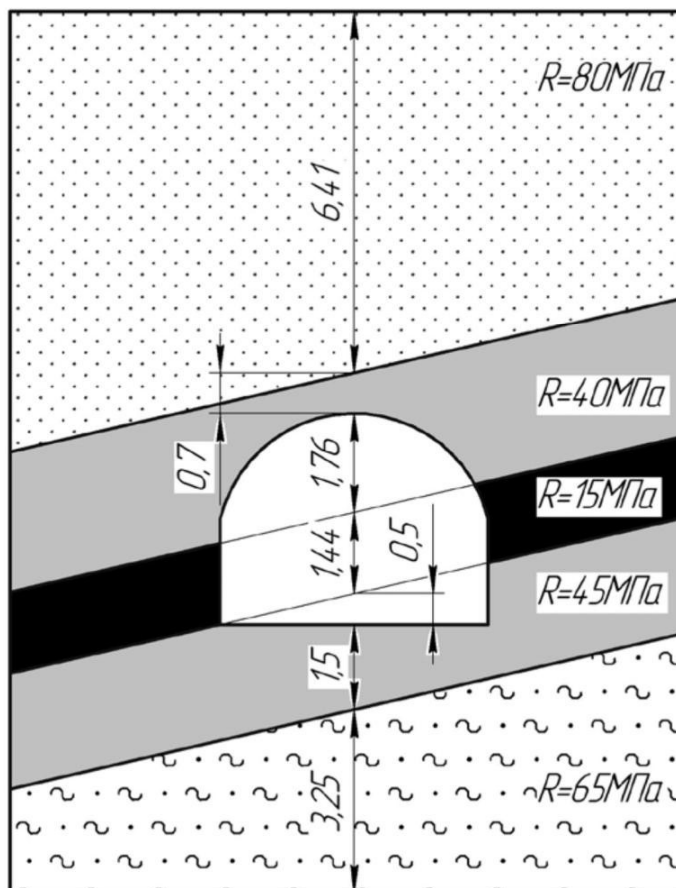


Рисунок 1.1 – Схема к расчёту прочности пород по контуру выработки

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

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 $2 \text{ м}^3/\text{час}$), 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 $2 \text{ м}^3/\text{ч}$), 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 $1,5*B$, в почве – $1,0*B$ и боках – $1,0*B$ [1].

Согласно заданию штрек пластовый. В кровле пласта залегает глинистый сланец мощностью 2,4 м с $R = 40 \text{ МПа}$, а в почве - глинистый сланец мощностью 2,0 м и прочность $R = 45 \text{ МПа}$. 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].

$$R_{\text{СК}} = \frac{\sum(k_c \cdot k_w \cdot R_i \cdot m_i)}{\sum m_k} \quad \text{и} \quad R_{\text{СП}} = \frac{\sum(k_c \cdot k_w \cdot R_i \cdot m_i)}{\sum m_{\text{П}}}$$

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 $R_{\text{СК}} = 52,3$ МПа, $R_{\text{СП}} = 35,6$ 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.

Приложение Б

Исходные данные для расчетов

Вариант №	Глубина залегания	Размеры выработки вчерне, м		Угол падения пород, град	Водоприток в выработку, м ³ /ч	Наличие геологических нарушений	Угольный пласт		Непосредственная кровля		Основная кровля		Непосредственная кровля		Основная почва	
		В	Н				мощность, м	прочность, МПа	мощность, м	прочность, МПа	мощность, м	прочность, МПа	мощность, м	прочность, МПа	мощность, м	прочность, МПа
1	920	3,27	2,76	5	2	Да	0,7	10	1,1	25УС	15	45ПС	0,9	30ГС	9,5	45ПС
2	970	3,57	3,01	10	3	Нет	0,8	11	1,2	26УС	14	48ПС	1,0	31ГС	8,5	47ПС
3	1080	4,18	3,13	15	4	Нет	0,9	12	1,3	27УС	13	50ПС	1,1	32ГС	7,5	49ПС
4	1130	4,75	3,44	20	5	Нет	1,0	13	1,4	28УС	12	52ПС	1,2	33ГС	8,0	50П
5	1000	5,2	3,55	25	1,5	Да	1,1	14	1,5	29УС	11	53ПС	1,3	34ГС	7,9	51П
6	1100	5,44	3,97	30	2,5	Нет	1,2	15	1,6	30ГС	10	55П	1,4	35ПГС	8,3	52П
7	995	3,27	3,46	35	1	Да	1,3	14	1,7	31ГС	11,5	60П	1,5	34ПГС	9,1	54П
8	890	3,27	3,26	30	0,9	Нет	1,4	13	1,8	35ГС	12,5	57П	1,6	33ГС	9,5	55П
9	1190	3,27	3,06	25	3	Нет	1,5	12	1,9	36ГС	13,5	51П	1,7	32ГС	10	57П
10	1250	3,57	3,71	20	5	Нет	1,35	11	2,0	37ГС	7,5	49ПС	1,8	31ГС	12	49П
11	1300	3,57	3,51	15	7	Нет	1,45	10	2,1	38ГС	8,0	47ПС	1,9	30УС	10,5	47ПС
12	1150	3,57	3,31	10	6	Нет	1,25	11	2,2	39ПГС	8,5	45ПС	2,0	29УС	9	50ПС
13	1200	4,18	3,83	5	4	Нет	1,15	12	2,3	40ПГС	9,0	43ПС	2,1	28УС	8,5	53П
14	1280	4,2	3,63	0	3	Нет	1,05	13	2,4	36ГС	9,5	41ГС	2,2	27УС	8,0	54П
15	1350	4,18	3,43	5	2	Да	0,95	14	2,5	35ГС	10,0	40,5ГС	2,3	31ГС	8,9	48ПС
16	1110	4,18	3,94	10	1	Да	0,85	15	2,6	34ГС	9,2	39ГС	2,4	32ГС	7,8	46ПС

Вариант №	Глубина залегания	Размеры выработки в черне, м		Угол падения пород, град	Водоприток в выработку, м ³ /ч	Наличие геологических нарушений	Угольный пласт		Непосредственная кровля		Основная кровля		Непосредственная кровля		Основная почва	
		В	Н				мощность, м	прочность, МПа	мощность, м	прочность, МПа	мощность, м	прочность, МПа	мощность, м	прочность, МПа	мощность, м	прочность, МПа
17	1030	4,8	4,14	15	5	Нет	0,75	14	2,7	32ГС	9,4	42ПС	2,5	33ГС	7,6	45ПС
18	1100	4,75	3,74	20	4	Нет	0,65	13	2,8	30ГС	9,0	46ПС	2,35	34ГС	9,1	41ПС
19	1210	4,8	4,24	25	3	Нет	0,7	12	2,9	28ГС	8,6	49ПС	2,15	35ПГС	10,2	40ГС
20	1195	5,2	4,04	30	2	Да	0,8	11	3,0	29ГС	8,0	52П	2,05	36ПГС	12,3	39ГС
21	1020	5,2	3,84	35	0,9	Да	0,9	10	1,5	27УС	11,0	44ПС	1,95	37ПГС	14,1	56П
22	1130	5,44	4,34	20	6	Нет	1,0	12	1,7	26УС	12	43ПС	1,85	38ГС	13,3	47П
23	1320	5,44	4,14	10	4	Нет	1,1	14	1,9	34ГС	13	42ПС	1,75	35ГС	12,5	59П
24	1220	5,44	3,94	5	3	Нет	1,2	15	1,3	33ГС	14	51П	1,65	34ГС	9,9	48П
25	1000	4,2	3,1	0	2	Да	1,3	13	1,2	32ГС	15	40ГС	1,5	30ГС	10,0	50П

Приложение В

Исходные данные для определения устойчивости горных выработок

Наименования показателей	Значения показателей по вариантам																																	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30				
Тип проектируемой выработки	полевая			пластовая				полевая					пластовая					полевая				пластовая				полевая								
Форма проектируемой выработки																																		
Высота выработки, м	2,76	3,2	4,0	3,01	3,2	3,44	4,0	5,12	3,0	3,55	2,8	2,5	3,46	3,66	3,8	3,06	3,6	3,5	3,2	3,71	3,3	3,5	3,31	3,8	4,0	2,5	3,2	3,43	2,2	4,14				
Ширина выработки, м	3,27	5,0	4,0	3,57	5,2	4,75	5,8	5,12	4,0	5,20	3,8	3,0	3,27	3,66	6,4	3,27	4,2	3,5	4,4	3,57	4,2	5,0	3,57	4,5	4,0	4,0	4,6	4,18	3,4	5,44				
Прочность угля на одноосное сжатие $R_{сж.у.}$, МПа	-			15				-					1,2					-				1,5				-								
Прочность пород на одноосное сжатие $R_{сж.п.}$, МПа	80	90	120	80	25	50	30	60	85	96	120	90	100	15	30	55	70	40	10	8	25	30	80	60	40	30	100	80	120	90				
Плотность вмещающих выработку пород γ , т/м ³	2,53		2,80		2,58		2,89		3,10			3,30		2,45		2,6	2,83		1,65		2,40		2,60		2,75		2,6	2,68		2,7				
Планируемая глубина размещения выработки H , м	400		500		350		600		900		200		1000		650		450		500		200		100		400		1100		1250		800		950	
Расстояние проектируемой выработки до других выработок, м	25	10	80	8	40	35	50	10	80	100	14	7	21	5	10	34	3	9	4	23	12	18	6	28	18	24	7	31	20	8				
Угол наклона выработки β , град.	0	5	0	11	0	7	21	0	0	12	17	4	8	9	0	18	15	6	16	0	14	3	24	0	2	16	20	6	0	14				
Расстояние между трещинами, м	1,2	1,0	1,0	1,2	0,3	0,65	0,5	1,0	1,5	1,2	2,4	1,5	2,0	0,4	0,8	1,1	0,9	1,0	0,2	0,3	0,5	0,7	1,1	0,9	0,6	0,5	1,5	1,8	1,6	1,5				

Наименование показателей	Значение показателей по вариантам																													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Срок службы выработки, лет	5	6	12	8	15	6	10	20	6	3	7	6	5	13	11	9	4	7	13	21	6	3	7	10	7	14	12	7	16	12
Наименование выработки	главный откат. штрек (двухпутевой)	вспомогательный ходок	вент. квершлаг (однопутевой)	бремсберг	главный штрек (однопутевой)	вентиляционный ходок	уклон	откат. квершлаг (двухпутевой)	главный вентиляционный штрек	людской ходок	бремсберг	уклон	вентиляционный ходок	ходок мех. доставки	конвейерный квершлаг	уклон	вентиляционный ходок	бремсберг	людской ходок	главный откат. штрек (двухпутевой)	бремсберг	фланг. вентиляционный ходок	бремсберг	вентиляционный штрек	вентиляционный ходок	бремсберг	уклон	конвейерный уклон	гл. вент. квершлаг (однопутевой)	вентиляционный ходок
Количество подаваемого по выработке воздуха, м ³ /мин	1540	2780	3056	570	4986	3052	706	1250	4900	1020	900	850	1024	789	700	1500	870	960	700	1680	1040	2060	1348	1680	2100	1040	940	860	2890	2000

№	Размеры		m _{пллм}	α, град	γ _{пор} т/м ³	Кровля						Почва						γ _у т/м ³	ВВ	Св	Метан, м ³ /т		Приток воды, м ³ /час	Вид выра- ботки	Глубина работ, м
	L _{кр} , км	L _л , м				Непосред.			Основная			Непосред.			Основная						Пласт	Выр. пр-во			
						Тип пород	f	h/ h _л	Тип пор	f	h	Тип пород	f	h/ h _л	Тип пород	f	h								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26
1	1,0	200	1	4	2,5	изв	7-8	3	пс	5	10	гс	4	13	П	6	10	1,35	+	-	30	-	2	конв	450
2	1,2	210	1,3	10	2,6	гс	3	6/1	пс	4	8	гс	3	4	П	6	6	1,33	+	-	11	12	4	вент	600
3	1,3	220	1,1	8	2,7	пгс	4-5	9	П	6	9	пс	5	1	П	8	12	1,49	+	-	10	20	10	конв	750
4	1,5	190	1,5	16	2,4	гс	4	7	пс	6	10	пс	6	10	гс	4	9	1,5	-	+	15	25	8	вент	300
5	1,8	160	1,8	12	2,5	изв	9	3	пс	5	10	гс	4	13	П	6	10	1,35	+	-	20	-	2	конв	900
6	1,3	200	1,4	7	2,6	гс	4	8/1	пс	5	8	гс	4	4	П	8	6	1,34	+	-	11	12	4	вент	1000
7	1,3	220	1,1	8	2,7	пгс	4-5	9	П	6	9	пс	5	1	П	8	12	1,49	+	-	12	28	6	конв	1200
8	1,6	240	1,5	6	2,6	гс	3	7/2	пс	6	8	П	8	12	гс	5	22	1,5	-	+	10	20	3	вент	550
9	1,0	200	1,2	14	2,5	гс	4	2	пс	5	12	гс	4	10	П	8	9	1,34	+	-	15	5	3	конв	400
10	1,3	250	1,3	10	2,6	гс	3	6/1	пс	4	8	гс	3	4	П	6	6	1,33	+	-	11	12	4	вент	850
11	1,5	200	1,4	11	2,7	пгс	4	8	П	9	9	пс	6	2	П	8	12	1,44	+	-	12	18	8	конв	1100
12	1,3	190	1,1	15	2,4	гс	4	8	пс	6	12	изв	8	10	гс	3	15	1,42	-	+	15	25	6	вент	650
13	1,1	210	1,1	11	2,6	изв	7	2,5	пс	5	8	гс	3	10	пс	5	9	1,33	+	-	10	10	2	конв	500
14	1,4	240	1,4	14	2,5	гс	3	6/1	пс	5	7	гс	3	5	П	6	8	1,39	+	-	11	14	5	вент	700
15	1,3	200	1,0	2	2,5	пгс	5	9	П	6	10	пс	5	5	П	8	10	1,32	+	-	5	10	2	конв	1300
16	1,5	220	1,5	5	2,5	гс	5	7	пс	7	15	пс	5	10	гс	3	9	1,45	-	+	15	25	6	вент	1050
17	1,6	230	1,3	12	2,5	изв	9	3	пс	5	10	гс	4	13	П	6	10	1,36	+	-	5	5	5	конв	950
18	1,3	210	1,3	9	2,6	гс	4	8	пс	5	8	гс	3	5	П	8	8	1,4	+	-	14	14	4	вент	350
19	1,4	240	1,4	4	2,4	пгс	5	8	П	9	9	пс	5	5	П	8	12	1,45	+	-	12	18	5	конв	1250
20	1,6	240	1,5	6	2,6	гс	3	7/2	пс	6	8	П	8	12	гс	5	22	1,5	-	+	10	20	3	вент	400
21	1,2	220	1,2	12	2,6	гс	3	2	пс	6	12	гс	4	10	П	8	10	1,48	+	-	14	14	4	конв	450
22	1,3	230	1,3	13	2,8	гс	3	6/1	пс	6	8	гс	3	6	П	9	9	1,33	+	-	13	23	3	вент	600
23	1,5	250	1,5	15	2,5	пгс	4 5	10	П	8	10	пс	5	5	П	8	12	1,55	+	-	15	15	5	конв	750
24	1,3	200	1,4	15	2,4	гс	5	8	пс	5	12	П	9	10	гс	4	15	1,4	-	+	15	25	4	вент	300
25	1,0	160	1,8	4	2,5	изв	7-8	3	пс	5	10	гс	4	13	П	6	10	1,35	+	-	10	10	2	конв	900
26	1,2	210	1,4	10	2,6	гс	3	6/1	пс	4	8	гс	3	4	П	6	6	1,33	+	-	12	16	4	вент	1000
27	1,3	220	1,2	8	2,7	пгс	4-5	9	П	6	9	пс	5	1	П	8	12	1,49	+	-	10	20	10	конв	1200
27	1,5	190	1,3	16	2,4	гс	4	7	пс	6	10	пс	6	10	гс	4	9	1,34	-	+	15	25	8	вент	550
29	1,8	160	1,4	12	2,5	изв	9	3	пс	5	10	гс	4	13	П	6	8	1,35	+	-	20	-	2	конв	400
30	1,3	200	1,2	7	2,6	гс	4	8/1	пс	5	8	гс	4	4	П	7	6	1,34	+	-	11	12	4	вент	850