

ГЕОМЕХАНИКА

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

Задание для ГПз-18

ИЮНЬ 2021

Варианты заданий на курсовой проект

| № | ФИО | № варианта задания |
|----|----------------------------------|--------------------|
| 1 | Анискин Евгений Андреевич | 1 |
| 2 | Береснев Лаврентий Сергеевич | 2 |
| 3 | Бойко Александр Андреевич | 3 |
| 4 | Елхов Сергей Александрович | 4 |
| 5 | Ерзиков Михаил Николаевич | 5 |
| 6 | Жуков Андрей Петрович | 6 |
| 7 | Звягин Дмитрий Юрьевич | 7 |
| 8 | Куликова Ксения Сергеевна | 8 |
| 9 | Литвинцев Дмитрий Олегович | 9 |
| 10 | Медведев Александр Юрьевич | 10 |
| 11 | Попов Вадим Дмитриевич | 11 |
| 12 | Рюмкин Вячеслав Сергеевич | 12 |
| 13 | Сапожников Александр Сергеевич | 13 |
| 14 | Софронов Никита Анатольевич | 14 |
| 15 | Субботин Виктор Иванович | 15 |
| 16 | Шадрин Илья Евгеньевич | 16 |
| 17 | Швецов Дмитрий Александрович | 17 |
| 18 | Шестопалов Олег Юрьевич | 18 |
| 19 | Веслополов Иван Евгеньевич | 19 |
| 20 | Ермолин Тарас Сергеевич | 20 |
| 21 | Кацер Николай Анатольевич | 21 |
| 22 | Киргизов Алексей Игоревич | 22 |
| 23 | Ковтун Евгений Александрович | 23 |
| 24 | Максимов Денис Александрович | 24 |
| 25 | Никанов Никита Николаевич | 25 |
| 26 | Ситников Антон Иванович | 26 |
| 27 | Тимофеев Максим Игоревич | 27 |
| 28 | Ушаков Роман Евгеньевич | 28 |
| 29 | Федотов Дмитрий Владиславович | 29 |
| 30 | Хлевов Петр Андреевич | 30 |
| 31 | Шарагина Анастасия Александровна | 31 |
| 32 | Шипицын Денис Сергеевич | 32 |
| 33 | Щербаков Василий Олегович | 1 |

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Забайкальский государственный университет»
(ФГБОУ ВО «ЗабГУ»)

Факультет Горный
Кафедра «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых»

ЗАДАНИЕ
на курсовой проект

По дисциплине ГЕОМЕХАНИКА

Студенту _____

(фамилия, имя, отчество)

специальности (направления подготовки) 21.05.04 «Горное дело»

1 Тема курсового проекта Определение допустимых размеров целиков и пролетов
обнажения пород

2 Срок подачи студентом законченного проекта _____ июнь 2021 _____

3 Исходные данные к проекту _____

4 Перечень подлежащих разработке в курсовом проекте вопросов:
обоснование системы разработки, определение допустимого пролёта обнажения, расчёт
размеров целика

5 Перечень графического материала (если имеется): лист формата А1

Дата выдачи задания 10.02.2021

Руководитель курсового проекта _____ М.В.Лизункин
(подпись, расшифровка подписи)

Задание принял к исполнению
« 10 » _____ февраля 20 21 г.

Подпись студента _____ / _____ /
(И.О.Ф.)

Приложение I

Задание на курсовую работу (принимается согласно порядковому номеру студента в списке, выполненном в алфавитном порядке)

| № п/п | Глубина работ (H), м | Мощность р. тела (m, h), м | Угол падения р. тела (α), град. | Предел прочности руды (пор-одн) на сжатие (σ _{сж}), МПа | Коэффициент Пуассона (μ) | Плотность руды (ρ), т/м ³ | Строение кровли | Степень нарушенности руды (г. пород) трещинами | Ориентация основной системы трещин относительно длинной оси целика |
|-------|----------------------|----------------------------|---------------------------------|---|--------------------------|--------------------------------------|-----------------|--|--|
| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| 1 | 200 | 6 | 55 | 100 | 0,2 | 2,0 | слоистое | средне-трещиноватая | вдоль |
| 2 | 250 | 10 | 60 | 80 | 0,21 | 2,1 | блочное | слабо-трещинов. | вдоль |
| 3 | 300 | 14 | 65 | 60 | 0,22 | 2,2 | слоистое | сильно-трещин. | неупорядочен. |
| 4 | 350 | 3 | 70 | 120 | 0,23 | 2,3 | блочное | сильно-трещин. | поперек |
| 5 | 400 | 5 | 75 | 140 | 0,24 | 2,4 | слоистое | средне-трещин. | поперек |
| 6 | 450 | 2 | 10 | 160 | 0,25 | 2,5 | слоистое | слабо-трещин. | неупорядочен. |
| 7 | 500 | 3 | 15 | 180 | 0,26 | 2,6 | слоистое | средне-трещин. | вдоль |
| 8 | 550 | 4 | 25 | 75 | 0,28 | 2,7 | слоистое | сильно-трещин. | неупорядочен. |
| 9 | 600 | 4,5 | 30 | 85 | 0,3 | 2,8 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |
| 10 | 650 | 5,0 | 35 | 95 | 0,32 | 2,9 | блочное | средне-трещин. | поперек |
| 11 | 700 | 5,0 | 50 | 60 | 0,34 | 2,0 | блочное | сильно-трещин. | неупорядочен. |
| 12 | 200 | 10 | 55 | 65 | 0,36 | 2,1 | слоистое | средне-трещин. | поперек |
| 13 | 250 | 15 | 60 | 70 | 0,38 | 2,2 | слоистое | слабо-трещин. | вдоль |
| 14 | 150 | 4 | 65 | 75 | 0,4 | 2,3 | слоистое | сильно-трещин. | неупорядочен. |
| 15 | 300 | 8 | 70 | 80 | 0,37 | 2,4 | блочное | средне-трещин. | вдоль |
| 16 | 350 | 12 | 75 | 85 | 0,35 | 2,5 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |

Продолжение прил. I

| № п/п | характер контакта руды с вмещающими породами | Система разработки | Тип целика | Срок службы целика, лет | Состояние выработанного пространства над целиком | Диаметр заряда, мм | Ориентация оконуривающих шпуров (скважин) относительно стенок целика | Состояние выработанного пространства | Примечание |
|-------|--|--|-----------------------------------|-------------------------|--|--------------------|--|--------------------------------------|--|
| II | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 |
| I | Полное сцепление | С Олоковой под-готовкой | С Ослабленный горными выработками | 1 | не заполнено породой (отставание обруш.) | 100 | Параллельно | Заполняется заплатакой | $d = 400 \text{ мм}; k_p = 1.3$ $a_c = 2.0 \text{ м}; h_p = 2.0 \text{ м}$ $h_{пр} = 10 \text{ м}$ |
| | | | | 2 | | | | | |
| | | | | 3 | | | | | |
| | | | | 4 | | | | | |
| | | | | 5 | | | | | |
| | | | | 6 | | | | | |
| | | | | 7 | | | | | |
| | | | | 8 | | | | | |
| | | | | 9 | | | | | |
| | | | | 10 | | | | | |
| II | Сухое трение | Камерно-столовая с панельной подготовкой | Междуэтажный с плоским дном | 1 | не заполнено породой (отставание обруш.) | 40 | Перпендикулярно | Заполняется заплатакой | $h_H = 5 \text{ м}; h_i = 3.0 \text{ м}$ $v_H = 2.5 \text{ м};$ $v_p = 2.5 \text{ м};$ $v_{пр} = 1.0 \text{ м}$ |
| | | | | 3 | | | | | |
| | | | | 1 | | | | | |
| | | | | 2 | | | | | |
| | | | | 4 | | | | | |
| | | | | 5 | | | | | |
| II | Сухое трение | С Олоковой под-готовкой | Междуэтажный с плоским дном | 5 | не заполнено породой (отставание обруш.) | 70 | Перпендикулярно | Открытое | $h_{погр} = 100 \text{ м}$ $h_H = 5 \text{ м}; h_i = 5 \text{ м}$ |
| | | | | 1 | | | | | |
| | | | | 5 | | | | | |
| | | | | 3 | | | | | |
| II | Пластинчатый просл. | С Олоковой под-готовкой | Междуэтажный с плоским дном | 5 | не заполнено породой (отставание обруш.) | 70 | Параллельно | Открытое | $h_{погр} = 100 \text{ м}$ $h_H = 5 \text{ м}; h_i = 5 \text{ м}$ |
| | | | | 1 | | | | | |
| | | | | 5 | | | | | |
| | | | | 3 | | | | | |

| П/П | Глубина работ (Н), м | Плотность р. тела (ρ_r, ρ_n), м | Угол падения р. тела (α), град. | Предел прочности руды (породы) на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа | Коэффициент Пуассона (μ) | Плотность руды (γ) т/м ³ | Строение кровли | Степень нарушенности руды (г. пород) трещинами | Ориентация основной системы трещин относительно длинной оси целика |
|-----|----------------------|---|--|---|--------------------------------|---|-----------------|--|--|
| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| 17 | 400 | 6 | 80 | 90 | 0,33 | 2,6 | блочное | сильно-трещин. | поперек |
| 18 | 450 | 9 | 85 | 95 | 0,31 | 2,7 | блочное | слабо-трещин. | поперек |
| 19 | 500 | 13 | 90 | 120 | 0,29 | 2,8 | блочное | средне-трещин. | вдоль |
| 20 | 550 | 16 | 87 | 140 | 0,27 | 2,9 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |
| 21 | 600 | 2,0 | 5 | 60 | 0,25 | 3,0 | слоистое | сильно-трещин. | поперек |
| 22 | 650 | 2,5 | 10 | 90 | 0,26 | 2,1 | слоистое | средне-трещин. | неупорядоченная |
| 23 | 700 | 3,0 | 15 | 120 | 0,28 | 2,2 | слоистое | слабо-трещин. | поперек |
| 24 | 150 | 3,5 | 20 | 150 | 0,30 | 2,3 | слоистое | сильно-трещин. | неупорядоченная |
| 25 | 200 | 4,0 | 25 | 50 | 0,32 | 2,4 | блочное | средне-трещин. | вдоль |
| 26 | 250 | 4,5 | 30 | 55 | 0,34 | 2,5 | блочное | слабо-трещин. | поперек |
| 27 | 300 | 5,0 | 35 | 65 | 0,36 | 2,6 | слоистое | сильно-трещин. | поперек |
| 28 | 350 | 5,5 | 40 | 70 | 0,38 | 2,7 | слоистое | средне-трещин. | поперек |
| 29 | 400 | 6,0 | 35 | 75 | 0,4 | 2,8 | слоистое | слабо-трещин. | поперек |
| 30 | 450 | 6,5 | 30 | 80 | 0,41 | 2,9 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |
| 31 | 500 | 7,0 | 25 | 85 | 0,42 | 3,0 | блочное | средне-трещин. | вдоль |
| 32 | 550 | 7,5 | 20 | 100 | 0,43 | 3,1 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |

| П/П | Характер контакта руды о вмещающих породами | Система разработки | Тип целика | Срок службы целика, лет | Состояние выработанного пространства над целиком | Диаметр заряда, мм | Ориентация оконгурирующих шпуров (скважин) относительно стенок целика | Состояние выработанного пространства | Примечание |
|-----|---|---|-----------------------------------|-------------------------|--|--------------------|---|--------------------------------------|--|
| II | К | В | Д | Б | Б | Г | В | В | 20 |
| 17 | Полное сцепление | С блоковой подготовкой | Междуэтажный с воронковыми днищем | 1 | Заполнено оборушенной породой | 100 | Параллельно | Открытое | $v_n = 2.5 м$ $K_p = 1.4$ $d = 200 мм$ $\rho = 2 м$ |
| 18 | | | | 3 | | | | | |
| 19 | | | | 4 | | | | | |
| 20 | | | | 2 | | | | | |
| 21 | | | | 5 | | | | | |
| 22 | | | | 3 | | | | | |
| 23 | | | | 4 | | | | | |
| 24 | | | | 5 | | | | | |
| 25 | | | | 2 | | | | | |
| 26 | | | | 4 | | | | | |
| 27 | Камерно-столобовая | Панельный ослабленный выработками (ленточный) | Более 5 лет | 5 | 70 | 100 | Параллельно | Открытое | $L_b = L_n$ $v_n = 3.5 м$ $h_n = 6 м; h_i = 4 м$ $v_p = 3.0 м$ $v_{np} = 10 м$ |
| 28 | | | | 4 | | | | | |
| 29 | | | | 5 | | | | | |
| 30 | | | | 2 | | | | | |
| 31 | | | | 4 | | | | | |
| 32 | | | | 4 | | | | | |

Министерство общего и профессионального образования РФ

Читинский государственный технический университет

Геомеханика. Определение допустимых размеров
целиков и пролетов обнажения пород

Методические указания к курсовой работе,

Направление: 550600 - "Горное дело".

Специальность: 090200 - "Подземная разработка
месторождений полезных ископаемых"

Чита. 1997

УДК. 622.2.

Геомеханика : Определение допустимых размеров целиков и пролетов обнажения пород . Метод. указ. - Чита: ЧитГТУ, 1997.- 21с.

Указаны правила оформления курсовой работы, порядок ее выполнения, даны рекомендации по расчету параметров системы разработки (допустимые размеры целиков и пролетов обнажения пород)

Табл. 10

Ил. 2

Библ. 6 наим.

Методические указания разработаны к.т.н. В.М.Лизункиным

Утверждены и рекомендованы к изданию решением методического совета университета по направлению 550600 - "Горное дело"

Ответственный за выпуск к.т.н. Г.Г.Пирогов

© Читинский Государственный технический университет, 1997

1. Общие положения

Основная цель курсовой работы - закрепить навыки расчета параметров системы разработки (допустимые размеры целиков и пролетов обнажений) для конкретных горно-геологических условий.

Курсовая работа состоит из графической части объемом 1 лист формата А 1 (841x594) и пояснительной записки объемом 10...15 с. рукописного текста.

Студентам очного обучения задание выдается по материалам первой производственной практики или по индивидуальному заданию (см. прил. 1).

Студенты заочного обучения выполняют работу по горно-геологическим условиям рудника, на котором они работают или по индивидуальному заданию (см. прил. 1).

Защита курсовой работы производится по графику защиты, который составляется руководителем за три недели до начала защиты и доводится до сведения всех студентов.

Защита заключается в докладе студента (3...5 мин) по курсовой работе и ответах на вопросы.

2. Содержание пояснительной записки

2.1. Введение

Во введении следует указать значение геомеханики при подземной разработке месторождений полезных ископаемых и отметить важность применения правильно выбранных параметров системы разработки с точки зрения безопасности работы и полноты извлечения полезного ископаемого. Объем введения 0,5...1,0 с.

2.2. Горно-геологические и горно-технические условия месторождения (исходные данные)

В разделе приводятся исходные данные для выполнения курсового проекта (физико-механические свойства массива, параметры рудного тела и т.д.), а также вычерчивается и описывается в соответствии с заданием система разработки, и формулируются задачи

курсовой работы. Объем 1...2 листа.

2.3. Методика определения параметров системы разработки

В этом разделе в соответствии с исходными горно-геологическими и горно-техническими условиями из известных методов обосновываются наиболее приемлемые методы расчета. В целом излагается методика.

Курсовая работа включает решение двух задач:

1. Определение предельно допустимого пролета обнажения пород в очистных камерах.

2. Расчет размеров целиков. Объем 2...3 с.

2.4. Основные положения методики определения допустимых размеров целиков и пролетов обнажения пород

Начальное напряженное состояние массива рассматривается как результат действия гравитационных сил, сил бокового распора, а также сил, обусловленных тектоническими, орогеническими и другими процессами, происходящими в земной коре и оказывающими влияние на формирование напряженного состояния горного массива.

В общем случае величина вертикальных напряжений, действующих в ненарушенном горном массиве, определяется как

$$\sigma_{\beta} = \sigma_{\beta}^{\text{грав.}} + \Delta \sigma_{\beta},$$

а величина горизонтальных напряжений

$$\sigma_{\gamma} = \sigma_{\gamma}^{\text{грав.}} + \Delta \sigma_{\gamma}, \quad (2)$$

где $\sigma_{\beta}^{\text{грав.}}$ и $\sigma_{\gamma}^{\text{грав.}}$ - соответственно вертикальная и горизонтальная составляющие компонентов напряжений, обусловленные действием гравитационных сил;

$\Delta \sigma_{\beta}$ и $\Delta \sigma_{\gamma}$ - приращения соответственно вертикальной и горизонтальной составляющих компонент.

В тех случаях, когда влияние тектонических и др. процессов на напряженное состояние массива невелико или когда есть какие-либо другие основания считать, что напряженное состояние массива обусловлено, главным образом, гравитационными силами, можно

считать, что

$$\sigma_a = \gamma H, \quad a \quad (3)$$

$$\sigma_r = b \cdot \gamma H = \frac{M}{1-M} \gamma H \quad (4)$$

Учитывая, что в настоящее время практически ни один рудник не располагает достаточным объемом экспериментальных данных для достоверной оценки напряженного состояния горного массива на различных участках месторождения, в настоящих Методических указаниях предусматривается определение нагрузок на конструктивные элементы систем путем их расчета по величине действующих в массиве гравитационных сил.

В тех случаях, когда есть достоверные экспериментальные данные о полной величине напряжений в ненарушенном массиве пород, то вместо расчетных значений σ_a и σ_r , определяемых выражениями (3) и (4), следует использовать экспериментальные данные.

В основу расчета размеров несущих элементов систем разработки положен принцип непревышения развивающимися в опасных сечениях напряжениями предельных значений прочности пород, установленных испытаниями. Критерий "допустимая величина напряжений" используется почти во всех случаях, за исключением задачи по определению допустимого пролета обнажений в породах с развитой трещиноватостью. Такие породы практически теряют способность работать на растяжение, при этом устойчивость обнажений кровли и бортов камер предопределяются уже не столько напряжениями растяжения на контуре, сколько механическим взаимодействием структурных элементов массива, включающим в том числе и явления взаимного подпора и самоаклинивания структурных блоков. Описание такого рода явлений в виде достаточно простых аналитических зависимостей с последующим их использованием в расчетах является задачей неоправданно сложной. В связи с этим, для определения допустимых пролетов обнажений пород с развитой трещиноватостью используется метод статистической аналогии.

Расчетный метод определения допустимой ширины камер рекомендуется лишь для условий слоистого строения массива при слабой трещиноватости пород.

Порядок расчета целиков в общем случае включает:

- определение величины статических нагрузок, действующих на несущие конструктивные элементы систем разработки;
- расчет средней величины напряжений в опасных сечениях;
- определение необходимого запаса прочности, компенсирующего возможное отклонение фактических напряжений и прочности породы от их средних расчётных величин;
- определение размеров целиков, соответствующих предельно допустимой величине напряжений в опасных сечениях;
- корректировка расчётных параметров с учётом динамических нагрузок (по фактору взрывных работ).

Кроме основных исходных показателей, таких как глубина работ, мощность и угол падения рудного тела, высота этажа, длина камер и крепость пород, непосредственно используемых при расчёте нагрузок на целики, на размеры целиков и их несущую способность оказывает влияние целый ряд дополнительных факторов, точный учёт влияния которых затруднителен. Это неравномерность распределения напряжений в опасных сечениях целика, возможное уменьшение прочности пород по отношению к средней его величине, принятой в расчёте; структурное ослабление целика и его ослабление горными выработками и т.д. Учет таких факторов осуществляется введением в расчёт соответствующих корректирующих коэффициентов. Объём раздела 3...4 с.

2.5. Заключение

В заключение указываются краткие выводы по курсовой работе, т.е. отмечаются для данных горно-геологических и горно-технических условий выбранные методы расчёта, а также параметры допустимых обнажений пород и размеры целиков.

3. Содержание графической части

На листе А1 привести схему к расчёту целиков с указанием всех сил, действующих в массиве, вычертить (в трёх проекциях) систему разработки с целиками с указанием полученных прочных

размеров и допустимых пролетов обнажения.

Список литературы

1. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. Чита: Изд. Читинского филиала ВНИИГорцветмет, 1988. - 126с.
2. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М: Недра, 1984. - 359с.
3. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов. Л: Изд. ВНИИМ, 1972.
4. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения. М: Углетехиздат, 1948.
5. А.А.Борисов. Механика горных пород и массивов. М: Недра, 1980. - 360с.
6. И.А.Турчанинов, М.А.Иофис, Э.В.Каспарьян. Основы механики горных пород. М: Недра, 1989. - 488с.

Задание на курсовую работу (принимается согласно порядковому номеру студента в списке, выполненном в алфавитном порядке)

| № П/П | Глубина работ (Н), м | Мощность р. тела (m, h), м | Угол падения р. тела (α), град. | Предел прочности руды (пор-ции) на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа | Коэффициент Пуассона (μ) | Плотность руды (ρ), т/м ³ | Строение кровли | Степень нарушенияности руды (г. пород) трещинами | Ориентация основной системы трещин относительно длинной оси целика |
|-------|----------------------|--------------------------------|--|--|--------------------------------|---|-----------------|--|--|
| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| I | 200 | 6 | 55 | 100 | 0,2 | 2,0 | слоистое | средне-трещиноватая | вдоль |
| 2 | 250 | 10 | 60 | 80 | 0,21 | 2,1 | блочное | слабо-трещинов. | вдоль |
| 3 | 300 | 14 | 65 | 60 | 0,22 | 2,2 | слоистое | сильно-трещин. | неупорядочен. |
| 4 | 350 | 3 | 70 | 120 | 0,23 | 2,3 | блочное | сильно-трещин. | поперек |
| 5 | 400 | 5 | 75 | 140 | 0,24 | 2,4 | слоистое | средне-трещин. | поперек |
| 6 | 450 | 2 | 10 | 160 | 0,25 | 2,5 | слоистое | слабо-трещин. | неупорядочен. |
| 7 | 500 | 3 | 15 | 180 | 0,26 | 2,6 | слоистое | средне-трещин. | вдоль |
| 8 | 550 | 4 | 25 | 75 | 0,28 | 2,7 | слоистое | сильно-трещин. | неупорядочен. |
| 9 | 600 | 4,5 | 30 | 85 | 0,3 | 2,8 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |
| 10 | 650 | 5,0 | 35 | 95 | 0,32 | 2,9 | блочное | средне-трещин. | поперек |
| 11 | 700 | 5,0 | 50 | 60 | 0,34 | 2,0 | блочное | сильно-трещин. | неупорядочен. |
| 12 | 200 | 10 | 55 | 65 | 0,36 | 2,1 | слоистое | средне-трещин. | поперек |
| 13 | 250 | 15 | 60 | 70 | 0,38 | 2,2 | слоистое | слабо-трещин. | вдоль |
| 14 | 150 | 4 | 65 | 75 | 0,4 | 2,3 | слоистое | сильно-трещин. | неупорядочен. |
| 15 | 300 | 8 | 70 | 80 | 0,37 | 2,4 | блочное | средне-трещин. | вдоль |
| 16 | 350 | 12 | 75 | 85 | 0,35 | 2,5 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |

Продолжение прил. I

| № П/П | характер контакта руды с вмещающими породами | Система разрабтки | Тип целика | Срок службы целика, лет | Состояние выработанного пространства над целиком | Диаметр заряда, мм | Ориентация оконурывающих шпуров (скважин) относительно стенок целика | Состояние выработанного пространства | Примечание |
|-------|--|---|--|-------------------------|--|--------------------|--|--------------------------------------|---|
| II | К | ЕЗ | И4 | Б5 | Б6 | И7 | В8 | И9 | 20 |
| 1 | Полное сцепление | С блоковой подготовкой | Междукамерный, ослабленный горными выработками | 1 | Заполнено породой (нормальной отставание обруш.) | 100 | Параллельно | Заполняется закладкой | $d=400\text{ мм}; K_p=1.3$ $a_i=2.0\text{ м}; h_p=2.0\text{ м}$ $h_{np}=10\text{ м}$ |
| 2 | | | | | | | | | |
| 3 | | | | | | | | | |
| 4 | | | | | | | | | |
| 5 | | | | | | | | | |
| 6 | Сухое трение | Камерно-столбовая с панельной подготовкой | Междукамерный, ослабленный горными выработками | 1 | Не заполнено породой (слепое рудное тело) | 40 | Перпендикулярно | Заполняется закладкой | $h_H=5\text{ м}; h_i=3.0\text{ м}$ $l_{ш}=2.5\text{ м};$ $l_p=2.5\text{ м};$ $l_{np}=1.0\text{ м}$ |
| 7 | | | | | | | | | |
| 8 | | | | | | | | | |
| 9 | | | | | | | | | |
| 10 | Пластинчатый просл. | С блоковой подготовкой | Междуэтажный с плоским днищем | 4 | Не заполнено породой (слепое рудное тело) | 70 | Перпендикулярно | Открытое | $h_{погр.}=100\text{ м}$ $h_H=5\text{ м}; h_i=5\text{ м}$ |
| 11 | | | | | | | | | |
| 12 | | | | | | | | | |
| 13 | | | | | | | | | |
| 14 | | | | | | | | | |
| 15 | | | | | | | | | |
| 16 | | | | | | | | | |

| № П/П | Глубина работ (H), м | Мощность р. тела (m _р), м | Угол падения р. тела (α), град. | Предел прочности руды (породы) на сжатие (σ _{сж}), МПа | Коэффициент Пуассона (μ) | Плотность руды (γ) т/м ³ | Строение кровли | Степень нарушенности руды (г. пород) трещинами | Ориентация основной системы трещин относительно длинной оси целика |
|-------|----------------------|---------------------------------------|---------------------------------|--|--------------------------|-------------------------------------|-----------------|--|--|
| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| 17 | 400 | 6 | 80 | 90 | 0,33 | 2,6 | блочное | сильно-трещин. | поперек |
| 18 | 450 | 9 | 85 | 95 | 0,31 | 2,7 | блочное | слабо-трещин. | поперек |
| 19 | 500 | 13 | 90 | 120 | 0,29 | 2,8 | блочное | средне-трещин. | вдоль |
| 20 | 550 | 16 | 87 | 140 | 0,27 | 2,9 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |
| 21 | 600 | 2,0 | 5 | 60 | 0,25 | 3,0 | слоистое | сильно-трещин. | поперек |
| 22 | 650 | 2,5 | 10 | 90 | 0,26 | 2,1 | слоистое | средне-трещин. | неупорядоченная |
| 23 | 700 | 3,0 | 15 | 120 | 0,28 | 2,2 | слоистое | слабо-трещин. | поперек |
| 24 | 150 | 3,5 | 20 | 150 | 0,30 | 2,3 | слоистое | сильно-трещин. | неупорядоченная |
| 25 | 200 | 4,0 | 25 | 50 | 0,32 | 2,4 | блочное | средне-трещин. | вдоль |
| 26 | 250 | 4,5 | 30 | 55 | 0,34 | 2,5 | блочное | слабо-трещин. | поперек |
| 27 | 300 | 5,0 | 35 | 65 | 0,36 | 2,6 | слоистое | сильно-трещин. | поперек |
| 28 | 350 | 5,5 | 40 | 70 | 0,38 | 2,7 | слоистое | средне-трещин. | поперек |
| 29 | 400 | 6,0 | 35 | 75 | 0,4 | 2,8 | слоистое | слабо-трещин. | поперек |
| 30 | 450 | 6,5 | 30 | 80 | 0,41 | 2,9 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |
| 31 | 500 | 7,0 | 25 | 85 | 0,42 | 3,0 | блочное | средне-трещин. | вдоль |
| 32 | 550 | 7,5 | 20 | 100 | 0,43 | 3,1 | блочное | слабо-трещин. | вдоль |

| № П/П | характер контакта руды с вмещающими породами | Система разработки | Тип целика | Срок службы целика, лет | Состояние выработанного прострства над целиком | Диаметр заряда, мм | Ориентация оконтуривающих шурфов (скважин) относительно стенок целика | Состояние выработанного прострства | Примечание | | | | | | | | |
|-------|--|--|-----------------------------------|---|--|------------------------------|---|------------------------------------|---|---|---|---|------------------------------|----|-----------------|----------|--|
| II | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | | | | | | | | |
| 17 | Полное сцепление | С блоковой подготовкой | Междуэтажный с воронковыми днищем | 1 | Заполнено обрушенной породой | 100 | Параллельно | Открытое | L _H = 2,5 м K _p = 1,4 d = 200 мм P = 2 м | | | | | | | | |
| 18 | | | | 3 | | | | | | | | | | | | | |
| 19 | | | | 4 | | | | | | | | | | | | | |
| 20 | | | | 2 | | | | | | | | | | | | | |
| 21 | | Слабый ослабленный выработками (ленточный) | Камерно-столбовая | Панельный ослабленный выработками (ленточный) | 5 | Заполнено обрушенной породой | 40 | Перпендикулярно | Открытое | L _ш = 3,0 м; h _H = 4 м; h _г = 6 м | | | | | | | |
| 22 | | | | | 3 | | | | | | | | | | | | |
| 23 | | | | | 4 | | | | | | | | | | | | |
| 24 | | | | | 5 | | | | | | | | | | | | |
| 25 | | | | | 2 | | | | | | | | | | | | |
| 26 | | | | | 4 | | | | | | | | | | | | |
| 27 | Слабый ослабленный выработками | | | | Камерно-столбовая | | | | | | Панельный ослабленный выработками (ленточный) | 4 | Заполнено обрушенной породой | 50 | Перпендикулярно | Открытое | L _p = 3,0 м L _{пр} = 10 м |
| 28 | | | | | | | | | | | | 5 | | | | | |
| 29 | | | | | | | | | | | | 2 | | | | | |
| 30 | | | | | | | | | | | | 4 | | | | | |
| 31 | | 5 | | | | | | | | | | | | | | | |
| 32 | | 2 | | | | | | | | | | | | | | | |
| 31 | Сухое трение | Камерно-столбовая | Панельный ослабленный выработками | 5 лет | Заполнено обрушенной породой | 70 | Параллельно | Открытое | L _г = L _H L _ш = 3,5 м h _H = 6 м; h _г = 4 м L _p = 3,0 м L _{пр} = 10 м | | | | | | | | |
| 32 | | | | 5 лет | | | | | | | | | | | | | |

Образец титульного листа

Читинский государственный технический университет

КУРСОВАЯ РАБОТА

по дисциплине Геомеханика: Определение допустимых
размеров целиков и пролетов обнажения пород

Направление 550600 - "Горное
дело", специальность 090200

Выполнил: студент группы ГП

Ф.И.О.

Руководитель: доцент

Ф.И.О.

Чита, 1997 г.

Приложение 3

Таблица 3.1

Рекомендуемые значения коэффициента K_H

| L | При незначительной податливости целиков | При незначительной податливости целиков, наличии слабых и пластичных прослойков |
|-------------|---|---|
| 0,1 | 0,6 | 0,4 |
| 0,3 | 0,8 | 0,6 |
| 0,5 | 0,9 | 0,8 |
| 0,7 | 1,0 | 0,9 |
| 0,8 и более | 1,0 | 1,0 |

Таблица 3.2

Ориентировочные значения $K_{стр}$ для пород различной степени нарушенности, работающих на сжатие

| Степень нарушенности пород трещинами | Ориентировочные значения $K_{стр}$ |
|--------------------------------------|------------------------------------|
| Слаботрещиноватые | > 0,45 |
| Среднетрещиноватые | 0,3 - 0,45 |
| Сильнотрещиноватые | 0,15 - 0,30 |
| Раздробленные | < 0,15 |

Таблица 3.3

Значения коэффициента δ_{α_i} , учитывающего степень снижения прочности пород в массиве в зависимости от ориентировки трещин

| Угол наклона трещины к направлению нагрузки (α_i , град.) | δ_{α_i} |
|---|---------------------|
| 0 - 10 | 0,9 |
| 10 - 20 | 0,8 |
| 20 - 30 | 0,7 |
| 30 - 40 | 0,6 |
| 40 - 50 | 0,55 |
| 50 - 60 | 0,65 |
| 60 - 70 | 0,75 |
| >70 | 0,8 |

Таблица 3.4

Изменение коэффициента трещиноватости от густоты трещин

| Приведенное число трещин N^1 | Коэффициент трещиноватости K_T |
|--------------------------------|----------------------------------|
| 0 - 4 | 0,85 |
| 4 - 8 | 0,65 |
| 8 - 12 | 0,5 |
| 12 - 16 | 0,45 |
| >16 | 0,4 |

Таблица 3.5
Рекомендуемые значения коэффициента $K_{вр}$

| Срок службы целика или камеры, лет | Значение $K_{вр}$ | |
|---------------------------------------|--|--|
| | слабо или среднетре- щинчатые породы $K_{стр} > 0,4$ | сильнотрещиноватые или пластичные по- роды ($K_{стр} < 0,4$) |
| До 2 | 1,0 | 1,0 |
| 2 - 5 | 0,8 | 0,7 |
| Свыше 5 | 0,7 | 0,5 |

Таблица 3.6
Рекомендуемые значения коэффициента упрочнения K_y

| $\frac{h}{a}$ | K_y |
|---------------|-----------|
| 1,0 | 1,4 |
| 2,0 | 1,5 - 1,6 |
| 2,5 | 1,6 - 1,7 |

Таблица 4.1
Классификация пород кровли по устойчивости
(для глубины 200 ... 350м) /3/

| Наименование и характеристика пород кровли | Качественная характеристика устойчивости | Допустимый пролет об- нажения, м |
|---|--|--|
| Толстослоистые слабонарушенные пес- чаники, известняки, доломиты, сланцы оса- дочного и метаморфического происхож- дения | Устойчивые | Более 12 |
| Слабонарушенные неслоистые метамор- фические изверженные породы | | |

Окончание табл. 4.1

| Наименование и характеристика пород кровли | Качественная характеристика устойчивости | Допустимый пролет об-нажения, м |
|---|--|---------------------------------|
| Грубослоистые и толстослоистые средней нарушенности песчаники, известняки, доломиты, сланцы осадочного и метаморфического происхождения. Ненарушенные трещинами мергели | Средней устойчивости | 8 - 12 |
| Неслоистые метаморфические и изверженные породы средней нарушенности | | |
| Среднеслоистые известняки, сланцы осадочного и метаморфического происхождения, средненарушенные трещинами. Слабонарушенные мергели и аргиллиты | Слабоустойчивые | 5 - 8 |
| Средненарушенные изверженные и неслоистые метаморфические породы | | |
| Тонкослоистые и среднеслоистые известняки, сланцы осадочного и метаморфического происхождения, сильно нарушенные мергели и аргиллиты | Неустойчивые | Менее 5 |
| Сильнонарушенные изверженные и неслоистые метаморфические породы | | |

Таблица 4.2

Зависимость параметра " " от строения и прочности пород

| Средний размер куска структурного блока, м | Вторичные изменения, % | Прочность пород в массиве при сжатии, МПа | Значение параметра "Z" |
|--|------------------------|---|------------------------|
| Более 1,0 | Отсутств. | Более 80 | 20 и более |
| 0,5 - 1,0 | Менее 20 | 60 - 80 | 15 - 19 |
| 0,25 - 0,5 | 20 - 30 | 40 - 60 | 10 - 14 |
| 0,1 - 0,25 | 30 - 40 | 10 - 40 | 6 - 9 |
| Зона дробления, рассланцевания | Более 40 | Менее 10 | 5 и менее |

Таблица 5.1
Рекомендуемая минимальная ширина междукламерных целиков
при камерно-столбовой системе разработки

| Выемочная мощность, м | Минимальная ширина целиков, м | |
|--------------------------|-------------------------------|-----------|
| | столбчатых | ленточных |
| 4 | 3 | 3 |
| 4 - 10 | 5 | 4 |
| 10 - 15 | 6 | 5 |
| > 15 | 7 | 6 |

Таблица 6.1
Минимально допустимые значения ширины междукламерных
целиков и толщины потолочины при блоковой подготовке
рудных тел

| Мощность рудного тела, м | Минимальная толщина потолочины, м | Минимальная толщина меж- дукамерного целика, м |
|-----------------------------|--------------------------------------|---|
| Менее 2 м | 3,0 | 6,6 |
| Более 2 м | 4,0 | 6,6 |

Приложение 4

Основные физико-механические характеристики горных пород
на некоторых месторождениях руд цветных металлов

| Месторождение | Наименование горных пород | Объемный вес γ , МН/м ³ | Прочность в образце | | | Модуль упругости $E \times 10^{-4}$, МПа | Коэффициент Пуассона, μ | Сцепление, C , МПа |
|--|------------------------------------|---|--|---|--------------------------|---|-----------------------------|----------------------|
| | | | при одноосном сжатии $\sigma_{сж}^o$, МПа | при одноосном растяжении σ_p^o , МПа | при срезе τ^o , МПа | | | |
| Рудник "Западный" | Известняки | 0,0266-0,0268 | 46-225 | - | - | 3,56-10,6 | 0,25-0,72 | - |
| | Известняки оруденелые | 0,0286-0,0400 | - | - | - | - | - | - |
| | Брекчия | 0,0265-0,0273 | 80 | - | - | 6,52 | - | - |
| | Доломит | 0,0279-0,0286 | 72-85 | - | - | 5,39-7,89 | 0,30-0,38 | - |
| | Мончегорское (Кольский полуостров) | Диабаз | 0,0304 | 309 | 52 | - | - | - |
| | Оливинит | 0,0363 | - | - | - | - | - | - |
| | Габбро-норит | 0,0293 | - | - | - | - | - | - |
| Печенганикель (Кольский п-ов, Мурманск. обл) | Норит-меланократовый | 0,0315-0,0322 | - | - | - | - | - | - |
| | Перидотит | 0,0321-0,0238 | - | - | - | - | - | - |
| | Пироксенит-оливиновый | 0,0324-0,0330 | - | - | - | - | - | - |
| | Энстатитит | 0,0314-0,0328 | - | - | - | 9,00-14,2 | 0,22-0,27 | - |
| | Сerpентинит оруденелый | 0,0298 | 90-130 | 10 | - | 4,72-6,20 | 0,27-0,34 | - |
| | Разданское (Норильский комбинат) | Диабазовый порфирит | 0,0285 | 157 | - | - | 2,83 | - |
| Разданское (Норильский комбинат) | Кварцевый диорит | 0,0271 | 250 | - | - | 4,88 | - | - |
| | Сиениты | 0,0254-0,0255 | 77-97 | - | - | 2,83-2,84 | - | - |
| | Скарны | 0,0203-0,0394 | 153-190 | - | - | 2,40-4,34 | - | - |
| | Туфопесчаники | 0,0355 | 125 | - | - | 2,83 | - | - |
| | Роговик | 0,0310 | 180 | - | - | 3,97 | - | - |

Основные физико-механические характеристики горных пород
на некоторых месторождениях руд цветных металлов

| Месторождение | Наименование горных пород | Объемный вес γ , МН/м ³ | Прочность в образце | | | Модуль упругости $E \times 10^{-4}$, МПа | Коэффициент Пуассона, μ | Сцепление, C , МПа |
|----------------------------------|------------------------------------|---|--|---|--------------------------|---|-----------------------------|----------------------|
| | | | при одноосном сжатии $\sigma_{сж}^o$, МПа | при одноосном растяжении σ_p^o , МПа | при срезе τ^o , МПа | | | |
| Рудник "Западный" | Известняки | 0,0266-0,0268 | 46-225 | - | - | 3,56-10,6 | 0,25-0,72 | - |
| | Известняки оруденелые | 0,0286-0,0400 | - | - | - | - | - | - |
| | Брекчия | 0,0265-0,0273 | 80 | - | - | 6,52 | - | - |
| | Доломит | 0,0279-0,0286 | 72-85 | - | - | 5,39-7,89 | 0,30-0,38 | - |
| | Мончегорское (Кольский полуостров) | Диабаз | 0,0304 | 309 | 52 | - | - | - |
| | Оливинит | 0,0363 | - | - | - | - | - | - |
| | Габбро-норит | 0,0293 | - | - | - | - | - | - |
| Печенганикель (Кольский п-ов) | Норит-меланократовый | 0,0315-0,0322 | - | - | - | - | - | - |
| | Перидотит | 0,0321-0,0238 | - | - | - | - | - | - |
| | Пироксенит-оливиновый | 0,0324-0,0330 | - | - | - | - | - | - |
| | Энстатитит | 0,0314-0,0328 | - | - | - | 9,00-14,2 | 0,22-0,27 | - |
| | Сerpентинит оруденелый | 0,0298 | 90-130 | 10 | - | 4,72-6,20 | 0,27-0,34 | - |
| | Разданское (Норильский комбинат) | Диабазовый порфирит | 0,0285 | 157 | - | - | 2,83 | - |
| Разданское (Норильский комбинат) | Кварцевый диорит | 0,0271 | 250 | - | - | 4,88 | - | - |
| | Сиениты | 0,0254-0,0255 | 77-97 | - | - | 2,83-2,84 | - | - |
| | Скарны | 0,0203-0,0394 | 153-190 | - | - | 2,40-4,34 | - | - |
| | Туфопесчаники | 0,0355 | 125 | - | - | 2,83 | - | - |
| | Роговик | 0,0310 | 180 | - | - | 3,97 | - | - |

| Месторождение | Наименование горных пород | Объемный вес γ , МН/м ³ | Прочность в образце | | | Модуль упругости $E \times 10^{-4}$, МПа | Коэффициент Пуассона, μ | Сцепление, C , МПа |
|----------------------------------|---------------------------|---|--|---|--------------------------|---|-----------------------------|----------------------|
| | | | при одноосном сжатии $\sigma_{сж}^0$, МПа | при одноосном растяжении σ_p^0 , МПа | при срезе τ_0 , МПа | | | |
| Талнахское (Норильский комбинат) | Алевролит углекислый | 0,0267 | 89 | 11 | 18 | - | - | 30 |
| | Ангидрит | 0,0278-0,0291 | 81-149 | 9-11 | 16-24 | 7,10-9,70 | 0,29 | 24-55 |
| | Базальт | 0,0251-0,0283 | 76-228 | 9-21 | 15-38 | 3,0-11,0 | 0,22-0,29 | 20-60 |
| | Габбро-диабаз | 0,0203-0,0328 | 46-232 | 7-29 | 11-44 | 6,1-11,2 | 0,26-0,32 | 15-68 |
| | Габбро-диорит | 0,0284 | 227 | 27 | 48 | 7,60-7,90 | 0,29 | 72 |
| | Габбро-долерит | 0,0282 | 46-161 | 14 | 26 | 7,40-7,50 | 0,37 | 40 |
| | Габбро-оливиновое | 0,0284-0,0297 | 110-125 | 12-16 | 20-22 | 6,40-10,4 | 0,19-0,24 | 34-36 |
| | Долерит | 0,0283-0,0293 | 75-130 | 10-16 | 16-28 | 7,10-7,60 | 0,25 | 23-43 |
| | Доломит | 0,0275 | 115 | 16 | 24 | - | - | 36 |
| | Оруденелый известняк | 0,0273 | 143 | 16 | 27 | 8,90-9,0 | 0,30 | 40 |
| | Мергель | 0,0293 | 111 | 12 | 20 | - | - | 31 |
| | Песчаник | 0,0250-0,0265 | 67-237 | 6-27 | 11-18 | 5,30-9,1 | 0,22-0,28 | 23-78 |
| | Пирротиновая жила | 0,0400-0,0458 | 100-156 | 7-11 | 15-24 | 2,50-4,50 | 0,31-0,43 | 31-53 |
| | Роговики | 0,0268-0,0281 | 88-261 | 11-34 | 19-56 | 6,0-9,70 | 0,22-0,29 | 34-84 |
| | Скарны | 0,0253-0,0283 | 173-206 | 3-22 | 5-37 | 2,70 | 0,22 | 8-52 |
| | Халькопиритовая жила | 0,0401-0,0440 | 97-121 | 7-9 | 13-15 | - | - | 33-42 |
| | Туффит | 0,0260 | 120 | 11 | 20 | - | - | 38 |
| | Руда медноникелевая | 0,0424-0,0467 | 44-71 | - | - | 3,69-4,50 | 0,23-0,41 | - |
| | Руда сульфидная | 0,0408-0,0430 | 34-83 | - | - | 2,64-9,20 | 0,21-0,34 | - |
| | Диорит кварцевый | 0,0268 | 252 | 19 | - | 3,40 | - | 54 |
| Конгломерат | 0,0256 | 236 | 9 | - | 2,40 | - | 43 | |
| Песчаник мел | 0,0264 | 250 | 22 | - | 2,70 | - | 78 | |

| Месторождение | Наименование горных пород | Объемный вес γ , МН/м ³ | Прочность в образце | | | Модуль упругости $E \times 10^{-4}$, МПа | Коэффициент Пуассона, μ | Сцепление, C , МПа |
|--|--|---|--|---|--------------------------|---|-----------------------------|----------------------|
| | | | при одноосном сжатии $\sigma_{сж}^0$, МПа | при одноосном растяжении σ_p^0 , МПа | при срезе τ_0 , МПа | | | |
| Фестивальное (Хабаровский край Солнечный комбинат) | козернистый Порода кварце-турмалиновая | 0,0266 | 220 | 21 | - | 2,70 | - | 71 |
| | Руда кварцарсенипиритовая | 0,0345 | 180 | 15 | - | 4,20 | - | 62 |
| | Руда кварц-пирит-халькопиритовая | 0,0278 | 250 | 16 | - | 3,60 | - | 20 |
| | Руды окисленные | 0,0277 | 136 | 11 | - | 3,50 | - | - |
| | Туфы | 0,0250-0,0263 | 200-257 | 16-22 | - | 2,10-2,40 | - | 19-78 |
| Шерловогорское (Забайкалье, Читинская обл.) | Брекчия массивная | 0,0245 | 91 | 6 | - | 1,42 | - | 7 |
| | Брекчия обожренная | 0,0255 | 40 | 14 | - | 3,14 | - | 3 |
| | Брекчия турмалинизированная | 0,0234 | 130 | 8 | - | 1,77 | - | 5 |
| | Порфир диоритовый | 0,0267 | 95 | 6 | - | 1,86 | - | 19 |
| | Порфир кварцевый | 0,0233 | 24 | 3 | - | 1,53 | - | 6 |
| | Порфир плагиоклазкварцевый | 0,0215 | 45 | 2 | - | 0,54 | - | 12 |
| Дарасунское золоторудн. | Ведная руда | 0,029 | 141 | - | - | 6,9 | 0,23 | - |

| Месторождение | Наименование горных пород | Объемный вес γ , МН/м ³ | Прочность в образце | | | Модуль упругости $E \times 10^{-4}$, МПа | Коэффициент Пуассона μ | Сцепление, С, МПа |
|--|--------------------------------------|---|--|---|--------------------------|---|----------------------------|-------------------|
| | | | при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$, МПа | при одноосном растяжении $\sigma_{р}$, МПа | при срезе τ_0 , МПа | | | |
| Тасеевское золоторудное | Кварц | 0,025 | 61-110 | - | - | 3,8-4,9 | 0,19 | - |
| Советское золоторудное | Кварц | 0,025-0,029 | 107-231 | 2-7 | - | 6,3-7,6 | 0,23 | - |
| Полиметаллич. мест. Иртышск. комбината | Свинцово-медная руда | 0,030-0,038 | 110-180 | 8-20 | - | - | - | - |
| Гайское медное | Сплошной медный колчедан | 0,043 | 90 | 9 | - | 0,8 | 0,38 | - |
| | Прожилково-вкрапленные колчеданы | 0,030 | 100 | 20 | - | 1,0-1,5 | 0,25-0,45 | - |
| Кжно-Уральское Бокситов. (СУБР) | Зеленоватосерая (пестроцветная руда) | 0,027 | 130-200 | - | - | 1,4-3,0 | - | - |
| Хайдарканское сурмяно-ртутное | Руда антимонитовая | 0,028 | 70 | 3 | - | 1,8 | 0,20 | - |
| Ингишкинское вольфрамовое | Брекчия | 0,028 | 152 | 10 | - | 5,1 | 0,38 | - |
| | Пироксеновые скарны | 0,031 | 130 | - | - | 4,0-6,2 | - | - |
| Садонское полиметаллическое | Граниты катаклизированные | 0,025-0,038 | 55-88 | - | - | 5,4 | 0,35 | - |
| Вишневогорское редкометаллич. | Пегматиты | 0,026 | 140-160 | - | - | 4,3 | 0,20 | - |

ОГЛАВЛЕНИЕ

| | |
|--|----|
| 1. Общие положения | 3 |
| 2. Содержание пояснительной записки..... | 3 |
| 3. Содержание графической части..... | 6 |
| Список рекомендуемой литературы..... | 7 |
| Приложение 1..... | 8 |
| Приложение 2..... | 12 |
| Приложение 3..... | 13 |
| Приложение 4..... | 18 |

Лицензия ЛРв 0505526 от 23.04.92

Редактор Н.П. Романова

Сдано в производство 1.02.93

Форм. бум. 60x84. 1/16 Бум. тип. №2

Печать офсетная. Гарнитура литературная.

Уч.- изд. 1,5 Усл. печ. 1,4 Тираж 100 экз.

Заказ №6 План 1992 г.

Читинский государственный технический университет

Ротапринтер ЧитГТУ

072039, Чита; ул.Александрово-Заводская 30

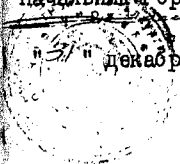
МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

СОГЛАСОВАНО:

Начальник Горного управления

Р.И.Семигин

"31" декабря 1986 г.



УТВЕРЖДАЮ:

Заместитель Министра

К.К.Арбиев

"31" декабря 1986 г.



МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ РАЗМЕРОВ КАМЕР И ЦЕЛИКОВ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Чита

1986 год.

Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. Чита, 1968, 126 с. (М-во цветной металлургии СССР. Всесоюзный научно-исследовательский, проектный и конструкторский институт горного дела цветной металлургии ВНИИГорцветмет, Читинский филиал).

Приведены основные положения различных способов определения допустимых пролётов обнажения пород, а также методы расчёта целиков применительно к условиям разработки полого- и крутопадающих рудных тел. Уделено внимание особенностям расчёта параметров целиков при отработке слепых рудных тел с ограниченными размерами по простиранию.

Рассмотрены практические приёмы расчёта допустимых пролётов обнажения пород и размеров целиков применительно к различным горно-техническим условиям разработки месторождений, а также программы и рабочие инструкции к расчёту целиков на микрокалькуляторе БЗ-34.

Методические указания рассмотрены и приняты НТС Читинского филиала ВНИИГорцветмет и ВНИИ, согласованы с институтами Унипромедь и ВНИИГорцветмет (г. Москва), Горным управлением МЦМ СССР и утверждены заместителем министра.

Предназначены для специалистов, занимающихся исследованиями, проектированием и подземной разработкой рудных месторождений.

Ил. 12, табл. 17, библиогр. 16.

| | |
|---|-----|
| ПЕРЕЧЕНЬ УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ В ТЕКСТЕ | 4 |
| ВВЕДЕНИЕ | 9 |
| 1. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ЦЕЛИКОВ И ОБНАЖЕ- НИЙ ПОРОД | 12 |
| 2. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДОПУСТИМЫХ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ И ПРОЛЁТОВ ОБНАЖЕНИЯ ПОРОД | 16 |
| 3. ХАРАКТЕРИСТИКА И СПОСОБЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЛИЧИН РАС- ЧЁТНЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ | 19 |
| 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМЫХ ПРОЛЁТОВ ОБНАЖЕНИЯ ПОРОД ... | 32 |
| 5. РАСЧЁТ ЦЕЛИКОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМОЙ С ПАНЕЛЬ- НОЙ ПОДГОТОВКОЙ РУДНЫХ ТЕЛ | 39 |
| 5.1. Общие положения | 39 |
| 5.2. Расчёт изолированных междукамерных целиков ... | 41 |
| 5.3. Расчёт ленточных целиков | 44 |
| 5.4. Дополнительные замечания к расчёту целиков ... | 48 |
| 6. РАСЧЁТ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С БЛЮК- ОВОЙ ПОДГОТОВКОЙ РУДНЫХ ТЕЛ | 50 |
| 6.1. Общие положения | 50 |
| 6.2. Расчёт междуэтажных целиков | 51 |
| 6.3. Определение размеров надштрековых целиков в днище блоков | 58 |
| 6.4. Расчёт предохранительного целика-потолочины под дном карьера | 60 |
| 6.5. Дополнительные замечания к расчёту междуэтаж- ных целиков | 61 |
| 6.6. Расчёт междукамерных целиков | 61 |
| ЛИТЕРАТУРА | 64 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ 1. Примеры расчёта параметров систем раз- работки | 66 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ 2. Программы и рабочие инструкции к рас- чёту целиков на микрокалькуляторах БЗ-34 | 86 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ 3. Основные физико-механические характе- ристики горных пород некоторых месторождений . | 120 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ 4. Таблица соотношений некоторых внесис- темных единиц с единицами СИ | 126 |

ПЕРЕЧЕНЬ УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

Геометрические размеры

- H - глубина разработки, м;
 L - ширина обрабатываемого участка рудного тела, м;
 α - угол падения рудного тела, град.;
 β - угол между нормалью к плоскости падения рудного тела и осью целика, наклоненного в сторону восстания, град.;
 a - ширина целика, м;
 b - длина изолированного междукамерного целика, м;
 h - высота междукамерного целика (толщина междуэтажного целика), м;
 $m_{\text{норм}}$ - нормальная мощность рудного тела, м;
 a_b - ширина восстающего, м;
 l_p - ширина рассечки в целике, м;
 h_p - высота рассечки в целике, м;
 l_w - ширина штрека, м;
 l_{pr} - среднее расстояние между осями смежных рассечек в целике, м;
 h_{pr} - среднее расстояние между осями рассечек, пройденных из восстающего, м;
 M - горизонтальная проекция выработанного пространства в плоскости, перпендикулярной простиранию, м;
 l_{bl} - длина блока по простиранию, м;
 $h_{\text{подр}}$ - общая высота обработанной части рудного тела, м;
 $h_{\text{подр}}^{\text{max}}$ - глубина расположения от поверхности нижней отметки выработанного пространства, м;
 $L_{\text{подр}}$ - средняя длина выработанного пространства по простиранию, м;
 P - периметр горизонтальной проекции выработанного пространства, м;
 $L_{\text{кам}}$ - длина камеры, м;
 X - ширина участка в зоне опорного давления, соответствующая горизонтальной проекции наклонной стенки целика, м;
 α° - угол наклона плоскости обнажения пород, град.;

- l_d - предельно допустимый устойчивый пролёт наклонного обнажения, м;
 l - предельно допустимый устойчивый пролёт горизонтального обнажения (ширина камеры), м;
 h_n - мощность нижнего несущего слоя пород в кровле камеры, м;
 $S_{гр}$ - грузовая площадь, приходящаяся на целик, м²;
 S_c - площадь поперечного сечения целика, м²;
 $l_{экв}$ - эквивалентный пролёт (устойчивый пролёт "бесконечно длинной" камеры), м;
 l' - расстояние между целиками в направлении длины камеры, м;
 d_c - диаметр столбчатого междукамерного целика с круглой формой поперечного сечения, м;
 $h_{экв}$ - толщина эквивалентного междуэтажного целика, т.е. сплошного целика, эквивалентного по своей прочности реальному междуэтажному целику, ослабленному сетью выработок в днище, м;
 $h_{пот}$ - толщина потолочины, м;
 $h_{дн}$ - толщина днища, м;
 $h_{эт}$ - высота этажа, м;
 d - средний размер куска пород в зоне обрушения, м;
 d_3 - диаметр заряда шпура или скважины, м;
 $h_{экв}^{сж}$ - толщина эквивалентного междуэтажного целика, установленная из условия его прочности по сжимающим напряжениям, м;
 $h_{экв}^{ср}$ - толщина эквивалентного междуэтажного целика, установленная из условия его прочности по срезающим напряжениям в плоскости контакта, м;
 h_b - высота доставочной выработки, м;
 $h_{н.ц.}$ - высота надштрекового целика, м;
 l_n - ширина выпускной ниши или погрузочного заезда, м;
 ε - угол между нормалью к плоскости контакта и направлением действия равнодействующей силы R , град.

Механические (силовые) параметры

- σ_b - вертикальная составляющая компонента напряжений, МПа;

- σ_r - горизонтальная составляющая компонента напряжений, МПа;
- γ - средний объёмный вес пород налегающей толщи, МН/м³;
- $\sigma_{сж}^M$ - прочность пород в массиве при сжатии, МПа;
- $\sigma_{сж}^o$ - прочность пород в образце при сжатии, МПа;
- γ_n - объёмный вес пород нижнего несущего слоя кровли камеры, МН/м³;
- $\sigma_{нбу}^M$ - прочность пород нижнего несущего слоя в кровле камеры на изгиб, МПа;
- $\sigma_{сж}^H$ - прочность пород нижнего несущего слоя кровли камеры на сжатие, МПа;
- q_3 - величина закрепляющей нагрузки на опорах (целиках), МПа;
- F - общее усилие сжатия, действующее на междуэтажный целик в направлении его оси, МН;
- C_k - сцепление на контакте руды с вмещающими породами, МПа;
- σ_p^o - прочность пород в образце на растяжение, МПа;
- C - сцепление пород, МПа;
- T - срезающее усилие, развивающееся в плоскости контакта междуэтажного целика с вмещающими породами, МН;
- N - сжимающее усилие, действующее перпендикулярно плоскости контакта целика с вмещающими породами, МН;
- φ - угол внутреннего трения пород, град.;
- P_B - вертикальная нагрузка на целик, обусловленная действием гравитационных сил, МН;
- P_r - горизонтальное усилие, действующее на целик со стороны массива вмещающих пород, обусловленное силами бокового распора, МН;
- R - равнодействующая сил P_B и P_r , МН;
- Q_u - вес руды в междуэтажном целике, МН;
- $Q_{св}$ - вес обрушенных пород в объёме свода давления, развивающегося над междуэтажным целиком, МН;
- γ_p - объёмный вес руды, МН/м³;
- φ' - угол внутреннего трения обрушенных пород, град.;
- q - средняя величина удельной нагрузки от обрушенных пород по площади днаша, МПа;
- P - показатель сыпучести пород, м;
- q_1 - расчётное максимальное удельное давление на дно карьера, МПа.

Безразмерные коэффициенты

- μ - коэффициент Пуассона пород;
 η - коэффициент бокового распора;
 K_H - коэффициент нагрузки, учитывающий долю веса пород налегающей толщи, воспринимаемую целиками;
 K_d - коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на целик;
 $K_{стр}$ - коэффициент структурного ослабления, учитывающий снижение прочности пород в реальном массиве по отношению к их прочности в образце;
 C_T - коэффициент уменьшения сцепления, учитывающий снижение сцепления пород в трещиноватом массиве по отношению к сцеплению пород в монолитном образце;
 K_T - коэффициент трещиноватости, учитывающий влияние густоты трещин;
 P_{di} - частота появления трещин определённой ориентировки;
 δ_{di} - степень влияния трещин определённой ориентировки на прочность пород в массиве при заданном направлении нагрузки;
 $\sum_{i=1}^N P_{di} \delta_{di}$ - показатель совокупного влияния трещин различной ориентировки на прочность пород в массиве;
 K_{ϕ} - коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность соотношения параметров целика в плане;
 K_{ϕ}'' - коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность параметров целика в сечении, соответствующем направлению нагрузки на целик;
 $K_{\delta p}$ - коэффициент, учитывающий влияние времени на несущую способность целика или кровли камеры;
 $K_{зап}$ - коэффициент запаса прочности;
 K_1 - коэффициент, учитывающий отклонение средней прочности пород, принятой в расчёте, от минимальной прочности образцов по результатам испытаний;
 K_2 - коэффициент, учитывающий неравномерность распределения напряжений в опасных сечениях;
 K_3 - коэффициент, учитывающий возможное отклонение факти-

- ческих размеров камер и целиков от их расчётной величины;
- $K_{осл}$ - коэффициент ослабления целика, учитывающий уменьшение его рабочей площади при проведении в целике горных выработок;
- ΔK_K^{cp} - средняя величина прироста напряжений в зоне влияния выработки;
- ΔK_K^k - величина прироста напряжений в зоне опорного давления на расстоянии X от контура выработанного пространства;
- K_K - средняя величина коэффициента концентрации напряжений на участке зоны опорного давления шириной X ;
- K_y - коэффициент упрочнения, учитывающий повышение несущей способности целика при подпоре его стенок закладкой;
- K_p - коэффициент пригрузки;
- $K_{тр}^k$ - коэффициент трения пород на контакте;
- K_p - коэффициент разрыхления пород.

Статистические показатели

- W - число систем трещин, шт.;
- n_i - количество трещин каждой системы на погонный метр направления, перпендикулярного плоскости трещины, шт.;
- N' - приведённое число трещин, шт/м;
- N - общее число трещин, шт/м.

ВВЕДЕНИЕ

При подземной разработке руд цветных металлов там, где это возможно по горнотехническим условиям, применяются камерные системы разработки. Объясняется это очевидными достоинствами камерных систем, — при относительной простоте конструктивного оформления выемочных блоков или панелей они позволяют обеспечить высокую производительность выемки руды со сравнительно небольшими потерями и разубоживанием.

Безопасные условия труда и безаварийность работ при этих системах обеспечиваются устойчивостью обнажений пород в камерах и прочностью ограждающих камеры целиков, т.е. правильным выбором их параметров. Важным показателем при этом является удельный вес камерных запасов, поскольку действительно высокими технико-экономическими показателями характеризуется именно эта стадия работ — стадия отработки камерных запасов. Руда, оставляемая в целиках или теряется безвозвратно, или, если и обрабатывается впоследствии, то с показателями значительно более низкими.

Соотношение запасов руды в камерах и целиках также предопределяется размерами несущих конструктивных элементов системы разработки, — минимально допустимыми размерами междукamerных целиков с одной стороны и предельно допустимыми пролётами и площадями породных и рудных обнажений в камерах — с другой.

Правильное определение размеров камер и целиков, таким образом, имеет важное практическое значение, — успешное решение этой задачи предопределяет безопасность работ, минимальные потери и разубоживание руды и общую эффективность технологии очистной выемки.

В настоящее время при выполнении проектов разработки месторождений размеры междукamerных и междуэтажных целиков принимаются обычно на основе принципа общей аналогии месторождений по геологическому строению и горнотехническим условиям. Закладываемые в проекты параметры имеют обобщенный характер и не дифференцируются в зависимости от условий, — крепости руды и пород, степени их структурной нарушенности, мощности рудных тел, угла падения и т.п. Выбор параметров системы разработки применительно к конкретным условиям действующего предприятия предоставляется при этом по существу самим производителям и основывается на их личном опыте, интуиции и использовании несистематизированных данных мно-

голетней практики работы предприятия.

Необходимость введения в повседневную практику работ расчётных методов определения параметров несущих элементов очистных блоков очевидна. При выполнении проектов разработки месторождений такие расчёты позволят правильно оценить соотношение объёмов работ по стадиям с последующим использованием этих показателей в технико-экономических расчётах. В практике производственной деятельности рудников необходимость расчётного определения размеров целиков и обнажений пород возникает каждый раз при составлении локальных проектов, особенно при значительном изменении условий разработки или условий залегания рудных тел на вновь вводимых в эксплуатацию участках и связанной с этим необходимостью корректировки параметров несущих элементов систем разработки.

В настоящих "Методических Указаниях...", которые подготовлены лабораторией геомеханики Читинского филиала ВНИИГорцветмет и рудной лабораторией ВНИМИ по заданию Горного управления Минцветмета СССР в основном учтено всё то новое, что внесла горная Геомеханика и практика в понимание геомеханических процессов, сопровождающих очистную вземку.

Вместе с тем с целью облегчения и упрощения расчётов в основу предлагаемых расчётных методов положено упрощённое представление о характере взаимодействия несущих конструктивных элементов системы разработки и окружающего массива пород. В расчётах используется критерий "допускаемые напряжения". Отличие фактических свойств пород от принятых в основу расчёта, а также горнотехнические особенности работы несущих элементов системы под нагрузкой учитывается посредством корректирующих коэффициентов.

Как показывает практика расчётов, такой подход к решению задачи является достаточно простым и в случаях, характеризующихся рядовыми условиями, в таких случаях - большинство, даёт вполне удовлетворительные результаты.

Вместе с тем нельзя не учитывать того, что геологические и горнотехнические условия на месторождениях или отдельных его участках бывает иногда настолько сложными, разнообразными и специфичными, что оценка степени влияния различных факторов становится затруднительной. При этом возрастает вероятность ошибок

при определении исходных данных для расчёта, а, следовательно, и получения ошибочных результатов. В связи с этим полученные в результате расчётов параметры камер и целиков следует каждый раз рассматривать как ориентировочные, нуждающиеся в производственной проверке, со всеми свойственными такой проверке предосторожностями.

Необходимо отметить, что настоящие общие "Методические Указания..." не отменяют действующие на предприятиях инструкции, методики ... и т.п. по определению параметров камер и целиков, составленные применительно к конкретным условиям месторождений (рудных узлов, регионов и т.п.) компетентными НИИ и утверждённые в установленном порядке.

В разработке и составлении "Методических указаний" приняли участие:

От Читинского филиала ВНИИГорцветмет:

к.т.н. Бахмутов В.М. - введение, 1, 2, 3, 5, 6, приложение 2;
Богарёв Ю.В. - 3, 5, 6, приложения 1, 3; Маркова Е.И. - приложение 2.

От ВНИИМ:

к.т.н. Палий В.Д. - введение, 1, 2, 3, 4, 5, приложение 1; к.т.н. Орлов Ю.Д. - 5; к.т.н. Протопопов Н.Н. - 1, 4, приложение 1.

От Унипромеди:

к.т.н. Смирнова Т.Н., к.т.н. Вольхин Б.А., Будилин Ю.Н.

1. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ЦЕЛИКОВ И ПОРОДНЫХ ОБНАЖЕНИЙ.

Под устойчивостью целиков и обнажений пород в выработках понимается такое их состояние, при котором не происходит сколько-нибудь значительного их разрушения в течение необходимого промежутка времени, определяемого технологией горных работ или конструкцией системы разработки.

Устойчивость зависит от целого ряда факторов. С некоторой степенью условности эти факторы можно разделить на следующие три группы: геомеханические, горно-геологические и технологические. К геомеханическим факторам относятся физико-механические свойства пород, структурная неоднородность массива и его нарушенность трещинами, условия на контакте руды с вмещающими породами и начальное напряжённое состояние массива горных пород. К горно-геологическим факторам, очевидно, следует отнести морфологические параметры рудного тела, т.е. мощность, угол падения, длину по простиранию. Группа технологических факторов включает в себя глубину горных работ, форму и размеры несущих конструктивных элементов системы разработки, их пространственная ориентировка, конструктивно-технологические особенности системы, предопределяющие условия работы её несущих элементов под нагрузкой — наличие в выработанном пространстве временных целиков, крепи или закладочного материала, ослабленность целиков горными выработками, необходимое время сохранения устойчивости целиков, влияние взрывных работ и т.п.

Роль, которая отводится целикам в части обеспечения с их помощью безопасных условий производства работ, может быть различной. Так, при комбинированных системах разработки оставляются, как правило, временные целики, извлекаемые после выемки камерных запасов или после того, как отпадёт необходимость в сохранении вышерасположенных выработок. Для таких целиков необходим запас прочности, который обеспечил бы устойчивость целиков с момента оформления до погашения.

При камерно-столбовых системах разработки междукammerные целики оставляют, как правило, на длительный срок, иногда — навсегда. В этом случае запас прочности целиков назначается более высоким.

На устойчивость обнажения пород влияет в основном те же факторы, что и на целик. Разное с тем здесь имеет место свои особенности. На устойчивость кровли существенное влияние оказывает форма поверхности обнажения (плоская, куполообразная) и размер поперечного пролёта обнажения.

Факторы геологические и большая часть технологических при всём их разнообразии и изменчивости всё же достаточно легко поддаются количественной оценке и их учёт при определении размеров целиков и камер не представляет особого труда. Сведения о геологических и технологических факторах, которые необходимо учитывать при определении допустимых размеров целиков и камер, могут быть заимствованы из проектов горных работ или получены непосредственно от геологической и горно-технической служб действующих предприятий.

Наиболее сложными являются количественная оценка геомеханических факторов, а также учёт взаимного влияния выработанных пространств, развития процессов сдвижения пород и формирования зон опорного давления.

Определение физико-механических свойств пород требует постановки специальных исследований (испытаний). Применительно к задаче установления прочных размеров камер и целиков эти исследования должны обеспечить определение усреднённых значений прочностных и упругих характеристик основных типов пород, — пределов прочности на сжатие, растяжение и срез, модули упругости, коэффициента Пуассона, а также объёмного веса и угла внутреннего трения. При этом важно, чтобы пробы пород были достаточно представительными, а коэффициент вариации значений физико-механических характеристик, полученных в ходе испытаний, находился в пределах, обеспечивающих достаточную точность определения их средней величины. По результатам испытаний должно быть также установлено отклонение минимальных (наихудших) значений характеристик от средних. Это необходимо для последующего учёта неоднородности массива пород при определении величины коэффициента запаса прочности, используемого в расчётах.

В зависимости от типа и условий образования пород, составляющих горный массив на разных его участках, он по характеру строения может рассматриваться либо как слоистая среда с выраженным напластованцем пород, либо как среда однородная. Первая качест-

бная разновидность массива свойственна его участкам осадочно-го происхождения, вторая — породам изверженным и метаморфическим.

Следует иметь в виду, что понятие об однородности пород весьма условное. В породах изверженных и метаморфических в силу их генетических особенностей наблюдается закономерное изменение свойств, вызванное такими геологическими процессами как метаморфизм, метосаматоз на фоне разнообразного проявления трещиноватости. Это создаёт сложный характер распределения структурных элементов с большим разнообразием их качественных и количественных характеристик и заставляет определять размеры целиков и устойчивых пролётов выработок, ориентируясь на усреднённые показатели.

Всёобще всем горным породам в той или иной степени свойственна трещиноватость. Менее трещиноваты молодые породы осадочного происхождения, в значительно большей степени — древние изверженные и метаморфические породы, которые по существу представляют собой среду блокового строения.

В связи с вышеизложенным в настоящих "Методических указаниях..." для определения допустимых пролётов обнажения пород используются две упрощённые структурно-механические модели горного массива, первая из которых характеризуется слоистостью, вторая — блоковым строением пород.

Оценка структурного ослабления массива горных пород выполняется на основе изучения его нарушенности трещинами и имеет целью определение степени уменьшения прочности реального массива по отношению к прочности, установленной при испытании образцов пород / I , 2./ Соответствующие исследования выполняются как путём измерений параметра трещиноватости в производственных условиях, так и путём сравнительных испытаний на прочность монолитных и трещиноватых образцов.

Изучение условий на контакте руды с вмещающими породами выполняется путём непосредственных наблюдений и измерений в производственных условиях и имеет целью определение степени нарушенности зоны контакта и её ослабления по отношению к окружающему массиву пород. Конечным результатом этих исследований является определение величины сцепления пород на контакте.

Оценка начального напряжённого состояния массива на участке предстоящих работ может основываться либо на результатах непосредственных измерений величины напряжений, действующих в массиве,

которые выполняются с помощью специальной аппаратуры и приспособлений, помещённых в скважины, либо базироваться на теоретических представлениях о напряжённом состоянии горного массива в соответствии с существующими гипотезами о формировании в нём поля напряжений.

Нельзя не отметить и того обстоятельства, что непосредственное измерение напряжений и деформаций в массиве горных пород представляет собой довольно сложную и трудоёмкую задачу, требующую для своего решения специальной аппаратуры, квалифицированных исполнителей и продолжительного времени. Постановка таких работ возможна лишь на ограниченном числе предприятий. Большинство предприятий и проектных институтов практически не располагают сегодня возможностью получения таких данных. В связи с этим более реальным, доступным широкому кругу проектировщиков и работников производства следует считать использование в расчётах современных теоретических представлений о формировании поля напряжений в массиве горных пород и их величине.

При определении размеров целиков, расположенных в зонах опорного давления, необходимо учитывать прирост нагрузок, вызванный концентрацией напряжений в зоне, окружающей основание неопечашенных выработанных пространств. В "Методических указаниях..." рекомендуется учитывать этот фактор посредством введения в расчёт коэффициента концентрации напряжений, характер изменения которого принят по данным аналитических и экспериментальных исследований разных авторов.

2. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДОПУСТИМЫХ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ И ПРОЛЁТОВ ОБНАЖЕНИЯ ПОРОД

Начальное напряжённое состояние массива рассматривается как результат действия гравитационных сил, сил бокового распора, а также сил, обусловленных тектоническими, орогеническими и другими процессами, происходящими в земной коре и оказывающими влияние на формирование напряжённого состояния горного массива.

В общем случае величина вертикальных напряжений, действующих в ненарушенном горном массиве, определяется при этом как

$$\sigma_v = \sigma_v^{\text{ГРАВ}} + \Delta \sigma_v, \quad (2.1)$$

а величина горизонтальных напряжений

$$\sigma_r = \sigma_r^{\text{ГРАВ}} + \Delta \sigma_r, \quad (2.2)$$

где $\sigma_v^{\text{ГРАВ}}$ и $\sigma_r^{\text{ГРАВ}}$ - соответственно вертикальная и горизонтальная составляющие компоненты напряжений, обусловленные действием гравитационных сил; $\Delta \sigma_v$ и $\Delta \sigma_r$ - приращения, соответственно, вертикальной и горизонтальной составляющих компонент.

В тех случаях, когда влияние тектонических и др. процессов на напряжённое состояние массива невелико или когда есть какие-либо другие основания считать, что напряжённое состояние массива обусловлено, главным образом, гравитационными силами, можно считать, что

$$\sigma_v = \gamma H, \quad \text{а} \quad (2.3)$$

$$\sigma_r = \eta \cdot \gamma \cdot H = \frac{\mu}{1-\mu} \gamma \cdot H \quad (2.4)$$

Учитывая, что в настоящее время ещё на многих рудниках не имеется достаточного объёма экспериментальных данных для вполне достоверной оценки напряжённого состояния горного массива на различных участках месторождения, в настоящих "Методических указаниях..." предусматривается определение нагру-

зак на конструктивные элементы систем разработки путём их расчёта по величине действующих в массиве граничных сил.

В тех случаях, когда есть достоверные экспериментальные данные о полной величине напряжений в ненарушенном массиве пород, то вместо расчётных значений σ_x и σ_r , определяемых выражениями (2.3) и (2.4), следует использовать экспериментальные данные.

В основу расчёта размеров несущих элементов систем разработки положен принцип непревышения развивающимися в опасных сечениях напряжениями предельных значений прочности пород, установленных испытаниями. Критерий "допустимая величина напряжений" используется почти во всех случаях, за исключением задачи по определению допустимого пролёта обнажений в породах с развитой трещиноватостью. Такие породы практически теряют способность работать на растяжение, при этом устойчивость обнажений кровли и бортов камер предопределяются уже не столько напряжениями растяжения на контуре, сколько механическим взаимодействием структурных элементов массива, включающим в том числе и явления взаимного подпора и самоаклинивания структурных блоков. Описание такого рода явлений в виде достаточно простых аналитических зависимостей с последующим их использованием в расчётах является задачей неоправданно сложной. В связи с этим для определения допустимых пролётов обнажений пород с развитой трещиноватостью используется метод статистической аналогии.

Расчётный метод определения допустимой ширины камер рекомендуется лишь для условий слоистого строения массива при слабой трещиноватости пород.

Порядок расчёта целиков в общем случае включает в себя:

- определение величины статических нагрузок, действующих на несущие конструктивные элементы систем разработки;
- расчёт средней величины напряжений в опасных сечениях;
- определение необходимого запаса прочности, компенсирующего возможное отклонение фактических напряжений и прочности породы от их средних расчётных величин;
- определение размеров целиков, соответствующих предельно допустимой величине напряжений в опасных сечениях;
- корректировка расчётных параметров с учётом динамических

нагрузок (по фактору взрывных работ).

Кроме основных исходных показателей, таких как глубина работ, мощность и угол падения рудного тела, высота этажа, длина камер и крепость пород, непосредственно используемых при расчёте нагрузок на целики, на размеры целиков и их несущую способность оказывает влияние целый ряд дополнительных факторов, точный учёт влияния которых затруднителен. Это неравномерность распределения напряжений в опасных сечениях целика, возможное уменьшение прочности пород по отношению к средней его величине, принятой в расчёте; структурное ослабление целика и его ослабление горными выработками и т.д. и т.п. Учёт таких факторов осуществляется введением в расчёт соответствующих корректирующих коэффициентов.

3. ХАРАКТЕРИСТИКА И СПОСОБЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЛИЧИН РАСЧЕТНЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ

3.1. Коэффициентом K_H упрощённо учитывается доля веса подработанного массива пород, приходящаяся на целики при отработке камерно-столбовой системой пологозалегавших рудных тел. Значение коэффициента зависит от соотношения параметров L и H и степени податливости целиков. Рекомендуемые значения коэффициента K_H представлены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Рекомендуемые значения коэффициента K_H

| $\frac{L}{H}$ | При незначительной податливости целиков | При значительной податливости целиков, наличии слабых и пластичных прослоек |
|---------------|---|---|
| 0,1 | 0,6 | 0,4 |
| 0,3 | 0,8 | 0,6 |
| 0,5 | 0,9 | 0,8 |
| 0,7 | 1,0 | 0,9 |
| 0,8 и более | 1,0 | 1,0 |

3.2. Коэффициент K_α учитывает влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на междукамерные целики камерно-столбовой системы разработки.

3.2.1. Для целиков ленточных или столбчатых с прямоугольным сечением, расположенных длинной осью по падению-восстанию,

$$K'_\alpha = \cos^2 \alpha + \eta \sin^2 \alpha \quad (3.1)$$

3.2.2. Целики ленточные или столбчатые с прямоугольным сечением, ориентированные длинной осью по простиранию, а также целики квадратного и круглого сечения оформляются с наклоном к нормали под углом β . Для таких целиков

$$K_d'' = \frac{\eta \cdot \sin d}{\cos \beta \cdot \sin(\alpha - \beta)} \quad (3.2)$$

где
$$\beta = \alpha - \arctg(\eta \cdot \operatorname{tg} \alpha) \quad (3.3)$$

Для условий тектонически спокойного региона η может определяться из условия

$$\eta = \frac{\mu}{1 - \mu} \quad (3.4)$$

В тектонически активном регионе необходимо экспериментальное определение σ_r, σ_s с последующим расчётом коэффициента бокового распора η .

3.3. Коэффициент структурного ослабления $K_{стр}$ показывает снижение прочности пород в массиве по отношению к её прочности в образце при одинаковом характере напряжённого состояния.

3.3.1. Для условий сжатия ориентировочные значения коэффициента структурного ослабления с различной степенью нарушения могут быть приняты по табл. 3.2.

Таблица 3.2

Ориентировочные значения $K_{стр}$ для пород различной степени нарушения, работающих на сжатие

| Степень нарушения пород трещинами | Ориентировочные значения $K_{стр}$ |
|-----------------------------------|------------------------------------|
| Слаботрещиноватые | $> 0,45$ |
| Среднетрещиноватые | $0,3 \div 0,45$ |
| Сильнотрещиноватые | $0,15 \div 0,30$ |
| Раздробленные | $< 0,15$ |

При необходимости более точного определения значений $K_{стр}$ для конкретных условий они могут быть установлены экспериментально или расчётным путём на основе статистических показателей трещиноватости.

3.3.2. Экспериментальное определение фактической прочности пород в массиве заключается в доведении с помощью нагружающих устройств до предельного состояния крупноразмерного породного элемента, выступающего над поверхностью обнажения или отделённого от массива и обладающего основными его структурными особенностями /3, 4, 5/.

Коэффициент структурного ослабления определяется при этом как отношение средних значений прочности пород в массиве, установленных экспериментально, к средней прочности образцов, отобранных с места натуральных испытаний и испытанных в лабораторных условиях в соответствии с требованиями ГОСТа.

3.3.3. Для расчётного определения коэффициента структурного ослабления необходимо предварительное изучение трещиноватости пород на интересующем участке с установлением следующих показателей:

- числа систем трещин;
- густоты трещин каждой системы;
- распределения выявленных систем трещин по углам встречи с направлением действия нагрузки;
- приведённого числа трещин.

Приведённое число трещин N' устанавливается расчётом из выражения

$$N' = \sqrt[n_w]{n_1 \cdot n_2 \cdot \dots \cdot n_w} \quad (3.5)$$

После распределения выявленных систем трещин по углам встречи с направлением действия нагрузки с использованием данных табл. 3.3 устанавливается степень влияния каждой системы трещин на прочность пород в массиве δ_{α_i} .

С использованием показателей густоты трещин в каждой из выявленных систем устанавливается частота появления трещин каждой из систем

$$P_{\alpha_1} = \frac{n_1}{\sum_{i=1}^w n_i}; \quad P_{\alpha_2} = \frac{n_2}{\sum_{i=1}^w n_i} \quad \text{и т.д.} \quad (3.6)$$

Таблица 3.3

Значения коэффициента δ_{α} , учитывающего степень снижения прочности пород в массиве в зависимости от ориентировки трещин

| Угол наклона трещины к направлению нагрузки (α_i , град.) | δ_{α_i} |
|---|---------------------|
| 0 - 10 | 0,9 |
| 10 - 20 | 0,8 |
| 20 - 30 | 0,7 |
| 30 - 40 | 0,6 |
| 40 - 50 | 0,55 |
| 50 - 60 | 0,65 |
| 60 - 70 | 0,75 |
| > 70 | 0,8 |

Показатель совокупного влияния трещин различной ориентировки рассчитывается по формуле

$$\sum (P_{\alpha_i} \cdot \delta_{\alpha_i}) = P_{\alpha_1} \cdot \delta_{\alpha_1} + P_{\alpha_2} \cdot \delta_{\alpha_2} + \dots + P_{\alpha_n} \cdot \delta_{\alpha_n} \quad (3.7)$$

С использованием данных табл. 3.4 устанавливается значение коэффициента трещиноватости K_T , после чего рассчитывается значение коэффициента структурного ослабления пород

$$K_{стр} = C_T \sum_{i=1}^n (P_{\alpha_i} \cdot \delta_{\alpha_i}) \cdot K_T \quad (3.8)$$

В этой формуле C_T рекомендуется принимать равным 0,7.

3.3.4. Прочность пород на сжатие в массиве определяется выражением

$$\sigma_{ск}^m = K_{стр} \cdot \sigma_{ск}^0 \quad (3.9)$$

При определении прочностных характеристик пород на образцах в лабораторных условиях следует руководствоваться указаниями ГОСТ и методическими рекомендациями ВНИИ /6, II/.

Таблица 3.4

Изменение коэффициента трещиноватости от густоты трещин

| Приведённое число трещин N' | Коэффициент трещиноватости K_T |
|-------------------------------|----------------------------------|
| 0 - 4 | 0,85 |
| 4 - 8 | 0,65 |
| 8 - 12 | 0,5 |
| 12 - 16 | 0,45 |
| > 16 | 0,4 |

3.4. Устойчивость целика и его несущая способность зависят от соотношения основных параметров целика - его высоты h , ширины a и длины b . Влияние соотношения параметров целика в сечении, перпендикулярном направлению нагрузки, учитывается коэффициентом формы K_{Φ}' . Влияние соотношения параметров в его сечении, соответствующем направлению приложения нагрузки, учитывается коэффициентом формы K_{Φ}'' .

3.4.1. Если междукламерный целик при камерно-столобовой системе разработки имеет прямоугольную форму, а соотношение его параметров в плане соответствует условию

$$I \leq \frac{b}{a} \leq 4 \quad (3.10)$$

то при расположении целика длинной осью поперёк доминирующей системы трещин

$$K_{\Phi}' = 0,8 + 0,2 \frac{b}{a} \quad (3.11)$$

Если же трещиноватость имеет неупорядоченный характер или продольная ось основания целика направлена параллельно простиранию основной системы трещин, то $K_{\Phi}' = 1$.

3.4.2. Применительно к расчёту междукламерных целиков при камерно-столобовой системе разработки коэффициент формы K_{Φ}'' определяется следующими выражениями:

а) при сухом трении на контактах целика с боковыми породами или полном сцеплении на контактах для целиков с параметрами, соответствующими условию

$$0,25 \leq \frac{a}{h} \leq 1 \quad (3.12)$$

$$K_{\Phi}'' = 0,6 + 0,4 \frac{a}{h} \quad (3.13)$$

б) при тех же условиях на контакте, параметрах целика, соответствующих условию

$$1 \leq \frac{a}{h} \leq 4 \quad (3.14)$$

и развитой трещиноватости пород, составляющих целик ($K_{\text{стр}} < 0,4$)

$$K_{\Phi}'' = \frac{a}{h} \quad (3.15)$$

в) при тех же условиях, но в слаботрещиноватых породах ($K_{\text{стр}} \geq 0,4$)

$$K_{\Phi}'' = \sqrt{\frac{a}{h}} \quad (3.16)$$

г) при наличии на контактах с боковыми породами пластичных прослоек и параметрах целика, соответствующих условию

$$0,25 \leq \frac{a}{h} \leq 4 \quad (3.17)$$

$$K_{\Phi}'' = 0,5 + 0,05 \frac{h}{a} \quad (3.18)$$

3.4.3. Применительно к расчёту междукламерных целиков при блоковой подготовке, наклонном и крутом падении рудного тела коэффициент формы K_{Φ}'' определяется следующими выражениями:

а) при ширине целика меньшей, чем нормальная мощность рудного тела

$$K_{\Phi}'' = \frac{a}{m_{\text{норм}}} \quad (3.19)$$

б) при ширине целика равной или большей, чем нормальная мощность рудного тела

$$K_{\Phi}'' = \sqrt{\frac{a}{m_{\text{норм}}}} \quad (3.20)$$

3.4.4. При расчёте междуэтажного целика коэффициент формы определяется выражениями:

а) при толщине целика меньшей, чем нормальная мощность рудного тела

$$K_{\Phi}'' = \frac{h}{m_{\text{норм}}} \quad (3.21)$$

б) при толщине целика большей или равной нормальной мощности рудного тела

$$K_{\Phi}'' = \sqrt{\frac{h}{m_{\text{норм}}}} \quad (3.22)$$

3.5. Коэффициент $K_{\text{вр}}$ учитывает уменьшение прочности несущих конструктивных элементов системы разработки со временем. Значение $K_{\text{вр}}$ рекомендуется принимать из табл. 3.4.

3.6. Коэффициентом запаса прочности $K_{\text{зап}}$ учитываются факторы со случайным характером влияния. Значение $K_{\text{зап}}$ рассчитывается как произведение составляющих его коэффициентов.

$$K_{\text{зап}} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \quad (3.23)$$

В этом выражении K_1 учитывает отклонение средней прочности породы, принятой в расчёте, от минимальной прочности образцов по результатам испытаний. Значение этого коэффициента составляет обычно 1,25-1,35. Введение его в расчёт позволяет учесть возможное отклонение прочности пород в опасных сечениях целиков от средней расчётной величины.

Коэффициентом K_2 учитывается неравномерность распределения напряжений в опасных сечениях целика. Значение этого коэффициента принимается равным 1,2-1,3.

Коэффициент K_3 учитывает возможное отклонение фактических размеров целиков и камер от их расчётной величины. Значение этого коэффициента рекомендуется принимать равным 1,1-1,15.

3.7. Проведение в целике выработок приводит к ослаблению целика, снижению его несущей способности и устойчивости. Влияние этого фактора учитывается в расчётах коэффициентом ослабления целика $K_{\text{осл}}$, который выражает собой уменьшение рабочей площади целика при нарушении его целостности горными выработками.

Таблица 3.5.

Рекомендуемые значения коэффициента $K_{вр}$

| Срок службы целика или камерн., лет | Значение $K_{вр}$ | |
|-------------------------------------|--|---|
| | слабо или среднетрепциноватые породы $K_{стр} \geq 0,4$ | сильнотрепциноватые или пластичные породы ($K_{стр} < 0,4$) |
| до 2 | 1,0 | 1,0 |
| 2 - 5 | 0,8 | 0,7 |
| свыше 5 | 0,7 | 0,5 |

3.7.1. Применительно к ленточным целикам камерно-столбовой системы разработки или барьерным целикам, ослабленным проведением штрека и рассечек (рис. 3.1. а)

$$K_{осл} = \frac{(a - l_{ш} - 0,4)(l_{пр} - l_p - 0,4)}{a \cdot l_{пр}} \quad (3.24)$$

В тех же условиях, но когда целик прорезается только поперечными рассечками

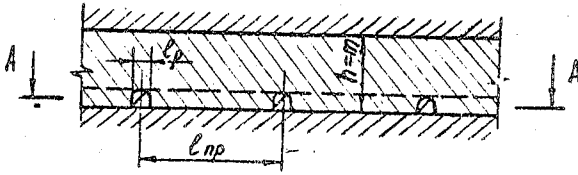
$$K_{осл} = \frac{a \cdot (l_{пр} - l_p - 0,4)}{a \cdot l_{пр}} \quad (3.25)$$

3.7.2. Применительно к междукламерным целикам при блоковой подготовке рудных тел, когда целик ослаблен проведением в нём восстающей выработки с рассечками (рис. 3.1. б)

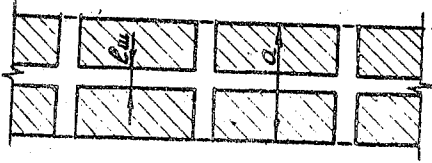
$$K_{осл} = \frac{(a - a_s - 0,4) \cdot (h_{пр} - h_p - 0,4)}{a \cdot h_{пр}} \quad (3.26)$$

3.8. При отставании развития зоны обрушения от фронта очистных работ или в случае отсутствия обрушения при отработке, например, слепых рудных тел подготовка каждого нового рабочего горизонта осуществляется в условиях повышенного горного давления, обусловленного расположением этих участков в зоне опорного давления. Применительно к таким условиям расчёт нагрузок, воспринимаемых целиками, выполняется с учётом концентрации напряжений на участке работ. Используемый в расчётах

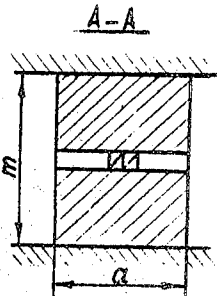
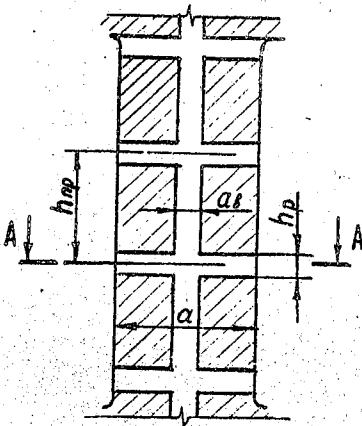
а)



A-A



б)



- С.З.І. Схема, иллюстрирующая ослабление целиков горными выработками.
- а - ленточный целик с пройденными в нём штреком и рассечками (панельная подготовка пологопадающих рудных тел);
- б - междумерный целик при блоковой подготовке рудных тел с пройденными в нём восстающим и рассечками.

коэффициент концентрации нагрузок K_K показывает, насколько действующие в пределах рассматриваемого участка средние вертикальные напряжения больше напряжений, развивающихся на такой же глубине в условиях естественного состояния массива пород, не нарушенного горными работами.

3.8.1. Для условий зоны опорного давления, образующейся в результате накопления пустот при отработке слепых рудных тел в устойчивых породах (рис. 3.2), величина коэффициента концентрации напряжений K_K рассчитывается путём последовательного решения уравнений

$$\Delta K_K^{cp} = \frac{\ell_{bl} \cdot (h_{подр} \cdot H_{подр}^{max} \cdot L_{подр} + \Pi \cdot h_{кка})}{\Pi (2,5 h_{подр} \cdot \ell_{bl} - L_{кам} \cdot h_{кка})} \quad (3.27)$$

$$\text{где } \Pi = 2 \cdot (L_{подр} + h_{подр} \cdot ctg \alpha) \quad (3.28)$$

$$\Delta K_K^x = \frac{M \cdot \Delta K_K^{cp}}{0,5 \cdot x^2 + 0,03 M} \quad (3.29)$$

$$K_K = I + \frac{\Delta K_K^x + 12 \Delta K_K^{cp}}{2} \quad (3.30)$$

3.8.2. Для условий зоны опорного давления, образующейся у фронта очистных работ при нормальном развитии зоны обрушения (рис. 3.3), средняя величина коэффициента концентрации на участке шириной x определится из следующих зависимостей

$$\Delta K_K^x = \frac{0,2 m_{гор}}{0,5 \cdot x^2 + 0,08 m_{гор}} \quad (3.31)$$

$$K_K = I + \frac{\Delta K_K^x + 2,4}{2} \quad (3.32)$$

3.9. Заполнение отработанных камер закладочным материалом изменяет условия работы междукамерных целиков под нагрузкой. Прочность и несущая способность целиков при этом существенно увеличивается.

Влияние закладки в камерах учитывается при расчёте введением в условие прочности целика коэффициента уплотнения K_y к величине прочности на сжатие породы, слагающей целик.

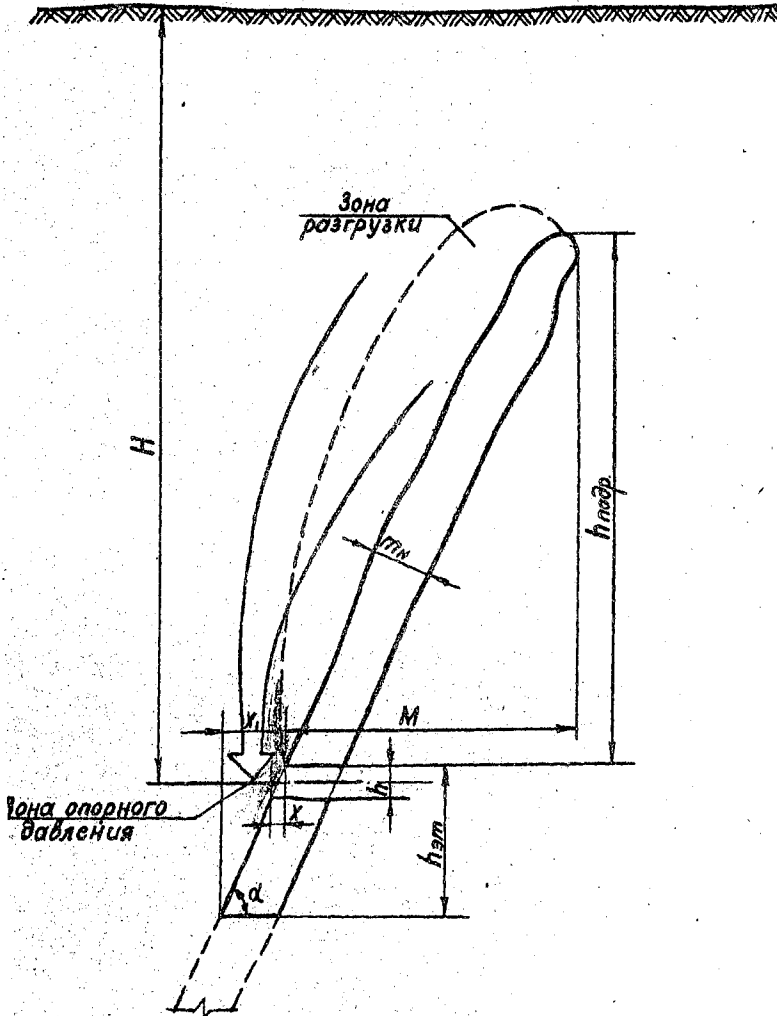


Рис. 3.2. Формирование зоны опорного давления при отработке слепых рудных тел крутого падения в устойчивых вмещающих породах.

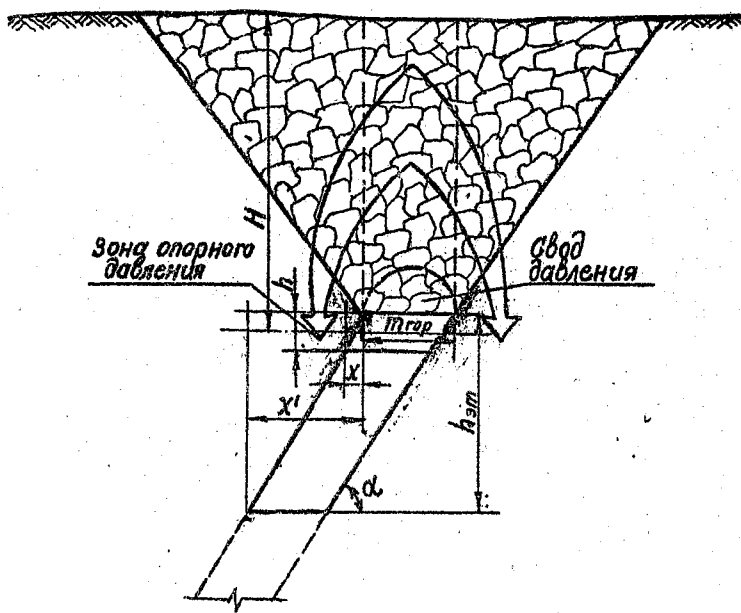


Рис. 3.3. Формирование зоны опорного давления при нормальном развитии зоны обрушения.

При выборе значений коэффициента следует руководствоваться данными табл. 3.5.

Таблица 3.5

Рекомендуемые значения коэффициента упрочнения K_y

| $\frac{h}{a}$ | K_y |
|---------------|-----------|
| 1,0 | 1,4 |
| 2,0 | 1,5 - 1,6 |
| 2,5 | 1,6 - 1,7 |

3.10. Применительно к камерно-столбовой системе разработки при неоднородном строении рудного тела усреднённую прочность при сжатии определяют по формуле

$$\sigma_{сж}^y = \frac{h}{\sum_{i=1}^n \frac{h_i}{\sigma_{сж i}}} \quad (3.33)$$

где h_i - толщина слоя породы (руды) прочностью при сжатии $\sigma_{сж i}$; причём $\sum_{i=1}^n h_i = h$.

3.11. При наличии в рудном теле двух и более разностей пород в сочетании с пластичными прослойками

$$\sigma_{сж}^{vi} = \sigma_{сж}^y \cdot \frac{1 + 0,4 \sqrt{\frac{h_{пл}}{h}}}{1 + \sqrt{\frac{h_{пл}}{h}}} \quad (3.34)$$

где $h_{пл}$ - толщина пластичного прослойка, м.

Формула (3.34) не применима, если пластичные прослойки расположены на контактах целика с боковыми породами.

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМЫХ ПРОЛЕТОВ ОБНАЖЕНИЯ ПОРОД

4.1. Определение размеров устойчивых обнажений пород кровли для рудных месторождений, характеризующихся сильной нарушенностью пород, является чрезвычайно сложной задачей, не поддающейся аналитическому решению.

4.2. Наиболее надёжным способом определения устойчивых обнажений пород следует считать производственный эксперимент. Цель такого эксперимента состоит в определении предельного пролёта камеры, оцениваемого по критическим деформациям прогиба или по первому обрушению пород. Сущность такого эксперимента заключается в постепенном увеличении пролёта узкой камеры до критического состояния пород кровли.

4.3. Для месторождений, которые находятся в стадии проектирования, допустимые размеры обнажений пород висячего бока и руды могут устанавливаться по аналогии с другими месторождениями, имеющими сходственные признаки. Для этой цели в настоящих указаниях приведены соответствующие зависимости.

Расчётный метод определения допустимых пролётов обнажений может быть использован для весьма ограниченного круга горно-технических условий, например, для слаботрешиноватых кровель представленных слоистыми породами с выдержанными элементами залегания. Но и для этих условий результаты расчёта следует считать предварительными, требующими экспериментального подтверждения.

4.4. Для проектируемых месторождений, отработку которых предполагается осуществить камерно-столбовой системой, допустимый пролёт обнажения пород может быть ориентировочно установлен на основе данных табл. 4.1. Указанные в таблице параметры соответствуют условиям мелкошпуровой отбойки руды и длине камеры, значительно превосходящей её ширину ($L_{\text{кам}} > 3l$). Таблица составлена на основе статистических данных для глубин 200–350 м.

4.5. Для тех же глубин размеры прямоугольных горизонтальных обнажений кровли, у которых длина сопоставима с шириной, могут быть ориентировочно определены из графика, представленного на рис. 4.1.

Таблица 4.1

Классификация пород кровли по устойчивости (для глубины 200-350 м) /7/

| Наименование и характеристика пород кровли | Качественная характеристика устойчивости | Допустимый пролёт обнажения, м |
|--|--|--------------------------------|
| Толстослоистые слабонарушенные песчаники, известняки, доломиты, сланцы осадочного и метаморфического происхождения. Слабонарушенные неслоистые метаморфические и изверженные породы. | Устойчивые | Более 12 |
| Грубослоистые и толстослоистые средней нарушенности песчаники, известняки, доломиты, сланцы осадочного и метаморфического происхождения. Нарушенные трещинами мергели. Неслоистые метаморфические и изверженные породы средней нарушенности. | Средней устойчивости | 8 - 12 |
| Среднеслоистые известняки, сланцы осадочного и метаморфического происхождения, средненарушенные трещинами. Слабонарушенные мергели и аргиллиты. Средненарушенные изверженные и неслоистые метаморфические породы. | Слабоустойчивые | 5 - 8 |
| Тонкослоистые и среднеслоистые известняки, сланцы осадочного и метаморфического происхождения, сильно нарушенные трещинами. Сильнонарушенные мергели и аргиллиты. Сильнонарушенные изверженные и неслоистые метаморфические породы. | Неустойчивые | Менее 5 |

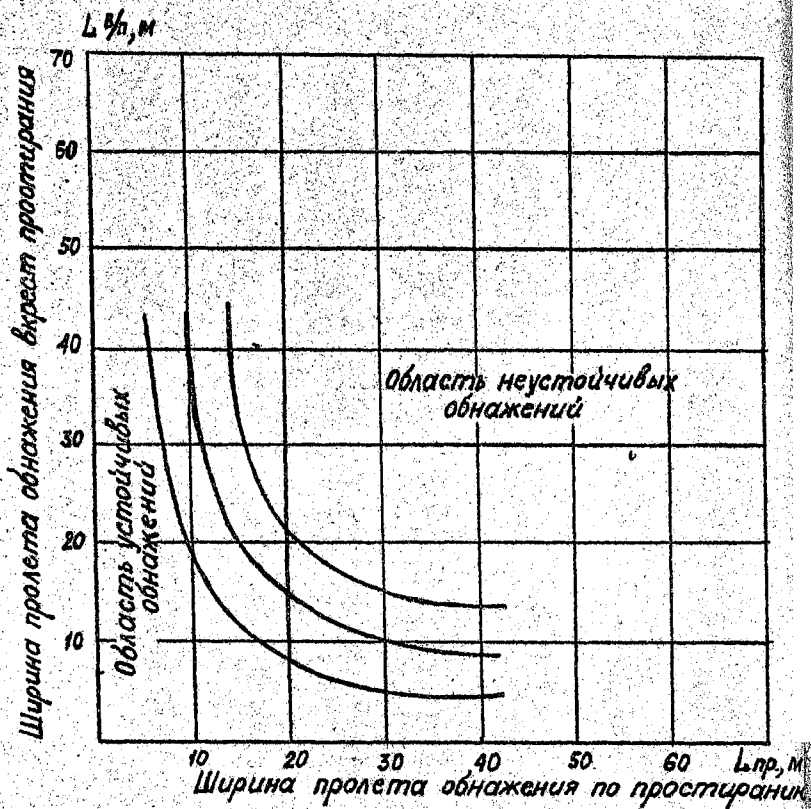


Рис. 4.1. Изменение предельно допустимых пролётов устойчивых горизонтальных обнажений пород в зависимости от длины камер

4.6. При проектировании систем разработки для глубоких горизонтов учёт глубины работ может быть выполнен на основе зависимости, установленной НИИРМ/8/ для глубин до 600-700 м

$$l^2 \cdot H = \text{const} \quad (4.1)$$

Зная величину $l^2 \cdot H$ для какой либо глубины в условиях конкретного месторождения или ориентировочно установив её по данным табл. 4.1 или графикам, представленным на рис. 4.1, руководствуясь уравнением (4.1), можно установить допустимый пролёт обнажения для любой глубины в интервале до 600-700 м.

4.7. Между размерами предельно допустимых пролётов обнажения пород существует зависимость /9/:

при $\alpha^\circ < 55^\circ$

$$\frac{l\alpha_1^\circ}{l\alpha_2^\circ} = \frac{\cos \alpha_2^\circ}{\cos \alpha_1^\circ} \quad (4.2)$$

при $\alpha^\circ > 55^\circ$

$$\frac{l\alpha_1^\circ}{l\alpha_2^\circ} = \frac{1,74 + 0,02 (\alpha_1^\circ - 55)}{1,74 + 0,02 (\alpha_2^\circ - 55)} \quad (4.3)$$

где $l\alpha_1^\circ$ и $l\alpha_2^\circ$ - предельно допустимые устойчивые пролёты обнажения пород при наклоне плоскости обнажения под углами соответственно α_1° и α_2° .

Вышеприведённые зависимости могут быть использованы для расчёта величины предельно допустимого пролёта наклонного обнажения при известной величине устойчивого пролёта горизонтального обнажения.

При $\alpha^\circ < 55^\circ$

$$l\alpha^\circ = \frac{l}{\cos \alpha^\circ} \quad (4.4)$$

при $\alpha^\circ > 55^\circ$

$$l\alpha^\circ = 0,02 (32 + \alpha^\circ) \cdot l \quad (4.5)$$

4.8. Для слоистых слабострешиноватых пород при горизонтальном их залегании допустимую ширину пролёта камер можно

рассчитать по формуле

$$l_{\text{эква}} = \sqrt{\frac{8}{3} \cdot \frac{\sigma_{\text{изг}}^H \cdot h_n}{\gamma_n \cdot (1 + K_n) \cdot K_{\text{зап}}} \cdot \left(1 - 0,75 \frac{q_3}{\sigma_{\text{сж}}^H \cdot K_{\text{стр}}}\right)} \quad (4.6)$$

где
$$q_3 = \gamma \cdot H \cdot \frac{S_{\text{гр}}}{S_{\text{ц}}} \cdot K_d \quad (4.7)$$

При выполнении расчётов по формуле (4.6) влияние закрепляющей нагрузки $\left(1 - 0,75 \frac{q_3}{\sigma_{\text{сж}}^H \cdot K_{\text{стр}}}\right)$ на устойчивость кровли целесообразно учитывать при $\frac{q_3}{\sigma_{\text{сж}}^H \cdot K_{\text{стр}}} > 0,4$.

Значение коэффициента пригрузки K_n принимается в зависимости от соотношения $\frac{h_i}{h_n}$, где h_i - средняя толщина пригружающих слоёв; при $\frac{h_i}{h_n} > 0,8$ $K_n = 0,5$

при $\frac{h_i}{h_n} = 0,5 \div 0,8$ $K_n = 0,75$

при $\frac{h_i}{h_n} < 0,5$ $K_n = 1$

По формуле (4.6) определяют допустимую ширину "бесконечно длинной" камеры. Конечные размеры обнажения - длину ($L_{\text{кам}}$) и ширину (l) при $\frac{L_{\text{кам}}}{l} \leq 3$ пересчитывают (задаваясь длиной или шириной) с использованием идеи В.Д. Слесарева об эквивалентных пролётах /10/, полагая $l_{\text{эква}}$ - шириной эквивалентного пролёта

$$l = \frac{L_{\text{кам}} \cdot l_{\text{эква}}}{\sqrt{L_{\text{кам}}^2 - l_{\text{эква}}^2}} \quad (4.8)$$

или
$$L_{\text{кам}} = \frac{l \cdot l_{\text{эква}}}{\sqrt{l^2 - l_{\text{эква}}^2}} \quad (4.9)$$

4.9. Для пород блочного строения допустимый пролёт горизонтального обнажения можно определить по номограмме, представленной на рис. 4.2.

Порядок работы с номограммой следующий. Для действующих рудников:

По фактическим значениям наибольшего ($L_{\text{кам}}$) и наименьшего (l) размеров обнажения устанавливают кривую, соответствующее значение "Z" которой принимают за параметр устойчивости для данного типа пород и условий эксплуатации. В дальнейшем, задаваясь наибольшим размером ($L_{\text{кам}}$) и используя уже известный параметр "Z", по номограмме определяют предельно допустимый пролёт устойчивого обнажения камеры l .

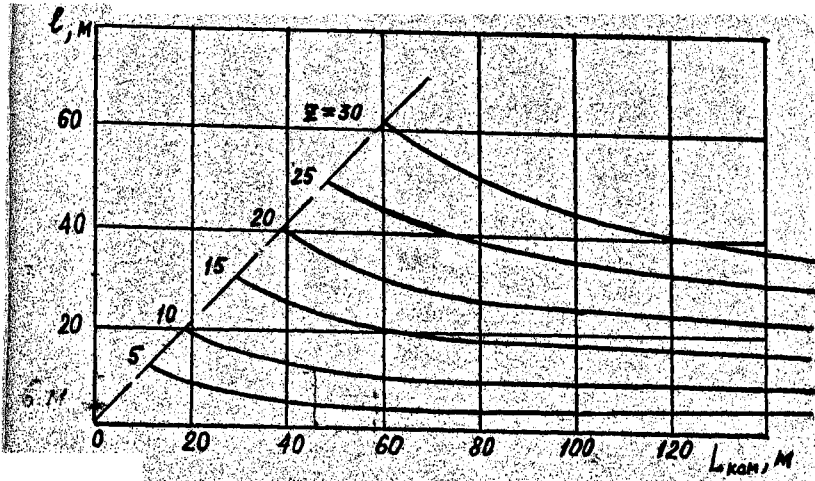


Рис. 4.2. Номограмма для определения предельно допустимых пределов горизонтального обнажения пород при блочном их строении

При отсутствии сведений о максимальных фактических параметрах устойчивых обнажений пород, например, при проектировании разработки нового месторождения или при вскрытии новых участков разрабатываемого месторождения при существенном изменении условий эксплуатации, параметр "Z" можно в первом приближении определить из табл. 4.2.

Допустимый пролёт обнажения определяют затем по номограмме, задаваясь длиной камеры.

При необходимости выполнения технологических операций с присутствием людей в очистном пространстве ширину пролёта, установленную по номограмме с использованием ориентировочных значений параметра "Z", следует уменьшить вдвое.

Таблица 4.2

Зависимость параметра "Z" от строения и прочности пород

| Средний размер куска структурного блока, м | Вторичные изменения, % | Прочность пород в массиве при сжатии, МПа | Значение параметра "Z" |
|--|------------------------|---|------------------------|
| более 1,0 | отсутств. | более 80 | 20 и более |
| 0,5 - 1,0 | менее 20 | 60 - 80 | 15 - 19 |
| 0,25 - 0,5 | 20 - 30 | 40-60 | 10 - 14 |
| 0,1 - 0,25 | 30 - 40 | 10 - 40 | 6 - 9 |
| зона дробления, расщепления | более 40 | менее 10 | 5 и менее |

5. РАСЧЕТ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖИ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМОЙ С ПАНЕЛЬНОЙ ПОДГОТОВКОЙ РУДНЫХ ТЕЛ

5.1. Общие положения

5.1.1. В зависимости от назначения все целики, применяемые при отработке пологих и наклонных рудных тел камерно-столбовыми системами, разделяются на междукамерные и барьерные (или панельные). Междукамерные целики различаются по форме и могут быть ленточными или изолированными (столбчатыми). В свою очередь изолированные междукамерные целики могут иметь прямоугольную форму поперечного сечения в плане с ограниченной длиной целика ($b < 4a$) или быть представлены в виде столбов с круглой или квадратной формой поперечного сечения.

5.1.2. Все вышеназванные целики рассчитываются по допускаемым напряжениям сжатия, развивающимся в среднем, наиболее слабом их сечении. Общее условие прочности целиков имеет вид

$$\frac{K_H \cdot K_a \cdot \gamma \cdot H \cdot S_{гр} \cdot \sigma_{сж}^*}{\sigma_c} = \frac{\sigma_{сж}^* \cdot K_{отр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \cdot K_{\psi}^* \cdot K_{\psi}'' \cdot \gamma_{ср} \cdot K_{\psi}^{\prime} \cdot \gamma \quad (5.1)$$

5.1.3. Для изолированных целиков с прямоугольной формой поперечного сечения (рис. 5.1) условие прочности (5.1) получит вид

$$\frac{K_H \cdot K_a \cdot \gamma \cdot H \cdot (a+l) \cdot (b+l')}{a \cdot b} = \frac{\sigma_{сж}^* \cdot K_{отр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \cdot K_{\psi}^* \cdot K_{\psi}'' \quad (5.2)$$

5.1.4. Для столбчатых целиков с круглым поперечным сечением условие прочности будет иметь вид

$$\frac{4K_H \cdot K_a \cdot \gamma \cdot H \cdot (d_4 + l)^2}{\pi d_4^3} = \frac{\sigma_{сж}^* \cdot K_{отр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \cdot K_{\psi}^* \quad (5.3)$$

5.1.5. Условие прочности столбчатых целиков с поперечным сечением квадратной формы тогда запишется

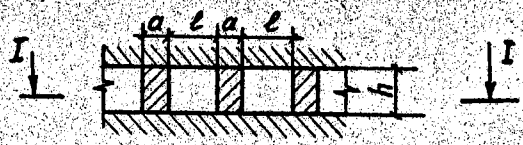
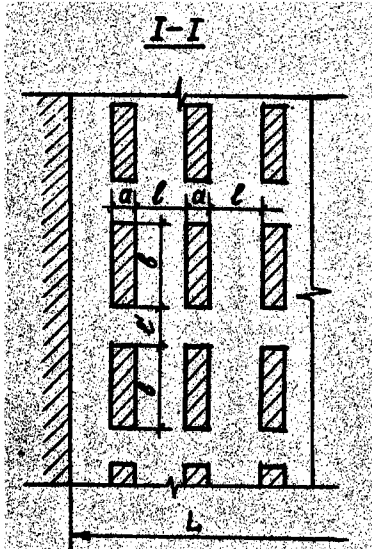


Рис. 5.1. Схема к расчёту столбчатых цоколей с прямоугольным поперечным сечением

$$\frac{K_H \cdot K_d \cdot \gamma \cdot H(a+l)^2}{a^3} = \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \cdot K_{\psi}'' \quad (5.4)$$

5.1.6. При расчёте ленточных целиков условие прочности примет вид

$$\frac{K_H \cdot K_d \cdot \gamma \cdot H(a+l)}{a} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \cdot K_{\psi}'' \quad (5.5)$$

5.1.7. Для барьерных целиков (см. рис. 5.2) условие прочности запишется как

$$K_H \cdot K_d \cdot \gamma \cdot \frac{(H + \frac{L_H - L_d}{2} \cdot \sin \alpha) \cdot (\frac{L_H + L_d}{2})}{a} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \cdot K_{\psi}'' \quad (5.6)$$

5.2. Расчёт изолированных междукламерных целиков

Обозначим в выражении (5.1)

$$\frac{K_H \cdot K_d \cdot \gamma \cdot H \cdot K_{зап}}{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_{ссл}} = q \quad (5.7)$$

5.2.1. Для изолированных междукламерных целиков с прямоугольной формой поперечного сечения условие прочности тогда преобразуется в рабочий вид

$$q(a+l) \cdot (l'+b) = a \cdot b \cdot k'_{\psi} \cdot K_{\psi}'' \quad (5.8)$$

Значения коэффициентов K_{ψ}' и K_{ψ}'' выбираются в соответствии с рекомендациями, изложенными в п.п. 3.4.1.-3.4.2. Применительно к целикам с прямоугольной формой поперечного сечения эти рекомендации наглядно представлены схемой на рис. 5.3.

Порядок определения размеров целиков следующий. Задаются значением $a < h$ и, подставив в уравнение (5.8) соответствующие значения q , l , l' , K_{ψ}' и K_{ψ}'' , определяют длину целика b . Задача решается методом последовательного подбора.

Если полученное значение удовлетворяет условию $1 \leq \frac{b}{a} \leq 4$, решение считают окончательным. Если окажется, что $b < a$, то

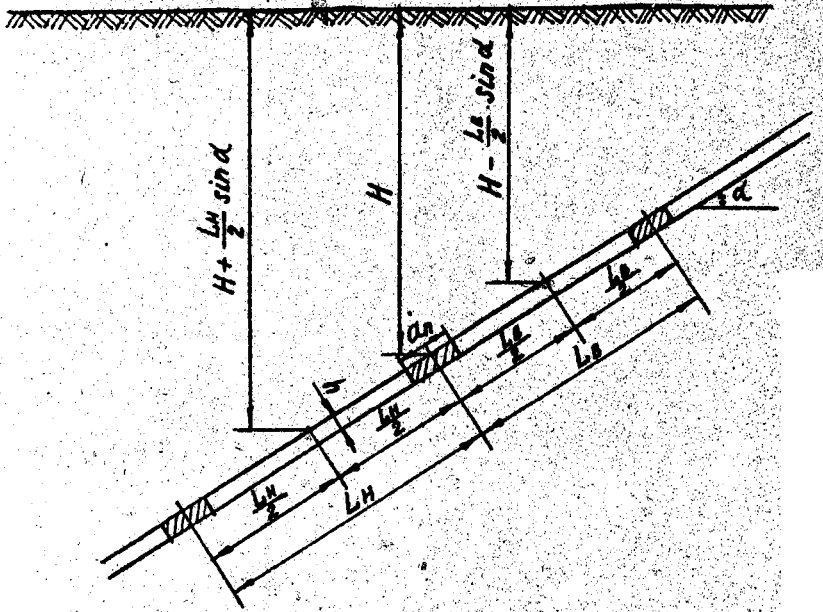


Рис. 5.2. Схема к расчёту барьерных целиков

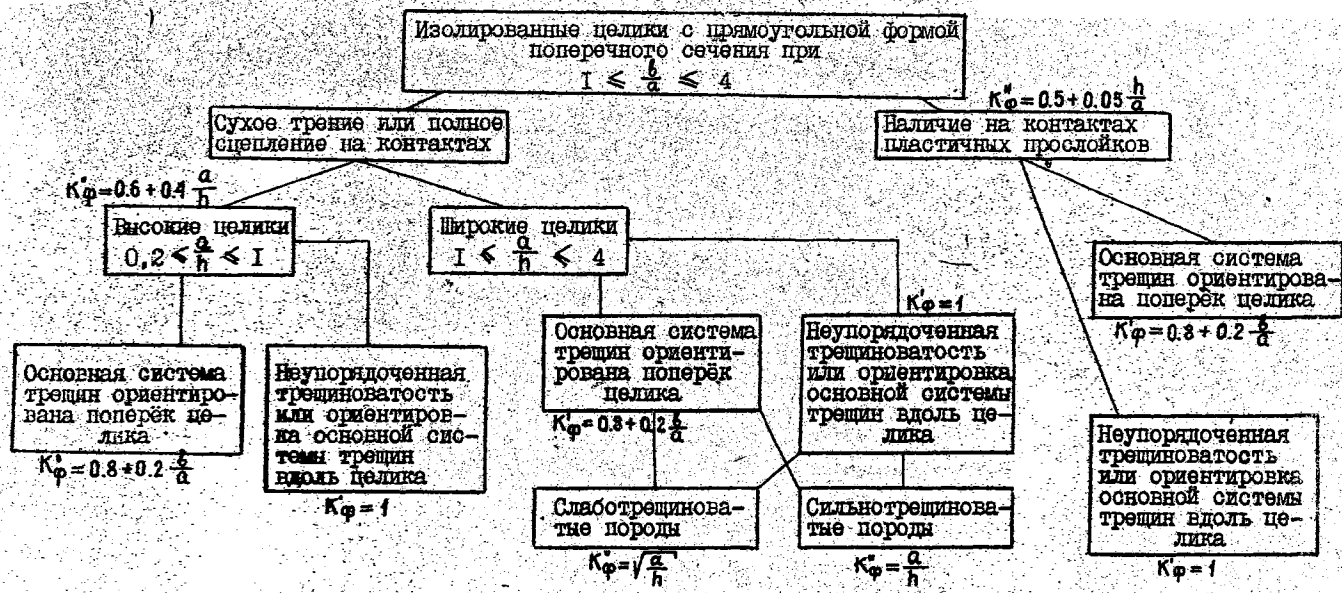


Рис. 5.3. Схема к выбору значений коэффициентов K_{ϕ}^1 и K_{ϕ}^2 при расчёте изолированных целиков с прямоугольной формой сечения

решение повторяется при меньшем значении a до тех пор, пока не будет удовлетворено условие $1 \leq \frac{b}{a} \leq 4$.

Если в результате решения уравнения (5.8) окажется, что $b > 4a$, решение необходимо повторить при больших значениях a . При этом необходимо учитывать, что если a становится больше h , то нужно изменить значение коэффициентов K_{Φ}' и K_{Φ}'' в соответствии с рекомендациями, изложенными в п.п. 3.4.1-3.4.2. (рис. 5.3). Расчёт повторяется до тех пор, пока не будет удовлетворено условие $b \leq 4a$.

5.2.2. С учётом (5.7) для целиков с квадратной формой поперечного сечения расчётная формула получит вид

$$q(a+l)^2 = a^2 \cdot K_{\Phi}'' \quad (5.9)$$

а для целиков круглого сечения

$$4q(d_{\text{ц}}+l)^2 = \pi d_{\text{ц}}^2 \cdot K_{\Phi}'' \quad (5.10)$$

Решаются эти уравнения методом последовательной подстановки значений a или $d_{\text{ц}}$. Значения коэффициента K_{Φ}'' принимаются в соответствии с рекомендациями п. 3.4.2. (рис. 5.4)

Порядок решения уравнений. Принимается значение a или $d_{\text{ц}}$ (в формуле (5.10)), меньшее h , и проверяется соблюдение равенства левой и правой частей уравнения. Если левая часть уравнения получается существенно больше правой, то решение повторяют при больших значениях a . При этом нужно помнить о необходимости изменения значения K_{Φ}'' , когда a становится большим h . Решение повторяется до получения удовлетворительного соотношения левой и правой частей уравнений. Целесообразная точность выполнения расчётов 0,5 м.

Полученные в результате решения уравнений (5.9) и (5.10) чрезмерно большие значения ширины (или диаметра) целика свидетельствуют о целесообразности замены целиков столбчатой формы на целики с прямоугольным поперечным сечением или даже на ленточные целики.

5.3. Расчёт ленточных целиков

5.3.1. С учётом (5.7) формула для расчёта ширины ленточ-

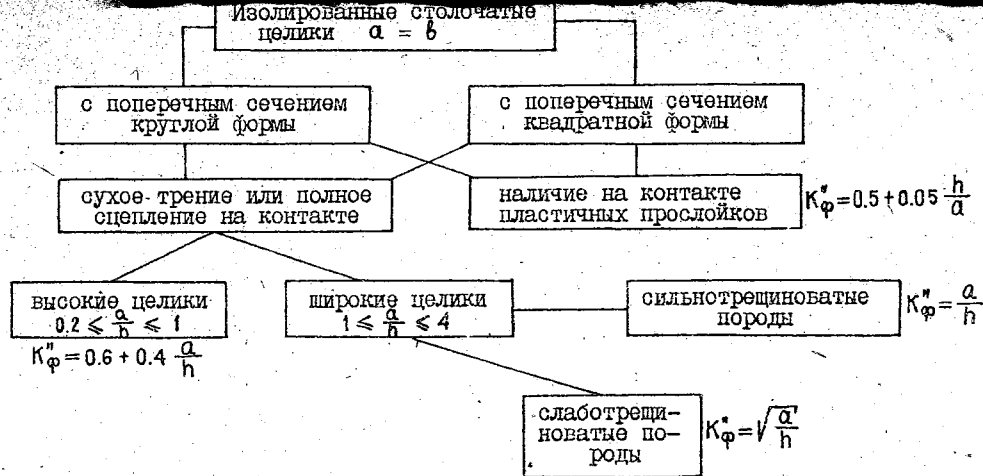


Рис. 5.4. Схема к выбору значений коэффициента K_{φ}^* при расчёте изолированных столчатой формы с квадратным и круглым поперечным сечением

ных целиков имеет вид

$$q(a+l) = a \cdot K_{\Phi}^* \quad (5.11)$$

При выборе значений K_{Φ}^* необходимо руководствоваться рекомендациями, приведёнными на рис. 5.5.

Определение необходимой ширины целика осуществляется методом последовательной подстановки значений a в уравнение (5.11) до получения удовлетворительного решения. Целесообразная точность определения ширины целика 0,5 м.

5.3.2. При разработке пологопадающих месторождений камерно-столовыми системами в особую группу выделяются так называемые барьерные целики. В силу особенностей своего назначения эти целики должны сохранять свою несущую способность даже при полном разрушении междуканальных целиков.

Условие прочности барьерных целиков с учётом (5.7) имеет вид

$$\frac{q}{a \cdot H} \cdot \left(H + \frac{L_H - L_A}{4} \sin \alpha \right) \left(\frac{L_H + L_A}{2} \right) = K_{\Phi}^* \quad (5.12)$$

Порядок определения ширины барьерного целика аналогичен вышеописанному порядку определения ширины ленточных междуканальных целиков.

5.3.3. Ленточные целики панельные, барьерные и междуканальные часто прорезаются выработками различного назначения, транспортными, подготовительными, ходовыми или вентиляционными. Расчёт целиков при этом необходимо выполнять с учётом их ослабления выработками путём введения в расчётные формулы коэффициента ослабления $K_{осл}$, определяемого из выражений (3.2.4., 3.2.5).

Условие прочности ленточных целиков общего назначения тогда получит вид

$$q(a+l) = a \cdot K_{осл} \cdot K_{\Phi}^* \quad (5.13)$$

а целиков барьерных

$$q \left(H + \frac{L_H - L_A}{4} \sin \alpha \right) \left(\frac{L_H + L_A}{2} \right) = a H K_{осл} K_{\Phi}^* \quad (5.14)$$

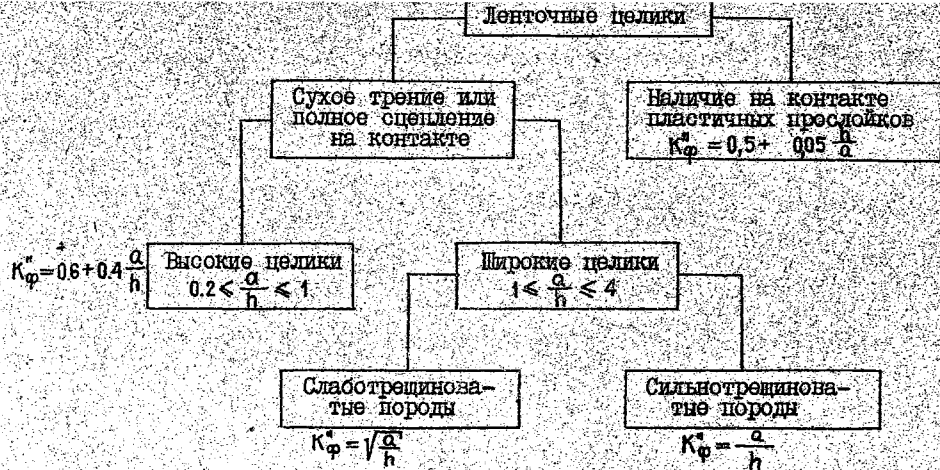


Рис. 5.5. Схема к выбору значений коэффициента K_{ϕ} при расчёте ленточных целиков

Минимально допустимая ширина щеликов определяется из этих уравнений тем же порядком, как это было показано выше.

5.4. Дополнительные замечания к расчёту щеликов

Вышеприведённые зависимости позволяют определить минимально допустимые размеры щеликов, при которых обеспечивается их устойчивость. Уменьшение размеров щеликов по отношению к тем, которые установлены расчётом, недопустимо. Между тем известно, что при оконтуривании щеликов взрывными работами поверхностные его слои, непосредственно примыкающие к зарядам, разрушаются, а слои более глубокие, распространяющиеся на глубину 1,5-2,0 м, настолько ослабляются трещинами, что практически не несут нагрузки и часто обрушаются под влиянием сейсмического воздействия взрывных работ в камерах. Это обстоятельство необходимо учитывать при определении места расположения оконтуривающих щеликов шпуров и скважин.

5.4.1. Минимально допустимое расстояние от проектного контура щелика до линии расположения зарядов определяется выражением

$$\Delta a = 16,4 \cdot d_3 \left(1 - \frac{9,5 d_3}{h}\right) \quad (5.15)$$

- при расположении оконтуривающих шпуров или скважин параллельно стенкам щелика и

$$\Delta a = 7,5 \cdot d_3 \left(1 - \frac{12,3 d_3}{h}\right) \quad (5.16)$$

- при перпендикулярном расположении шпуров или скважин.

5.4.2. даже при незначительных внешних нагрузках ширина междуканальных щеликов не должна быть меньше некоторой минимальной величины, определяемой конструктивно-технологическими соображениями. Минимально допустимые размеры щеликов приведены в табл. 5.1.

5.4.3. Расчётную глубину разработки при высоте этажа до 60 м следует принимать средней для этажа. При высоте этажа более 60 м этаж необходимо делить пополам и для каждой половины брать среднюю глубину.

Таблица 5.1

Рекомендуемая минимальная ширина междукамерных целиков
при камерно-столбовой системе разработки

| Выемочная мощность, м | Минимальная ширина целиков, м | |
|--------------------------|-------------------------------|-----------|
| | отолочных | ленточных |
| 4 | 3 | 3 |
| 4 - 10 | 5 | 4 |
| 10 - 15 | 6 | 5 |
| 15 | 7 | 6 |

6. РАСЧЁТ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С БЛОКОВОЙ ПОДГОТОВКОЙ РУДНЫХ ТЕЛ

6.1. Общие положения

Напряжённое состояние целиков при отработке наклонных и крутопадающих месторождений с блоковой подготовкой рудных тел, характер их работы под нагрузкой имеют ряд специфических особенностей, отличающих условия работы таких целиков от условий, в которых работают целики камерно-столбовой системы разработки. Отличия состоят в совместности работы междукамерных и междуэтажных целиков, наличии зоны обрушения пород, более значительной роли бокового распора в формировании нагрузок, действующих на целики, изрезанности целиков (особенно междуэтажного) горными выработками и т.д. Это предопределяет несколько иной методический подход к определению размеров целиков, обеспечивающий возможность наиболее полного учёта влияния вышеназванных факторов.

Величина и характер распределения нагрузок на несущие конструктивные элементы систем разработки в значительной мере определяются физическим состоянием налегающей толщи пород. По этому признаку следует различать три возможные в практике горных работ принципиально отличающиеся ситуации. Первая, - когда по мере отработки рудного тела происходит обрушение налегающей толщи пород и формирование зоны обрушения, которая прорезает породный массив и лишает его сплошности. По существующим представлениям междуэтажный целик в таких условиях несёт на себе нагрузку от веса налегающих на него обрушенных пород в объёме формирующегося над целиком свода давления. Часть свода обрушенных пород, расположенных за пределами свода давления, передаёт свой вес на участки массива, граничащие с междуэтажным целиком. При этом образуется так называемая зона опорного давления, характеризующаяся наибольшей концентрацией напряжений вблизи рудного тела и постепенным их снижением по мере удаления в глубину массива окружающих пород (рис. 3.3).

Вторая типичная ситуация соответствует условиям, когда из-за временного оставления междуэтажных целиков в од-

ном или нескольких отработанных этажах развитие процесса сдвигания пород задерживается, а граница зоны сдвигания остаётся в своём движении от фронта очистных работ. Применительно к таким условиям можно считать, что междуэтажный целик отработываемого этажа воспринимает со стороны висячего бока нагрузку, обусловленную действующим в массиве боковым распором и весом столба пород до поверхности шириной, соответствующей сумме наклонных полувысот действующего и вышерасположенного отработанного этажа (рис. 6.1).

Третья типичная ситуация имеет место при отработке слепых рудных тел в устойчивых вмещающих породах. В таких условиях над выработанным пространством образуется породный мост. Непосредственно над пустотами формируется зона разгрузки, а на участках массива за контуром основания выработанного пространства, — зона концентрации напряжений (зона опорного давления) (рис. 3.2).

По мере отработки рудного тела и опускания горных работ на более глубокие горизонты происходит постепенное накопление пустот и возрастание напряжений в зоне опорного давления. Вновь подготавливаемые к отработке участки месторождения, таким образом, постоянно находятся в зоне опорного давления, что необходимо учитывать при расчёте целиков.

6.2. Расчёт междуэтажных целиков

6.2.1. Междуэтажные целики представляют собой соединение двух конструктивных элементов — днища блока вышерасположенного этажа и потолочины нижерасположенной камеры. Конструктивное оформление днища блока может быть различным и этим в значительной степени определяется величина и характер нагрузки, воспринимаемой днищем со стороны висячего и лежащего боков месторождения.

6.2.2. При подготовке днища воронками и дучками его несущая способность существенно снижается из-за высокой степени изрезанности горными выработками. При среднем значении объёмного коэффициента изрезанности днища 0,3–0,4 и высокой степени трещиноватости, обусловленной влиянием взрывных работ при проведении выработок, с достаточной для практиче-

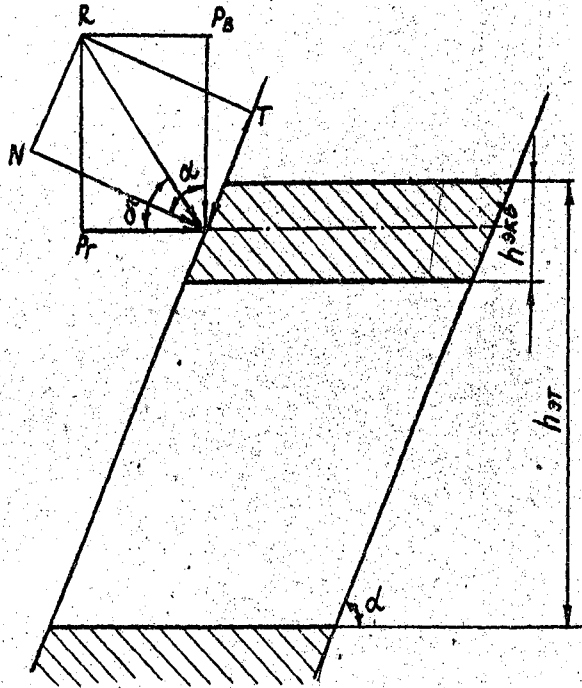
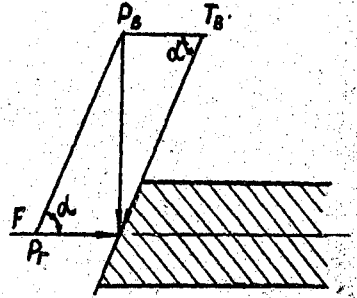


Рис. 6.1. Схема распределения сил, действующих на междуэтажный целик

ских целей точно можно считать, что днище блока по своей прочности эквивалентно сплошному целику при тех же его размерах в плане, но с высотой, равной $1/4$ полной высоты днища.

6.2.3. При плоской конструкции днища или применении траншейной подсечки днище блока практически не несёт на себе нагрузки со стороны висячего и лежащего боков. В таких условиях параметры днища определяются конструктивными соображениями, а расчёт междукамерного целика сводится к определению толщины потолочины над нижерасположенной камерой.

6.2.4. При нормальном развитии зоны обрушения над выработанным пространством верхних этажей расчёт междуэтажного целика необходимо выполнять по трём видам действующих нагрузок: сжимающим нагрузкам со стороны висячего и лежащего боков, срезу по контакту целика с вмещающими породами, а также по нагрузкам, вызывающим изгиб междуэтажного целика и развитие в кровле камер растягивающих напряжений.

6.2.5. В тех случаях, когда пространство вышерасположенного этажа не заполнено обрушенной породой, для определения прочных размеров целика достаточно расчёта величины сжимающих напряжений, действующих в центральной части целика, и касательных напряжений в плоскости его контакта с вмещающими породами.

6.2.6. Условие прочности целика по величине сжимающих напряжений в центральной его части имеет вид

$$\frac{F}{h_{эkb} \cdot L_{кам}} \leq \frac{\sigma_{сж}^* \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_{ф}}{K_{зап}} \quad (6.1)$$

где $h_{эkb} \approx h_{пот} + 0.25 \cdot h_{вн}$, — (6.2)

— в варианте с воронковой подготовкой днища или траншейной подготовкой с расположением траншей вкрест простирания рудного тела и

$$h_{эkb} = h_{пот}, \quad — \quad (6.3)$$

— при плоской конструкции днища или применении траншейной подготовки с расположением траншей по простиранию рудного тела.

6.2.7. Порядок определения минимально допустимой толщины междуэтажного целика по развивающимся в нём напряжениям снят следующий.

Рассчитывается величина вертикальных и горизонтальных нагрузок, воспринимаемых междуэтажным целиком со стороны высячего бока. Применительно к условиям нормального развития зоны обрушения, а также условиям отработки слепых рудных тел в устойчивых вмещающих породах, когда сдвигения пород не происходит, эти нагрузки определяются из выражений:

$$P_{\text{в}} = L_{\text{кам}} \cdot \gamma \cdot H \cdot K_{\text{к}} \left[\frac{h_{\text{экв}}}{tq \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{2(L_{\text{кам}} \cdot tq \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})} \right] \quad (6.4)$$

$$P_{\text{г}} = L_{\text{кам}} \cdot \eta \cdot \gamma \cdot H \cdot K_{\text{к}} \left[h_{\text{экв}} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{2(L_{\text{кам}} + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})} \right] \quad (6.5)$$

Применительно к условиям второй типичной ситуации, встречающейся в практике, когда из-за оставления в выработанном пространстве непогашенных междуэтажных целиков развитие зоны сдвига пород отстаёт от фронта очистных работ, величина действующих на целик усилий определяется из выражений

$$P_{\text{в}} = L_{\text{кам}} \cdot \gamma \cdot H \left[\frac{h_{\text{экв}}}{tq \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{L_{\text{кам}} tq \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}}} \right] \quad (6.6)$$

$$P_{\text{г}} = L_{\text{кам}} \cdot \eta \cdot \gamma \cdot H \left[h_{\text{экв}} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{L_{\text{кам}} + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}}} \right] \quad (6.7)$$

После подстановки исходных данных и производства соответствующих вычислений выражения (6.4)-(6.7) упрощаются до вида

$$P = A \cdot h_{\text{экв}}^2 + B \cdot h_{\text{экв}} + C \quad (6.8)$$

где А, В, С - числовые коэффициенты.

Затем определяется

$$F = P_{\text{г}} + \frac{P_{\text{в}}}{tq \alpha} \quad (6.9)$$

и полученное выражение вводится в уравнение (6.1).

После выбора ориентировочных значений $K_{\text{ф}}$ в соответствии с рекомендациями раздела 3 и подстановки исходных данных уравнение (6.1) решается относительно $h_{\text{экр}}$. Ввиду сложности прямого математического решения уравнения рекомендуется решать задачу методом последовательной подстановки $h_{\text{экр}}$ до получения удовлетворительного соотношения правой и левой частей уравнения. Целесообразная точность решения 0,5 м.

Если полученный результат соответствует условиям ориентировочного выбора $K_{\text{ф}}$, то расчёт целика по сжимающим нагрузкам можно считать законченным. Если же установленное значение $h_{\text{экр}}$ не соответствует условиям, предопределившим выбор $K_{\text{ф}}$, то расчёт повторяется при новом значении $K_{\text{ф}}$, которое выбирается с учётом результата предварительного расчёта.

6.2.8. Условие предельной прочности междуэтажного целика по величине касательных (срезывающих) напряжений, действующих в плоскости его контакта с вмещающими породами, имеет вид

$$\frac{\sin \alpha (T - N \operatorname{tg} \varphi)}{L_{\text{кам}} \cdot h_{\text{экр}}} \leq C_{\kappa} \quad (6.10)$$

Порядок выполнения расчёта следующий.

Расчитывается результирующая сил, действующих на междуэтажный целик со стороны висячего бока (рис. 6.1)

$$R = \sqrt{P_{\text{в}}^2 + P_{\text{г}}^2} \quad (6.11)$$

Затем определяется усилие, действующее перпендикулярно плоскости контакта

$$N = R \cdot \cos \left(\alpha - \operatorname{arctg} \frac{P_{\text{г}}}{P_{\text{в}}} \right) \quad (6.12)$$

и рассчитывается усилие, развивающееся в плоскости контакта от действия внешних сил и собственного веса междуэтажного целика. При наличии над целиком свободного выработанного пространства это усилие

$$T = \frac{P_{\text{в}}}{\sin \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot \sin \alpha \cdot Q_{\text{ц}}}{2 (L_{\text{кам}} + m_{\text{гор}})} \quad (6.13)$$

$$\text{где } Q_{ц} = m_{гор} \cdot h_{экр} \cdot L_{кам} \cdot \gamma_p \quad (6.14)$$

При наличии над целиком зоны обрушения

$$T = \frac{P_{в}}{\sin \alpha} + \frac{L_{кам} \cdot \sin \alpha (Q_{ц} + Q_{св})}{2(L_{кам} + m_{гор})} \quad (6.15)$$

$$\text{где } Q_{св} = \frac{0.04 \cdot m_{гор}^3 \cdot L_{кам} \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg}(45^\circ + \frac{\varphi'}{2})}{k_p \cdot d (k_p - 0.73)} \quad (6.16)$$

Величины R , N и T определяются в форме, соответствующей выражению (6.8), и в таком виде подставляются в условие прочности (6.10).

Значение показателя сцепления пород на контакте C_k принимается на основании результатов экспериментальных исследований. При отсутствии на контакте связи между рудой и породой из-за наличия трещины или прослойка слабых видоизменённых пород C_k принимается равным нулю, а вместо $\operatorname{tg} \varphi$ в выражение (6.10) подставляется значение коэффициента трения на контакте $K_{тр}^k$. Тогда условие прочности целика на контакте с вмещающими породами получит вид

$$T \leq N \cdot K_{тр}^k \quad (6.17)$$

Значение $K_{тр}^k$ устанавливается экспериментально. Для ориентировочных расчётов значение $K_{тр}^k$ может быть принято 0,6-0,7 при ослаблении контакта трещиной и 0,3-0,5 при наличии на контакте прослойка слабых, разрушенных пород.

При полном сцеплении на контакте в расчёте используется показатель сцепления для более слабой из контактирующих пород. Для ориентировочных расчётов могут быть использованы значения показателя сцепления аналогичных пород, приведённые в приложении.

Кроме того, в ориентировочных расчётах могут быть использованы аналитическая зависимость, установленная В.Д. Слесаревым /12/

$$C = \frac{\sigma_{сж}^* \cdot \sigma_p^*}{\sigma_{сж}^* - \sigma_p^*} \quad (6.18)$$

или уточнённый вид этой зависимости, приведённый в работе /13/

$$c = \sqrt{\sigma_p \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_p)} - \sigma_p \quad (6.19)$$

После выполнения промежуточных расчётов их результаты вводятся в условия прочности (6.10) или (6.17), после чего уравнения решаются относительно $h_{эжб}$ методом последовательной подстановки.

6.2.9. С использованием результатов выполненных расчётов устанавливается минимально допустимая толщина потолочины. При плоском дне или траншейной подвечке по простирацию этот параметр из условия прочности по сжимающим напряжениям определяется как

$$h'_{пот} = h_{эжб}^{сж} \quad (6.20)$$

Из условия прочности по срезающим напряжениям в плоскости контакта

$$h''_{пот} = h_{эжб}^{ср} \quad (6.21)$$

Для случая воронковой подготовки дна или подготовки траншеями вкrest простираания месторождения толщина потолочины соответственно определится как

$$h'_{пот} = h_{эжб}^{сж} - 0.25 h_{дн} \quad (6.22)$$

и

$$h''_{пот} = h_{эжб}^{ср} - 0.25 h_{дн} \quad (6.23)$$

Из двух установленных расчётом значений $h'_{пот}$ и $h''_{пот}$ выбирается наибольшее.

Соблюдение третьего критерия устойчивости междуэтажного целика, упомянутого в п. 6.2.4, достигается правильным выбором допустимого пролёта обнажения, исключающим развитие в кровле камеры критических деформаций. Общая высота (толщина) междуэтажного целика определяется выражением

$$h = h_{пот} + h_{дн} \quad (6.24)$$

6.3. Определение размеров надштрековых целиков в днище блоков

В днище выемочных блоков размещаются доставочные штреки или орты, выпускные ниши, дучки, воронки, рудоспуски и др. выработки. Проведение и взаимное расположение этих выработок соответствуют определённым правилам и условиям, соблюдение которых обеспечивает эффективность работ по выпуску руды и минимальные её потери.

Для создания нормальных условий захвата руды скреперным ковшом с почвы доставочной выработки выход откоса руды на почву доставочного штрека должен быть не менее 2/3 его ширины. Графически не трудно установить, что при обычно применяемой на практике высоте штрека скреперования 2,8 м и значении угла естественного откоса руды 45° такое условие может быть выдержано лишь при длине "козырька", т.е. консоли надштрекового целика на участке сопряжения ниши с дучком не более 0,7-0,75 м.

Для обеспечения устойчивости "козырька" под действием взрывных нагрузок его толщина, т.е. высота дучек от кровли ниши до основания рудоприёмных воронок, принимается обычно не менее 2 м.

Для обеспечения эффективного истечения руды и исключения явления напрессования рудной мелочи на откосах воронок значение угла разворонки не должно быть менее 60°. При таких параметрах выпускных выработок, а также с учётом того, что вершины гребней между воронками на высоту примерно 1 м обычно разрушаются в процессе разворонки, общая высота днища, как это видно из графических построений, представленных на рис. 6.2, получается не менее 7,0-7,5 м. При этом высота собственно надштрекового целика составляет 4,0-4,5 м.

Наиболее слабыми участками днища являются надштрековые целики в местах сопряжения выпускных и доставочных выработок. Садовский Г.И. и др. /14/, рассматривая характер разрушения надштрековых целиков на этих участках как срез при вдавлении штампа, предлагают оценивать его прочность по величине сдвигающих напряжений, возникающих в плоскости

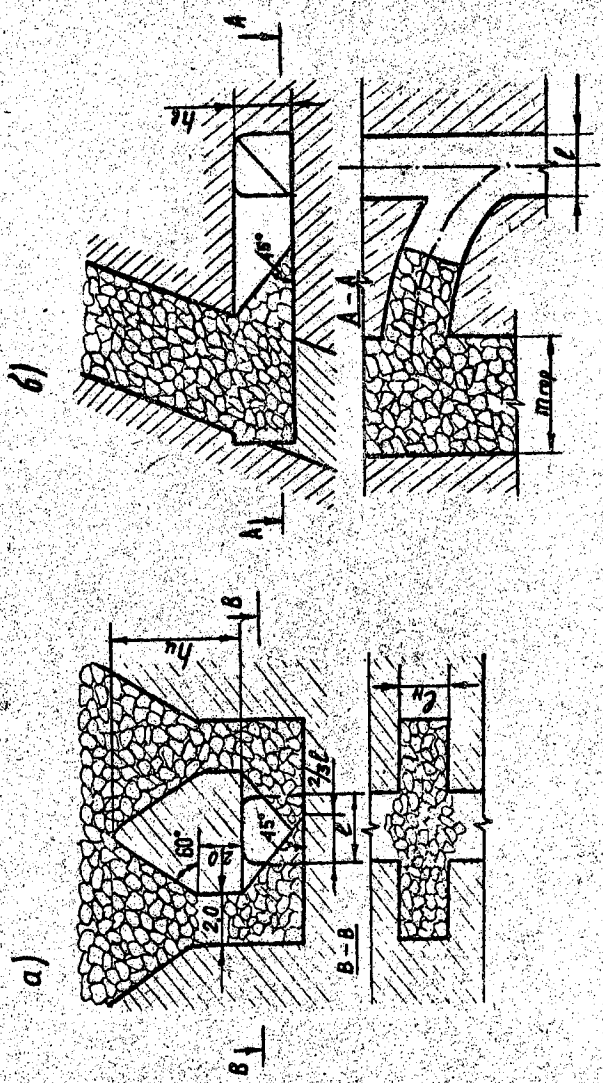


Рис. 6.2. Схема к определению размеров надпорогового
делки в диле блока.

среза (рис. 6.2). Условие прочности надштрекового целика при этом имеет вид:

$$\frac{\sigma^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{\delta p}}{K_{\delta \text{ан}}} \geq \frac{0,32 \cdot m_{\text{гор}}^2 \cdot \gamma \cdot L_{\text{н}}}{P \cdot K_p \cdot (h_{\text{н.ц.}} + 2)} \quad (6.25)$$

Откуда минимально допустимая высота надштрекового целика

$$h_{\text{н.ц.}} = \frac{0,32 m_{\text{гор}}^2 \cdot \gamma \cdot L_{\text{н}} \cdot K_{\delta \text{ан}}}{\sigma^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{\delta p} \cdot P \cdot K_p} - 2 \quad (6.26)$$

$$P = \frac{1,8 \cdot d (K_p - 0,75)}{\text{tg} \left(45^\circ + \frac{\varphi'}{2} \right)} \quad (6.27)$$

Высота днаша, таким образом, определяется сначала конструктивно, т.е. графическим построением. Затем по формуле (6.26) рассчитывается высота надштрекового целика и если она оказывается меньшей, чем получилась графическим построением, то за окончательный результат принимается конструктивная высота днаша.

Если же расчётная высота целика оказывается больше, чем установлена графическим путём, то общая высота днаша определяется суммированием высоты доставочной выработки и расчётной высоты надштрекового целика.

$$h_{\text{дн}} = h_{\text{д}} + h_{\text{н.ц.}} \quad (6.28)$$

6.4. Расчёт предохранительного целика-потолочины под дном карьера

В горно-технической литературе представлен целый ряд методов, позволяющих определить расчётным путём безопасную толщину предохранительного целика при одновременном производстве открытых и подземных горных работ /10, 15, 16/.

Для практических расчётов рекомендуется методика Котова Б.П. Расчётная формула имеет вид

$$h_{\text{пот}} \geq 0,25 l \cdot \frac{\gamma \cdot l + \sqrt{\gamma^2 \cdot l^2 + 8 \sigma_{\text{дон}} \cdot \gamma}}{\sigma_{\text{дон}}} \quad (6.29)$$

где
$$\sigma_{\text{дон}} = \frac{\sigma_p^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{\delta p}}{K_{\delta \text{он}}} \quad (6.30)$$

Величина q , определяется с учётом веса наиболее тяжёлого оборудования, работающего в карьере (обычно эксковаторов), и его опорной площади.

6.5. Дополнительные замечания к расчёту междуэтажных целиков

6.5.1. С целью учёта ослабляющего влияния на потолочину взрывных работ при проходке в междуэтажном целике горных выработок толщина потолочины, полученная расчётом, должна быть увеличена на 0,6–0,8 м в соответствии с ориентировочными размерами зоны интенсивного трещинообразования при мелкошпуровой отбойке.

6.5.2. Чтобы не допустить ослабления потолочины за счёт влияния взрывных работ при её оконтуривании расстояние от проектного контура потолочины до линии расположения зарядов должно быть не менее

$$\Delta h = 16,4 d_2 \left(1 - \frac{9,5 d_2}{l}\right) \quad (6.31)$$

при расположении оконтуривающих шпуров или скважин параллельно контуру потолочины и

$$\Delta h = 7,5 d_2 \left(1 - \frac{12,3 \cdot d_2}{l}\right) \quad (6.32)$$

при перпендикулярном расположении шпуров или скважин.

6.6. Расчёт междукламерных целиков

6.6.1. Расчёт междукламерных целиков на прочность производится по допускаемым напряжениям сжатия. Условие предельной прочности междукламерного целика имеет вид

$$\frac{R \cdot \sin \alpha \cdot \cos \varepsilon}{a \cdot h \cdot K_{осл}} \leq \frac{\sigma_{ск}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{бр} \cdot K_{ф}}{K_{зоп}} \quad (6.33)$$

6.6.2. Применительно к условиям нормального развития зоны обрушения, а также условиям отработки слепых рудных тел в устойчивых вмещающих породах, когда сдвигения пород не про-

исходит, величина горизонтальных и вертикальных нагрузок, воспринимаемых междукламерным целиком, рассчитывается из выражений

$$P_B = \gamma H \frac{h}{\operatorname{tg} \alpha} \cdot K_K \cdot \left(a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}} \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right) \quad (6.34)$$

$$P_r = \gamma \cdot H \cdot \eta \cdot h \cdot K_K \cdot \left(a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}}} \right) \quad (6.35)$$

6.6.3. Применительно к условиям, когда развитие зоны сдвижения пород отстаёт от фронта очистных работ, величина действующих на целик усилий определяется из выражений

$$P_B = \frac{\gamma \cdot H \cdot h}{\operatorname{tg} \alpha} \cdot \left(a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}} \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right) \quad (6.36)$$

$$P_r = \eta \cdot \gamma \cdot H \cdot h \cdot \left(a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}}} \right) \quad (6.37)$$

6.6.4. Порядок расчёта ширины междукламерного целика следующий:

- выбирается расчётная схема в соответствии со сведениями о физическом состоянии налегающей толщи пород;
- принимается ориентировочное значение ширины целика a ;
- рассчитывается величина нагрузок P_B , P_r и R , а также

$$\delta = \operatorname{arctg} \frac{P_B}{P_r} \quad (6.38)$$

и

$$\varepsilon = \alpha + \delta - 90^\circ \quad (6.39)$$

- в соответствии с рекомендациями п. 3.4.3 выбирается K_{Φ}'' ;
- рассчитывается $K_{\text{осл}}$ с использованием зависимости (3.26).

Прочие исходные данные принимаются в соответствии с рекомендациями раздела 3 и вместе с результатами промежуточных расчётов вводятся в условие прочности (6.33).

При неудовлетворительном соотношении правой и левой частей уравнения решение повторяют при новом значении a ; при этом важно помнить о необходимости изменения величины K_{Φ}'' , когда a становится больше $m_{\text{норм}}$.

6.6.5. С тем, чтобы не допустить ослабления целика взрывом сконтурированных шпуров или скважин, при выборе схемы расположения зарядов необходимо руководствоваться условиями, изложенными в п. 5.4.1.

6.6.6. При любых, даже незначительных величинах внешних нагрузок размеры межкамерных целиков и потолочин не должны быть меньше некоторой величины, определяемой конструкторно-технологическими соображениями. Минимально допустимые значения этих величин приведены в табл. 6.1.

Таблица 6.1.

Минимально допустимые значения ширины межкамерных целиков и толщины потолочины при блоковой подготовке рудных тел

| Мощность рудного тела, м | Минимальная толщина потолочины, м | Минимальная толщина межкамерного целика, м |
|--------------------------|-----------------------------------|--|
| менее 2 м | 3,0 | 6,6 |
| более 2 м | 4,0 | 6,6 |

ЛИТЕРАТУРА

1. Методические указания по определению устойчивости пород в зависимости от их нарушенности на рудных месторождениях. Изд-во ВНИМИ, Л., 1974.
2. Методические указания по оценке устойчивости горных массивов по данным геологической документации пород. Изд-во ВНИМИ, Л., 1983.
3. Бич Я.А. Методические указания по проведению натуральных испытаний механических свойств угля и пород с помощью давящей установки. Л, ВНИМИ, 1967.
4. Нестеренко Г.Т., Палий В.Д., Орлов Ю.Д. и др. Некоторые результаты и пути совершенствования натуральных испытаний прочностных и деформационных свойств крепких и весьма крепких горных пород. Сб. тезисов докладов ВНИМИ на Всесоюзном совещании по механике горных пород. Апатиты, 1970.
5. Нестеренко Г.Т., Скозобцов Б.С., Твердовский Р.К. Способ оценки прочностных свойств пород в целиках. "Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых", № 6, 1971.
6. Матвеев Б.В. Временные требования по составу и методам испытаний горных пород при разведке месторождений полезных ископаемых при проектировании подземной разработки. Л., ВНИМИ, 1965.
7. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов. ВНИМИ, Л., 1972.
8. Ривкин И.Д., Кучер В.М., Халайдовский Н.Я. Инструктивные указания по определению параметров этажно-камерных систем разработки по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения горных работ на шахтах Кривбасова. Кр. Рог, 1965.
9. Нестеренко Г.Т., Скозобцов Б.С., Михеев П.В., Тиличенко А.М. Исследование устойчивости обнажений пород висячего бока в зависимости от угла падения. "Горный журнал", № 12, 1965.
10. Слесарев В.Д. Механика горных пород. М., Углетехиздат, 1948.
11. Рекомендации по комплексу методов определения механических свойств горных пород (для инженерных расчетов свойств гор-

- ных пород). Изд-во ЕНМИ, Л., 1980.
12. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения. Углетехиздат, М., 1948.
 13. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М., Недра, 1984.
 14. Садовский Г.Н., Колетов А.А., Янишевский А.А. Механика горных пород, расчеты крепи и конструктивных элементов систем разработки рудных месторождений подземным способом. Учебное пособие Красноярского политехнического института. Красноярск, 1974.
 15. Кматов Б.П. Технология открытых горных работ при комбинированной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1966.
 16. Куликов В.В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М., Недра, 1972.
 17. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. Под ред. Н.В.Мельникова, В.В.Ржевского, М.М.Протодяконова. М., Недра, 1975.

ПРИМЕРЫ РАСЧЁТА ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

I. Определение предельно допустимых пролётов обнажения пород в очистных камерах

I.1. Определить предельно допустимый пролёт обнажения пород в следующих условиях. Глубина работ $H = 500$ м; угол наклона обнажения $\alpha = 30^\circ$. Подрабатываемый массив представлен слабонарушенными несложными породами. Длина камеры $L_{\text{КАМ}} = 50$ м.

Р е ш е н и е:

Отсутствие количественной характеристики нарушенности горного массива трещинами позволяет решить поставленную задачу лишь приближённо на основе статистических данных.

По табл. 4.1 находим, что допустимый устойчивый пролёт горизонтального обнажения в породах такого типа при глубине работ 200–350 м равен 12 м. Этот параметр соответствует камерам большой длины, т.е. по существу является шириной эквивалентного пролёта. Для камеры длиной 50 м устойчивая ширина пролёта пересчитывается по формуле (4.8)

$$l = \frac{L_{\text{КАМ}} \cdot L_{\text{ЭКВ}}}{\sqrt{L_{\text{КАМ}}^2 - L_{\text{ЭКВ}}^2}} = \frac{50 \cdot 12}{\sqrt{2500 - 144}} = 12,4 \text{ м}$$

Заданную в условии задачи глубину работ в 500 м можно учесть, используя выражение (4.1), а наклон поверхности обнажения – на основе выражения (4.4). Выполнив пересчёт, получим для глубины 500 м и $\alpha = 30^\circ$

$$l_{\alpha} = \frac{\sqrt{12,4^2 \cdot 275}}{500 \cos 30^\circ} = 10,5 \text{ м}$$

Другой возможный путь решения задачи даёт график, представленный на рис. 4.1. По этому графику при длине камеры 50 м допустимая ширина пролёта обнажения составляет 13 м, а с учётом наклона плоскости обнажения и глубины

$$l_d = \frac{\sqrt{13^2 \cdot 275}}{\cos 30^\circ} = 11,0 \text{ м}$$

Таким образом, ориентировочное значение допустимого по устойчивости пролёта обнажения пород в заданных условиях 10-11 м.

1.2. Рассчитать предельно допустимый пролёт обнажения кровли камеры при отработке пологопадающего рудного тела камерно-столбовой системой. Камеры располагаются по простираанию рудного тела. Угол падения залежи - 30° , кровля представлена слоистыми слаботрешиноватыми известняками. $H = 200 \text{ м}$; $h_n = 1 \text{ м}$; $h_i = 0,7 \text{ м}$; $\gamma = 0,025 \text{ МН/м}^3$; $\gamma_n = 0,026 \text{ МН/м}^3$; $G_{из} = 10 \text{ МПа}$; $G_{ож} = 40 \text{ МПа}$; $\eta = 0,5$; $S_{гп}/S_{ц}$ ориентировочно равно 6. Длина камер по простиранию $L_{кам} = 50 \text{ м}$.

Решение:

Согласно п. 4.8 $K_{II} = 0,75$; $K_{зан} = 3,0$; по (3.1) $K_q = \cos^2 30^\circ + 0,5 \sin^2 30^\circ = 0,565$; в соответствии с п. 4.8.

$$q_s = 0,025 \cdot 200 \cdot 6 \cdot 0,565 = 16,95 \text{ МПа}$$

$$\frac{q_s}{G_{ож}^m} = \frac{16,95}{40} = 0,42 > 0,4; \text{ следовательно}$$

$$l_{экр} = \sqrt{\frac{8}{3} \cdot \frac{10 \cdot 1 \cdot (1 - 0,75 \cdot 0,42)}{0,026 \cdot (1 + 0,75) \cdot 3,0}} = 11,6 \text{ м}$$

С учётом наклона рудного тела по (4.4)

$$l_{экв} = \frac{11,6}{0,66} = 17,6 \text{ м},$$

а принимая во внимание ограниченную длину камер по (4.8)

$$l_d = \frac{50 \cdot 17,6}{\sqrt{50^2 - 17,6^2}} = 18,8 \text{ м}$$

Таким образом, максимально допустимая ширина пролёта камеры в рассматриваемых условиях (округляя до 0,5 м) - 19 м.

1.3. Определить максимально допустимый пролёт обнажения камеры в следующих условиях: породы имеют блочное строение, длина камеры 60 м; в аналогичных условиях отработана камера с предельными устойчивыми размерами обнажения 50 x 40 м.

Р е ш е н и е:

С использованием номограммы рис. 4.2 по значениям $L_{\text{ка}} = 50$ м и $l = 40$ м определим $Z = 22$.

При $Z = 22$ и $L_{\text{ка}} = 60$ м, - $l = 35$ м.

1.4. При тех же (что и в 1.3) условиях, но при наличии опытных данных об устойчивости наклонного обнажения пород площадью 50 x 40 м (40 м - наклонная под углом 30° устойчивая ширина камеры), установить допустимую наклонную ширину камеры при $\alpha = 45^\circ$ и длине камеры 55 м.

Р е ш е н и е:

Руководствуясь зависимостью (4.4) определим максимально допустимый горизонтальный пролёт обнажения на основе опытных данных

$$l = l^{30^\circ} \cdot \cos 30^\circ = 40 \cdot 0,87 = 34,8 \text{ м}$$

Затем по номограмме рис. 4.2 для $L_{\text{ка}} = 50$ и $l = 34,8$ м находим $Z = 20$. Далее устанавливаем, что при $Z = 20$ и $L_{\text{ка}} = 55$ м $l = 31$ м. С использованием зависимости (4.4) пересчитываем допустимый горизонтальный пролёт на пролёт наклонный под углом $\alpha = 45^\circ$.

$$l^{45^\circ} = \frac{l}{\cos 45^\circ} = \frac{31}{0,71} = 43,6 \text{ м}$$

1.5. Проектируется разработка рудной залежи с $\alpha = 60^\circ$, составом и строением пород висячего бока, соответствующем $Z = 10-14 \approx 12$ (табл. 4.2). Определить размер допустимого пролёта обнажения по простиранию ($L_{ком}$) при длине обнажения по падению - 40 м (обусловлена высотой этажа, размерами дна и потолочины камеры).

Р е ш е н и е:

С использованием зависимости (4.5) определим горизонтальный пролёт обнажения, соответствующий максимально допустимому устойчивому пролёту обнажения в 40 м под углом $\alpha^\circ = 60^\circ$.

$$l = \frac{l^{60^\circ}}{0,02 \cdot (32 + 60)} = \frac{40}{1,84} = 21,7 \text{ м}$$

Затем по номограмме (рис. 4.2) с использованием параметра $Z = 12$ устанавливаем, что при $l = 21,7$ м длина камеры по простиранию $L_{ком}$ не должна превышать 22 м.

1.6. Определить допустимую ширину камеры для условий вновь вскрываемого участка месторождения с блочным строением пород. Породы характеризуются умеренной трещиноватостью, средний размер породных блоков не менее 0,5 м, вторичные изменения - 15-20 %, прочность пород на сжатие 70 МПа. Залегание рудного тела пологое, отработку планируется осуществить камерно-столбовой системой разработки длинной камер 70 м.

Р е ш е н и е:

Рассматриваемым условиям (см. табл. 4.2) соответствует параметр $Z \approx 15-19$. При таких его значениях и длине камер 70 м ширина камеры l , как это следует из номограммы рис. 4.2, не должна превышать 18 м, при исключении пребывания людей в очистном пространстве и 11 м (в расчёте на средние значения), - в случае пребывания людей в выработанном пространстве (в соответствии с рекомендациями п. 4.9).

2. Определение значений некоторых коэффициентов, входящих в расчётные формулы

2.1. Рассчитать коэффициент структурного ослабления серпентинитов по параметрам трещиноватости: $W = 5$; $n_1 = 3$; $\alpha_{T_1} = 0^\circ$; $n_2 = 2$; $\alpha_{T_2} = 5^\circ$; $n_3 = 2$; $\alpha_{T_3} = 75^\circ$; $n_4 = 4$; $\alpha_{T_4} = 55^\circ$; $n_5 = 2$; $\alpha_{T_5} = 25^\circ$.

Р е ш е н и е:

По формуле (3.5)

$$N' = \sqrt[5]{3 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 4 \cdot 2} = 2,5$$

Из табл. 3.4 $K_T = 0,85$, из табл. 3.3 $\delta_{\alpha_1} = 0,9$; $\delta_{\alpha_2} = 0,9$; $\delta_{\alpha_3} = 0,8$; $\delta_{\alpha_4} = 0,65$; $\delta_{\alpha_5} = 0,7$.

Из выражения (3.6) следует

$$P_{\alpha_1} = \frac{3}{13} = 0,25; \quad P_{\alpha_2} = \frac{2}{13} = 0,15; \quad P_{\alpha_3} = \frac{2}{13} = 0,15;$$

$$P_{\alpha_4} = \frac{4}{13} = 0,30; \quad P_{\alpha_5} = \frac{2}{13} = 0,15$$

В соответствии с рекомендациями п. 3.3.3. $C_T = 0,7$, а величина коэффициента структурного ослабления

$$K_{стр} = 0,7(0,25 \cdot 0,9 + 0,15 \cdot 0,9 + 0,15 \cdot 0,8 + 0,3 \cdot 0,65 + 0,15 \cdot 0,7) \cdot 0,85 = 0,7 \cdot 0,8 \cdot 0,85 = 0,48$$

2.2. Определить усреднённые значения прочности целлика при сжатии и коэффициента структурного ослабления слагающих его пород при следующих условиях: $\sigma_{сж_1} = 100$ МПа; $h_1 = 4,5$ м; $K_{стр_1} = 0,5$; $\sigma_{сж_2} = 50$ МПа; $h_2 = 1$ м; $K_{стр_2} = 0,2$; $\sigma_{сж_3} = 60$ МПа; $h_3 = 1,5$ м; $K_{стр_3} = 0,3$; $\sigma_{сж_4} = 40$ МПа; $h_4 = 2$ м; $K_{стр_4} = 0,3$; $h = 9$ м. Между разностями находятся три пластичных прослойка общей мощностью 0,4 м.

Р е ш е н и е:

Усреднённую прочность целика без учёта пластичных прослоек рассчитывают по формуле (3.33)

$$\sigma_{сж}^{м\dot{y}} = \frac{9}{\frac{4,5}{100 \cdot 0,5} + \frac{1}{50 \cdot 0,2} + \frac{1,5}{60 \cdot 0,3} + \frac{2}{40 \cdot 0,3}} = 20,4 \text{ МПа}$$

Усреднённую прочность целика с учётом наличия в нём пластичных прослоек определяют из выражения

$$\sigma_{сж}^{м\dot{y}} = \frac{20,4 \cdot (1 + 0,4 \cdot \sqrt{\frac{0,4}{9}})}{1 + \sqrt{\frac{0,4}{9}}} = 18,4 \text{ МПа}$$

Для определения усреднённого коэффициента структурного ослабления определяют усреднённую прочность пород на сжатие без учёта ослабленности целика трещинами

$$\sigma_{сж}^y = \frac{9}{\frac{4,5}{100} + \frac{1}{50} + \frac{1,5}{60} + \frac{2}{40}} = 88 \text{ МПа}$$

после чего рассчитывают усреднённый коэффициент структурного ослабления

$$K_{стр}^y = \frac{20,4}{88} = 0,23$$

2.3. Слепое рудное тело, залегающее под углом 70° , обрабатывается системой с открытым выработанным пространством. Вследствие высокой устойчивости пород их обрушения не происходит. В массиве у фронта очистных работ в связи с этим сформировалась зона опорного давления. Состояние работ характеризуется следующими параметрами: $l_{вн} = 50 \text{ м}$; $h_{подр.} = 80 \text{ м}$; $H_{подр.}^{max} = 160 \text{ м}$; $L_{подр.} = 300 \text{ м}$; $H = 190 \text{ м}$; $h_{мкц} = 40 \text{ м}$; $h_{эт} = 50 \text{ м}$, $L_{хан} = 35 \text{ м}$. Определите среднее значение коэффициента концентрации напряжений в зоне опорного давления на участке шириной 10 м, непосредственно граничащим с основанием выработанного пространства.

Р е ш е н и е:

Определим M — горизонтальную проекцию выработанного пространства в плоскости, перпендикулярной прогибанию, m

$$M = h_{\text{подр}} \cdot \text{ctg } \alpha = 80 \cdot 0,364 = 29,1 \text{ м}$$

по формуле (3.28)

$$\Pi = 2(300 + 80 \cdot 0,364) = 658 \text{ м}$$

Из выражения (3.27)

$$\Delta K_K^{\text{CP}} = \frac{50(80 \cdot 160 \cdot 300 + 658 \cdot 190 \cdot 40)}{658 \cdot 190(2,5 \cdot 80 \cdot 50 - 35 \cdot 40)} = 0,411$$

Далее из (3.29)

$$\Delta K_K^X = \frac{0,411 \cdot 29,1}{0,5 \cdot 10^2 + 0,08 \cdot 29,1} = 0,229$$

и по формуле (3.30)

$$K_K = 1 + \frac{0,229 + 12 \cdot 0,411}{2} = 3,58$$

2.4. Рудное тело горизонтальной мощностью 15 м обрабатывается с нормальным развитием зоны обрушения. В массиве, прилегающем к фронту очистных работ, при этом формируется зона опорного давления. Определить значение коэффициента концентрации напряжений в зоне опорного давления на участке шириной 10 м, непосредственно прилегающем к основанию выработанного пространства.

Р е ш е н и е:

По формуле (3.31)

$$\Delta K_K^X = \frac{0,2 \cdot 15}{0,5 \cdot 10^2 + 0,08 \cdot 15} = 0,06$$

Затем по (3.32)

$$K_K = 1 + \frac{0,06 + 2,4}{2} = 2,23$$

3. Расчёт междуканальных щеликов

3.1. Разработку пологопадающей рудной залежи предполагается осуществить камерно-столбовой системой разработки.

... Рассчитать размеры междуканальных щеликов прямоугольной формы, длинная ось основания которых расположена по линии падения рудного тела и перпендикулярна простиранию преобладающей системы трещин. Исходные данные для расчёта: $H = 200$ м; $L = 400$ м; $\gamma = 0,026$ МН/м²; $\alpha = 20^\circ$; $h = 5$ м; $\sigma_{сж}^0 = 120$ МПа; $K_{отр} = 0,4$; $l = 12$ м; $l' = 8$ м; $\mu = 0,3$; $K_1 = 1,3$; на контактах - полное сцепление пород, срок службы щеликов - 5 лет.

Р е ш е н и е:

Расчёт выполняется по формулам (5.7) и (5.8). Руководствуясь схемой, представленной на рис. 5.3, предварительно выбираем $K_{щ}^1 = 0,8 + 0,2 \frac{h}{a}$ и $K_{щ}^2 = 0,6 + 0,4 \frac{a}{h}$.

Используя рекомендации, содержащиеся в тексте, принимаем значения расчётных коэффициентов: по п. 3.1 $K_H = 1,0$, по п. 3.2.

$$\eta = \frac{0,3}{1 - 0,3} = 0,43$$

$$K_d = \cos^2 20^\circ + 0,43 \sin^2 20^\circ = 0,93$$

по п. 3.6 $K_2 = 1,25$; $K_3 = 1,1$; $K_{БР} = 0,7$.

Принимая в соответствии с рекомендациями п. 5.2.1 ориентировочное значение $Q = 3$ м и подставляя исходные данные в выражения (5.7) и (5.8), получим

$$\frac{1,0 \cdot 0,93 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1 (3 + 12)(8 + b)}{120 \cdot 0,4 \cdot 0,7} = 3b \cdot (0,8 + 0,2 \frac{b}{3})(0,6 + 0,4 \frac{3}{b})$$

После преобразования

$$b^2 - 10,1b - 170,6 = 0$$

$$\text{откуда } b = 5,05 \pm \sqrt{5,02^2 + 170,6} = 5,05 \pm 14$$

$$b = 19 \text{ м}$$

Поскольку при таком значении b не соблюдается условие $\frac{b}{a} \leq 4$, решение повторяем при $a = 6$ м с соответствующим изменением значений коэффициентов формы.

$$\frac{1,0 \cdot 0,93 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1 \cdot (6+12) (8+b)}{120 \cdot 0,4 \cdot 0,7} =$$

$$= 6b \cdot (0,8 + 0,2 \frac{b}{6}) \cdot \sqrt{\frac{6}{5}}$$

после преобразования

$$b^2 + 3,1b - 167 = 0$$

$$\text{Откуда } b = -1,55 \pm \sqrt{2,4 + 167} = -1,55 \pm 13$$

$$b = 11,5 \text{ м.}$$

Таким образом, результат расчета $a = 6$ м; $b = 11,5$ м.

3.2. Рассчитать размеры междукламерных целиков для условий, аналогичных тем, которые приведены в примере 3.1, но со следующими изменениями: целики расположены длинной стороной по простиранию рудного тела. Трещиноватость пород имеет неупорядоченный характер, $K_{\text{стр}} = 0,6$. Рудное тело разделено на две пачки прослойком пластичных пород мощностью 0,5 м.

Р е ш е н и е:

В соответствии с рекомендациями п.3.4.2 и рис. 5.3 предварительно выбираем $K_{\text{ф}}' = 1$ и $K_{\text{ф}}'' = 0,6 + 0,4 \frac{a}{h}$. Рассчитываем или выбираем значения коэффициентов: $K_{\text{н}} = 1,0$; $\eta = 0,43$; $K_{\text{вр}} = 0,7$; $K_2 = 1,25$; $K_3 = 1,1$.

По п.3.2.2.

$$\beta = 20^\circ - \arctg(0,43 \cdot \text{tg} 20^\circ) = 11,1^\circ$$

$$K_{\alpha} = \frac{0,43 \cdot \sin 20^\circ}{\cos 11,1^\circ \cdot \sin(20^\circ - 11,1^\circ)} = 0,97$$

В соответствии с указаниями п. 3.10 производим перерасчет усреднённой прочности пород в целике.

$$\sigma_{сж}^m = 120 \cdot 0,6 \frac{1 + 0,4 \sqrt{\frac{0,5}{5,0}}}{1 + \sqrt{\frac{0,5}{5,0}}} = 56,2 \text{ МПа}$$

Принимая в соответствии с рекомендациями п.5.2.1 ориентировочное значение $\alpha = 4$ м и подставляя исходные данные в выражения (5.7) и (5.8), получим

$$\frac{1,0 \cdot 0,97 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1 \cdot 1,6 \cdot (8 + b)}{56,2 \cdot 0,7} =$$

$$= 4b \cdot 1,0(0,6 + 0,4 \frac{4}{5})$$

После преобразования получим

$$1154 + 144 b = 145 b$$

Уравнение не имеет, таким образом, удовлетворительного решения, что свидетельствует о том, что принятая ширина ($\alpha = 4$) не обеспечивает целику необходимой устойчивости и несущей способности.

Расчёт повторяем при $\alpha = 6$ м, изменив соответствующим образом коэффициент формы целика $K_{\Phi}^a = \sqrt{\frac{\alpha}{h}}$

$$\frac{1,0 \cdot 0,97 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1 \cdot 1,8(8 + b)}{56,2 \cdot 0,7} =$$

$$= 6b \cdot 1,0 \sqrt{\frac{6}{5}}, \text{ откуда } b = 13,4 \text{ м}$$

Таким образом, размеры целика в рассматриваемых условиях должны быть $\alpha = 6$ м; $b = 13,5$ м.

3.3. Рассчитать диаметр столбчатых целиков при обработке пологопадающей рудной залежи камерно-столбовой системой разработки. Исходные данные для расчёта: $H = 80$ м; $L = 120$ м; $\gamma = 0,026$ МН/м³; $l = 20$ м; $\alpha = 10^\circ$; $\sigma_{сж}^m = 180$ МПа; $h = 10$ м; $K_{стр} = 0,6$; $K_{вр} = 0,7$; $K_{зап} = 1,6$; $h = 0,25$. Руда характеризуется включением глинистых прослоек (суммарная их мощность 0,6 м). Кроме того, рудное тело разделяется прослойком слабых пород мощностью 2,0 м. с $\sigma_{сж}^m = 140$ МПа и $K_{стр} = 0,4$ на две пачки. На контактах - сухое трение.

Решение:

Из табл. 3.1 в рассматриваемых условиях $K_H = 1,0$. В соответствии с п. 3.2.2

$$\beta = 10^\circ - \text{arctg}(0,25 \cdot \text{tg} 10^\circ) = 7,5^\circ$$

$$K_\alpha = \frac{0,25 \cdot \sin 10^\circ}{\cos 7,5^\circ \cdot \sin(10^\circ - 7,5^\circ)} \approx 1,0$$

по п. 3.10

$$\sigma_{сж}^y = \frac{10}{\frac{2}{140} + \frac{8}{180}} \cdot \frac{1 + 0,4 \cdot \sqrt{\frac{0,6}{10}}}{1 + \sqrt{\frac{0,6}{10}}} = 137 \text{ МПа}$$

Усреднённое значение коэффициента структурного ослабления

$$K_{стр}^y = \frac{10 \cdot \left(\frac{2}{140} + \frac{8}{180} \right)}{10 \cdot \left(\frac{2}{140 \cdot 0,4} + \frac{8}{180 \cdot 0,6} \right)} = 0,54$$

В соответствии с рекомендациями п.3.4.2 и рис. 5.4

$$K_\phi'' = 0,6 + 0,4 \frac{d}{h}$$

Подставляя исходные данные в выражения (5.7) и (5.10), получим

$$\frac{4 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,026 \cdot 80 \cdot 1,6 \cdot (d_\alpha + 20)}{137 \cdot 0,54 \cdot 0,7} = 3,14 \cdot d_\alpha^2 \cdot (0,6 + 0,4 \frac{d_\alpha}{10})$$

Решая это уравнение методом последовательной подстановки d_α , получим $d_\alpha = 8,5 \text{ м}$.

3.4. Рассчитать ширину ленточных междукламерных пеликов при отработке пологопадающей рудной залежи ($\alpha = 15^\circ$) камерно-столбовой системой разработки. Пелики располагаются по линии падения рудного тела. Исходные данные для расчета:

$H = 250$ м; $L = 100$ м; $\sigma_{сж}^0 = 100$ МПа; $\gamma = 0,026$ МН/м³; $\mu = 0,3$;
 $l = 20$ м; $h = 12$ м; $K_{стр} = 0,6$; $K_{вр} = 0,7$; $K_{зап} = 1,65$;
 Руда слаботрешиноватая с включением прослоев крепких пород с
 $\sigma_{сж}^0 = 180$ МПа и $K_{стр} = 0,8$ суммарной мощностью 3 м.

Р е ш е н и е:

Из табл. 3.1 $K_H = 0,7$. По формуле (3.1)

$$K = \cos^2 15^\circ + \frac{0,3}{1-0,3} \cdot \sin^2 15^\circ = 0,95$$

С учётом п. 3.10

$$\sigma_{сж}^y = \frac{12}{\frac{3}{180} + \frac{9}{100}} = 112 \text{ МПа}$$

Усреднённое значение коэффициента структурного ослабления

$$K_{стр}^y = \frac{12 \cdot \left(\frac{3}{180} + \frac{9}{100} \right)}{12 \left(\frac{3}{180 \cdot 0,8} + \frac{9}{100 \cdot 0,6} \right)} = 0,63$$

В соответствии с рекомендациями п. 3.4.2 и рис. 5.5

$$K_{\Phi}^a = 0,6 + 0,4 \frac{a}{h}$$

Подставляя исходные данные в выражения (5.7) и (5.II), получим

$$\frac{0,7 \cdot 0,95 \cdot 0,026 \cdot 250 \cdot 1,65 \cdot (\alpha + 20)}{112 \cdot 0,63 \cdot 0,7} = \alpha \cdot \left(0,6 + 0,4 \frac{a}{h} \right)$$

или после упрощения

$$0,144 \cdot (\alpha + 20) = \alpha \left(0,6 + 0,4 \frac{a}{h} \right)$$

Решая это уравнение методом последовательной подстановки α , получим $\alpha = 4,6$ м.
 Принимаем $\alpha = 5$ м.

3.5. Рассчитать ширину барьерного целика при разработке пологопадающей рудной залежи камерно-столбовой системой.

Исходные данные для расчёта: $H = 150$ м; $L_B = 150$ м;
 $h = 6$ м; $L_H = 200$ м; $\alpha = 20^\circ$; $\gamma = 0,025$ МН/м³; $\sigma_{сж} = 160$ МПа;
 $\mu = 0,3$; $K_{стр} = 0,8$; $K_{вр} = 0,7$; $K_{зап} = 2,0$. Целик расположен
 по простиранию рудного тела и прорезан у основания штреком
 шириной $l_{ш} = 2,8$ м и симметрично расположенными сбойками шири-
 ной $l_p = 2,0$ м через каждые 10 м. На контакте целика с породами
 кровли расположен небольшой мощный прослоек пластичных пород.

Р е ш е н и е:

Из табл. 3.1 $K_H = 0,7$. По п. 3.2.2

$$\beta = 20^\circ - \arctg \left(\frac{0,3}{1-0,3} \operatorname{tg} 20^\circ \right) = 11,1^\circ$$

$$K_d = \frac{0,43 \cdot \sin 20^\circ}{\cos 11,1^\circ - \sin (20^\circ - 11,1^\circ)} = 0,97$$

В соответствии с рекомендациями п. 3.4.2 и рис. 5.5

$$K_{\psi}'' = 0,5 + 0,05 \frac{h}{a}$$

По п. 3.7.1

$$K_{осл} = \frac{(a - 2,8 - 0,4) \cdot (10 - 2,0 - 0,4)}{10a} = \frac{7,6a - 24,3}{10a}$$

Подставляя исходные данные в выражения (5.7) и (5.12),
 получим

$$\frac{0,7 \cdot 0,97 \cdot 0,025 \cdot 150 \cdot 2,0 \cdot 10a \left(150 + 0,34 \frac{50}{4} \right) 175}{160 \cdot 0,8 \cdot 0,7 \cdot 150 \cdot (7,6a - 24,3)} = 0,5 + 0,05 \frac{6}{a}$$

или после упрощений

$$\frac{102,5}{7,6a - 24,3} = 0,5 + 0,05 \frac{6}{a}$$

Решая уравнение методом последовательной подстановки
 значений a , получим $a = 29,5$ м.

3.6. Рассчитать допустимую ширину междуканальных целиков
 при отработке крутонаклонного месторождения системой подэтаж-
 ных штреков. Исходные данные: $H = 300$ м; $\gamma = 0,025$ МН/м³;

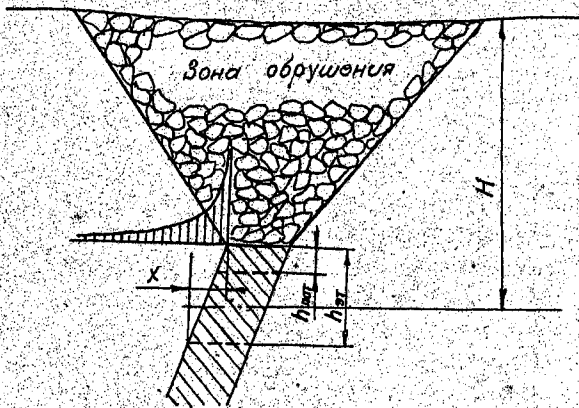
$m_{\text{норм}} = 10 \text{ м}; \alpha = 70^\circ; h_{\text{ст}} = 50 \text{ м}; h_{\text{пот}} = 10 \text{ м}; \mu = 0,2; \sigma_{\text{ож}} =$
 $= 120 \text{ МПа}; K_{\text{отр}} = 0,7; K_{\text{вр}} = 0,7; K_{\text{зап}} = 1,65; a_f = 2,6 \text{ м};$
 $h_p = 2 \text{ м}; h_{\text{пр}} = 6 \text{ м}; L_{\text{кам}} = 40 \text{ м};$

Отработка рудного тела сопровождается нормальным развитием зоны сдвижения.

Р е ш е н и е:

Решение выполняется с использованием условия (6.33) методом последовательной подстановки значений α .

По формулам (3.31) и (3.32) рассчитаем величину концентрации напряжений на участке зоны опорного давления, соответствующем горизонтальной проекции линии контакта целика с породами висячего бока.



$$x = 50 \cdot \operatorname{ctg} 70^\circ = 18,2 \text{ м}; \quad m_{\text{ред}} = \frac{10}{\sin 70^\circ} = 10,6 \text{ м};$$

$$\Delta K_K^x = \frac{0,2 \cdot 10,6}{0,5 \cdot 18,2^2 + 0,08 \cdot 10,6} = 0,012$$

$$K_K = 1 + \frac{0,012 + 2,4}{2} = 2,2$$

Приняв ориентировочное значение $\alpha = 10 \text{ м}$, по формулам

(6.34) и (6.35), рассчитаем P_B и P_T

$$P_B = 0,025 \cdot 300 \cdot \frac{40}{2 \cdot 75} \cdot 2,2 \cdot \left(10 + \frac{40 \cdot 40}{40+40} \cdot \frac{1}{2,75}\right) = 4960 \text{ МН}$$

$$P_T = \frac{0,2}{1-0,2} \cdot 0,025 \cdot 300 \cdot 40 \cdot 2,2 \cdot \left(10 + \frac{40 \cdot 40}{40+40}\right) = 4950 \text{ МН}$$

по (6.11) $R = \sqrt{4960^2 + 4950^2} = 7007 \text{ МН}$

по (6.38) и (6.39)

$$\delta = \arctg \frac{4960}{4950} = 45,1^\circ$$

$$\varepsilon = 70^\circ 45' - 90^\circ = 25^\circ$$

по (3.26) $K_{\text{осл}} = \frac{(10-2,6-0,4)(6-2-0,4)}{10 \cdot 6} = 0,42$

по п. 3.4.3 следует, что $K_{\text{ф}} = 10$

Подставляя исходные данные в уравнение (6.33), получим

$$\frac{7007 \cdot \sin 70^\circ \cdot \cos 25^\circ}{10 \cdot 40 \cdot 0,42} = \frac{120 \cdot 0,7 \cdot 0,7 \cdot 1,0}{1,65}$$

Таким образом, $a = 10 \text{ м}$.

3.7. Рассчитать ширину междуканальных целиков при отражке крутопадающего месторождения камерной системой разработки. Уловия для расчёта: $h_{\text{от}} = 50 \text{ м}$; $H = 450 \text{ м}$; $\gamma = 0,026 \text{ МН/м}^3$; $m_{\text{норм}} = 5 \text{ м}$; $\alpha = 80^\circ$; $\sigma_{\text{ож}} = 160 \text{ МПа}$; $K_{\text{отр}} = 0,8$; $K_{\text{вр}} = 1,0$; $K_{\text{зап}} = 1,65$; $\mu = 0,2$; $h_{\text{лет}} = 5 \text{ м}$; $L_{\text{кам}} = 50 \text{ м}$; $a_1 = 2,6 \text{ м}$; $h_p = 2,0 \text{ м}$; $h_{\text{пр}} = 6,0 \text{ м}$. В пространстве отработанных этажей временно оставлены междуетажные целики.

Решение:

Приняв ориентировочное значение $a = 5 \text{ м}$, по формулам (6.36) и (6.37) рассчитаем P_B и P_T :

$$P_B = \frac{0,026 \cdot 450 \cdot 45}{5,67} \cdot \left(5 + \frac{45 \cdot 50}{45+50} \cdot \frac{1}{5,67}\right) = 1101 \text{ МН}$$

$$P_T = \frac{0,2}{1-0,2} \cdot 0,026 \cdot 450 \cdot 45 \cdot \left(5 + \frac{45 \cdot 50}{45+50}\right) = 3775 \text{ МН}$$

по (6.11)
$$R = \sqrt{1101^2 + 3775^2} = 3932 \text{ МН}$$

по (6.38) и (6.39)

$$\delta = \arctg \frac{1101}{3775} = 16,3^\circ$$

$$\varepsilon = 80^\circ + 16,3^\circ - 90^\circ = 6,3^\circ$$

по (3.26)

$$K_{\text{осл}} = \frac{(5-2,6-0,4)(6-2-0,4)}{6,5} = 0,24$$

Из п. 3.4.3 следует, что $K_{\text{ф}} = 1,0$.

Подставляя исходные данные в уравнение (6.33), получим

$$\frac{3932 \cdot 0,98 \cdot 0,99}{5 \cdot 45 \cdot 0,24} \approx \frac{160 \cdot 0,8 \cdot 1,0 \cdot 1,0}{1,65}$$

Таким образом, $\alpha = 5$ м, однако, руководствуясь требованиями п. 6.6.6 в минимально допустимой ширине целика, ослабленного воостающей выработкой, принимаем $\alpha = 6,6$ м.

4. Расчёт междуэтажных целиков

4.1. Расчитать ширину междуэтажного целика применительно к следующим условиям. Отработка месторождений ведётся камерной системой и характеризуется нормальным развитием процесса обрушения пород. Исходные данные для расчёта: $H = 300$ м; $m_{\text{гор}} = 20$ м; $\alpha = 70^\circ$; $L_{\text{кам}} = 40$ м; $\gamma = 0,020$ МН/м³; $\gamma_1 = 0,025$ МН/м³; $\gamma_2 = 0,03$ МН/м³; $\sigma_{\text{сж}} = 140$ МПа; $\sigma^* = 35$ МПа; $\sigma = 33$ МПа; $\mu = 0,2$; $K_{\text{отр}} = 0,7$; $K_{\text{вр}} = 0,7$; $K_{\text{зап}} = 1,65$; $\varphi = 48^\circ$; $d = 2$ м; $K_p = 1,5$; $h_{\text{от}} = 50$ м; $l_n = 2$ м; $h_s = 2,8$ м. Контакт руды с вмещающими породами - прочный. Подготовка днища блока предполагает применение скреперной доставки.

Р е ш е н и е:

Расчёт целиков выполняется в две стадии, - по сжимающим напряжениям и напряжениям среза на контакте с предварительным определением высоты надштрековых целиков в днище блока.

Приняв ориентировочное значение $h_{\text{от}} = 8$ м, по формулам (3.31) и (3.32) рассчитываем значение коэффициента концент-

рации напряжений на участке, соответствующем горизонтальной проекции линии контакта целика с височным боком.

$$x = 8 \cdot \operatorname{ctg} 70^\circ = 3,0 \text{ м}$$

$$\Delta K_k = \frac{0,2 \cdot 20}{0,5 \cdot 3^2 + 0,08 \cdot 20} = 0,66$$

$$K_k = 1 + \frac{0,66 + 2,4}{2} = 2,53$$

Затем по (6.4) и (6.5) рассчитываются величины P_B и P_T .

$$P_B = 40 \cdot 0,026 \cdot 300 \cdot 2,53 \left[\frac{8}{2,75} + \frac{40(50-8)}{2(40 \cdot 2,75 + 50-8)} \right] = 6630 \text{ МН}$$

$$P_T = 40 \cdot \frac{0,2}{1-0,2} \cdot 0,026 \cdot 300 \cdot 2,53 \left[8 + \frac{40(50-8)}{2(40 \cdot 50-8)} \right] = 3591 \text{ МН}$$

$$\text{по (6.II)} \quad R = \sqrt{6630^2 + 3591^2} = 7540 \text{ МН}$$

$$\text{по (6.9)} \quad F = 3591 + \frac{6630}{2,75} = 6002 \text{ МН}$$

Подставляя исходные данные в выражение (6.I), получим

$$\frac{6002}{8 \cdot 40} > \frac{140 \cdot 0,7 \cdot 0,7 \cdot \frac{8 \cdot 0,94}{20}}{1,65}$$

т.е. в расчёте была принята недостаточная толщина эквивалентного целика. Весь расчёт повторяется при $h_{\text{э}} = 9 \text{ м}$.

$$x = \frac{9}{2,75} = 3,3 \text{ м}$$

$$\Delta K_k = \frac{0,2 \cdot 20}{0,5 \cdot 3,3^2 + 0,08 \cdot 20} = 0,57$$

$$K_k = 1 + \frac{0,57 + 2,4}{2} = 2,5$$

$$P_B = 40 \cdot 0,026 \cdot 300 \cdot 2,5 \left[\frac{9}{2,75} + \frac{40(50-9)}{2(40 \cdot 2,75 + 50-9)} \right] = 6765 \text{ МН}$$

$$P_T = 40 \cdot 0,25 \cdot 0,026 \cdot 300 \cdot 2,5 \left[9 + \frac{40(50-9)}{2(40 + 50-9)} \right] = 3729 \text{ МН}$$

$$F = 3729 + \frac{6765}{2,75} = 6189 \text{ МН}$$

$$R = \sqrt{6765^2 + 3729^2} = 7725 \text{ МН}$$

$$\frac{6189}{9 \cdot 40} \approx \frac{140 \cdot 0,7 \cdot 0,7}{1,65} \frac{9 \cdot 0,94}{20}, \text{ т.е. } h_{\text{кр}} = 9 \text{ м.}$$

Далее выполним проверку полученного параметра по величине срезающих напряжений, развивающихся в плоскости контакта целика с вмещающими породами:

по (6.16)

$$Q_{\text{ср}} = \frac{0,04 \cdot 20^3 \cdot 40 \cdot 0,025 \cdot \tan\left(45^\circ + \frac{48^\circ}{2}\right)}{1,5 \cdot 2 \cdot (1,5 - 0,73)} = 359 \text{ МН}$$

по (6.14)

$$Q_{\text{н}} = 20 \cdot 9 \cdot 40 \cdot 0,03 = 216 \text{ МН}$$

по (6.15)

$$T = \frac{6765}{0,94} + \frac{40 \cdot 0,94 \cdot (216 + 359)}{2 \cdot (40 + 20)} = 7377 \text{ МН}$$

по (6.12)

$$N = 7725 \cdot \cos\left(70^\circ - \arctg \frac{3729}{6765}\right) = 5821 \text{ МН}$$

Подставляя полученные значения в уравнение прочности целика по срезу в плоскости его контакта с породами высшего бока (6.10), получим

$$\frac{0,94 \cdot 7377}{40 \cdot 9} < 33 + \frac{0,94 \cdot 5821 \cdot 1,11}{40 \cdot 9}$$

$$19,3 < 49,9$$

что свидетельствует о том, что принятый параметр вполне удовлетворяет условию прочности целика по срезу на контакте.

Как указывалось в основном тексте "Указаний", при скреперной доставке руды высота днища, установленная по конструктивным соображениям, составляет 7,5 м при высоте надрезкового целика 4,5 м.

Подставляя это значение и другие исходные данные в условие прочности надрезкового целика (6.25), получим

$$\frac{35 \cdot 0,7 \cdot 0,7}{1,65} > \frac{0,32 \cdot 20^3 \cdot 0,02 \cdot 2}{1,8 \cdot 2 \cdot (1,5 - 0,73) \cdot 1,5 \cdot (4,5 + 2) \cdot \tan\left(45^\circ + \frac{48^\circ}{2}\right)}$$

$$\text{или } 10,4 > 0,49,$$

т.е. величина касательных напряжений, развивающихся в теле надрезкового целика, значительно меньше предельно допустимой величины, заданной условием задачи.

Толщина потолочины в рассматриваемых условиях (по 6.22) составит

$$h_{нт} = 9 - 0,25 \cdot 7,5 = 7,1 \text{ м, а}$$

полная толщина междуэтажного целика (по 6.24)

$$h = 7,1 + 7,5 = 14,6 \text{ м} \approx 15 \text{ м}$$

4.2. Рассчитать ширину междуэтажного целика при отработке крутонадающего рудного тела камерной системой разработки. В выработанном пространстве двух вышеупомянутых этажей временно оставлены междуэтажные целики. Исходные данные для расчета: $H = 200 \text{ м}$; $L_{кам} = 40 \text{ м}$; $\alpha = 70^\circ$; $\sigma_{сж} = 160 \text{ МПа}$; $\varphi = 48^\circ$; $\sigma = 40 \text{ МПа}$; $\sigma' = 38 \text{ МПа}$; $h_{эт} = 50 \text{ м}$; $\mu = 0,2$; $K_{стр} = 0,6$; $K_{вр} = 0,7$; $K_{зап} = 1,65$; $m_{норм} = 5 \text{ м}$; $\gamma = 0,026 \text{ МН/м}^3$; $\gamma_p = 0,03 \text{ МН/м}^3$; $\gamma_{тр} = 0,6$. Контакт руды с вмещающими породами прочный. Предполагается применение "плоского" днища.

Задавшись ориентировочным значением $h_{экл} = 5 \text{ м}$, по (6.6) и (6.7), рассчитываем величины P_B и P_T .

$$P_B = 40 \cdot 0,026 \cdot 200 \left[\frac{5}{2,75} + \frac{40(50-5)}{2(40 \cdot 2,75 + 50-5)} \right] = 1582 \text{ МН}$$

$$P_T = 40 \cdot \frac{0,2}{1-0,2} \cdot 0,026 \cdot 200 \left[5 \frac{40(50-5)}{40 \cdot 50 - 5} \right] = 1361 \text{ МН}$$

o (6.II) $R = \sqrt{1582^2 + 1361^2} = 2086 \text{ МН}$

o (6.9) $F = 1361 + \frac{1582}{2,75} = 1936 \text{ МН}$

Подставляя исходные данные в выражение (6.I), получим

$$\frac{1936}{5 \cdot 40} < \frac{160 \cdot 0,6 \cdot 0,7 \cdot 1,0}{1,65} \text{ или } 9,7 < 40$$

- Неравенство свидетельствует о том, что принятая толщина $h_{экл}$ - завышена.

Расчёт повторяется при новом значении $h_{экл} = 4 \text{ м}$.

$$P_B = 40 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot \left[\frac{4}{2,75} + \frac{40(50-4)}{2(40 \cdot 2,75 \cdot 50-4)} \right] = 1529 \text{ МН}$$

$$P_T = 40 \cdot 0,25 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot \left[4 + \frac{40(50-4)}{40 \cdot 50-4} \right] = 1320 \text{ МН}$$

по (6.II) $R = \sqrt{1529^2 + 1320^2} = 2020 \text{ МН}$

по (6.9) $F = 1320 \cdot \frac{1529}{2,75} = 1876 \text{ МН}$

Подставляя исходные данные в выражение (6.I), получим

$$\frac{1876}{4 \cdot 40} < \frac{160 \cdot 0,6 \cdot 0,7 \cdot \frac{4}{5}}{1,65}, \text{ т.е. II,7} < 32,6$$

И в этом случае сохраняется неравенство того же рода, свидетельствующее о завышенности принятого параметра, однако, учитывая требование п. 6.6.6 и условие (6.20), принимаем $h_{\text{лот}} = h_{\text{кб}} = 4 \text{ м}$.

Проверяем этот параметр по условию прочности и на контакте по величине срезающихся напряжений.

По (6.I4)

$$Q_{\text{ц}} = \frac{5}{0,94} \cdot 4 \cdot 40 \cdot 0,03 = 25,5 \text{ МН}$$

По (6.I5)

$$T = \frac{1529}{0,94} + \frac{40 \cdot 0,94 \cdot 25,5}{2(40 \cdot 5,3)} = 1636 \text{ МН}$$

по (6.I2)

$$N = 2020 \cdot \cos(70^\circ - \arctg \frac{1320}{1529}) = 1763 \text{ МН}$$

Подставляя исходные данные в условие (6.I0), получим

$$\frac{0,94 \cdot (1636 - 1763 \cdot \text{tg } 48^\circ)}{40 \cdot 4} < 40$$

Что свидетельствует о достаточной устойчивости целлика толщиной 4 м.