

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«СЕВЕРО-КАВКАЗСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ  
(ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ)»

Кафедра «Горное дело»

**УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД**

**УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ**

к курсовой работе по дисциплине  
«Управление состоянием массива горных пород»  
Для студентов направления подготовки 21.05.04 – «Горное дело»  
Квалификация выпускника - специалист  
Форма обучения – очная/заочная

*Составители:* О.З. Габараев,  
А.С. Теплякова

Допущено  
редакционно-издательским советом  
Северо-Кавказского горно-металлургического института  
(государственного технологического университета)

Владикавказ 2020

УДК 622.83  
ББК 33.15  
Г 12

*Рецензент:*

кандидат технических наук, доцент  
Северо-Кавказского горно-металлургического института  
(государственного технологического университета)

***Копылов А. С.***

**Управление состоянием массива горных пород** [Электронный ресурс]: Учебно-методическое пособие к курсовой работе по дисциплине «Управление состоянием массива горных пород» для студентов направления подготовки 21.05.04 «Горное дело». Квалификация выпускника специалист. Форма обучения – очная/заочная / Сост. О.З. Габараев, А.С. Теплякова; Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет). – Электрон. текст дан. (594 Кб). – Владикавказ: Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), 2020.

Режим доступа: <http://www.skgmi-gtu.ru/ru-ru/lib/resources/e-catalogues/ctl/DetailPublicationView/mid/3869?catalogID=4&publicationID=605c530fb1f55125c2898e1>

Загл. с титул. экрана.

Учебно–методическое пособие подготовлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Управление состоянием массива горных пород». В учебно–методическое пособие включены вопросы взаимодействия горного производства с окружающей средой, с геотехнологией, с физикой горных пород и др. Основное место уделено состоянию природных массивов при техногенном воздействию на них горными работами.

Учебно–методическое пособие содержит методы расчетов пролетов устойчивых обнажений в камерах, междукамерных, панельных и междуэтажных целиков, нормативной прочности твердеющей закладки.

Учебно–методическое пособие предназначено для углубленного изучения методов выполнения инженерных расчетов, соответствующих применяемым в проектных организациях, и соответствуют курсу лекций «Управление состоянием горного массива» для студентов всех форм обучения направления подготовки 21.05.04 «Горное дело». Квалификация выпускника – специалист.

Подготовлено кафедрой «Горное дело».

© Составление. ФГБОУ ВО СКГМИ (ГТУ), 2020.

© Габараев О.З., Теплякова А.С., составление, 2020.

*Учебное электронное издание*

Выпущено в авторской редакции, пунктуации и орфографии

Компьютерная верстка: Теплякова А.С.

Для создания электронного издания использованы:  
Microsoft Office Word 2010, Adobe Acrobat 3.3.2

Подписано к использованию: 21.12.2020 г.

Объем 594 Кб

---

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования

Северо - Кавказский горно-металлургический институт  
(государственный технологический университет)  
362021, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44

Кафедра «Горное дело»

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение .....	4
I. Главная часть .....	5
II. Расчетная часть .....	6
2.1. Определение предельно допустимых пролетов обнажения пород в очистных камерах .....	12
2.2. Расчет целиков при разработке пологих рудных залежей камерно-столбовой системой с панельной подготовкой рудных тел .....	15
2.3. Расчет панельных целиков .....	16
2.4. Расчет целиков при отработке месторождений с блоковой подготовкой рудных тел .....	17
2.5. Управление состоянием горного массива твердеющей закладкой ...	23
Заключение .....	29
Литература .....	29
Приложения .....	30

## ВВЕДЕНИЕ

Целью управления состоянием массива горных пород является обеспечение устойчивости кровли и почвы в камерах целиков, наречных и подготовительных выработок, безопасности труда горняком, сохранности подрабатываемых природных объектов и искусственных сооружений путем целенаправленного использования несущей способности вмещающих пород, рудного тела, закладки и крени.

В названии дисциплины выделим ключевое слово *управление*. В самом общем смысле об управлении можно говорить только при наличии следующих элементов:

- объекта управления в виде инвариантной системы, т.е. системы, существующей независимо от каких-либо факторов. В данном случае это горный массив, характеризующийся имманентным составом, свойствами, структурой, состоянием как категориями внутренне присущими ему и определяемыми его природой и геологической историей;

- модели объекта управления, т.е. некоего описания его в виде схемы изображения в графическом, текстовом, цифровом виде (компьютерный вариант модели). Модель горного массива в значительной мере является субъективной категорией, поэтому важное значение приобретают различные гипотезы горного давления (включая газодинамические явления), а также конструкция действующего или проектируемого рудника, шахты;

- информации о составе, свойствах, структуре, состоянии объекта управления. В данном случае это сведения о физико-механических свойствах пород, тектонических нарушениях, трещиноватости, кливаже, гидрогеологических условиях (природные характеристики), расположении, размерах и креплении горных выработок (технологические характеристики), напряженно-деформированном состоянии массива (природно-технологические характеристики);

- информации о причинно-следственных внутренних и внешних связях объекта управления. Это, например, зависимость устойчивости пролета камеры или целика от прочностных и деформационных свойств пород и напряженного состояния массива, зависимость состояния подрабатываемых объектов на поверхности от расположения горных выработок, применяемых систем разработки и способов управления горным давлением и т. д.;

- системы команд (управляющих решений), гарантирующих функционирование объекта в заданном режиме, т.е. при оптимальных производственных и экономических показателях деятельности рудника или шахты, обеспечивающих безопасность эксплуатации и минимизацию экологического ущерба.

Характерной особенностью рудных месторождений полезных ископаемых (в отличие, например, от пластовых) является чрезвычайно большое разнообразие горно-геологических условий, вследствие которого каждый рудник может быть уникальным как по форме залежей, так и по способам их отработки и управления горным давлением. В мировой практике известны свыше 200 только основных систем разработки рудных месторождений. Очевидно, что дать конкретные рекомендации по каждому варианту разработки применительно к конкретным горно-геологическим условиям – задача нереальная. Поэтому целью курса «Управление состоянием горного массива» является систематизация информации, обеспечивающей возможность принятия управляющих решений для создания эффективных и безопасных условий отработки рудных месторождений в реальных горно-геологических условиях и горно-технических ситуациях, а задачей практикума – практическое освоение соответствующих методов инженерных расчетов. Указанная цель должна быть достигнута освоением методов решения следующих задач:

- 1) определение допустимых размеров пролетов обнажения пород в камерах;
- 2) определение размеров целиков при различных системах разработки;
- 3) управление горным давлением с применением твердеющей закладки выработанного пространства.

## I. ГЛАВНАЯ ЧАСТЬ

Студенты дают подробное описание по индивидуальному заданию преподавателя. Ниже приводится перечень некоторых тем к курсовой работе.

1. Концепция пролетов обнажения.
2. Зона влияния выработок.
3. Рудные целики (размеры целика по Ветрову, по Голику).
4. История технологий управления массивом горных пород.
5. Генетические группы горных пород и их механические характеристики.
6. Механические процессы в горном массиве.
7. Типы проявления горного массива.
8. Искусственные способы поддержания выработанного пространства.
9. Напряженное состояние массива горных пород.
10. Опасные проявления горного давления.
11. Способы управления массивом горных пород.
12. Сведения о строении и тектонических движениях земной коры.
13. Факторы, определяющие напряженное состояние массива.
14. Концепция пролетов обнажения. Методы расчета устойчивых обнажений кровли.
15. Концепция способов управления массивом горных пород. Классификация способов погашения пустот.
16. Взаимосвязь геомеханических процессов с методами ведения горных работ и естественным состоянием массива.
17. Анализ современных подходов к вопросам управления геомеханическими процессами в массивах пород и перспективные направления их решения.
18. Природные факторы, определяющие геомеханическое состояние массива.
19. Технические факторы, определяющие характер и параметры геомеханических процессов при проведении горных выработок.
20. Задачи управления геомеханическими процессами при проведении капитальных выработок.
21. Особенности проявления горного давления в очистных выработках.
22. Основные принципы выбора способа управления горным давлением при ведении очистных работ.
23. Определение размеров допустимых обнажений кровли очистных пространств.
24. Управление геохимическими процессами при комбинированной разработке месторождений.
25. Управление геохимическими процессами в условиях проявления горного давления.
26. Управление геомеханическими процессами с целью снижения вредного влияния горных работ на объекты и сооружения.
27. Задачи управления геомеханическими процессами при строительстве подземных сооружений.
28. Региональные и локальные способы предупреждения горных ударов и внезапных выбросов пород и газа.
29. Гидромеханические явления при подработке водных объектов.
30. Физико-механические свойства массива горных пород.
31. Управление геологическими процессами с целью снижения вредного влияния горных работ на окружающую среду.

## II. РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

Расчетное задание следует начинать с изучения основных положений инженерных расчетов, которые приводятся ниже.

### Основные положения инженерных расчетов

Инженерные расчеты не следует понимать как некое упрощение, приближение «высоких» теорий к уровню понимания некоего среднего специалиста. Следует помнить, что все существующие искусственные сооружения: от египетских пирамид и древних рудников до современных подземных сооружений – построены на основании именно таких расчетов и многовековая история подтверждает их правомерность.

В инженерных расчетах используют эмпирические зависимости, к которым для их адаптации к конкретным ситуациям применяют корректирующие коэффициенты.

**Коэффициент нагрузки.** Доля веса пород налегающей толщи, воспринимаемая целиками при отработке камерно-столбовой системой пологозалегающих рудных тел, учитывается коэффициентом нагрузки  $K_n$ , значение которого зависит от соотношения ширины обрабатываемого участка рудного тела  $L$  и глубины разработки  $H$  следующим образом:

L/H	0,1	0,3	0,5	0,7	≥0,8
$K_n$	$\frac{0,6}{0,4}$	$\frac{0,8}{0,6}$	$\frac{0,9}{0,8}$	$\frac{1,0}{0,9}$	$\frac{1,0}{1,0}$

**Примечание:** В числителе – при незначительной податливости целиков, в знаменателе – при значительной податливости целиков, наличии слабых пластичных прослоек.

**Коэффициент влияния угла падения.** Влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на междукамерные целики камерно-столбовой системы разработки, учитывается коэффициентом  $K'_\alpha$ . Для целиков ленточных или столбчатых с прямоугольным сечением, расположенных длинной осью по падению – восстанию

$$K'_\alpha = \cos^2 \alpha + \eta \sin^2 \alpha, \quad (1.1)$$

где  $\alpha$  - угол падения рудного тела, градусы;  $\eta$  - коэффициент бокового распора.

Для целиков ленточных или столбчатых с прямоугольным сечением, ориентированных длинной осью по простиранию, а также целиков квадратного и круглого сечения, которые наклонены к нормали под углом  $\beta$ ,

$$K''_\alpha = \frac{\eta \sin \alpha}{\cos \beta \sin(\alpha - \beta)}, \quad (1.2)$$

где

$$\beta = \alpha - \arctg(\eta \operatorname{tg} \alpha).$$

Для региона, спокойного в тектоническом отношении, коэффициент бокового распора

$$\eta = \frac{\mu}{1 - \mu} \leq 1, \quad (1.4)$$

где  $\mu$  - коэффициент Пуассона.

Если регион тектонически активен, необходимо экспериментально определить вертикальные и горизонтальные напряжения ( $\sigma_v$  и  $\sigma_r$ ) и вычислить коэффициент бокового распора

$$\eta = \frac{\sigma_v}{\sigma_r} \quad (1.5)$$

который может быть меньше, равен или больше единицы.

**Коэффициент структурного ослабления.** Снижение прочности пород в массиве по отношению к их прочности в образце при одинаковом напряженном состоянии характеризуется коэффициентом структурного ослабления  $K_{стр}$ .

Для условий сжатия (например, в зонах опорного давления) ориентировочные значения коэффициента структурного ослабления определяются в соответствии со степенью нарушения массива, которая может характеризоваться длиной блока пород по простиранию  $l_{бл}$ :

Породы	Слаботрещиноватые	Среднетрещиноватые	Сильнотрещиноватые	Раздробленные
$l_{бл}, м$	1-3 и более	0,3-1	0,05-0,3	0,01-0,05
$K_{стр}$	>0,45	0,3-0,45	0,15-0,3	<0,15

Экспериментально прочность пород в массиве при сжатии устанавливается путем доведения до предельного состояния (разрушения) крупноразмерного породного элемента, обладающего всеми основными структурными особенностями массива, с помощью нагрузочных устройств. По этому методу  $K_{стр}$  определяется как отношение средних значений прочности пород в массиве, установленных экспериментально  $\sigma_{мас}$ , к средней прочности образцов  $\sigma_{обр}$ , отобранных с места проведения исследования и испытанных в лаборатории в соответствии со стандартными методами, т.е.

$$K_{стр} = \frac{\sigma_{мас}}{\sigma_{обр}} \quad (1.6)$$

**Коэффициент формы.** Устойчивость целика и его несущая способность при камерно-столбовой системе разработки зависят от соотношения его основных параметров: высоты  $h$ , ширины  $a$  и длины  $b$ , а также от приложенной нагрузки и направления приложения нагрузки, перпендикулярного (коэффициент формы  $K'_{\phi}$ ) или параллельного ( $K''_{\phi}$ ) сечению целика.

Если междукамерный целик имеет прямоугольную форму, а соотношение его параметров в плане соответствует условию

$$1 \leq b / a \leq 4, \quad (1.7)$$

то при расположении целика длинной осью поперек преобладающей системы трещин

$$K'_{\phi} = 0,8 + 0,2 b/a. \quad (1.8)$$

Если же трещиноватость имеет неупорядоченный характер или продольная ось основания целика направлена по простиранию основной системы трещин, то  $K'_{\phi} = 1$ .

При сухом трении или полном сцеплении на контактах целика с боковыми породами для целиков с параметрами, соответствующими условию  $0,25 \leq a / h \leq 1$ , т.е. для «узких» целиков,

$$K''_{\phi} = 0,6 + 0,4 a / h. \quad (1.9)$$

При тех же условиях на контактах, но при параметрах целика, соответствующих условию  $1 < a / h \leq 4$ , т.е. для «широких» целиков и развитой трещиноватости пород ( $K_{стр} < 0,4$ )

$$K''_{\phi} = a / h.$$

При слаботрещиноватых породах ( $K_{стр} > 0,4$ )

$$K''_{\phi} = \sqrt{a / h}. \quad (1.10)$$

При наличии на контактах с боковыми породами пластичных прослоек и параметрах целика, соответствующих условию  $0,25 \leq a / h \leq 4$ ,

$$K''_{\phi} = 0,5 + 0,05 h / a. \quad (1.11)$$



При блоковой подготовке крутопадающих рудных тел коэффициент формы междукамерного целика  $K''_{\phi}$  определяется в зависимости от соотношения ширины целика  $a$  и нормальной мощности рудного тела  $m_{\text{норм}}$ :

- при  $a < m_{\text{норм}}$

$$K''_{\phi} = a / m_{\text{норм}}; \quad (1.12)$$

- при  $a \geq m_{\text{норм}}$

$$K''_{\phi} = \sqrt{a / m_{\text{норм}}} . \quad (1.13)$$

При расчете междуэтажного целика учитывается соотношение высоты (толщины) целика  $h$  и  $m_{\text{норм}}$ :

- при  $h < m_{\text{норм}}$

$$K''_{\phi} = h / m_{\text{норм}}; \quad (1.14)$$

- при  $h \geq m_{\text{норм}}$

$$K''_{\phi} = \sqrt{h / m_{\text{норм}}} . \quad (1.15)$$

**Коэффициент влияния времени.** Прочность несущих конструктивных элементов системы разработки (целиков, кровли камер) со временем снижается, что корректируется коэффициентом  $K_{\text{вр}}$ :

Срок службы целика, годы	< 2	2-5	> 5
$K_{\text{вр}}$	$\frac{1,0}{1,0}$	$\frac{0,8}{0,7}$	$\frac{0,7}{0,5}$

Примечание: В числителе – для пород слабо- или среднетрешиноватых ( $K_{\text{стр}} \geq 0,4$ ); в знаменателе – для сильнотрешиноватых или пластичных пород ( $K_{\text{стр}} < 0,4$ ).

**Коэффициент влияния случайных факторов** (коэффициент запаса), Факторы со случайным характером влияния вводятся в расчет с помощью коэффициента запаса прочности, который рассчитывается как произведение составляющих его коэффициентов:

$$K_{\text{зап}} = K_1 K_2 K_3. \quad (1.16)$$

Коэффициент  $K_1$  учитывает отклонение средней прочности породы, принятой в расчете, от минимальной прочности образцов по результатам испытаний. Введение его в расчет позволяет учесть возможное отклонение прочности пород в опасных сечениях целиков от средней расчетной величины. Определяют  $K_1$  по результатам испытаний серии образцов по коэффициенту вариации  $v$  среднего арифметического значения случайной величины – предела прочности при одноосном сжатии. Если нормативные требования отсутствуют, то можно руководствоваться следующими данными:

$v$ , %	$\leq 30$	30-50	> 50
$K_1$	1,25	1,3	1,35

Коэффициент  $K_2$  позволяет учесть неравномерность распределения напряжений в опасных сечениях целика. Надежным способом оценки этого фактора является только измерение напряжений в натурных условиях каким-либо из известных способов. Если такой возможности нет, то о степени равномерности распределения напряжений можно судить, исходя из предположения, согласно которому такое распределение равномерно при отсутствии разрушения краевых частей. С известным допущением можно считать, что этой ситуации соответствует условие

$$\sigma_{\text{сж}} / (\rho g H) \geq 2, \quad (1.17)$$

где  $\sigma_{сж}$  - прочность при одноосном сжатии руды (породы) в целике;  $\rho$  - средняя плотность покрывающих пород до земной поверхности;  $g$  - ускорение свободного падения;  $H$  - глубина расположения целика.

Если условие (1.17) выполняется, то принимается  $K_2 = 1,2$ ; в противном случае  $K_2 = 1,3$ .

Значение коэффициента  $K_3$  зависит от способа формирования целика. При применении буровзрывных работ  $K_3 = 1,15$ , а при других способах выемки  $K_3 = 1,1$ .

**Коэффициент ослабления целиков.** Ослабление целика вследствие проведения в нем выработок характеризуется уменьшением рабочей площади целика.

Применительно к ленточным целикам при камерно-столбовой системе или к барьерным целикам, ослабленным проведением штрека и рассечек (рис. 1.1), коэффициент ослабления

$$K_{осл} = \frac{(a - l_{ш} - 0,4)(l_{пр} - l_p - 0,4)}{al_{пр}} \quad (1.18)$$

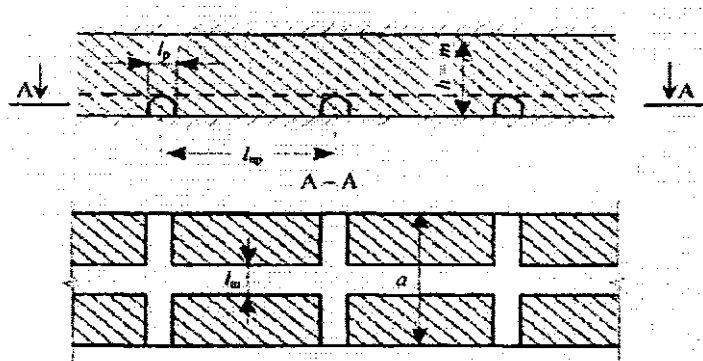


Рис. 1.1. Ленточный целик с пройденными в нем штреком и рассечками (панельная подготовка пологих рудных тел):  $l_p$  - ширина рассечки;  $l_{пр}$  - среднее расстояние между осями соседних рассечек в целике;  $h$  - высота междукамерного (междуэтажного целика);  $m$  - мощность рудного тела;  $a$  - ширина целика.

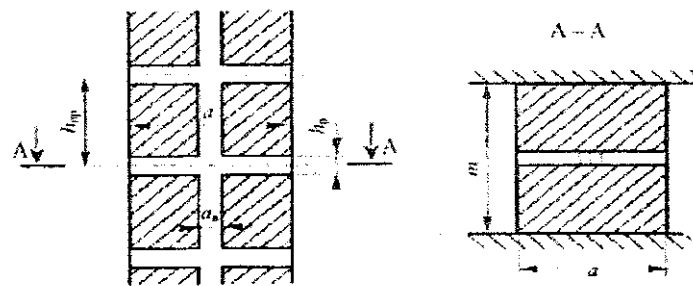


Рис. 1.2. Междукамерный целик при блоковой подготовке рудного тела с пройденными в нем восстающим и рассечками:  $h_p$  - ширина рассечки в целике;  $h_{пр}$  - среднее расстояние между осями соседних рассечек, пройденных из восстающего;  $a_в$  - ширина восстающего.

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

$$K_{осл} = \frac{(l_{пр} - l_p - 0,4)}{l_{пр}} \quad (1.19)$$

При блоковой подготовке рудных тел, когда целик ослаблен проведением в нем восстающей выработки с рассечками (рис. 1.2),

$$K_{осл} = \frac{(a - a_e - 0,4)(h_{np} - l_p - 0,4)}{l_{np}}. \quad (1.20)$$

**Коэффициент концентрации напряжений.** При отставании развития зоны обрушения от фронта очистных работ или в случае отсутствия обрушения при отработке, например, слепых рудных тел (рис. 1.3), подготовка каждого нового рабочего горизонта осуществляется в условиях повышенного горного давления, обусловленного расположением этих участков в зоне опорного давления. В этом случае расчет нагрузок, воспринимаемых целиками, выполняется с учетом концентрации напряжений на участке работ шириной  $x_1$ . Коэффициент  $K_k$  вычисляется как среднее значение коэффициента концентрации напряжений на участке зоны опорного давления шириной  $x_1$ .

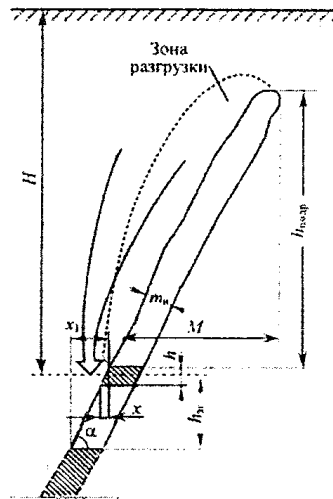


Рис. 1.3. Формирование зоны опорного давления при отработке крутых слепых рудных тел в устойчивых вмещающих породах (стрелкой указано направление передачи нагрузки от веса зависших над выработанным пространством горных пород в зону опорного давления у рабочего горизонта):  $h_{эт}$  - высота этажа;  $x_1$  - ширина зоны опорного давления;  $M$  - горизонтальная проекция выработанного пространства в плоскости, перпендикулярной простиранию;  $x$  - ширина части зоны опорного давления, соответствующая горизонтальной проекции стенки междуэтажного целика;  $h_{подр}$  - общая высота отработанной части рудного тела

Для условий зоны опорного давления, образующейся в результате накопления пустот при отработке слепых рудных тел в устойчивых породах, коэффициент концентрации напряжений

$$K_k = 1 + \frac{\Delta K_k^x + 12\Delta K_k^{cp}}{2},$$

где  $\Delta K_k^x$  - прирост напряжений в зоне опорного давления на расстоянии  $x$  от контура выработанного пространства,

$$K_k^x = \frac{M\Delta K_k^{cp}}{0,5x + 0,08M};$$

$\Delta K_k^{cp}$  - средняя величина прироста напряжений в зоне влияния выработки,

$$\Delta K_k^{cp} = \frac{l_{бл.г} (h_{подр} H_{подр}^{max} L_{подр} - ПН h_{мк.ц})}{ПН (2,5 h_{подр} l_{бл.г} - L_{кам} h_{мк.ц})},$$

$\Delta K_k^{cp}$  - глубина расположения нижней отметки выработанного пространства;  $L_{подр}$  - средняя длина выработанного пространства по простиранию;  $l_{бл.г}$  - длина выемочного

блока по простиранию;  $L_{\text{кам}}$  - длина камеры (по простиранию);  $h_{\text{МК.Ц}}$  - наклонная высота междукамерного целика (размер по линии падения залежи);  $M$  - горизонтальная проекция выработанного пространства в плоскости, перпендикулярная простиранию,  $M = h_{\text{подр}} \text{ctg} \alpha$ ;  $\Pi$  - периметр горизонтальной проекции выработанного пространства,  $\Pi = 2(L_{\text{подр}} + h_{\text{подр}} \text{ctg} \alpha)$ .

Если зона опорного давления образуется при нормальном развитии зоны обрушения (рис. 1.4), то коэффициент концентрации напряжений на участке  $x_1$

$$K_{\kappa} = 1 + (\Delta K_{\kappa}^x + 2,4) / 2, \quad (1.21)$$

где

$$\Delta K_{\kappa}^x = \frac{0,2m_{\text{зопр}}}{0,5x + 0,08m_{\text{зопр}}}; \quad (1.22)$$

$m_{\text{зопр}}$  - горизонтальная мощность залежи.

**Коэффициент упрочнения целиков закладкой.** Заполнение отработанных камер закладочным материалом изменяет условия работы междукамерных целиков под нагрузкой, увеличивая их прочность и несущую способность. Влияние закладки в камерах учитывается введением в условие прочности целика коэффициента упрочнения пород, слагающих целик,  $K_y$ :

$$\sigma_{\text{сж}} = K_y \sigma_{\text{сж}}^o,$$

где  $\sigma_{\text{сж}}^o$  - прочность пород при сжатии образце.

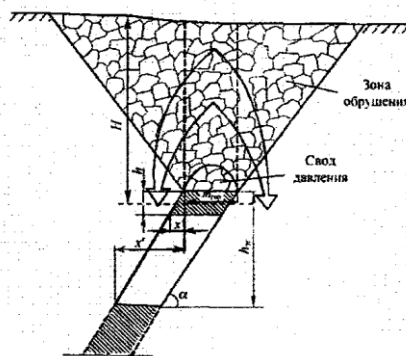


Рис. 1.4. Формирование зоны опорного давления при нормальном развитии обрушения боковых пород ( $x'$  - ширина зоны опорного давления). Здесь стрелками показаны направления передачи нагрузок от веса обрушенных пород в зону опорного давления у рабочего горизонта

Коэффициент упрочнения целиков закладкой можно принимать по следующим данным:

$h/a$	1,0	2,0	2,5
$K_y$	1,4	1,5-1,6	1,6-1,7

Таким образом, закладка оказывает влияние на узкие целики и при этом степень ее воздействия тем больше, чем больше высота целика по сравнению с его шириной. На устойчивость целиков с соотношением размеров  $h < a$  закладка практически не влияет.

**Учет неоднородности строения рудного тела.** Применительно к камерно-столбовой системе разработки при неоднородном строении рудного тела усредненную прочность при сжатии определяют по формуле

$$\sigma_{\text{сж}}^{\text{ср}} = \frac{h}{\sum_{i=1}^n \frac{h_i}{\sigma_{\text{сж}i}}}$$

где  $h_i$  - толщина  $i$ -го слоя породы (руды);  $\sigma_{сжi}$  - прочность  $i$ -го слоя при сжатии в образце.

При этом должно соблюдаться условие  $\sum_{i=1}^n h_i = h$ .

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

$$\sigma_{сж}^{срi} = \sigma_{сж}^{ср} \frac{1 + 0,4\sqrt[4]{h_{пл} / h}}{1 + \sqrt[4]{h_{пл} / h}}, \quad (1.24)$$

где  $h_{пл}$  - суммарная толщина пластичных прослоек, м.

Формула (1.24) не применима, если пластичные прослойки расположены на контактах целика с боковыми породами.

Среднее (усредненное) значение коэффициента структурного ослабления

$$K_{ср}^{ср} = \frac{\sum_{i=1}^n \frac{h_i}{\sigma_{сжi}}}{\sum_{i=1}^n \frac{h_i}{\sigma_{сжi} K_{срi}}}, \quad (1.25)$$

где  $K_{срi}$  – коэффициент структурного ослабления  $i$ -го слоя.

## 2.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРЕДЕЛЬНО ДОПУСТИМЫХ ПРОЛЕТОВ ОБНАЖЕНИЯ ПОРОД В ОЧИСТНЫХ КАМЕРАХ

Определение размеров устойчивых обнажений пород в кровле камер на месторождениях с сильной нарушенностью пород является чрезвычайно сложной задачей, не поддающейся аналитическим решениям. Наиболее надежным способом решения проблемы в конкретных условиях является производственный эксперимент, в процессе которого пролет узкой камеры постепенно увеличивается до достижения критического состояния пород кровли, которое оценивается по деформациям прогиба или по первому обрушению.

Для месторождений, которые находятся в стадии проектирования, допустимые размеры обнажений пород всяческого бока и руды могут устанавливаться по аналогии с другими месторождениями, имеющими сходные признаки.

Расчетные методы определения допустимых пролетов могут быть использованы для весьма ограниченного круга горнотехнических условий, например для слаботрещиноватой кровли, представленной слоистыми породами с выдержанными элементами залегания. Но и в этом случае результаты расчетов следует считать предварительными, нуждающимися в экспериментальном подтверждении.

Для месторождений с блочным строением пород, отработку которых предполагается осуществлять камерно-столбовой системой, на стадии проектирования допустимый пролет обнажения может быть ориентировочно установлен на основе табл. 2.1. Указанные в этой таблице параметры соответствуют условиям мелкошпуровой отбойки руды и длине камеры  $L_{кам} > 3l$ , где  $l$  - ширина камеры. Таблица составлена на основе статистических данных для глубин 200-350 м. при горизонтальном залегании рудного тела.

Для камер, у которых длина сопоставима с шириной (ориентировочно  $L \leq l$ ), на глубине 200-350 м. размеры прямоугольных горизонтальных обнажений могут быть определены по графику (рис. 2.1).

В других случаях должны использоваться формулы приведения к значениям конкретных глубин и углов падения. Так, при проектировании систем разработки для

глубоких горизонтов (до 600-700 м.) учет глубины горных работ производится в соответствии с зависимостью

$$l * H = \text{const}, \quad (2.1)$$

где  $l$  - предельно допустимый устойчивый пролет горизонтального обнажения (ширина камеры).

Зная  $l * H$  для фактической глубины в условиях конкретного рудника или выбрав  $l$  в соответствии с табл. 2.1 или рис. 2.1, можно установить допустимый пролет для глубин до 600-700 м.

Таблица 2.1. Зависимость пролета обнажений от состава и строения пород

Порода кровли	Качественная характеристика устойчивости	Допустимый пролет $l$ , м
Толстослоистые слабонарушенные песчаники, известняки, доломиты, сланцы осадочного и метаморфического происхождения. Слабонарушенные неслоистые метаморфические и изверженные породы	Устойчивые	>12
Грубослоистые и толстослоистые средней нарушенности песчаники, известняки, доломиты, сланцы осадочного и метаморфического происхождения. Не 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 алевролиты. Сильнонарушенные изверженные и неслоистые метаморфические породы	Неустойчивые	<5

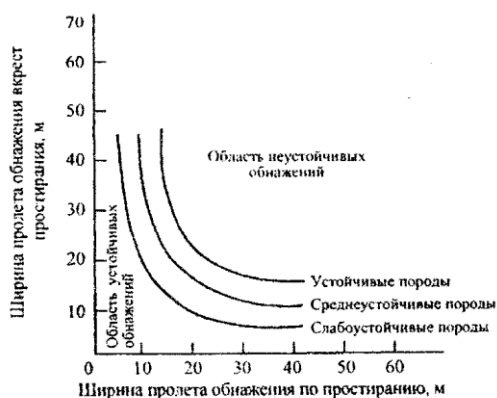


Рис. 2.1. Зависимость степени устойчивости кровли камер от их размеров

Влияние угла падения учитывается следующим образом: при углах падения  $\alpha \leq 55^\circ$  должно выполняться соотношение

$$l_1 \cos \alpha_1 = l_2 \cos \alpha_2 = \text{const};$$

при  $\alpha > 55^\circ$  соотношение

$$l_1 [(1,74 + 0,02(\alpha_1 - 55^\circ))] = l_2 [(1,74 + 0,02(\alpha_2 - 55^\circ))],$$

где  $l_1, l_2$  - предельно допустимые пролеты обнажения при углах падения соответственно  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$ .

Эти зависимости могут быть использованы для расчета пролета наклонного обнажения  $l_\alpha$  при известной величине горизонтального обнажения  $l$ : при  $\alpha \leq 55^\circ$  и  $\alpha > 55^\circ$  соответственно

$$l_\alpha = l / \cos \alpha; \quad l_\alpha = 0,02l(32 + \alpha)$$

Допустимый пролет в камерах при блочном строении пород можно определять с помощью номограммы (рис. 2.2). Для действующих рудников по фактическим размерам камер (наибольшему  $L_{\text{кам}}$  и наименьшему  $l$ ), устойчивость кровли в которых была доказана производственным опытом, строят кривые, характеризующие параметр  $Z$ .

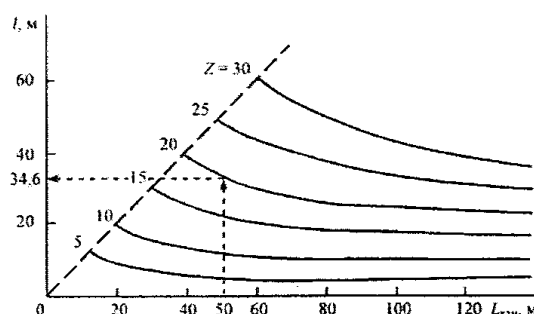


Рис. 2.2. Номограмма для определения параметра  $Z$  (промежуточные значения находят интерполяцией)

Соответствующее значение параметра принимают в качестве показателя устойчивости для данного типа пород и условий эксплуатации. Для проектируемого рудника или участка задаются размеры камеры, используя уже известный параметр  $Z$ , по номограмме определяют предельно допустимый пролет устойчивого обнажения  $l$ .

При отсутствии сведений о максимальных фактических параметрах обнажений пород (проектирование разработки нового месторождения, вскрытие новых участков, при существенном изменении горно-геологических факторов и условий эксплуатации) параметр  $Z$  в первом приближении можно определить по табл. 2.2, исходные данные для которой могут быть определены на основании изучения керна скважин предварительной геологической разведки.

Таблица 2.2. Зависимость параметра  $Z$  от структуры и свойств породы

Средний размер структурных блоков, м	Вторичные изменения, %	Прочность пород в массиве при сжатии, МПа	Значение параметра $Z$
> 1,0	0	> 80	$\geq 20$
0,5-1,0	< 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, расланцевания	> 40	< 10	$\leq 5$

Параметр  $Z$  согласно табл. 2.2 выбирается с учетом фактора, оказывающего наибольшее ослабляющее действие.

При необходимости выполнения технологических операций с присутствием людей в камере ширину пролета  $l$ , установленную с использованием ориентировочных значений  $Z$  (табл. 2.2 и рис. 2.2), следует уменьшить в 2 раза.

## 2.2. РАСЧЕТ ЦЕЛИКОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛОГИХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМОЙ С ПАНЕЛЬНОЙ ПОДГОТОВКОЙ РУДНЫХ ТЕЛ

### Общие принципы расчета

В зависимости от назначения все целики, применяемые при отработке пологих рудных тел камерно-столбовыми системами, разделяют на междукамерные, панельные и барьерные. Междукамерные целики различаются по форме и могут быть ленточными или изолированными (столбчатыми). В свою очередь, изолированные междукамерные целики (МКЦ) могут иметь прямоугольную форму поперечного сечения в плане с ограниченной длиной ( $b \leq 4a$ ), квадратную или круглую.

В зависимости от общих задач управления массивом параметры целиков устанавливаются для работы в режиме заданных нагрузок или режиме заданных деформаций. В первом случае целики должны быть достаточно жесткими, не допускающими сколько-нибудь значительных деформаций налегающей толщи. Однако при этом необходимо считаться с тем, что такие целики при соответствующих прочностных и деформационных свойствах руды в процессе упругих деформаций будут накапливать потенциальную энергию, создавая тем самым опасность динамического разрушения в формах горных и горно-тектонических ударов. В других случаях, когда технологией ведения горных работ не предусматривается сохранение выработок и когда это допускается по условиям подработки, размеры целиков выбирают с таким расчетом, чтобы обеспечить их управляемое разрушение в режиме заданных деформаций. При этом целики должны обладать определенной податливостью, позволяющей им «уходить» от нагрузок со стороны налегающей толщи, не допуская при этом ее чрезмерных деформаций.

Рассмотрим методику расчета, исходя из условия работы целиков в режиме заданных нагрузок по допускаемым напряжениям сжатия, развивающимся в среднем, наиболее слабом сечении. Общее условие прочности имеет вид

$$\frac{K_n K_\alpha \rho g H S_{гр}}{S_{ц}} = \frac{\sigma_{сж}^{сп} K_{стр} K_{вр}}{K_{зап}} K'_\phi K''_\phi, \quad (3.1)$$

где  $K_n$  - коэффициент нагрузки, учитывающий долю веса пород налегающей толщи, воспринимаемую целиками;  $K_\alpha$  - коэффициент, учитывающий влияние угла падения;  $S_{гр}$  - грузовая площадь, приходящаяся на целик;  $S_{ц}$  - площадь целика;  $K_{стр}$  - коэффициент структурного ослабления;  $K_{вр}$  - коэффициент, учитывающий влияние времени;  $K'_\phi$  и  $K''_\phi$  - коэффициенты формы;  $K_{зап}$  - коэффициент запаса прочности целика;  $\sigma_{сж}^{сп}$  - усредненная прочность целика при сжатии.

Методы определения коэффициентов рассмотрены в разделе 1.

Левая часть формулы (3.1) характеризует нагрузку на целик, правая – силы сопротивления разрушению.

Для изолированных целиков прямоугольной формы поперечного сечения (рис. 3.1)

$$S_{гр} = (a+l)(b+l'); S_{ц} = ab,$$

где  $l'$  - расстояние между целиками в направлении длины камеры;  $l$  - ширина камеры.



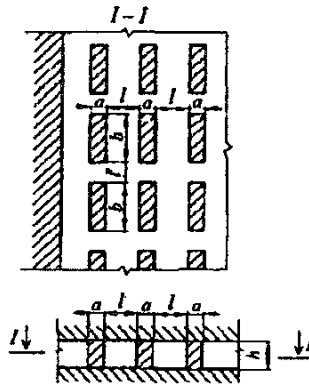


Рис. 3.1. Схема к расчету столбчатых целиков прямоугольной формы

Тогда условие прочности (3.1) примет вид

$$\frac{K_n K_\alpha \rho g H (a + l) (b + l')}{a} = \frac{\sigma_{сж}^{cp} K_{стр} K_{вр}}{K_{зан}} K_\phi' K_\phi'' \quad (3.2)$$

Для столбчатых целиков с поперечным сечением круглой и квадратной формы соответственно условие прочности можно записать в виде

$$\frac{4K_n K_\alpha \rho g H (d_u^2 + l)^2}{\pi d_u^2} = \frac{\sigma_{сж}^{cp} K_{стр} K_{вр}}{K_{зан}} K_\phi''$$

$$\frac{K_n K_\alpha \rho g H (a + l)^2}{a^2} = \frac{\sigma_{сж}^{cp} K_{стр} K_{вр}}{K_{зан}} K_\phi''$$

где  $d_u$  – диаметр столбчатого междукамерного целика.

Для ленточных целиков условие прочности имеет вид

$$\frac{K_n K_\alpha \rho g H (a + l)}{a} = \frac{\sigma_{сж}^{cp} K_{стр} K_{вр}}{K_{зан}} K_\phi''$$

### 2.3. РАСЧЕТ ПАНЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ

При разработке пологопадающих залежей камерно-столбовыми системами в особую группу выделяются барьерные и панельные целики, которые должны сохранять несущую способность даже при полном разрушении междукамерных целиков (рис. 3.2).

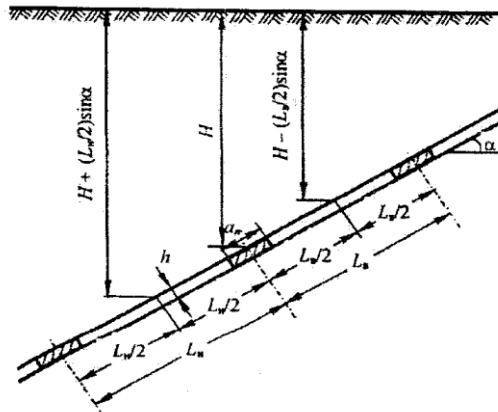


Рис. 3.2. Схема к расчету барьерных целиков

Условие прочности барьерных целиков имеет вид

$$K_H K_\alpha p g \frac{\left( H + \frac{L_H - L_e}{4} \sin \alpha \right) \frac{L_H + L_e}{2}}{\alpha} = \frac{\sigma_{сж}^o K_{сmp} K_{ср}}{K_{зан}} K_\phi'' ,$$

где  $L_H$  и  $L_e$  – ширина обрабатываемого участка в направлении падения и восстания соответственно.

С учетом обозначения (3.3) условие прочности барьерных целиков можно записать в виде

$$q \left( H + \frac{L_H - L_e}{4} \sin \alpha \right) \left( \frac{L_H + L_e}{2} \right) = \alpha H K_\phi'' . \quad (3.9)$$

Порядок расчета ширины барьерного целика аналогичен расчету ленточного.

Ленточные междукамерные, панельные и барьерные целики часто прорезаются подготовительными, транспортными, вентиляционными и другими выработками. Выработки уменьшают фактическую грузонесущую площадь целиков и поэтому в расчет вводится коэффициент ослабления  $K_{осл}$  (см. раздел 1). Тогда условие прочности ленточных междукамерных целиков, ослабленных проведенными в них выработками, приобретет вид

$$q(\alpha + l) = \alpha K_{осл} K_\phi'' , \quad (3.10)$$

а для панельных и барьерных целиков можно записать

$$q \left( H + \frac{L_H - L_e}{4} \sin \alpha \right) \left( \frac{L_H + L_e}{2} \right) = \alpha H K_{осл} K_\phi'' . \quad (3.11)$$

Минимальная допустимая ширина таких целиков также определяется методом последовательных приближений.

Расчетную глубину расположения панельных и барьерных целиков  $H$  при высоте этажа до 60 м следует принимать средней для этажа. При высоте этажа более 60 м этаж следует делить пополам и для каждой половины принимать среднюю глубину.

## 2.4. РАСЧЕТ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С БЛОКОВОЙ ПОДГОТОВКОЙ РУДНЫХ ТЕЛ

### 2.4.1. Расчет междуэтажных целиков

Напряженное состояние целиков и характер их работы под нагрузкой при блоковой подготовке имеют следующие особенности:

- совместность работы междукамерных и междуэтажных целиков;
- наличие зоны обрушения пород;
- влияние бокового распора в боковых породах на формирование нагрузок, действующих на целики;
- изрезанность целиков горными выработками (особенно междуэтажных).

Величина и характер распределения нагрузок на несущие конструктивные элементы систем разработки определяются в значительной степени физическим состоянием налегающей толщи пород. По этому признаку выделяются следующие ситуации, принципиально отличающиеся характером проявлений геомеханических процессов.

**Ситуация 1.** По мере отработки рудного тела наблюдаются обрушение налегающей толщи и формирование зоны обрушения, которая прорезает породный массив и нарушает его сплошность (см. рис. 1.4). Междуэтажный целик в таких условиях несет на себе нагрузку от веса налегающих на него обрушенных пород, соответствующую объему формирующегося над целиком свода давления. Часть столба обрушенных пород, находящихся за пределами свода давления, передает свой вес на участки массива,

граница с междуэтажным целиком, образуя, таким образом, одну из составляющих опорного давления, коэффициент концентрации которой имеет наибольшую величину непосредственно вблизи контакта целика с боковыми породами и постепенно уменьшается по мере удаления в глубину массива вмещающих пород.

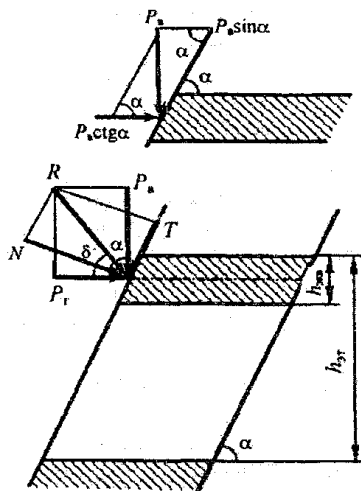


Рис. 4.1. Схема распределения сил, действующих на междуэтажный целик  
 $P_в$  - вертикальная нагрузка, обусловленная действием гравитационных сил;  $P_г$  - горизонтальная нагрузка, действующая на целик со стороны вмещающих пород, обусловленная силами бокового распора, тектоническими и сдвижением массива;  $R$  - равнодействующая сил  $P_в$  и  $P_г$ ;  $N$  - сжимающее усилие, действующее по нормали к поверхности контакта целика с вмещающими породами;  $T$  - тангенциальное срезающее усилие, действующее по поверхности контакта целика с вмещающими породами;  $h_{экв}$  - толщина эквивалентного междуэтажного целика, т. е. сплошного целика, равного по своей прочности реальному междуэтажному целику, ослабленному выработками днища вышележащего этажа;  $h_{эт}$  - высота этажа

**Ситуация 2.** На одном или нескольких ранее отработанных вышележащих этажах оставлены междуэтажные целики. Вследствие этого, развитие процесса обрушения задерживается или при залегании в висячем и лежачем боках устойчивых пород обрушения вообще не происходит. Во всяком случае, граница зоны обрушения отстает от фронта очистных работ. Междуэтажный целик отработываемого этажа воспринимает со стороны висячего бока нагрузку, соответствующую составляющей веса столба пород до земной поверхности и шириной, равной сумме полувысот действующего и вышерасположенного этажей (см. рис. 3.2).

**Ситуация 3.** При отработке слепых залежей над выработанным пространством породы кровли зависают. Непосредственно над выработанным пространством формируется зона разгрузки, а на участках массива боковых пород, прилегающих к целику, - зона концентрации напряжений (см. рис. 1.3). По мере отработки этажа происходит постепенное увеличение пустот и, соответственно, растут напряжения в зонах опорного давления. Таким образом, подготавливаемые смежные с отработываемым участком камеры и этажи постоянно находятся в зонах опорного давления.

Междуэтажные целики как конструктивный элемент системы разработки включают днище блока вышерасположенного этажа и потолочину камеры нижерасположенного. Конструктивное оформление днища может быть различным, что в значительной степени определяет величину и характер распределения нагрузок со стороны висячего и лежачего боков, воспринимаемых целиком (рис. 4.1).

При подготовке днища воронками и дучками его несущая способность существенно снижается из-за его изрезанности горными выработками (орты, штреки скрепирования и др.). При среднем значении объемного коэффициента изрезанности 0,3-

0,4 и интенсивной, наведенной при проведении выработок взрывными работами трещиноватости, нормами проектирования определено, что днище блока по своей прочности должно быть эквивалентно сплошному целику при тех же размерах в плане, но с высотой, равной 0,25 полной высоты днища и называемой эквивалентной высотой.

При плоской конструкции или при применении траншейной подсечки днище блока практически не несет нагрузки со стороны висячего и лежачего боков. В таких условиях параметры днища зависят от технологических особенностей, а расчет междуэтажного целика сводится к определению высоты потолочины над нижележащим этажом.

При нормальном развитии зоны обрушения в выработанном пространстве верхних этажей расчет междуэтажного целика необходимо выполнять по трем видам действующих нагрузок (рис. 4.1):

- сжимающим нагрузкам со стороны висячего и лежачего боков (силы  $P_r$ );
- срезу по контакту целика с вмещающими породами (силы  $\gamma$ );
- по нагрузкам, вызывающим изгиб междуэтажного целика и развитие в потолочине и в кровле камер растягивающих напряжений.

В тех случаях, когда выработанное пространство вышерасположенного целика не заполнено обрушенными породами, расчет размеров целика производится по сжимающим напряжениям, действующим в центральной его части, и касательным напряжениям, действующим в плоскости контакта целика с боковыми породами.

Условие прочности целика по величине сжимающих напряжений:

$$\frac{F}{h_{\text{экв}} L_{\text{кам}}} \leq \frac{\sigma_{\text{сж}}^o K_{\text{стр}} K_{\text{вр}} K_{\text{ф}}}{K_{\text{зан}}}, \quad (4.1)$$

где  $F$  - результирующая сжимающая нагрузка, действующая на целик.

При подготовке днища воронками или траншеями, расположенными вкрест простирания рудного тела,

$$h_{\text{экв}} = h_{\text{пот}} + 0,25h_{\text{дн}}, \quad (4.2)$$

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

$$h_{\text{экв}} = h_{\text{пот}}, \quad (4.3)$$

где  $h_{\text{пот}}$  - толщина потолочины;  $h_{\text{дн}}$  - толщина днища;  $L_{\text{кам}}$  - длина камеры.

Порядок определения минимально допустимой толщины междуэтажного целика по развивающимся в нем напряжениям сжатия следующий. Сначала рассчитываются вертикальные ( $P_v$ ) и горизонтальные ( $P_r$ ) нагрузки, воспринимаемые междуэтажным целиком со стороны висячего бока. Применительно к условиям нормального развития зоны обрушения, а также при отработке слепых рудных тел в устойчивых вмещающих породах, когда обрушение пород не происходит,

$$P_v = L_{\text{кам}} \gamma H K_{\text{к}} \left[ \frac{h_{\text{экв}}}{\text{tg} \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эм}} - h_{\text{экв}})}{2(L_{\text{кам}} \text{tg} \alpha + h_{\text{эм}} - h_{\text{экв}})} \right], \quad (4.4)$$

$$P_r = L_{\text{кам}} \eta \gamma H K_{\text{к}} \left[ h_{\text{экв}} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эм}} - h_{\text{экв}})}{2(L_{\text{кам}} + h_{\text{эм}} - h_{\text{экв}})} \right], \quad (4.5)$$

где  $\gamma$  - объемный вес пород налегающей толщи;  $\eta$  - коэффициент бокового распора;  $K_{\text{к}}$  - коэффициент концентрации напряжений (см. раздел 1).

Если из-за оставления в выработанном пространстве непогашенных междуэтажных целиков развитие зоны обрушения отстает от фронта очистных работ, то

$$P_v = L_{\text{кам}} \gamma H K_{\text{к}} \left[ \frac{h_{\text{экв}}}{\text{tg} \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эм}} - h_{\text{экв}})}{2(L_{\text{кам}} \text{tg} \alpha + h_{\text{эм}} - h_{\text{экв}})} \right],$$

$$P_z = L_{кам} \eta \gamma H K_k \left[ h_{экр} + \frac{L_{кам} (h_{эм} - h_{экр})}{2(L_{кам} + h_{эм} - h_{экр})} \right],$$

$$F = P_z + \frac{P_\sigma}{tg \alpha}. \quad (4.6)$$

После выбора ориентировочных значений коэффициента формы  $K_\phi''$  по формулам 1.14 и 1.15 и подстановки исходных данных уравнение (4.1) решается относительно  $h_{экр}$  до получения удовлетворительного соотношения между правой и левой частями уравнения (достаточная точность 0,5 м). Если полученный результат соответствует условиям ориентировочного выбора  $K_\phi''$ , то расчет целика по сжимающим нагрузкам на этом заканчивается. Если установленное значение  $h_{экр}$  не соответствует условиям предварительного выбора  $K_\phi''$ , то расчет повторяется при новом значении  $K_\phi''$ , которое выбирается с учетом результата предварительного расчета.

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

$$\frac{(T - N tg \varphi) \sin \alpha}{L_{кам} h_{экр}} \leq c_k, \quad (4.7)$$

где  $\varphi$  - угол внутреннего трения пород;  $c_k$  - сцепление на контакте руды с вмещающими породами, МПа.

Расчет сил, входящих в условие (4.7), ведется в следующем порядке:

- результирующая сил, действующих на междуэтажный целик со стороны висячего бока,

$$R = \sqrt{P_\sigma^2 + P_z^2}; \quad (4.8)$$

- усилие, действующее перпендикулярно плоскости контакта,

$$N = R \cos \left( \alpha - \arctg \frac{P_z}{P_\sigma} \right); \quad (4.9)$$

- усилие, развивающееся в плоскости контакта от действия внешних сил и собственного веса междуэтажного целика, при наличии свободного от обрушенных пород выработанного пространства

$$T = \frac{P_\sigma}{\sin \alpha} + \frac{Q_u \sin \alpha}{2 \left( 1 + \frac{m_{гор}}{L_{кам}} \right)}, \quad (4.10)$$

где  $Q_u$  – вес руды в междуэтажном целике,

$$Q_u = m_{гор} h_{экр} L_{кам} \gamma_p; \quad (4.11)$$

$\gamma_p$  - объемный вес руды;  $m_{гор}$  – горизонтальная мощность рудного тела или длина целика.

При наличии над целиком зоны обрушения усилие

$$T = \frac{P_\sigma}{\sin \alpha} + \frac{(Q_u + Q_{св}) \sin \alpha}{2 \left( 1 + \frac{m_{гор}}{L_{кам}} \right)}, \quad (4.12)$$

где  $Q_{св}$  – вес обрушенных пород в объеме свода давления, развивающегося над междуэтажным целиком,

$$Q_{св} = \frac{0,04 m_{гор}^3 L_{кам} \gamma_g \left( 45 + \frac{\varphi}{2} \right)}{k_p d (k_p - 0,73)}; \quad (4.13)$$

$\varphi'$  - угол внутреннего трения обрушенных пород;  $d$  - средний размер куски пород в зоне обрушения, м.;  $k_p$  - коэффициент разрыхления пород.

Показатель сцепления на контактах  $c_k$  принимается по результатам экспериментальных исследований. При отсутствии на контакте связи между рудой и породой, при наличии на нем трещины или прослойка слабых видоизмененных пород принимается  $c_k = 0$ , а вместо  $\operatorname{tg}\varphi$  в выражение (4.7) подставляется значение коэффициента трения на контакте  $K_{mp}^k$ . Тогда условие прочности контакта целика с боковыми породами:

$$T \leq NK_{mp}^k. \quad (4.14)$$

Значение  $K_{mp}^k$  устанавливается экспериментально. Для ориентировочных расчетов этот параметр может быть принят равным 0,6-0,7 при ослаблении контакта трещиной или 0,3-0,5 при наличии на контакте прослойка слабых разрушенных пород.

При полном сцеплении на контакте в расчетах используется показатель сцепления для более слабой из контактирующих пород.

Прочностные характеристики на поверхностях контактов могут быть определены на основании классификации естественных поверхностей ослабления по морфологическим признакам (табл. 4.1).

Таблица 4.1.

Физико-механические свойства естественных поверхностей ослабления

Класс поверхности ослабления	Визуальная характеристика поверхности	Прочность при растяжении $\sigma_p$ , МПа	Сцепление $c$ , МПа	Угол внутреннего трения $\varphi$
I	Зеркально гладкие, шлифованные или со следами скольжения; шероховатые с примазками глинистых или чешуйчатых минералов	$\leq 0,05$	$\leq 0,15$	10-20°
II	Ровные, шероховатые, зернистые с растительными остатками	0,05-0,25	0,15-1	20-25°
III	Неровные, грубошероховатые со следами отрыва, с твердым минеральным наполнителем	$\geq 0,25$	$\geq 1$	25-30°

После выполнения промежуточных расчетов их результаты вводятся в условия прочности (4.7) или (4.14), и уравнения решаются относительно  $h_{зкв}$  методом последовательной подстановки.

С использованием результатов расчетов устанавливается минимально допустимая толщина потолочины. При плоском днище или при траншейной подсечке эта величина определяется из условия прочности по сжимающим напряжениям (4.1):

$$h'_{пот} = h_{эке}^{сж}, \quad (4.15)$$

где  $h'_{пот}$  - толщина потолочины;  $h_{эке}^{сж}$  - толщина эквивалентного междуэтажного целика, установленная из условия его прочности по сжимающим напряжениям.

Из условия прочности по срезающим напряжениям в плоскости контакта целика с боковыми породами минимально допустимая толщина потолочины определяется из уравнения (4.7) как толщина эквивалентного междуэтажного целика, установленная из условия его прочности по срезающим напряжениям в плоскости контакта:

$$h''_{пот} = h_{эке}^{сж}, \quad (4.16)$$

Для случая подготовки днища воронками или при подготовке траншеями вкrest простирания рудного тела толщина потолочины соответственно

$$h'_{пот} = h_{эке}^{сж} - 0,25h_{дн};$$

$$h''_{\text{пот}} = h_{\text{экв}}^{\text{сж}} - 0,25h_{\text{дн}},$$

где  $h_{\text{дн}}$  - толщина днища.

Из двух вычисленных значений  $h'_{\text{пот}}$  и  $h''_{\text{пот}}$  принимается наибольшее.

Общая высота междуэтажного целика

$$h = h_{\text{пот}} + h_{\text{дн}}.$$

Для учета ослабляющего влияния на потолочину взрывных работ при проходке в междуэтажном целике горных выработок толщина потолочины, полученная расчетом, должна быть увеличена на 0,6-0,8 м. в соответствии с ориентировочными размерами зоны интенсивного трещинообразования при мелкошпуровой отбойке.

Чтобы не допустить ослабления потолочины за счет влияния взрывных работ при ее оконтуривании, расстояние от проектного контура потолочины до линии расположения зарядов при расположении оконтуривающих шпуров или скважин параллельно и перпендикулярно контуру потолочины соответственно

$$\Delta h \geq 18,4d_3 \left( 1 - \frac{9,5d_3}{l} \right);$$

$$\Delta h \geq 7,5d_3 \left( 1 - \frac{12,3d_3}{l} \right),$$

где  $d_3$  – диаметр заряда шпура или скважины;  $l$  – предельно допустимый пролет горизонтального обнажения (ширина камеры)

#### 2.4.2. Расчет междукамерных целиков

Расчет междукамерных целиков на прочность производится по допускаемым напряжениям сжатия. Условие прочности

$$\frac{R \sin \alpha \cos \varepsilon}{ahK_{\text{осл}}} \leq \frac{\sigma_{\text{сж}}^o K_{\text{стр}} K_{\text{вр}} K_{\text{ф}}''}{K_{\text{зан}}}, \quad (4.17)$$

где

$$\varepsilon = \alpha + \delta - 90^\circ. \quad (4.18)$$

Применительно к условиям нормального развития зоны обрушения (см. рис. 1.4), а также к условиям отработки слепых рудных тел в устойчивых вмещающих породах, когда обрушение пород не происходит (см. рис. 1.3), величина горизонтальных и вертикальных нагрузок, воспринимаемых междукамерным целиком, определяется по формулам

$$P_6 = \gamma H \frac{h}{\text{tg} \alpha} K_{\kappa} \left( a + \frac{hL_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}} \text{tg} \alpha} \right);$$

$$P_z = \gamma H \eta h K_{\kappa} \left( a + \frac{hL_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}}} \right),$$

где  $h$  - высота междукамерного целика;  $L_{\text{кам}}$  - длина камеры;  $K_{\kappa}$  - средняя величина коэффициента концентрации напряжений на участке опорного давления шириной  $x$ ;  $\eta$  - коэффициент бокового распора.

Если развитие зоны обрушения пород отстает от фронта очистных работ,

$$P_6 = \frac{\gamma H h}{\text{tg} \alpha} \left( a + \frac{hL_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}} \text{tg} \alpha} \right); \quad (4.19)$$

$$P_z = \eta \gamma H h \left( a + \frac{hL_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}}} \right). \quad (4.20)$$

Порядок расчета ширины междукамерного целика следующий:

- в соответствии с информацией о физическом состоянии налегающей толщии пород (см. рис. 1.4 или 3.2) выбирается расчетная схема;
- принимается ориентировочное значение ширины целика  $a$ ;
- рассчитываются нагрузки  $P_b$ ,  $P_r$  и  $R$ ;
- рассчитывается угол (см. рис. 4.1):

$$\delta = \arctg P_b / P_r, \quad (4.21)$$

а затем  $\varepsilon$  по формуле (4.18);

- в соответствии с рекомендациями раздела 1 выбирается  $K_\phi''$  и вычисляется  $K_{осл}$ .

Прочие исходные данные принимаются в соответствии с рекомендациями раздела 1 и вместе с результатами промежуточных расчетов вводятся в условие прочности (4.17). Если оно не удовлетворено, решение повторяют при новом значении  $\alpha$ , изменив  $K_\phi''$ , если  $\alpha > m_{норм}$ .

Чтобы не допустить ослабления целика взрыванием оконтуривающих шпуров или скважин, необходимо учитывать требования, аналогичные принятым при расчетах междуэтажных целиков.

При любой, даже незначительной внешней нагрузке размеры междукамерных целиков и потолочин не должны быть меньше некоторой величины, определяемой конструктивно-технологическими соображениями. Минимальные размеры междукамерных целиков и потолочин при блоковой подготовке следующие:

Мощность рудного тела, м.	< 2	> 2
$h_{пот}$ , м.	3,0	4,0
$\alpha$ , м.	6,6	6,6

## 2.5. УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ ГОРНОГО МАССИВА ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ

Нормативная прочность твердеющей закладки. Нормативной называется прочность при одноосном сжатии закладочного массива или его части, при которой возможно безопасное его обнажение горной выработкой заданных размеров в течение периода, определяемого технологией ведения горных работ.

В зависимости от ориентировки и формы обнажения элемент закладочного массива может работать на сжатие, растяжение, изгиб, срез. Для расчетов его устойчивости необходимо знать соответствующие показатели прочности. Наиболее доступными в производственных условиях являются испытания на прочность при одноосном сжатии. Определяемый при этом показатель  $\sigma_{сж}^u$  с помощью корреляционных зависимостей может быть приведен (пересчитан) к пределам прочности при растяжении  $\sigma_p^u$ , изгибе  $\sigma_{из}^u$  и срезе  $\sigma_{ср}^u$ :

$$\sigma_p^u \approx (0,13\sigma_{сж}^u)^{2/3}; \sigma_{из}^u \approx (2 \div 3)\sigma_p^u; \sigma_{из}^u \approx 0,4\sigma_{сж}^u; \sigma_{ср}^u \approx 0,5\sigma_{сж}^u.$$

Между коэффициентом компрессии закладки  $\nu$ , прочностью при одноосном сжатии  $\sigma_{сж}^u$  и удельной осевой нагрузкой на закладочный массив  $q$  установлена зависимость:

$$\nu = \xi \frac{q}{\sigma_{сж}^u},$$

где  $\xi$  - эмпирический коэффициент сжимаемости.



Зависимость (5.1) справедлива до значений  $q / \sigma_{сж}^u \leq 7$  для водонасыщенной твердеющей закладки и до  $q / \sigma_{сж}^u \leq 12$  для воздушно-сухой. Коэффициент сжимаемости твердеющей  $\xi$ , закладки зависящий от ее состава, устанавливается в каждом конкретном случае экспериментально. Например, закладка, применяемая на рудниках Норильского ГМК, имеет следующие значения коэффициента сжимаемости:

Составы твердеющих смесей	Песчано-цементный	Клинкерношлако-ангидритовый	Ангидрито-шлакоцементный со щебнем
$\xi$	1,35	0,86	0,25

Сплошные системы разработки характеризуются тем, что закладочный массив обнажается на расстоянии, равном ширине одной заходки (ленты, камеры и т.д.) от рудного массива, независимо от того, обрабатывается рудное тело сразу на всю мощность или слоями с восходящим, нисходящим или комбинированным порядками выемки слоев. Закладочный массив при этих системах обнажается в стенке очистной выработки (вертикальное обнажение с горизонтальной или наклонной осью) и в кровле при слоевых системах с нисходящим порядком выемки слоев, а в крутых залежах – в стенке и кровле выработок или искусственной потолочине на границе этажей (подэтажей), обрабатываемых с опережением верхними этажами (подэтажами).

Обеспечение устойчивости вертикального обнажения. Нормативная прочность закладки, слагающей вертикальное обнажение, должна удовлетворять условию

$$\sigma_n = \frac{K_{зап}}{K_d} \sigma_z^u, \quad (5.2)$$

где  $\sigma_n$  - нормативная прочность закладки;  $K_{зап}$  - коэффициент запаса;  $\sigma_z^u$  - вертикальная составляющая напряжений, действующая у обнажения, численно равная прочности твердеющей закладки при одноосном сжатии;  $K_d$  — коэффициент длительной прочности закладки.

$$\text{Коэффициент } K_{зап} = K_{31}K_{32}K_{34},$$

где  $K_{31}$  - коэффициент, учитывающий вариации прочностных свойств закладки  $K_{31} < 1$ ;  $K_{32}$  - коэффициент, учитывающий влияние взрывных работ при отбойке руды на устойчивость искусственных обнажений, при шпуровой отбойке  $K_{32} = 1$ , при скважинной  $K_{31} = 1,2$ ;  $K_{33}$  - коэффициент, учитывающий влияние высоты обнажения  $h_n$  на его устойчивость, при  $h_n \leq 4$  м. и отсутствии людей в очистной выработке  $K_{33} = 1$ , при  $h_n \leq 4$  м., а также при  $h_n \leq 4$  м. и присутствии людей  $K_{33} = 1,5$ , при «безлюдной» выемке  $K_{33} = 1,2$ ;  $K_{34}$  - коэффициент влияния неучтенных факторов.

Коэффициент длительной прочности принимают в зависимости от времени стояния обнажения  $t_{об}$ :

$t_{об}$ , годы	$\leq 0,5$	0,5-1,0	$> 1$
$K_d$	1	0,7	0,5

Вертикальная составляющая напряжений на обнажении  $\sigma_z^u$  рассчитывается следующим образом:

при угле падения рудного тела или залежи  $\alpha \leq 70^\circ$

$$\sigma_z^u = \frac{\lambda_u h_u}{\cos \alpha} + \frac{\Delta \eta' E_u}{h_u (1 + \mu_u)} \left[ \cos^2 \alpha + \frac{\mu_u (1 - \mu_u)}{1 - 2\mu_u} \right]; \quad (5.4)$$

при  $\alpha > 70^\circ$  и  $3h_{и}^H < h_{и}$  (здесь  $h_{и}^H$  - нормальная мощность закладочного массива в обнажении)

$$\sigma_z^u = 3\lambda_u h_u + \frac{\Delta\eta' E_u}{h_u(1 + \mu_u)} \left[ \cos^2 \alpha + \frac{\mu_u(1 - \mu_u)}{1 - 2\mu_u} \right], \quad (5.5)$$

где  $\Delta\eta'$  - нормальное к плоскости падения залежи перемещение кровли (пород висячего или лежачего бока) на кромке закладочного массива, м.;  $h'$  - высота этажа (подэтажа), м.;  $E_{и}$  - модуль деформации закладки при первом нагружении, характеризующий жесткость закладочного массива;  $\mu_{и}$  - коэффициент поперечной деформации закладки;  $h_{и}$  - высота обнажения закладочного массива (вертикальная мощность);  $h$  - мощность залежи по нормали к плоскости падения;  $\gamma_{и}$  - объемный вес закладки в массиве ( $\gamma_{и} \approx 0,02$  МН/м<sup>3</sup>).

При отработке рудного тела слоями в нисходящем порядке сплошными системами обнажения в стенке очистной выработки нагружены силами собственного веса  $\gamma_{и}h_{и}$  и пригрузкой, обусловленной опорными нагрузками пород кровли (рис. 5.1):

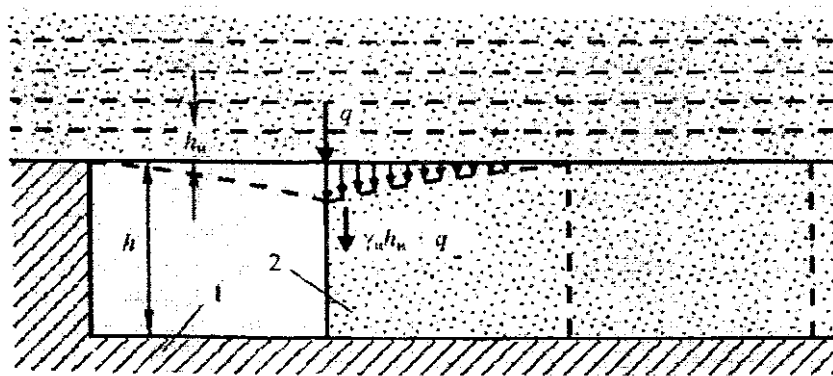


Рис. 5.1. Схема нагружения закладочного массива стенки очистной выработки: 1 – руда; 2 – закладка

$$\sigma_u = K_{зан} \left[ \lambda_u h_u + \frac{q_o}{2} \left( \frac{1}{l} + \frac{6l}{b^2} \right) \right],$$

где  $q_o$  - реакция опоры на 1 м выработки,  $q_o = \gamma_u h_{и} l (1 + K_n) / 2$ ;  $h_{и}$  - мощность несущего слоя закладочного массива в кровле очистной выработки;  $K_n$  - коэффициент пригрузки, зависящий от отношения средней мощности пригружающих слоев закладочного массива  $h_i$ , к мощности несущего слоя, т.е. показателя пригрузки;  $h_i/h_{и}$ ;  $b$  - длина очистной выработки;  $l$  - ширина очистной выработки (камеры и т.д.). Коэффициент  $K_n$  достигает максимального значения при числе слоев, оказывающих влияние на пригрузку несущего слоя,  $n_i = 7$ , его величина в большинстве случаев лежит в диапазоне 1-1,5.

Коэффициент пригрузки искусственной кровли имеет следующие значения:

$h_i/h_{и}$	$\geq 1$	0,5-1	0,25-0,5	$< 0,25$
$K_n$	0	0,4	1,4	2,0

При камерно-столбовой системе разработки в процессе отработки камер второй очереди закладочный массив обнажается в стенках, а при отработке рудных тел слоями в нисходящем порядке и в кровле этих камер (рис. 5.2).

Нормативная прочность закладки, обеспечивающая устойчивость вертикальных стенок закладочного массива после выемки междукамерного целика, зависит от угла падения рудного тела  $\alpha$ :

при  $\alpha \leq 70^\circ$

$$\sigma_n = K_{зан} \left\{ \frac{\gamma_u h_u}{\cos \alpha} + \frac{K_n \lambda H E_u}{(1 + \mu_u) E_p} \left( \frac{a+l}{a} - K_1 \right) \left( 1 - \frac{\mu_p^2}{1 - \mu_p} \right) \left[ \cos^2 \alpha + \frac{\mu_u (1 - \mu_u)}{1 - 2\mu_u} \right] \right\};$$

при  $\alpha > 70^\circ$

$$\sigma_n = K_{зан} \left\{ 3\gamma_u h_u + \frac{E_u}{1 + \mu_u} \left( \frac{a+l}{a} - K_1 \right) \left( 1 - \frac{\mu_p^2}{1 - \mu_p} \right) \left[ \cos^2 \alpha + \frac{\mu_u (1 - \mu_u)}{1 - 2\mu_u} \right] \right\}.$$

где  $K_{зан}$  - коэффициент запаса,  $K_{зан} = 2 \div 3$ ;  $\gamma_u$  - объемный вес закладки;  $\gamma$  - объемный вес пород налегающей толщи;  $h_u$  - высота обнажения закладочного массива (по вертикали);  $K_n$  - коэффициент нагрузки, зависящий от удаления целика от нетронутого массива, т.е. от отношения  $L/H$  как для целиков со значительной податливостью;  $\mu_p$  - коэффициент поперечной деформации (коэффициент Пуассона) руды;  $E_p$  - модуль продольной деформации руды;  $\mu_u$  - коэффициент поперечной деформации закладочного массива;  $E_u$  - модуль продольной деформации закладочного массива;  $a$  - ширина целика;  $l$  - ширина камеры;  $K_1$  - коэффициент концентрации напряжений в целике перед закладкой камеры.

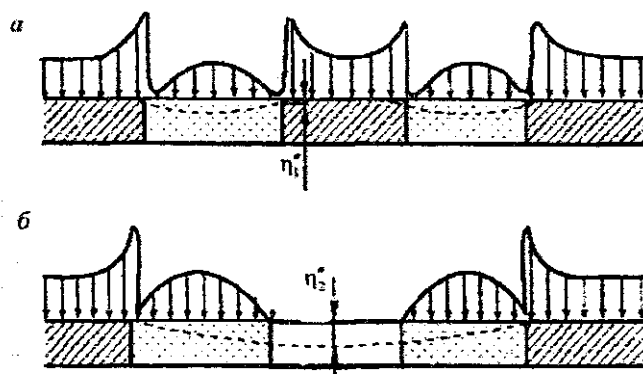


Рис. 5.2. Формирование напряженного состояния в закладочном массиве при камерно-столбовой системе разработки: а - отработка камер 1-й очереди и заполнение их твердеющей закладкой; б - отработка камер 2-й очереди;  $\eta_1''$  и  $\eta_2''$  - смещение пород кровли над целиком и после выемки целика соответственно

Обеспечение устойчивости искусственной кровли очистных выработок. Нормативная прочность закладки, обнажаемой в кровле очистной выработки, при слоевых системах зависит от ширины обнажения  $l$ , взаимного расположения очистных выработок в смежных слоях, мощности нижнего (несущего) слоя закладки  $h_u$ . Для вариантов взаимного расположения выработок в смежных слоях,

$$\sigma_n = \frac{\gamma_u l^2 (1 + K_n) K_{зан} \omega}{h_u}$$

Здесь коэффициент запаса  $K_{зан} = 3$  в случаях присутствия людей в очистных выработках,  $K_{зан} = 2$  - при «безлюдной» выемке;  $\omega$  - коэффициент, учитывающий условия заделки балки на опорах и соотношение  $\sigma_{изг}/\sigma_{сж}$ , на основании опыта Норильского ГМК  $\omega = 3/8$ .

Для случаев, когда необходимо присутствие людей в очистном забое,

$$\sigma_n = 2,8 \frac{\gamma_u l^2 (1 + K_n)}{h_n}. \quad (5.6)$$

При формировании в кровле многозвенной арки, в которой по границам блоков искусственный массив работает в условиях сжатия,

$$\sigma_n = \frac{\gamma_u l^2 K^o (1 + K_n)}{3h_n \left(1 - \xi \frac{l}{h_n}\right)},$$

где  $K^o$  - безразмерный коэффициент, характеризующий степень концентрации напряжений в шарнирах «арки»,  $K^o \approx 0,95$ ;  $\xi$  - безразмерный коэффициент, характеризующий механические свойства твердеющей закладки после набора прочности,  $\xi = 0,04$ .

Параметры упрочнения искусственных массивов. При применении систем разработки с нисходящим порядком выемки слоев необходимо обеспечить устойчивость закладки, обнажаемой в кровле очистных выработок. Армирование производится вертикальной штанговой крепью, которая «сшивает» слои, препятствуя их расслоению, и повышает прочность закладочного массива на срез. В тех случаях, когда возникает необходимость повышения сопротивляемости искусственного массива растягивающим напряжениям, применяется горизонтальная арматура, воспринимающая часть веса нижнего несущего слоя и обеспечивающая совместную работу вышележащих слоев твердеющей закладки.

Выбор параметров упрочнения массива начинается с определения приемлемых величин нормативной прочности твердеющей закладки с учетом, что время от ее подачи в выработанное пространство до обнажения в кровле следующего слоя или в потолочине, как правило больше 0,5-1 года. За такой период прочность достигает 90-95% от максимума. В зависимости от принятой технологии, не предусматривающей или предусматривающей присутствие людей в очистном забое, устанавливается нормативная прочность закладки  $\sigma_n$  и вычисляется мощность несущего слоя

$$h_n = \omega \frac{\gamma_u l^2 (1 + K_n) K_{зан}}{\sigma_n}.$$

Глубина предварительного штангования

$$h_{шт} = (1,2 \div 1,5)h_n. \quad (5.7)$$

Расстояние между штангами (сетка штангования)

$$a_{шт} \cong \sqrt{\frac{8\sigma_p^H h_n'}{3K'_{зан} \gamma_u (1 + K_n)}}, \quad (5.8)$$

где  $\sigma_p^H$  - прочность закладки в нижнем слое на одноосное растяжение,  $\sigma_p^H = (0,13\sigma_n)^{2/3}$ ;  $h_n'$  - мощность нижнего слоя искусственной кровли, которая может быть обеспечена непрерывностью подачи закладочного материала при применяемой в конкретных условиях технологии.

Диаметр штанги

$$d_{шт} = \frac{a_{шт}^2 K_{зан}'' \gamma_u}{\pi \sigma_{ср}^u}, \quad (5.9)$$

где  $\sigma_{ср}^u$  - прочность закладки на срез.

Ввиду особых условий работы нижнего слоя (растяжение со срезом) и для обеспечения безопасности при отработке следующего слоя коэффициенты запаса увеличиваются:  $K'_{\text{зап}} = 5 \div 10$  и  $K''_{\text{зап}} = 2 \div 3$ .

При обнажении в кровле нормативная прочность закладки должна быть, как правило, выше, чем в стенке, - около 3-8 МПа. Это касается только самого нижнего, несущего слоя: прочность вышележащей части закладочного массива может быть существенно меньше.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Студент приводит выводы по теме курсовой работы и дает заключение о закреплении теоретического материала по дисциплинам: «Управление состоянием массива горных пород», «Геомеханике», «Охране окружающей среды» и др.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Певзнер М.Е., Попов В.Н., Макаров А.Б. Механика массива горных пород. М.: Горная книга, 2011. 421 с.
2. Бакулин В.А. Контроль устойчивости искусственной кровли при нисходящей слоевой выемке // Горный журнал. 2010. № 4. С. 19-21.
3. Бадтиев Б.П. Изучение деформируемости надрабатываемых выработок при ведении очистных работ // Горный журнал. 2009. № 12. С. 6-7.
4. Голик В.И., Исмаилов Т.Т. Управление состоянием массива. М.: Горная книга, 2008. 374 с.
5. Анохин А.Г., Андреев А.А., Хомутов Е.В. Управление горным давлением при отработке разделительного массива на руднике «Октябрьский» // Горный журнал. 2007. № 4. С. 20-22.
6. Голик В.И. Управление состоянием массива: Учебник для вузов / Голик В.И., Исмаилов Т.Т. М.: Изд-во Моск. гос. горного ун-та, 2005. 365 с.
7. Батунина И.М. Горное дело и окружающая среда. Геодинамика недр. Учебное пособие / Батунина И.М., Батутнина А.С., Петухов И.М. М., Горная книга, 2021.
8. Емельянова Б.И., Макишин В.Н. Управление состоянием массива горных пород. Учебное пособие. Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2010.

СЕВЕРО-КАВКАЗСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ  
(ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ)

КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»

ЗАДАНИЕ

на выполнение курсовой работы по дисциплине  
«Управление состоянием массива горных пород»

Студенту \_\_\_\_\_ группы \_\_\_\_\_

**Направление подготовки: 21.05.04 «Горное дело»**

**ТЕМА КУРСОВОЙ РАБОТЫ**

Срок представления работы \_\_\_\_\_

Руководитель курсовой работы \_\_\_\_\_

Дата выдачи задания \_\_\_\_\_





ОГЛАВЛЕНИЕ

	стр.
Введение	
I. Главная часть	
II. Расчетная часть	
Заключение	
Литература	