

**М. В. Лизункин  
В. М. Лизункин  
А. А. Морозов**

**ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ РАСЧЁТЫ  
СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ**



Министерство науки и высшего образования  
Российской Федерации  
Забайкальский государственный университет

**М. В. Лизункин**  
**В. М. Лизункин**  
**А. А. Морозов**

# **ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ РАСЧЁТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ**

*Учебное пособие*

Чита  
ЗабГУ  
2022

УДК 622.831(075)

ББК 33я73

Л 55

Рекомендовано к изданию учебно-методическим советом  
Забайкальского государственного университета

### Рецензенты

*В. Н. Макишин*, д-р техн. наук, доцент, профессор отделения  
горного и нефтегазового дела Политехнического института,  
Дальневосточный федеральный университет, г. Владивосток

*С. А. Вохмин*, канд. техн. наук, профессор, зав. кафедрой  
шахтного и подземного строительства, Сибирский федеральный  
университет, г. Красноярск

### Лизункин, Михаил Владимирович

Л 55

Геомеханические расчёты систем разработки : учебное  
пособие / М. В. Лизункин, В. М. Лизункин, А. А. Морозов ;  
Забайкальский государственный университет. – Чита : ЗабГУ,  
2022. – 163 с.

ISBN 978-5-9293-3042-1

В учебном пособии рассмотрены вопросы геомеханических расчётов  
систем разработки. Приведены общие сведения о геомеханике, методике  
определения допустимых размеров целиков и пролётов обнажения пород  
при разработке пологих, наклонных и крутопадающих рудных месторожде-  
ний.

Издание предназначено для студентов, обучающихся по направлению  
21.05.04 *Горное дело* (специализация «Подземная разработка рудных место-  
рождений»), и специалистов горного профиля.

УДК 622.831(075)

ББК 33я73

ISBN 978-5-9293-3042-1

© Забайкальский государственный  
университет, 2022

# Оглавление

<b>Введение</b> .....	5
<b>1. Основные термины, структура и задачи геомеханики</b> .....	6
1.1. Роль геомеханики при разработке месторождений полезных ископаемых .....	6
1.2. История геомеханики .....	8
1.3. Задачи геомеханики в современных условиях .....	10
1.4. Геомеханика и её связь с другими дисциплинами .....	11
1.5. Понятие о горном давлении и методы его определения .....	13
1.6. Механические свойства горных пород .....	17
1.7. Сдвигение горных пород и динамические формы проявления горного давления .....	28
1.8. Факторы образования полей напряжений в горном массиве .....	31
<b>2. Системы разработки с открытым очистным пространством</b> .....	38
2.1. Общие положения .....	38
2.2. Камерно-столбовая система разработки .....	39
2.3. Камерная система разработки .....	42
2.4. Управление горным давлением .....	46
<b>3. Определение устойчивых размеров целиков и пролётов обнажения пород на основе расчётных природных напряжений</b> ...	50
3.1. Основные положения методики определения допустимых размеров целиков и пролётов обнажения пород .....	50
3.2. Определение допустимых пролётов обнажения пород .....	56
3.2.1. Породы слоистого строения .....	56
3.2.2. Породы блочного строения .....	63
3.3. Расчёт размеров целиков при разработке пологих и наклонных рудных залежей камерно-столбовой системой с панельной подготовкой рудных тел .....	64
3.3.1. Общие положения .....	64
3.3.2. Расчёт изолированных междукamerных целиков .....	72
3.3.3. Расчёт ленточных целиков .....	73
3.4. Расчёт размеров целиков при разработке месторождений с блоковой подготовкой рудных тел .....	77
3.4.1. Общие положения .....	77
3.4.2. Расчёт междуэтажных целиков .....	82
3.4.3. Определение размеров надштрековых целиков в днище блоков .....	90
3.4.4. Расчёт междукamerных целиков .....	92

<b>4. Определение устойчивых размеров целиков и пролётов обнажения пород на основе натуральных природных напряжений ...</b>	100
4.1. Методы исследования геомеханических процессов в породных массивах .....	100
4.1.1. Способы измерения напряжений .....	103
4.1.2. Определение напряжений методом щелевой разгрузки .....	106
4.2. Расчёт параметров целиков и обнажений кровли камер при разработке маломощных пологих и наклонных жил .....	116
4.3. Расчёт параметров целиков и обнажений кровли камер при разработке крутопадающих жил .....	123
4.4. Общие сведения о моделировании геомеханического состояния массива .....	127
<b>5. Динамические явления в массивах горных пород .....</b>	142
5.1. Причины возникновения и формы проявления динамических явлений .....	142
5.2. Прогноз и профилактика горных ударов .....	148
<b>Заключение .....</b>	150
<b>Глоссарий .....</b>	151
<b>Библиографический список .....</b>	155
<b>Приложение .....</b>	158

## Введение

Горная геомеханика (механика горных пород) – наука о прочности, устойчивости и деформируемости массивов горных пород и горнотехнических объектов в условиях горного давления (первоначального природного и вызванного горными работами). Она представляет собой один из основных разделов горных наук. Предметом горной геомеханики являются механические процессы, происходящие в массиве горных пород и связанные, главным образом, с проведением в нём горных выработок.

Законы геомеханики применяются при проектировании, строительстве и эксплуатации горнодобывающих предприятий. Правильное понимание механических процессов, происходящих в горных массивах при производстве горных работ, способствует выбору оптимальной системы разработки, установлению эффективных её параметров, безопасности ведения горных работ и др.

Основная цель предлагаемого учебного пособия – научить студентов осуществлять геомеханические расчёты систем разработки пологих, наклонных и крутопадающих месторождений, а именно уметь определять параметры конструктивных элементов – размеры целиков и допустимых пролётов обнажения пород.

Издание предназначено для самостоятельной работы студентов при изучении дисциплины «Геомеханика», выполнении курсовых проектов и выпускных квалификационных работ.

# 1. Основные термины, структура и задачи геомеханики

## 1.1. Роль геомеханики при разработке месторождений полезных ископаемых

Имеется несколько понятий термина «геомеханика» относительно её сущности.

*Геомеханика* – это составная часть горной науки, изучающая прочность, устойчивость и деформируемость горных пород, надёжность и долговечность горных конструкций под воздействием природных и техногенных сил. *Геомеханика* – это наука о деформациях горных пород, движениях в них жидкости и газа и силах, вызывающих эти деформации и движения [15].

Основными объектами изучения геомеханики являются горные массивы со всеми элементами геологического строения и нарушенности в недрах Земли на различном масштабном уровне и собственно горные породы, составляющие эти массивы. Горная порода рассматривается как геологическое образование твёрдой деформируемой среды минерального состава с присущей ей плотностью, трещиноватостью и прочностью. Деформационные, прочностные, акустические, реологические и фильтрационные свойства горного массива изучаются в совокупности с физико-механическими свойствами слагающих горных пород.

Геомеханика изучает законы формирования напряженно-деформированного состояния и разрушения горных пород, развития в них деформационных процессов, движение жидкости и газов в горных массивах, образование блочных и складчатых структур, обосновывает сохранение устойчивости горных выработок и обнажений, горных сооружений и деформаций земной поверхности, определяет устойчивые параметры конструктивных элементов систем разработки месторождений, обеспечивающих требуемую безопасность и высокую эффективность горных работ.

Основной задачей геомеханики является исследование геомеханических процессов, происходящих в геологической среде под влиянием горных работ, и создание методов оценки прогноза и контроля состояния толщи пород и поверхности Земли в различные периоды техногенного преобразования недр.

Цель геомеханики состоит в познании закономерностей изменения земных недр в процессе освоения месторождений полезных ископаемых и обосновании безопасных параметров технологии.

Под геомеханическим обеспечением технологии понимается обоснование и выбор систем и порядка ведения горных работ, взаимного положения выработок, способов управления горным давлением, скорости подвигания забоев и других параметров технологических процессов, при которых деформации в толще пород и на земной поверхности будут находиться в заданных пределах.

Существенный рост роли геомеханики в современных условиях вызван:

- резким увеличением глубины открытых и подземных горных работ;
- возрастанием объёмов добычи, производственной мощности рудников, конструктивных параметров элементов систем разработки, габаритов и производительности горного технологического оборудования;
- применением новых систем и способов разработки;
- увеличением массы карьерных и подземных взрывов и, как следствие, сейсмическим воздействием их на горные породы;
- повышением плотности застроек территории горнотехнических объектов;
- необходимостью разработки руд в сложных геологических и горнотехнических условиях.

Велико значение геомеханики в проблеме комплексного освоения месторождений.

Решение этой проблемы предусматривает:

- извлечение в процессе горных работ не только запасов полезного ископаемого, но и всех сопутствующих горных пород;
- достижение такого качества полезных ископаемых в процессе разработки месторождения, которое обеспечивает рентабельность добычи и переработки руды;

– эффективное использование сформированного в процессе горных работ выработанного пространства (пустот) на стадиях проектирования и эксплуатации месторождения.

Необходимость решения вышеперечисленных проблем предъявляет к геомеханике требования повышения надежности определения механических характеристик горных пород, параметров полей напряжений и деформаций, расчёта конструктивных элементов систем разработки на длительный период эксплуатации месторождений с учётом особенностей структурного строения массива горных пород.

Геомеханическое обеспечение необходимо на всех стадиях горных работ: при проектировании, строительстве, эксплуатации, реконструкции и ликвидации объектов. От полноты и надежности, используемых при проектировании сведений о геологическом строении и геомеханическом состоянии горного массива во многом, зависят как будущая безопасность и эффективность работы горного предприятия, так и состояние окружающей среды.

## **1.2. История геомеханики**

Деятельность человека по эксплуатации природных и техногенных месторождений полезных ископаемых, формированию выработанных пространств, застройке территорий, использованию других ресурсов недр всегда осуществлялась в тесной взаимной связи на основе прогнозов изменения геомеханического состояния геологической среды под влиянием горных работ [15]. При добыче полезных ископаемых ещё в древние времена люди вынуждены были ограничивать размеры горных выработок и искусственно поддерживать их на отдельных участках, чтобы не происходили обрушения и завалы.

Становление геомеханики как науки началось с формирования и развития механики горных пород, которая входит в физику горных пород и процессов в качестве её составной части. Механике горных пород свойственны специфические методы и области применения, связанные с особенностями горных пород как объекта изучения.

При систематизации горных наук по признаку решаемых задач геомеханика подразделялась на управление горным давлением в целях безопасного и рационального извлечения полезно-

го ископаемого и оценку нарушений первоначального состояния объектов, расположенных выше горных работ в массиве и на земной поверхности. Сокращённо эти проблемы стали называться «горным давлением» и «движением горных пород».

На рубеже XIX и XX вв. стали формироваться представления и высказываться гипотезы о горном давлении. Им предшествовали начатые во второй половине XIX в. инструментальные наблюдения за сдвижением горных пород и оседанием дневной поверхности. Горные инженеры стали приходить к выводу о существовании «естественных напряжений» в горных массивах. Немецкий специалист Русиха в 1874 г. одним из первых обратил внимание на горизонтальные силы, действующие на стенки горной выработки. Профессор Гейм подтвердил, что горизонтальные напряжения имеют тот же порядок, что и вертикальные. М. М. Протодьяконов в 1907 г. опубликовал работу, в которой изложил гипотезу свода давления на горные выработки. А. Н. Динник в 1925 г. впервые предложил использовать теорию упругости для описания напряжённо-деформированного состояния горных массивов и сформулировал решение задачи теории упругости. Отсюда появилось понятие исходного бокового давления, отличного от нуля. Таким образом, в 20–30 гг. XX в. впервые при решении проблем горного давления стали использоваться исходные понятия об упругих средах, закон Гука и уравнения равновесия сил.

В конце 1930-х гг. С. Г. Авершин предложил способ расчёта сдвижения земной поверхности на основе результатов натуральных измерений. Стали широко развиваться исследования деформационно-прочностных свойств пород в лабораторных и натуральных условиях.

Наряду с натурными наблюдениями за состоянием массива в 1940–50-е гг. стали широко применяться методы физического и математического моделирования. Этот период связан с появлением систематических исследований в области геомеханики, механики грунтов и инженерной геологии. Всё это в совокупности привело к разработке и развитию многих научных направлений геомеханики, горного давления, взрывных волн и разрушения пород, их сдвижения, устойчивости выработок, фильтрации в трещиновато-пористых горных породах, внезапных выбросов угля и газов.

### 1.3. Задачи геомеханики в современных условиях

Геомеханическое обеспечение комплексного освоения ресурсного потенциала недр необходимо при [15]:

- составлении проектов разработки месторождений полезных ископаемых в части выбора параметров и порядка ведения горных работ, взаимного положения выработок, организации геомониторинга и составления мероприятий по предотвращению или снижению вредных последствий горных работ;

- эксплуатации горнодобывающих предприятий для корректировки выбранных параметров, порядка ведения горных работ и других положений проекта, а также проведения наблюдений за развитием деформационных процессов и оперативного принятия мер по предотвращению вредных последствий этих процессов;

- ликвидации горнодобывающих предприятий для прогноза развития деформационных процессов после окончания горных работ;

- сооружении и эксплуатации подземных объектов различного целевого назначения для оценки их длительной устойчивости и герметичности;

- застройке подрабатываемых территорий для выбора местоположения объектов строительства, последовательности застройки, определения величин ожидаемых деформаций, на которые следует рассчитывать конструкции сооружений;

- оценке изменения экологической обстановки в районах разработки месторождений полезных ископаемых и строительства подземных объектов различного назначения, особенно подземных атомных электростанций, хранилищ радиоактивных и токсичных отходов, углеводородного сырья.

Для успешного решения вопросов безопасности горных работ и повышения их эффективности геомеханика решает следующие задачи:

1. Изучение полей напряжений и деформаций в массиве горных пород на предпроектном этапе, в процессе строительства и в период эксплуатации рудника.

2. Исследование прочностных и деформационных характеристик горных пород на образцах и в массиве.

3. Оценка иерархической структуры горных пород с целью определения коэффициентов структурной нарушенности массивов и выявления ответственных блоков для расположения в них охранных сооружений и в случае необходимости на границе блоков проведения мероприятий по «залечиванию» структурных трещин либо их дезинтеграции.

4. Замеры сдвижений горных пород с учётом развития горных работ.

5. Определение удароопасности горных массивов.

6. Создание комплексного мониторинга в процессе отработки месторождения в динамике развития горных работ.

#### **1.4. Геомеханика и её связь с другими дисциплинами**

Геомеханика как наука о прочности, устойчивости и деформируемости горных пород под воздействием природных и техногенных сил является составной частью физики горных пород [15].

**Физика горных пород** – это фундаментальный раздел горной науки, изучающий физические свойства горных пород и массивов как реакцию на воздействие различных естественных и искусственных физических полей.

Физика горных пород и процессов в свою очередь опирается на фундаментальные знания физики, включая такие её разделы: физика твёрдого тела, электромагнетизм, статика, динамика, механика, кинематика, термодинамика.

Геомеханика в зависимости от условий рассмотрения модели поведения среды под нагрузкой применяет теории механики сплошной среды, механики сыпучей среды и механики дискретной связанной среды.

**Механика сыпучей среды** изучает поведение несвязных сыпучих массивов горных пород под нагрузкой.

**Механика сплошной среды** рассматривает горные породы как сплошные монолитные массивы.

**Механика дискретной связанной среды** изучает горные породы как блочные структуры с естественной исторически сложившейся трещиноватостью различного иерархического уровня.

Выбор модели поведения среды (сыпучая, сплошная или блочная) зависит от свойств горных и техногенных массивов, за-

дач, стоящих перед разработчиками, а также от стадии горных работ и геометрических масштабов решаемых задач.

Прогноз изменения геомеханического состояния породного массива под влиянием горных работ производится по установленным закономерностям сдвижения горных пород и земной поверхности и разработанным методам расчета деформаций и напряжений. Учитываются степени обоснованности расчётных формул и способов их получения. Методы расчёта подразделяются на теоретические, эмпирические и полуэмпирические.

Теоретические методы базируются преимущественно на уравнениях, используемых в механике сплошной среды, при этом массив горных пород принимается как упругая, пластичная, вязкая, сыпучая или другая идеализированная модель, отличающаяся от реальной среды. Теоретические методы для инженерных расчётов применяются достаточно редко.

Эмпирические методы базируются на зависимостях, полученных непосредственно из результатов инструментальных наблюдений в натуральных условиях. Полуэмпирические – на зависимостях, установленных на основании обобщений, теоретических соображений, физических и математических аналогий. Численные значения коэффициентов в расчётных формулах полуэмпирических методов определяются по данным натуральных наблюдений.

Геомеханика базируется на фундаментальных знаниях теоретической и прикладной математики и физики, теоретической механики, сопротивления материалов и строительной механики, а также непосредственно связана с такими горными дисциплинами, как геология, геодезия, маркшейдерия, технология и процессы горного производства, проходка горных выработок и строительство предприятий, экономика горного производства.

Все вопросы, изучаемые геомеханикой, делятся на следующие основные группы:

1. Механические свойства и структурные особенности массивов руды и пород.
2. Формирование поля напряжений в массиве горных пород и его изменение под воздействием горных выработок.
3. Сдвижение горных пород, происходящее в результате деятельности природных и техногенных сил. Деформации горных

пород и устойчивость обнажений и несущих элементов горных конструкций.

4. Механизм совместного взаимодействия горных пород с крепью, насыпными породами и твердеющей закладкой.

5. Методы и способы управления горным давлением.

6. Обоснование параметров горных работ.

### 1.5. Понятие о горном давлении и методы его определения

Понятие о горном давлении является главным вопросом геомеханики, с которым связаны все механические процессы, происходящие в техногенно изменяющихся недрах земли [15].

**Горное давление** – это удельное значение внешних механических сил в массиве горных пород, приходящихся на единицу площади и вызываемых собственной силой тяжести, действием тектонических сил, подземных вод и газов, термодинамическими процессами.

Понятие о горном давлении является аналогичным понятию напряжение с той лишь разницей, что *напряжение* определяет удельное значение внутренней реакции горных пород на воздействие внешних сил. В случае если массив горных пород находится в состоянии равновесия, абсолютные значения напряжений и горного давления численно равны между собой.

Существует несколько гипотез горного давления, определяющих состояние массивов горных пород в различных условиях.

*Гипотеза гидростатического сжатия* выдвинута в 1878 г. швейцарским учёным Л. Геймом на основе результатов наблюдения за проходкой трансальпийских туннелей. Согласно этой гипотезе, все три составляющих главных напряжений, действующих на элемент массива в этих условиях, равны между собой и не превышают сил тяжести столба налегающих пород (рис. 1.1):

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z \leq -\rho g H = -\gamma H, \quad (1.1)$$

где  $\rho$  – плотность налегающих горных пород, кг/м<sup>3</sup>;

$g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;

$\gamma$  – удельный вес пород, Н/м<sup>3</sup>;

$H$  – мощность налегающих горных пород, м.

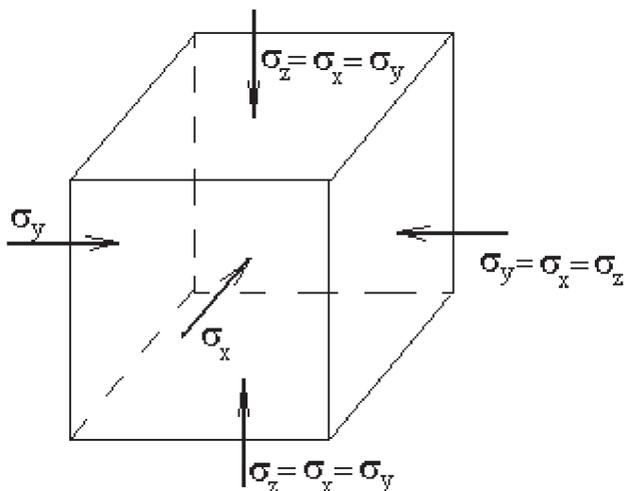


Рис. 1.1. Главные напряжения в массиве пород в условиях гидростатического сжатия

Например, при средней плотности пород  $2700\text{--}2780\text{ кг/м}^3$  каждые 100 м увеличения глубины разработки приводят к возрастанию величин напряжений на величину не более  $2,7\text{--}2,78\text{ МПа}$ . Такое напряжённое состояние характерно для жидкостей. Считается, что массив горных пород на больших глубинах (1000 м и более) находится в аналогичном напряженном состоянии. Однако выполненные в последние годы натурные замеры напряжений на глубинах 1200–1500 м показали значения, значительно меньшие расчётных от силы тяжести столба налегающих пород. Это объясняется тем, что в результате действия сил горизонтального распора в налегающем массиве часть вертикальной нагрузки гасится и не доходит до больших глубин.

*Гипотеза преимущественного действия в массиве пород гравитационных сил* выдвинута А. Н. Динником и, независимо от него, К. Терцаги. Гипотеза предполагает, что на каждый элементарный объём массива горных пород действуют вертикальные напряжения  $\sigma_z$ , равные весу налегающих пород, а величина горизонтальных напряжений определяется отсутствием возможности деформирования элемента массива в горизонтальной плоскости:

$$\sigma_x = \sigma_y = K_p \sigma_z = -K_p \rho g H, \quad (1.2)$$

где  $K_p$  – коэффициент бокового распора.

Величина коэффициента бокового распора зависит от деформационных характеристик пород, а в случае сыпучей среды – от её прочностных свойств. Действие данной гипотезы справедливо преимущественно в массивах осадочных пород.

*Гипотеза действия в массиве наряду с гравитационными сжимающих или растягивающих тектонических сил преимущественно субгоризонтальной ориентации* получила широкое распространение в последние годы и основана на результатах измерений напряжённого состояния массива на широком круге месторождений. Природа возникновения тектонических сил в массиве пород различна. Действие тектонических сил обусловлено:

- дрейфом материков в пределах земной коры;
- явлением увеличения объёма горных пород при сдвиге;
- космогенными силами, связанными с притяжением и отталкиванием космических тел;
- центробежными силами вращения земли;
- остаточным проявлением тектонических сил, действовавших много веков назад и сохранившихся в горных породах в результате их свойства «памяти»;
- термодинамическими процессами в недрах земной коры, осложнёнными сложным структурным строением массива пород.

Ввиду многофакторности условий проявления тектонических сил и изменчивости их во времени и пространстве, величину совокупного действия практически невозможно рассчитать аналитически. Оценка параметров природного поля тектонических напряжений в конкретных условиях производится на основе натурных замеров в массиве пород.

Согласно рассматриваемой гипотезе составляющая вертикальных напряжений в массиве пород в большинстве случаев определяется силой тяжести столба налегающих пород. Горизонтальные составляющие главных напряжений обуславливаются совокупным действием сил тектонической природы и бокового распора гравитационных сил:

$$\sigma_z = -\rho g H; \quad \sigma_x = K_p \sigma_z + T_1 + \Delta T_1; \quad \sigma_y = K_p \sigma_z + T_2 + \Delta T_2, \quad (1.3)$$

где  $T_1, T_2$  – главные статические составляющие тектонических сил;

$\Delta T_1, \Delta T_2$  – изменяющиеся во времени и пространстве вектора тектонических сил.

Действие данной гипотезы справедливо для массивов коренных пород на большей части участков земной коры.

*Гипотеза косо направленного действия главных напряжений в массиве горных пород.* В таком состоянии находятся массивы пород на склонах гор, каньонов, в откосах бортов карьера (рис. 1.2).

Максимальные компоненты главных напряжений ориентированы вдоль склона массива. Минимальные – действуют нормально к поверхности откоса.

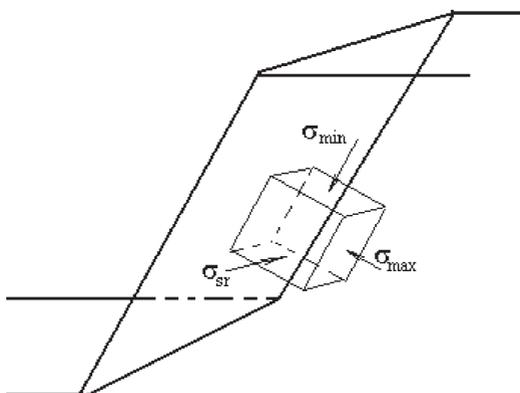


Рис. 1.2. Косо направленное действие главных напряжений  
вблизи откосов

К методам оценки напряжённого состояния массива пород относятся аналитические, физическое моделирование на оптически активных и эквивалентных материалах, аналоговое и численное моделирование, а также натурные инструментальные замеры напряжений.

К инструментальным методам оценки напряжений относятся:

– геофизические методы, позволяющие получить приближённую оценку напряжений по реакции горных пород на воздействие физическими полями различной природы;

- сейсмические и сейсмоакустические методы, использующие зависимости параметров прохождения сейсмических и сейсмоакустических волн от величины напряжений в массиве пород. Эти методы тоже являются по сути своей геофизическими, но, как правило, их выделяют в отдельную группу;
- методы разгрузки, включающие метод полной и щелевой разгрузки, разгрузки на «большой базе», гидроразрыва;
- метод полигонометрических ходов;
- косвенные методы оценки напряжений, включая метод дискования керна, анализа деформаций крепи, форм динамического проявления горного давления.

## 1.6. Механические свойства горных пород

Расчёт параметров и оценка контролируемого состояния горных конструкций производится сопоставлением действующих напряжений в массиве горных пород с их механическими характеристиками [15]. Механические свойства горных пород характеризуют реакцию пород на воздействие силовых механических нагрузок.

Механические характеристики пород подразделяются на *прочностные* и *деформационные*.

В общем случае *прочностные характеристики* пород определяют предельную величину напряжений, при которых происходит их разрушение. В зависимости от характера нагрузки, вызывающей процесс разрушения пород, различают следующие прочностные характеристики:

- предел прочности на одноосное сжатие –  $\sigma_{сж}$  ;
- предел прочности на одноосное растяжение –  $\sigma_{раст}$  ;
- предел прочности на срез (для трещин – на сдвиг) –  $\tau_{пред}$  ;
- предел прочности на чистый срез (сдвиг) – сцепление –  $C$  ;
- угол внутреннего трения пород –  $\varphi$  .

Все вышеперечисленные прочностные характеристики связаны между собой паспортом прочности горных пород, который строится с помощью кругов О. Мора. Паспорт прочности определяет предельное напряженное состояние горных пород, предшествующее разрушению. Точки, расположенные ниже паспорта

прочности (заштрихованная область на рис. 1.3), характеризуют устойчивое состояние горных пород.

При построении паспорта прочности предел прочности на сжатие и растяжение используется в качестве диаметра кругов Мора. Соответствующие значения пределов прочности откладываются по обе стороны оси абсцисс так, как показано на рис. 1.3. На этих отрезках, как на диаметре, строятся круги Мора (на рисунке показана только верхняя половина этих кругов). Точка пересечения паспорта прочности с осью ординат соответствует значению предела прочности пород на чистый сдвиг  $C$ , а угол наклона огибающей кругов Мора к горизонтали соответствует углу внутреннего трения горных пород  $\phi$ . Точки, лежащие на огибающей кругов Мора, соответствуют предельному значению касательных и нормальных напряжений, при которых происходит разрушение пород сдвигом. Огибающая кругов Мора называется паспортом прочности горных пород. Таким образом, огибающая кругов Мора является геометрическим местом точек, соответствующих пределу прочности пород на сдвиг.

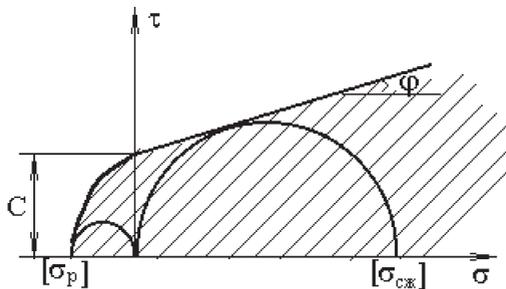


Рис. 1.3. Паспорт прочности горных пород

Точки, лежащие между осью абсцисс и огибающей кругов Мора, соответствуют напряжённому состоянию, определяющему устойчивое состояние горных пород, а точки, расположенные на и выше паспорта прочности, определяют состояние потенциального разрушения пород.

**Предел прочности на сжатие  $\sigma_{сж}$**  соответствует значению одноосного сжимающего напряжения, предшествующего разрушению горных пород:

$$\sigma_{сж} = P / S , \quad (1.4)$$

где  $P$  – предельная нагрузка одноосного сжатия, предшествующая разрушению горных пород, Н;

$S$  – площадь поперечного сечения образца испытываемых пород, м<sup>2</sup>.

Для перевода размерностей результатов испытания прочностных характеристик пород рекомендуется пользоваться зависимостями:

$$1 \text{ МПа} = 10^6 \text{ Па} = 10^6 \text{ Н/м}^2 = 100 \text{ т/м}^2 = 10 \text{ кг/см}^2.$$

**Предел прочности на растяжение**  $\sigma_{раст}$  показывает предельное значение одноосного растягивающего напряжения, предшествующего разрушению горных пород:

$$\sigma_{раст} = P / S , \quad (1.5)$$

где  $P$  – предельная нагрузка одноосного растяжения, предшествующая разрушению горных пород, Н;

$S$  – площадь поперечного сечения образца, по которой произошло разрушение растяжением, м<sup>2</sup>.

Соотношение предела прочности пород на растяжение и предела прочности пород на сжатие называется *коэффициентом хрупкости горных пород*  $K_{хр}$  :

$$K_{хр} = \sigma_{раст} / \sigma_{сж} . \quad (1.6)$$

Для большинства скальных и полускальных пород значения коэффициента хрупкости близко к 0,1.

Уравнение паспорта прочности горных пород в подавляющем числе случаев описывается прямой:

$$\tau_{пред} = C + \sigma_n \tan \varphi , \quad (1.7)$$

где  $C$  – сцепление горных пород, Па;

$\sigma_n$  – напряжение, нормальное к площадке сдвига, Па;

$\varphi$  – угол внутреннего трения горных пород, град.

*Сцепление*, или предел прочности горных пород на чистый срез (сдвиг), соответствует предельному значению касательного напряжения, предшествующего разрушению горных пород сдвигом при отсутствии нормальных напряжений. На графике

(рис. 1.3) сцепление соответствует точке пересечения огибающей кругов Мора (паспорта прочности горных пород) с осью ординат.

*Предел прочности пород сдвигу*  $\tau_{\text{пред}}$  соответствует предельному значению касательных напряжений, предшествующих разрушению пород сдвигом при нормальных напряжениях  $\sigma_n \neq 0$ . Предел прочности на сдвиг, как следует из выражения (1.7), является функцией действующих нормальных напряжений.

Тангенс угла *внутреннего трения*  $\varphi$  является коэффициентом пропорциональности между ростом предельных значений касательных и нормальных напряжений при разрушении образца сдвигом. Для большинства скальных и полускальных пород значение угла внутреннего трения изменяется в пределах  $28...40^\circ$ . Для мягких и глинистых пород  $\varphi$  составляет  $10...15^\circ$  и снижается с ростом обводненности горных пород.

*Деформационные характеристики* горных пород определяют количественную оценку роста деформаций (изменению формы и объема) под нагрузкой и в зависимости от вида и условий деформирования подразделяются на:

- упругие;
- пластические;
- реологические.

*Упругие свойства* горных пород определяют деформации при упругом поведении пород под нагрузкой, т. е. развитие под нагрузкой деформаций, пропорциональных величине действующих напряжений, после снятия которых в породах отсутствуют остаточные деформации (рис. 1.4).

Упругие деформации происходят без нарушения кристаллической решетки, и поэтому после снятия нагрузки образец принимает первоначальную форму. Упругие свойства в большей степени проявляются у пород, имеющих в составе породообразующие минералы в виде кварца, полевого шпата, габбро-диорита, диабазов, порфиоров.

Следует отметить, что большинство скальных и полускальных горных пород при нагрузках, не превышающих 70–75 % пределов прочности, деформируются в упругом режиме.

К упругим характеристикам горных пород относятся модуль продольной упругости, коэффициент Пуассона, модуль сдвига.

Коэффициент пропорциональности между действующими нормальными напряжениями и относительными линейными деформациями образца в направлении приложения нагрузки на участке II (рис. 1.4) называется *модулем продольной упругости* горных пород  $E_{\text{упр}}$ , МПа, или *модулем Юнга*, МПа:

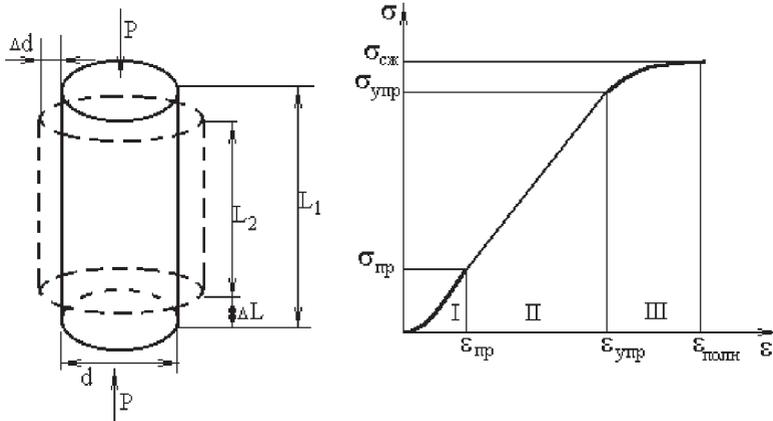


Рис. 1.4. Схема к испытанию упругих характеристик горных пород и диаграмма упругого деформирования идеально хрупких пород:  $P$  – давление на образец;  $L_1$  и  $L_2$  – высота образца без нагрузки и под нагрузкой соответственно;  $\Delta L$  – изменение высоты образца;  $d$  и  $\Delta d$  – первоначальный диаметр образца и его изменение (увеличение) под нагрузкой; I – участок закрытия микропор; II – участок линейной упругости; III – участок с нелинейной упругостью (пластическое деформирование)

$$E = \sigma / \varepsilon, \quad (1.8)$$

где  $\sigma$  – напряжение одноосного сжатия или растяжения, МПа;  
 $\varepsilon$  – относительные линейные деформации в направлении приложения нагрузки, доли ед.

Под деформациями понимается относительное изменение размеров, объёма или формы тела. Это безразмерная величина, которая выражается в долях единицы или процентах. Линейная деформация может быть оценена следующим образом:

$$\varepsilon = \Delta L / L, \quad (1.9)$$

где  $\Delta L$  – изменение линейных размеров образца при упругом деформировании в направлении приложения нагрузки, м;

$L$  первоначальный размер образца (рис. 1.4).

*Коэффициент Пуассона  $\mu$  или коэффициент относительных поперечных деформаций* представляет собой отношение относительных поперечных к относительным продольным деформациям образца и характеризует способность среды к изменению формы:

$$\mu = \frac{\varepsilon_{\perp}}{\varepsilon_{\parallel}} = \frac{\Delta d / d}{\Delta L / L}, \quad (1.10)$$

где  $\Delta d$  – изменение размеров образца при упругом деформировании в направлении, перпендикулярном действию нагрузки, м;

$d$  – первоначальная ширина или диаметр образца, м;

$\varepsilon_{\perp}$  и  $\varepsilon_{\parallel}$  – деформации образца соответственно в направлениях перпендикулярном и параллельном действующей нагрузке.

*Модуль сдвига  $G$ , МПа,* – это деформационная характеристика, характеризующая жесткость породы при сдвиге, которую можно определить как коэффициент пропорциональности между действующими касательными напряжениями и относительными угловыми (сдвиговыми) деформациями (рис. 1.5):

$$G = \tau / \delta, \quad (1.11)$$

где  $\tau$  – действующие в образце касательные напряжения, МПа;

$\delta$  – сдвиговые деформации.

$$\delta = \frac{\Delta B}{A} = \frac{\alpha}{(90^{\circ} - \alpha)}, \quad (1.12)$$

где  $A$  – первоначальная высота образца;  $\Delta B$  – величина угловых смещений;  $\alpha$  – угол сдвига (рис. 1.5).

Значение модуля сдвига может быть рассчитано с помощью известных модуля упругости и коэффициента Пуассона по зависимости:

$$G = \frac{E}{2(\mu + 1)}. \quad (1.13)$$

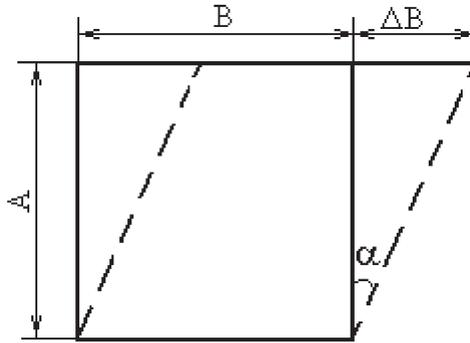


Рис. 1.5. Сдвиговая деформация образца

В некоторых расчётах также используется *объёмный модуль упругости*  $K$ , характеризующий способность тела менять объём под воздействием внешних сил:

$$K = \frac{\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z}{\epsilon_x + \epsilon_y + \epsilon_z} = \frac{E}{3(1 - 2\mu)}. \quad (1.14)$$

Из соотношения (1.14) видно, что среда с коэффициентом Пуассона, равным 0,5, не только не сопротивляется изменению формы, но и не сжимается (объёмный модуль упругости такой среды бесконечно велик).

*Пластические характеристики горных пород* определяют закономерности развития пластических деформаций. Для пластических деформаций характерна более сложная зависимость между напряжениями и вызываемыми ими деформациями, а также наличие остаточных деформаций после снятия нагрузки. Пластические деформации развиваются в мягких пластичных породах и упругопластичных породах при нагрузках, превышающих предел упругости  $\sigma_{упр}$  (рис. 1.6).

Для пластических деформаций характерно, что после снятия нагрузки породы не восстанавливают свою первоначальную форму и сохраняют остаточные деформации. Пластические деформации обусловлены внутризеренным и межзеренным скольжением с нарушением кристаллической решетки, но без нарушения сплошности горных пород. Пластические деформации в большей

степени проявляются у горных пород, имеющих в своей основе минералы: флюорит, нефелин, гипс, глина.

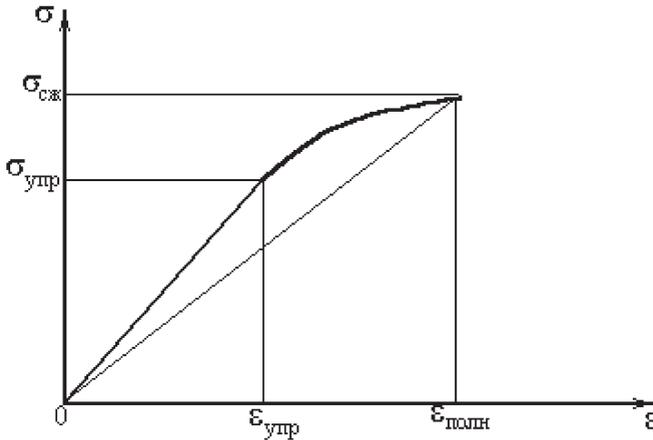


Рис. 1.6. Диаграмма деформирования упругопластичных пород

Модуль пластических деформаций  $E_{пл}$ , МПа, в отличие от модуля упругости, не является постоянной величиной, а зависит от величины действующей напряжений:

$$E_{пл} = \frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon} = f(\sigma) \neq const, \quad (1.15)$$

где  $\Delta\sigma$  – изменение нормальных напряжений в пределах зоны пластических деформаций, МПа;

$\Delta\varepsilon$  – соответствующее им увеличение относительных линейных деформаций образца в направлении приложения нагрузки, доли ед.

Характер деформирования горных пород под нагрузкой, а именно развитие упругих или пластических деформаций, зависит от минералогических особенностей горных пород. Для большинства горных пород характерно наличие и упругих, и пластических деформаций. В зависимости от соотношений зон деформирования горные породы подразделяются на *три группы* (рис. 1.7):

1) упругие (хрупкие) горные породы, в которых упругие деформации проявляются во всей области деформирования вплоть

до разрушения образца и характерно полное отсутствие пластических деформаций – это идеально упругие породы;

2) упругопластичные породы – разрушению образца предшествует зона пластических деформаций, но на первом этапе деформирования зависимость напряжений от деформаций носит упругий (линейный) характер;

3) пластичные горные породы – на всех этапах деформирования зависимость напряжений от деформаций носит нелинейный характер.

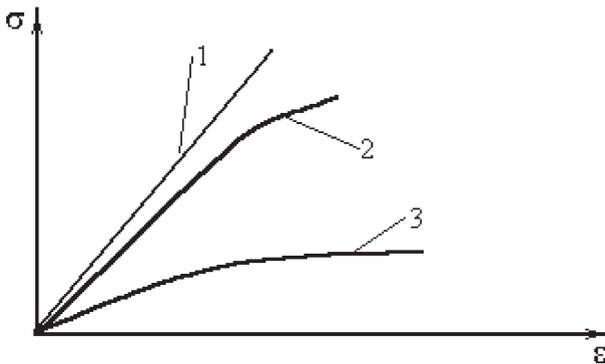


Рис. 1.7. Диаграмма деформирования: 1 – идеально упругие; хрупкие горные породы; 2 – упругопластичные породы; 3 – пластичные породы

Для большинства скальных и полускальных пород характерно наличие упругопластических свойств. При напряжениях, не превышающих 70...80% предела прочности, в породах развиваются упругие деформации, при дальнейшем повышении нагрузки в породах проявляются пластические деформации.

На первом этапе деформирования (см. рис. 1.4), при напряжениях, изменяющихся от 0 до  $\sigma_{пр}$ , происходит закрытие трещин в образце, для этого этапа характерно нелинейное формирование деформаций с увеличением значения углового коэффициента диаграммы до значения модуля упругости. Напряжениям  $\sigma_{пр}$  соответствует величина относительных линейных деформаций  $\epsilon_{пр}$ . В этот момент происходит полное закрытие трещин в образце и начинается этап упругого деформирования пород. Модуль упругости пород рассчитывается по формуле:

$$E_{\text{упр}} = \frac{\sigma_{\text{упр}} - \sigma_{\text{пр}}}{\epsilon_{\text{упр}} - \epsilon_{\text{пр}}}, \quad (1.16)$$

где  $\sigma_{\text{упр}}$  – предел упругости – величина напряжений, при которых заканчивается упругое деформирование горных пород и начинается процесс развития пластических деформаций;  $\epsilon_{\text{упр}}$  – относительные линейные деформации образца при напряжениях, равных  $\sigma_{\text{упр}}$ .

После достижения предела упругости в породах начинают развиваться пластические деформации. С ростом напряжений значение модуля пластических деформаций уменьшается. Процесс деформирования заканчивается нарушением сплошности и разрушением образца при напряжениях, равных пределу прочности на сжатие  $\sigma_{\text{сж}}$ . Этому напряжению соответствует значение полных относительных линейных деформаций образца при нагружении  $\epsilon_{\text{пол}}$ .

Для упругопластичных и пластичных пород характеристикой полного деформирования пород под нагрузкой является *модуль полных деформаций*  $E_{\text{деф}}$ , определяемый отношением предела прочности горных пород на сжатие  $\sigma_{\text{сж}}$  к соответствующим полным деформациям пород перед разрушением  $\epsilon_{\text{пол}}$ :

$$E_{\text{деф}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\epsilon_{\text{пол}}}. \quad (1.17)$$

### Реологические свойства горных пород

Длительное действие нагрузок неизменной величины приводит к изменению напряжений в массиве горных пород и возрастанию деформаций. Явление изменения деформаций и напряжений в горных породах во времени даже при неизменной нагрузке описывается реологическими характеристиками горных пород.

Явление возрастания деформаций во времени при постоянной нагрузке называется *ползучестью* и описывается кривой ползучести (рис. 1.8). На кривой ползучести первый этап называется периодом *неустойчивой ползучести*, характеризуется интенсивным ростом деформаций в начальный период деформирования. Для второго этапа, называемого этапом *установившегося течения ползучести*, характерно постоянное нарастание относительных

деформаций во времени. На протяжении третьего этапа происходит *возрастание скорости деформаций* вплоть до полного разрушения образца.

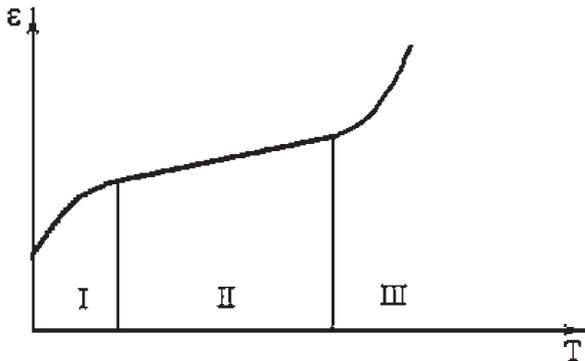


Рис. 1.8. Кривая, описывающая явление ползучести горных пород

Ползучесть и деформации связаны с переходом упругих деформаций в пластические, остаточные. Если пластичность пород характеризует их поведение при напряжениях, превышающих предел упругости, то ползучесть представляет собой медленное нарастание пластических деформаций, проявляется при напряжениях, меньших предела упругости, но при достаточно длительном воздействии нагрузок. При релаксации упругие деформации в породе с течением времени постепенно переходят в пластические, но общая деформация во времени не изменяется. При этом происходит падение напряжений.

Явление, обратное ползучести, называется *релаксацией напряжений*. Заключается в снижении напряжений при постоянных деформациях.

Существенную роль в проявлении необратимых деформаций играют дефекты структуры материалов. Поэтому реологические процессы можно рассматривать как перемещение дефектов под воздействием внешних нагрузок. Однако исключительная сложность определения молекулярных констант и разнообразие микроструктур реальных твердых тел не позволяют применять уравнения связи между напряжениями и деформациями тел на микроскопическом уровне.

Весьма характерной чертой реологических процессов, в частности, ползучести, является зависимость деформаций, наблюдаемых в данный момент времени, от характера всего процесса нагружения материалов, т. е. от всей предыдущей истории его деформирования. Это свойство реальных материалов называется *наследственностью* или *памятью горных пород*.

Особенностью большинства горных пород, как показывают эксперименты, является практически линейная зависимость между приращениями деформаций и приращениями напряжений в любой момент времени, т. е. проявление линейной ползучести. В качестве характеристик реологических свойств пород используют *период релаксации* – время, в течение которого напряжение убывает в  $e$  раз, где  $e$  – основание натурального алгоритма. Установлено, что во многих случаях связь между напряжением  $\sigma$  и временем  $t$  носит экспоненциальный характер [15]:

$$\sigma = \sigma_0 e^{-t/\tau_0}, \quad (1.18)$$

где  $\sigma_0$  – первоначальное напряжение в образце;

$\tau_0$  – период релаксации, время, в течение которого напряжения в породе убывают в  $e$  раз.

Прочность и упругость пород при длительном воздействии высоких нагрузок понижаются, асимптотически приближаясь к некоторым предельным значениям – *пределу длительной прочности*  $\sigma_{дл}$  и *модулю длительной упругости*  $E_{дл}$ . Для большинства горных пород  $\sigma_{дл} = (0,7 \dots 0,8) \sigma_{сж}$  и  $E_{дл} = (0,65 \dots 0,9) E_{упр}$ .

### 1.7. Сдвигение горных пород и динамические формы проявления горного давления

*Сдвижением горных пород* называется их перемещение и деформирование, вызванное нарушением естественного равновесия массива пород в результате проведения открытых и подземных горных работ, а также вследствие тектонических процессов, выщелачивания, водопонижения, газонасыщения или дегазации и по другим причинам [16].

При подземных горных работах сдвигение обычно начинается с прогиба кровли залежи или пород висячего бока над отработанным участком (рис. 1.9). По мере увеличения разме-

ров выработанного пространства прогиб слоев растёт, начинается сдвиг по поверхностям напластования, разрушение массива на структурные блоки с последующим обрушением в выработанное пространство. Породы, почвы, залежи также деформируются в сторону выработанного пространства. Весь этот процесс сопровождается перераспределением напряжений с образованием зон их разгрузки и концентрации. Зоны концентрации напряжений принято называть *зонами опорного давления*.

Контроль над изменением геомеханического состояния породного массива в процессе освоения недр производится путём инструментальных наблюдений за деформациями горных пород и земной поверхности.

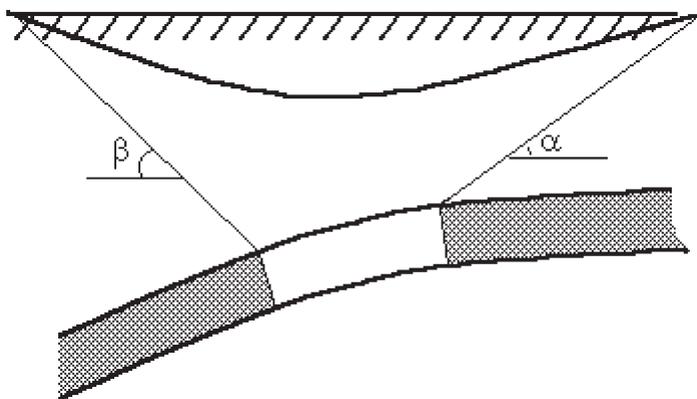


Рис. 1.9. Деформирование горных пород над выработанным пространством

Результаты инструментальных наблюдений используются для решения следующих задач:

- установление правомерности для рассматриваемых условий принятой при расчетах модели деформирования массива;
- определение правильности используемых при расчётах характеристик породного массива;
- уточнение закономерностей развития деформационных процессов и зависимостей их параметров от основных влияющих факторов;

– контроль над развитием деформаций земной поверхности и охраняемых объектов с целью своевременного принятия защитных мероприятий по предотвращению и снижению вредных последствий горных разработок при приближении наблюдаемых деформаций к их допустимым или предельным значениям;

– установление эффективности принимаемых мер защиты;

– определение степени влияния горных работ при возмещении ущерба, нанесённого владельцу подработанного объекта.

Наряду со статическими формами проявлений горного давления, в массивах горных пород могут происходить *динамические*, т. е. внезапные разрушения участков массива пород, находящихся в определенных условиях напряженного состояния при больших действующих напряжениях [23]. В естественной обстановке к подобным динамическим явлениям в земной коре относятся землетрясения.

При ведении горных работ таковыми являются шелушения горных пород, стреляния, динамическое заколообразование, толчки, горные удары, горно-тектонические удары, техногенные землетрясения.

**Горный удар** – это явление хрупкого разрушения предельно напряжённого участка массива (обычно краевой его части возле выработки или целика), при котором происходят интенсивное дробление, измельчение и выброс породы или разрабатываемого полезного ископаемого в выработку, нарушение крепи, смещение, что влечет за собой в ряде случаев повреждение добычных машин и оборудования. Удар сопровождается сейсмическими колебаниями в окружающем массиве, резким звуком, воздушной волной и образованием пыли.

Как правило, горному удару предшествует усиление давления на крепь и целики, а после удара усиливается горное давление на смежных участках. В ряде случаев горным ударам сопутствуют вспучивание почвы и выдавливание пород в выработку.

Первые сведения о горных ударах датируются ещё 1738 г. и связываются с оловянными рудниками Англии. В странах Западной Европы регистрация горных ударов на угольных месторождениях началась во второй половине XIX в. В СССР первые горные удары были зарегистрированы в 1944 г. на шахтах

Кизеловского каменноугольного бассейна. К настоящему времени только на территории России к опасным и угрожаемым по горным ударам отнесено более 60 рудных месторождений. Основными причинами возникновения динамических явлений являются склонность пород массива к хрупкому разрушению и высокая концентрация напряжений на отдельных участках массива.

### 1.8. Факторы образования полей напряжений в горном массиве

В зависимости от источников образования сил в горном массиве факторы формирования полей напряжений принято делить на четыре группы [15]:

- техногенные напряжения;
- гравитационные напряжения;
- тектонические напряжения;
- гидростатические напряжения.

В целом, напряжённое состояние массива является результатом интегрального взаимодействия трех силовых полей и тензор напряжений  $T_{\sigma}$  в общем случае может быть определен как сумма пяти тензоров:

$$T_{\sigma} = T_{\text{гр}} + T_{\text{тект}} + T_{\Delta\text{тект}} + T_{\text{гидр}} + \Delta T_{\text{техн}}, \quad (1.19)$$

где  $T_{\text{гр}}$  – тензор гравитационных сил;

$T_{\text{тект}}$  – тензор тектонических сил;

$T_{\text{гидр}}$  – тензор гидростатических сил;

$T_{\Delta\text{тект}}$  – тензор изменяющихся во времени тектонических сил;

$\Delta T_{\text{техн}}$  – изменение поля напряжений в результате техногенного воздействия горных работ.

При составлении общего тензора напряжений оси прямоугольной декартовой системы координат обычно ориентируют таким образом, чтобы они совпадали с главными осями гравитационных и гидростатических напряжений, главные оси остальных тензоров напряжений в общем случае могут быть ориентированы произвольно. Тензоры составляющих общего поля напряжений имеют следующий вид:

$$\begin{aligned}
T_{\text{гр}} &= \begin{pmatrix} K_p \gamma H & 0 & 0 & \sigma_1^{\text{гр}} & 0 & 0 \\ 0 & K_p \gamma H & 0 & 0 & \sigma_2^{\text{гр}} & 0 \\ 0 & 0 & \gamma H & 0 & 0 & \sigma_3^{\text{гр}} \end{pmatrix}; \\
T_{\text{тект}} &= \begin{pmatrix} \sigma_x^T & \tau_{xy}^T & \tau_{xz}^T & \Delta \sigma_x^T & \Delta \tau_{xy}^T & \Delta \tau_{xz}^T \\ \tau_{xy}^T & \sigma_y^T & \tau_{yz}^T & \Delta \tau_{xy}^T & \Delta \sigma_y^T & \Delta \tau_{yz}^T \\ \tau_{xz}^T & \tau_{yz}^T & \sigma_z^T & \Delta \tau_{xz}^T & \Delta \tau_{yz}^T & \Delta \sigma_z^T \end{pmatrix}; \\
T_{\text{техн}} &= \begin{pmatrix} \Delta \sigma_x^{\text{техн}} & \Delta \tau_{xy}^{\text{техн}} & \Delta \tau_{xz}^{\text{техн}} \\ \Delta \tau_{xy}^{\text{техн}} & \Delta \sigma_y^{\text{техн}} & \Delta \tau_{yz}^{\text{техн}} \\ \Delta \tau_{xz}^{\text{техн}} & \Delta \tau_{yz}^{\text{техн}} & \Delta \sigma_z^{\text{техн}} \end{pmatrix}.
\end{aligned} \quad (1.20)$$

Сложением матриц (1.20) получают значение тензора полного напряжения.

### Гравитационное поле напряжений

Гравитационное поле обусловлено силой тяжести частиц горных пород и является следствием притяжения Земли. Это поле является объемным, так как точки приложения сил распределены внутри горного массива, направление их действия является вертикальным и значения в каждой точке массива равны:

$$\sigma_z = -10^{-6} \rho g H = -10^{-5} \gamma H, \quad (1.21)$$

где  $\sigma_z$  – вертикальные напряжения, МПа;  
 $\rho$  – плотность горных пород, кг/м<sup>3</sup>;  
 $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  
 $H$  – высота столба налегающих пород, м;  
 $\gamma$  – объёмный вес пород, Н/м<sup>3</sup>.

В результате действия вертикальных сил в массиве пород в вертикальном и горизонтальном направлении возникают деформации. За счёт бокового зажима пород горизонтальные деформации вызывают силы горизонтального или бокового распора. Величина этих сил зависит от значения вертикальных компонент напряжений  $\sigma_z$  и коэффициента бокового распора  $K_p$ :

$$\sigma_x = \sigma_y = K_p \sigma_z, \quad (1.22)$$

где  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  – горизонтальные напряжения, обусловленные боковым распором гравитационных сил, МПа;

$K_p$  – коэффициент бокового распора, зависящий от механических характеристик горных пород.

Для сплошного (связного) массива, согласно гипотезе А. Н. Динника, величина коэффициента бокового распора определяется величиной коэффициента Пуассона:

$$K_p = \frac{\mu}{1-\mu}, \quad (1.23)$$

где  $\mu$  – коэффициент Пуассона, или коэффициент относительных поперечных деформаций.

Для идеально сыпучих (несвязных) пород величина коэффициента бокового распора определяется углом внутреннего трения среды  $\varphi$  :

$$K_p = \tan\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right) = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}. \quad (1.24)$$

На больших глубинах происходит выравнивание компонент напряжений в результате развития пластических деформаций и релаксации напряжений. Согласно гипотезе Гейма, для массива, расположенного на большой глубине, характерно  $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 \leq \gamma H$  .

Существенно влияет на величину гравитационных напряжений в массиве пород рельеф местности. На участках массива, расположенных под возвышенностью, гравитационные напряжения высокие, а на участках, расположенных под каньонами, – минимальны. На участках, где рельеф местности меняется, возникает концентрация касательных напряжений.

### **Тектоническое поле напряжений**

Земля имеет длительный исторический путь развития и сложную структуру, строение, состояние, обусловленные различными геологическими и физическими процессами и явлениями, происходящими в её недрах. Разнообразие строения, состояния и процессов обусловлено в основном действием тектонических сил различной природы. Все информационные системы, описывающие действие тектонических сил, разбиты на три группы: статические, динамические и ретроспективные.

Статические системы определяют современное статическое состояние поля напряжений в пространстве, закономерности распределения пространственного тензора напряжений и зависят от: геологического строения, формы и размеров геологических тел, структурной нарушенности массива, последовательности расположения геологических тел в земной коре, соотношения деформационных характеристик массивов слагающих пород.

Динамические информационные системы отражают современные процессы, происходящие в земной коре и на отдельных ее участках, рассматривают различные физические, тектонические и сейсмические явления, связанные с вулканическими процессами, тектоническими термодинамическими явлениями, происходящими в недрах Земли и вызывающими землетрясения, явления приливов и отливов, притяжение небесных, космических тел.

Ретроспективные системы отражают результат исторической реконструкции тектонических явлений, включают реконструкцию техногенеза, последовательность формирования геологических тел, реконструкцию полей напряжений, вызывающих какие-либо изменения в массиве пород.

Подавляющее большинство случаев существования избыточных горизонтальных напряжений объясняется либо современными тектоническими процессами, либо действием остаточных (латентных) напряжений. М. В. Гзовский первым акцентировал на этом внимание и сделал попытку увязать величину касательных напряжений с градиентом скорости новейших вертикальных движений земной коры.

В настоящее время связь высоких горизонтальных напряжений с зонами тектонических поднятий земной коры, происходящих сейчас или имевших место в прошлом, можно считать установленной. Поднятия земной поверхности могут быть связаны как с вертикальными, так и горизонтальными колебаниями земной коры. В районах опусканий и медленных погружений земной коры наблюдается гравитационное напряженное состояние, поэтому суммарные горизонтальные напряжения здесь могут быть меньше вертикальных. Следует отметить, что горизонтальные и вертикальные движения земной коры являются взаимосвязанными. Поскольку к настоящему времени вертикальные перемеще-

ния лучше изучены, формирование полей тектонических напряжений связывается только с ними.

*Гидростатическое поле напряжений* обусловлено воздействием поровой свободной воды и гидравлически связанной трещинной жидкости на массив горных пород и определяется весом столба жидкости, взвешенным эффектом и поровым давлением.

Вертикальная составляющая гидравлических сил  $\sigma_z^{ec}$  состоит из двух компонент напряжений:

$$\sigma_z^{ec} = \sigma_3 + \sigma_n, \quad (1.25)$$

где  $\sigma_3$  – исходное эффективное напряжение, численно равно реакции скелета пород на горизонтальной площадке, МПа;

$\sigma_n$  – исходное нейтральное давление жидкости, под которым в общем случае понимается как гидростатическое давление на рассматриваемой площадке, так и внутривпоровое давление.

Первое слагаемое – эффективное давление жидкости может быть определено из выражения:

$$\sigma_3 = \gamma_\omega H_0 + \gamma(H - H_0), \quad (1.26)$$

где  $\gamma_\omega$  – средний объёмный вес пород, МН/м<sup>3</sup>, над точкой, находящейся ниже начального уровня подземных вод  $H_0$ , м:

$$\gamma_\omega = (\Delta - 1)(1 - n), \quad (1.27)$$

где  $H$  – общая высота столба пород над элементом массива, м;

$\gamma$  – средний объёмный вес пород выше уровня подземных вод, МН/м<sup>3</sup>;

$\Delta$  – удельный вес породы, МН/м<sup>3</sup>;

$n$  – пористость породы, дол. ед.

Нейтральное давление жидкости определяется следующим образом:

$$\sigma_n = \gamma_b H_0, \quad (1.28)$$

где  $\gamma_b$  – объёмный вес жидкости, МН/м<sup>3</sup>.

Таким образом, вертикальная составляющая суммарного действия гравитационных и гидростатических сил определяется следующим образом:

$$\sigma_z \gamma H + [(\Delta - 1)(1 - n) + \gamma_b - \gamma] H_0. \quad (1.29)$$

### ***Контрольные вопросы***

1. Дайте определение термина «геомеханика».
2. Каковы основные объекты изучения геомеханики?
3. Назовите цель и задачи геомеханики.
4. В каком веке стали формироваться представления и высказываться гипотезы о горном давлении?
5. Какие задачи механики горных пород в современных условиях?
6. Какой составной частью дисциплины является геомеханика?
7. Как связана геомеханика с механикой сплошной среды, механикой сыпучей среды и механикой дискретной связной среды?
8. На каких фундаментальных знаниях базируется геомеханика?
9. Изложите основные группы вопросов, изучаемые геомеханикой.
10. Раскройте содержание понятия «горное давление».
11. Изложите гипотезы горного давления, определяющие состояние массивов горных пород в различных условиях
12. Назовите методы оценки напряжённого состояния массива пород.
13. Что характеризуют механические свойства горных пород?
14. Какие характеристики пород определяют предельную величину напряжений, при которых происходит их разрушение?
15. Изложите прочностные характеристики горных пород.
16. Как Вы понимаете понятия «предел прочности на сжатие», «предел прочности на растяжение горных пород»?
17. Дайте определение терминам «сцепление», «угол внутреннего трения».
18. Какие характеристики горных пород определяют количественную оценку роста деформаций под нагрузкой?
19. Что определяют упругие свойства горных пород?
20. Какие показатели относят к упругим характеристикам горных пород?
21. Что называется модулем упругости горных пород?

22. Что представляет собой коэффициент Пуассона?
23. Как определить модуль сдвига?
24. Что определяют пластические характеристики горных пород?
25. В каких горных породах проявляются пластические деформации?
26. Как определяют модуль полных деформаций?
27. Что такое ползучесть и релаксация горных пород?
28. Чем вызывается сдвиг горных пород?
29. Дайте определение термина «зона опорного давления».
30. Что относится к динамическим формам проявления горного давления?
31. Назовите четыре группы факторов формирования полей напряжений.
32. Какой силой обусловлено гравитационное поле?
33. Изложите три группы информационных систем, описывающих действие тектонических сил.
34. Чем обусловлено гидростатическое поле напряжений?

## **2. Системы разработки с открытым очистным пространством**

### **2.1. Общие положения**

К системам разработки с открытым очистным пространством относятся следующие [12]:

- 1) сплошная;
- 2) потолкоуступная;
- 3) камерно-столбовая;
- 4) подэтажных штреков (ортов);
- 5) с доставкой руды силой взрыва;
- 6) этажно-камерная.

Очистное пространство, образующееся в результате выемки руды, остаётся во время разработки выемочного участка открытым, т. е. свободным, не заполненным закладочным материалом, отбитой рудой или обрушенными породами. Бока и кровля открытого очистного пространства поддерживаются оставляемыми в рудном теле постоянными или временными целиками руды и крепью (распорками, стойками) [5].

Устойчивость вмещающих пород и руды является обязательным условием для применения систем этого класса.

Системы разработки с открытым очистным пространством характеризуются необходимостью сохранения в течение длительного периода времени больших площадей обнажений массивов руды и пород и обеспечения несущей способности рудных и породных целиков [15]. При этом в кровле камер, а при крутом падении рудного тела – в висячем и лежачем боках залежи, формируется зона растягивающих напряжений, а в целиках возникают большие сжимающие напряжения.

Напряжения, параллельные поверхностям напластования, компенсируют рост растягивающих напряжений в кровле очистного пространства и практически не влияют на устойчивость целика, за исключением их краевых частей, примыкающих к поро-

дам кровли и почвы (при крутом падении – к породам лежащего и висячего боков).

При увеличении площади подработки напряжения в целиках повышаются и могут достигнуть предельных значений даже при небольшой глубине горных работ. Поэтому при обосновании области применения камерных систем разработки с открытым очистным пространством и расчёте параметров конструктивных элементов систем разработки необходимо определить величину нагрузки на целики, оценить напряжения в стенках, кровле и почве камер и, сопоставив их с прочностными характеристиками рудного и породного массивов, оценить возможность применения данных систем разработки.

При расчёте параметров конструктивных элементов систем разработки необходимо учитывать естественный разброс механических характеристик пород, присутствие людей в выработанном пространстве, формы и размеров камер и целиков, неравномерность распределения напряжений в массиве и др. Учёт этих факторов достигается вводом в расчетные формулы коэффициента запаса прочности, который в среднем для различных систем разработки принимается по данным практики в пределах от 1,5 до 3.

Основным критерием прочности в расчётах является отсутствие растяжения в стенках и кровле камеры, соблюдение условий общего и специального предельного равновесия и неперевышение нормальных напряжений в целиках предела прочности на сжатие.

## **2.2. Камерно-столбовая система разработки**

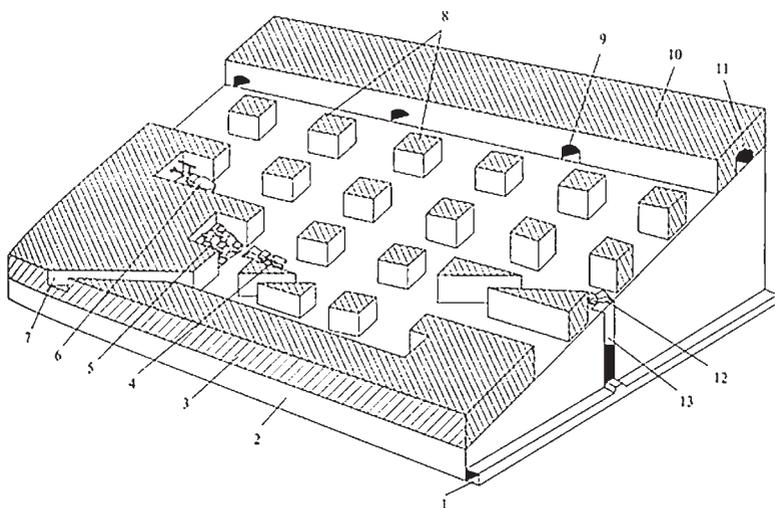
Основной выемочной единицей при камерно-столбовой системе разработки (рис. 2.1, 2.2) является *панель*, которую рядами целиков разделяют на камеры, расположенные по простиранию или падению залежи [5].

Выемку панельных запасов руды при камерно-столбовой системе разработки осуществляют отдельными забоями в камерах. В каждой камере поочередно выполняют все основные производственные процессы.

Условия применения этой системы следующие: устойчивые и средней устойчивости руды и породы; мощность рудного тела – от 2...3 до 12...15 м (при использовании самоходного обо-

рудования) и до 15...20 м (в варианте системы со взрыводоставкой); угол падения – до 20...25° (при применении самоходного оборудования) и до 35...50° (при использовании взрыводоставки); ценность руд, как правило, невысокая. Однако она может быть достаточно высокой при частичном или полном извлечении целиков. Качество руд (содержание металлов) может колебаться в довольно широких пределах, так как выемка изолированными камерами позволяет при необходимости добывать руду отдельно по сортам.

Вариант системы с доставкой самоходным оборудованием широко распространен в нашей стране и за рубежом. Его применяют на бокситовых рудниках «СУБР», Новомосковском гипсовом руднике «Гипс Кнауф», комбинате «Ачполиметалл» в Казахстане, ряде рудников Киргизии.



*Рис. 2.1.* Камерно-столбовая система разработки: 1 – квершлаг откаточного горизонта; 2 – подстилающие породы; 3 – рудное тело; 4 – погрузо-доставочная машина; 5 – навал отбитой руды в камере; 6 – самоходная бурильная установка; 7 – наклонный заезд; 8 – опорные целики; 9 – сбойка с вентиляционным штреком; 10 – панельный целик; 11 – вентиляционный штрек; 12 – погрузо-доставочная машина на разгрузке; 13 – рудоспуск

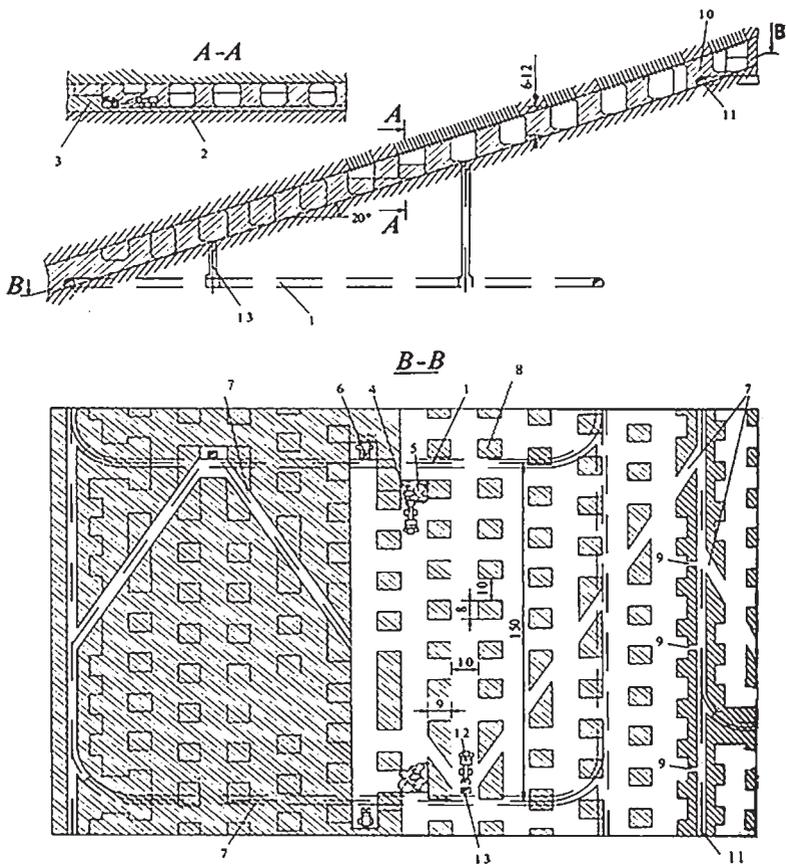


Рис. 2.2. Камерно-столбовая система разработки: 1 – квершлаг откаточного горизонта; 2 – подстилающие породы; 3 – рудное тело; 4 – погрузо-доставочная машина; 5 – навал отбитой руды в камере; 6 – самоходная бурильная установка; 7 – наклонный заезд; 8 – опорные целики; 9 – сбойка с вентиляционным штреком; 10 – панельный целик; 11 – вентиляционный штрек; 12 – погрузо-доставочная машина на разгрузке; 13 – рудоспуск

Размеры панелей по падению составляют 120...180 м, по простиранию – до 150...200 м. Изолированные опорные целики размещают рядами по простиранию. В плане они имеют прямоугольную форму и отделены друг от друга просечками. Ширина камер 5...10 м, ширина целиков 3...6 м.

Очистные работы в панели ведут сверху вниз по падению, а в каждой камере – по простиранию.

Так как пространство камер ограничено, в каждой из них в определённой очерёдности бурят шпуры, заряжают и взрывают, убирают отбитую руду и осуществляют анкерное крепление кровли с отставанием в 4...6 м от забоя. Все машины очистного комплекса работают в панели одновременно, но в разных камерах. При бурении шпуров используют самоходные бурильные установки, которыми также бурят шпуры в кровле для установки анкерной крепи. Нередко к манипуляторам бурильной установки подвешивают корзину, из которой ведут осмотр и оборку кровли, установку анкерной крепи, зарядание шпуров переносными пневмозарядчиками.

Погрузку руды в самоходные вагоны или автосамосвалы производят погрузочными машинами с нагребными лапами. Возможно применение погрузо-доставочных и погрузочно-транспортных машин. Разгрузка руды осуществляется в рудоспуски. Опорные целики не отрабатываются. Однако в тех случаях, когда допустимо обрушение поверхности, целики частично отрабатывают по специальной технологии после выемки камерных запасов, а затем их остатки взрывают, вызывая обрушение кровли. Такой вариант системы применяют на рудниках комбината «Ачполиметалл».

### 2.3. Камерная система разработки

Основной выемочной единицей при применении камерной системы является *блок*, состоящий из одной или нескольких камер, разделённых междукамерным целиком [5].

Выемку камерных запасов при этой системе разработки осуществляют под защитой окружающих камеру целиков. Отбитая руда под действием силы тяжести перемещается внутри камеры к выпускным воронкам или траншеям в основании блока, откуда её грузят в транспортные средства либо при помощи погрузо-доставочных машин доставляют до рудоспуска. Целики обычно извлекают на второй стадии отработки блока.

Камерную систему (её называют также этажно-камерной с подэтажной отбойкой) применяют на рудниках цветной металлургии (Тырныауский, Алтын-Топканский, Лениногорский, Зыряновский, Зангезурский комбинаты) и железорудных рудниках в Кривбассе, на Урале, на шахте им. Губкина в КМА (рис. 2.3, 2.4).

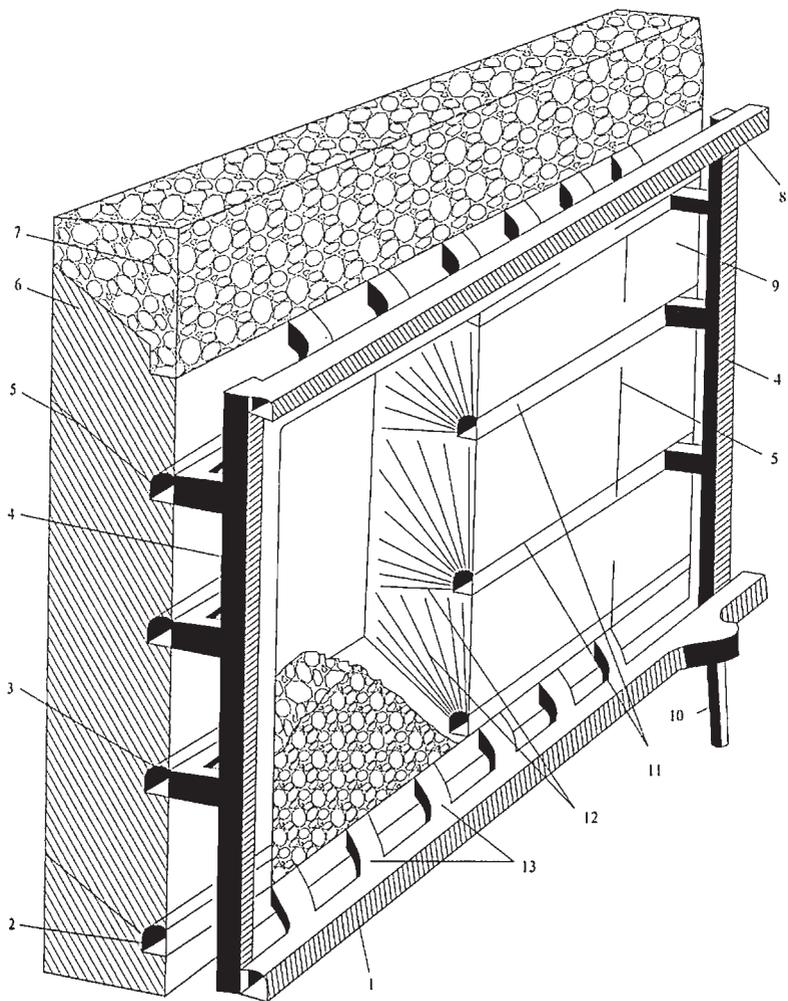


Рис. 2.3. Камерная система разработки: 1 – доставочный штрек; 2 – траншейный штрек; 3 – сбойка восстающего с буровыми подэтажами; 4 – блоковые восстающие; 5 – границы камеры; 6 – междуэтажный целик (наклонная потолочина); 7 – обрушенная порода; 8 – вентиляционный штрек, служивший откаточным для верхнего горизонта; 9 – междукamerный целик; 10 – рудопуск; 11 – буровые подэтажные штреки; 12 – взрывные скважины; 13 – погрузочные заезды

Условия применения камерной системы разработки следующие: устойчивые руды и породы; падение залежей крутое при малой и средней мощности и любое для мощных залежей; мощность крутых залежей не менее 3...5 м, пологих – не менее 15...20 м; ценность руд может быть различной; при высокой ценности руд целики извлекают после отработки и закладки камер.

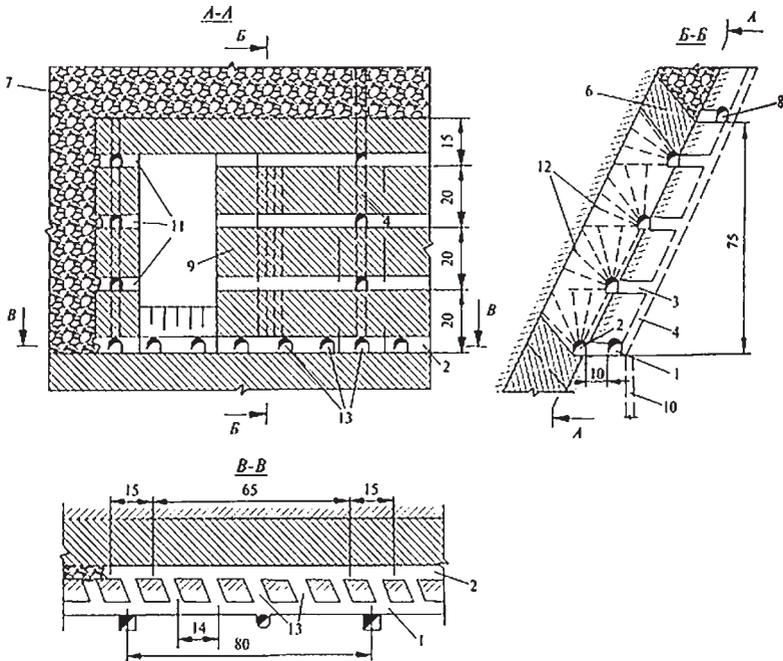


Рис. 2.4. Камерная система разработки: 1 – доставочный штрек; 2 – траншейный штрек; 3 – сбойка восстающего с буровыми подэтажами; 4 – блоковые восстающие; 5 – границы камеры; 6 – междуэтажный целик (наклонная потолочина); 7 – обрушенная порода; 8 – вентиляционный штрек, служивший откаточным для верхнего горизонта; 9 – междукамерный целик; 10 – рудоспуск; 11 – буровые подэтажные штреки; 12 – взрывные скважины; 13 – погрузочные заезды

Подготовка заключается в проведении откаточных выработок и проходке блоковых восстающих в целиках по краям блока. Верхний, вентиляционный горизонт при этапной разработке уже

существует к началу подготовки камеры (бывший откаточный горизонт верхнего этажа). Если доставку и бурение осуществляют с применением самоходного оборудования, то иногда проводят наклонный съезд, связывающий откаточный горизонт с буровыми, расположенными выше него.

Размеры блоков по высоте равны высоте этажа и составляют от 50...60 до 150 м и более. Камеры при мощности крутых залежей до 15...25 м располагают по простиранию. Длина их определяется устойчивостью боковых пород и достигает 40...60 м, ширина междукамерных целиков – 8...20 м. В мощных залежах камеры располагают вкрест простирания, а их длина определяется устойчивостью руды и мощностью залежи. Ширина камер при этом равна 10...30 м, ширина междукамерных целиков – 8...15 м.

От выработанного пространства верхнего этажа камера защищена горизонтальным или наклонным междуэтажным целиком, верхняя часть которого представляет собой основание отработанного блока верхнего этажа. Толщина междуэтажного целика 15...25 м. Очистные работы начинают с проходки в пределах камеры отрезного восстающего с доставочного горизонта на границе одного из целиков или в центре камеры. Отрезной восстающий разделяют взрыванием скважин с буровых подэтажей в отрезную щель на всю ширину камеры. Отрезная щель необходима для создания в массиве обнаженной поверхности, на которую впоследствии начинают отбойку камерных запасов руды. В основании камеры разделяют воронки и образуют нижнюю подсечку также на всю ширину камеры. Если в основании камеры предусмотрена траншея, то нижнюю подсечку не делают и руду в траншее отбивают вместе с отбойкой камерных запасов.

Отработка целиков осуществляется, если допустимо обрушение поверхности. Целики обрушают массовым взрывом на открытую камеру. При этом, как правило, обрушаются и вмещающие породы, поэтому руда из целиков разубоживается, что приводит к её значительным (до 30–40%) потерям при выпуске.

При разработке ценных руд целики отрабатывают при заложённых камерах. Если закладка камер сухая (сыпучая) или гидравлическая, то целики извлекают подэтажным обрушением или системой слоевого обрушения сверху вниз. При твердеющей за-

кладке камер целики извлекают таким же образом, как и камеры, поэтому размеры их и целиков, как правило, принимают одинаковыми. Такую технологию используют на Гайском и Дегтярском рудниках на Урале.

## **2.4. Управление горным давлением**

Поддержание целиками выработанного пространства является основным способом управления горным давлением в практике горных работ. Целики оставляются в массиве для сохранения равновесного устойчивого состояния подрабатываемых пород на определённой площади в течение заданного промежутка времени. Оставление целиков обеспечивает безопасность выемки полезных ископаемых [15].

По назначению целики бывают: охранные, междуканнерные, междублоковые, междуэтажные, панельные, барьерные. По форме целики делятся на ленточные (вытянутые в плане) и столбчатые (изометричные в плане). Столбчатые целики в зависимости от формы поперечного сечения бывают круглые, эллиптические, квадратные, прямоугольные, неправильной формы. По сроку существования целики делятся на постоянные, оставляемые на весь период отработки месторождения, и временные, которые либо отрабатываются, либо гасятся на последующих стадиях горных работ.

Совместная работа под нагрузкой системы «почва – целик – кровля» зависит от прочностных и деформационных характеристик массивов слагающих пород и от характера разрушения всех элементов системы разработки. Если модуль деформации целика больше модуля деформации вмещающих пород, то целики работают в режиме заданной нагрузки, т. е. величина напряжений в целиках может быть определена без учёта их деформаций. Если же жёсткость целиков меньше жесткости вмещающих пород, то наблюдается режим заданной деформации целиков, а их напряжённо-деформированное состояние определяется кинематическими граничными условиями на контакте с вмещающими породами. Как правило, при прочих равных условиях концентрация напряжений в целике при режиме заданной деформации ниже, чем в режиме заданной нагрузки. И, наконец, при одинаковом модуле деформации целиков и вмещающих пород имеет место режим

взаимовлияющих деформаций, когда напряжённно-деформированное состояние целиков можно оценить только из условия совместности деформаций целиков и вмещающих пород.

При неравномерном деформировании пород кровли и почвы могут произойти разрушения на больших площадях в неуправляемом режиме. При недостаточной жесткости материалов целиков, включений трещин и пластических прослоек, а также при малом соотношении ширины целика к высоте, целики способны податливо деформироваться под нагрузкой. Оптимальная работа системы «почва – целик – кровля» под нагрузкой обеспечивается при соответствии деформационных характеристик каждого элемента системы между собой.

Считается, что в массиве с хаотической трещиноватостью, который можно рассматривать как связную сплошную среду, целики имеют деформационные характеристики, адекватные деформационным характеристикам массива в том случае, если размеры целика больше размеров элементарного структурного блока в 5...10 раз, а также целики работают в условиях всестороннего сжатия. Данные моделирования показали, что условия всестороннего сжатия в целике обеспечиваются при соотношении ширины целика к высоте не менее 4. Таким требованиям отвечают массивные несущие целики, выполняющие роль панельных или барьерных. Целики обладают повышенной жёсткостью в том случае, если они не рассечены сквозными трещинами или слабыми прослойками пластичных пород.

На рисунке 2.5 показаны наиболее распространенные формы разрушения целиков.

При превышении нагрузки несущей способности целика разрушение может происходить с образованием трещин скола, а целик принимает характерную форму «песочных часов» (рис. 2.5а).

В большой степени ослабляют целики трещины, расположенные на контакте целика с вмещающими породами кровли и почвы, а также мягкие включения в пределах рудного тела (рис. 2.5б–г). В этом случае вблизи контакта формируется зона растягивающих касательных напряжений. Учитывая, что сцепление по контакту минимально, вся эта зона является зоной потенциального разрушения.

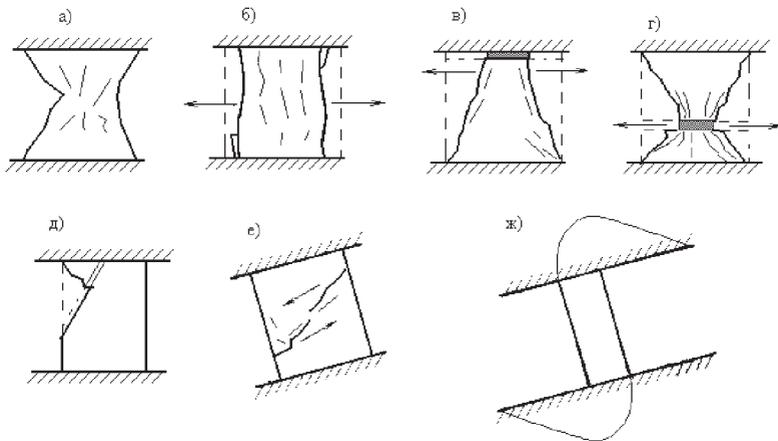


Рис. 2.5. Формы разрушения целиков: а – при полном сцеплении с вмещающими породами; б – без сцепления и малом трении с вмещающими породами; в и г – при наличии пластичного прослойка соответственно на контакте и в рудном теле; д – по тектоническому нарушению; е – в виде среза; ж – при слабых вмещающих породах

Не менее распространено разрушение целиков в виде среза по телу целика или проходящему через целик тектоническому нарушению (рис. 2.5д, е). Кроме того, в случае малопрочных пород возможно выдавливание основания целика (рис. 2.5ж) без разрушения самого тела целика.

### **Контрольные вопросы**

1. Назовите системы разработки с открытым очистным пространством.
2. Основное условие применения систем разработки с открытым очистным пространством.
3. Чем характеризуются системы разработки с открытым очистным пространством?
4. Что необходимо определить и оценить при обосновании области применения камерных систем разработки с открытым очистным пространством и расчете параметров конструктивных элементов систем разработки?

5. Что является основной выемочной единицей при камерно-столбовой системе разработки?
6. Назовите размеры панелей по падению и простиранию, целиков?
7. Что является основной выемочной единицей при камерной системе разработки?
8. Как осуществляется выемка запасов при камерной системе разработки?
9. Каковы размеры блоков и целиков при камерной системе разработки?
10. Назовите виды целиков при камерной системе разработки.
11. Какие виды целиков существуют?
12. От чего зависит совместная работа под нагрузкой системы «почва – целик – кровля»?
13. В каком случае целики имеют деформационные характеристики, адекватные деформационным характеристикам массива?
14. Назовите наиболее распространённые формы разрушения целиков.

### **3. Определение устойчивых размеров целиков и пролётов обнажения пород на основе расчётных природных напряжений**

#### **3.1. Основные положения методики определения допустимых размеров целиков и пролётов обнажения пород**

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 [8].

Устойчивость зависит от целого ряда факторов, которые разделяют на геомеханические, горно-геологические и горнотехнические. 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 относятся морфологические параметры рудного тела (мощность, угол падения, длина по простиранию). *Горнотехническими факторами* являются:

- 1) глубина горных работ;
- 2) форма и размеры несущих конструктивных элементов системы разработки, их пространственная ориентировка;
- 3) 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 выше расположенных выработок. Для таких целиков необходим запас прочности, который обеспечил бы их устойчивость с момента оформления до погашения.

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

На устойчивость сдвижения пород влияют в основном те же факторы, что и на целики. Вместе с тем здесь имеют место свои особенности. На устойчивость кровли существенное влияние оказывает форма поверхности обнажения (плоская, куполообразная) и размер поперечного пролёта обнажения.

Геологические факторы 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 процесса 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, модуля упругости и 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 расчёта неоднородности массива пород при определении величины коэффициента запаса прочности, используемого в расчетах.

В зависимости от типа и условия образования пород, слагающих горный массив на разных его участках, он по характеру строения может рассматриваться либо как слоистая среда с выраженным напластованием пород, либо как среда однородная. Первая качественная разновидность массива свойственна его участкам осадочного 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, метасоматоз 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 пролетов выработок, ориентируясь на усредненные показатели.

Практически всем горным породам в той или иной степени свойственна трещиноватость. Менее трещиноваты молодые породы осадочного происхождения, в большей степени – древние изверженные и метаморфические породы, которые по существу представляют собой среду блокового строения и зависят преимущественно от тектонической проработки (разрывные нарушения, сдвиги, разломы и др.).

В связи с этим в настоящей методике для определения допустимых пролетов обнажения пород использованы две упрощённые структурно-механические модели горного массива: слоистая и блоковая.

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 [9; 10]. Соответствующие исследования выполняются как путём измерения параметров трещиноватости в производственных условиях, так и посредством сравнительных испытаний на прочность монолитных и трещиноватых образцов.

Изучение условий на контакте руды с вмещающими породами выполняется через непосредственные наблюдения и измерения в производственных условиях. Целью выступает 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 на результатах непосредственных измерений величины напряжений в натуральных условиях, действующих в массиве (выполняются с помощью специальных методов и аппаратуры), либо базироваться на теоретических представлениях о напряжённом состоянии горного массива в соответствии с существующими гипотезами о формировании в нём поля напряжений. Более точными являются результаты натуральных исследований. Однако они трудоёмки и требуют для своего решения специальной аппаратуры, квалифицированных исполнителей и продолжительного времени.

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

Первоначальное напряжённое состояние горного массива рассматривается как результат действия гравитационных сил, сил бокового распора, а также сил, обусловленных тектоническими, орогеническими и другими процессами, происходящими в зем-

ной коре и оказывающими влияние на формирование напряжённого состояния массива.

В общем случае величины вертикальных  $\sigma_v$  и горизонтальных  $\sigma_r$  напряжений, действующих в горном массиве, определяют по формулам:

$$\sigma_v = \sigma_v^{\text{грав}} + \Delta\sigma_v, \text{ МПа}, \quad (3.1)$$

$$\sigma_r = \sigma_r^{\text{грав}} + \Delta\sigma_r, \text{ МПа}, \quad (3.2)$$

где  $\sigma_v^{\text{грав}}$  к  $\sigma_r^{\text{грав}}$  – соответственно вертикальная и горизонтальная составляющие компоненты напряжений, обусловленные действием гравитационных сил, МПа;

$\Delta\sigma_v$  и  $\Delta\sigma_r$  – приращения, соответственно вертикальной и горизонтальной составляющих компонент, МПа.

В тех случаях, когда влияние тектонических сил и других процессов на напряжённое состояние массива невелико или когда есть какие-либо другие основания считать, что напряжённое состояние массива обусловлено, главным образом, гравитационными силами, величины вертикальных и горизонтальных напряжений определяются по формулам:

$$\sigma_v = \gamma \cdot H, \text{ МПа}, \quad (3.3)$$

$$\sigma_r = \eta \cdot \gamma \cdot H = \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \gamma \cdot H, \text{ МПа}, \quad (3.4)$$

где  $\gamma$  – средний объёмный вес пород налегающей толщи, МН/м<sup>3</sup>;

$H$  – глубина разработки, м;

$\eta$  – коэффициент бокового распора;

$\mu$  – коэффициент Пуассона пород.

В настоящей методике предусматривается определение нагрузок на конструктивные элементы систем разработки посредством их расчёта по величине действующих в массиве гравитационных сил.

При наличии экспериментальных (натурных) значений  $\sigma_v$  и  $\sigma_r$  их можно использовать вместо рассчитанных по (3.3) и (3.4).

В основу расчёта размеров несущих элементов систем разработки положен принцип не превышения 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 самозаклинивания 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 напряжения 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 их размеры и несущую способность оказывает влияние целый ряд дополнительных факторов, точный учёт влияния которых затруднителен. Это неравномерность распределения напряжений в опасных сечениях целика; наличие

в рассматриваемом массиве горных пород участков с пониженной прочностью относительно средней, принимаемой в расчётах; ослабление целика горными выработками и т. п. Учёт таких факторов осуществлялся введением в расчёт соответствующих корректирующих коэффициентов.

### **3.2. Определение допустимых пролётов обнажения пород**

Определение размеров устойчивых обнажений пород кровли для рудных месторождений, характеризующихся сильной нарушенностью пород, является сложной задачей [8].

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

Для месторождений, которые находятся в стадии проектирования, допустимые размеры обнажения пород всяческого бока и руды могут устанавливаться по аналогии с другими месторождениями, имеющими схожие признаки. Для этой цели в настоящей методике приведены соответствующие зависимости.

Расчетный метод определения допустимых пролетов 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 расчета следует считать предварительными, требующими экспериментального подтверждения.

#### ***3.2.1. Породы слоистого строения***

Для проектируемых месторождений, отработку которых предполагается осуществлять камерно-столбовой системой, допустимый пролет обнажения может быть ориентировочно установлен на основе данных табл. 3.1. Указанные в таблице параметры соответствуют условиям мелкошпуровой отбойки руды и длине камеры  $L_{\text{кам}}$ , значительно превосходящей её ширину  $l$  ( $L_{\text{кам}} > 3l$ ).

Таблица составлена на основе статистических данных для глубин 200...350 м [11].

Таблица 3.1

**Классификация пород кровли по устойчивости  
(для глубины 200...350 м)**

<i>Наименование и характеристика пород кровли</i>	<i>Качественная характеристика устойчивости</i>	<i>Допустимый пролет обнажения, м</i>
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. Ненарушенные 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 аргеллиты. Средненарушенные изверженные и неслоистые метаморфические породы	Слабоустойчивые	5–12
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

Для тех же глубин размеры прямоугольных горизонтальных обнажений кровли, у которых длина сопоставлена с шириной, могут быть ориентировочно определены из графика, представленного на рис. 3.1.

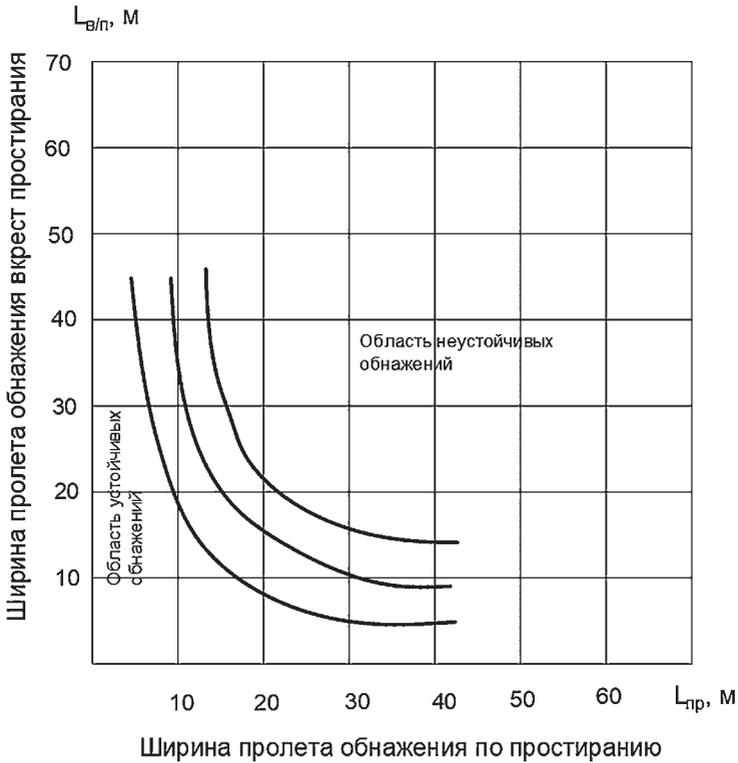


Рис. 3.1. Изменение предельно допустимых пролетов устойчивых горизонтальных обнажений пород в зависимости от длины камер

При проектировании систем разработки для глубоких горизонтов учет глубины работ может быть выполнен на основе зависимости, установленной НИГРИ [14] для глубин до 600–700 м:

$$l^2 \cdot H = const. \quad (3.5)$$

Зная величину  $l^2 H$  для какой-либо глубины в условиях конкретного месторождения или ориентировочно установив её

по данным табл. 3.1 или графикам, представленным на рис. 3.1, руководствуясь условием 3.5, можно установить допустимый пролет обнажения  $l'_a$  для любой глубины в интервале до 600–700 м по следующей формуле:

$$l'_a = \sqrt{\frac{l^2 H_{cp}}{H}}, \text{ м}, \quad (3.6)$$

где  $H_{cp}$  – средняя глубина разработки, м (принимается по данным табл. 3.1 равной 275 м).

Между размерами предельно допустимых пролетов обнажения пород существует зависимость [3]:

– при  $\alpha \leq 55^\circ$

$$\frac{l\alpha_1^0}{l\alpha_2^0} = \frac{\cos\alpha_2^0}{\cos\alpha_1^0}, \quad (3.7)$$

– при  $\alpha \geq 55^\circ$

$$\frac{l\alpha_1^0}{l\alpha_2^0} = \frac{1,74 + 0,02(\alpha_1^0 - 55^\circ)}{1,74 + 0,02(\alpha_2^0 - 55^\circ)}, \quad (3.8)$$

где  $l\alpha_1^0$  и  $l\alpha_2^0$  – предельно допустимые устойчивые пролеты обнажения пород при наклоне плоскости обнажения под углами соответственно  $\alpha_1^0$  и  $\alpha_2^0$ .

Вышеприведенные зависимости могут быть использованы для расчета величины предельно допустимого пролета наклонного обнажения при известной величине устойчивого пролета горизонтального обнажения.

При  $\alpha \leq 55^\circ$ :

$$l_{\alpha^0} = \frac{l}{\cos\alpha^0}, \text{ м}. \quad (3.9)$$

При  $\alpha \geq 55^\circ$ :

$$l_{\alpha^0} = 0,02(32 + \alpha^0)l, \text{ м}, \quad (3.10)$$

где  $\alpha$  – угол падения рудного тела, град.

Для слоистых слаботрещинчатых пород при горизонтальном их залегании допустимую ширину пролёта камер можно считать по формуле:

$$l_{\text{экв}} = \sqrt{\frac{8}{3} \cdot \frac{\sigma_{\text{изг}}^{\text{H}} \times h_{\text{H}}}{\gamma_{\text{H}} \times (1 + K_{\text{п}}) K_{\text{зап}}} \cdot \left( 1 - 0,75 \frac{q_3}{\sigma_{\text{сж}}^{\text{H}} \cdot K_{\text{стр}}} \right)}, \text{ м}, \quad (3.11)$$

где  $\sigma_{\text{изг}}^{\text{H}}$  – прочность пород нижнего несущего слоя в кровле камеры на изгиб, МПа;

$h_{\text{H}}$  – мощность нижнего несущего слоя пород в кровле камеры, м;

$\gamma_{\text{H}}$  – объёмный вес пород нижнего несущего слоя кровли камеры, МН/ м<sup>3</sup>;

$K_{\text{зап}}$  – коэффициент запаса прочности;

$\sigma_{\text{сж}}^{\text{H}}$  – прочность пород нижнего несущего слоя кровли камеры на сжатие, МПа;

$K_{\text{стр}}$  – коэффициент структурного ослабления, учитывающий снижение сцепления пород в реальном массиве по отношению к их прочности в образце;

$K_{\text{п}}$  – коэффициент пригрузки;

$q_3$  – величина закрепляющей нагрузки на опорах (целиках), МПа.

Величина закрепляющей нагрузки на опорах (целиках)  $q_3$  определяется по выражению:

$$q_3 = \gamma H \times \frac{S_{\text{гр}}}{S_{\text{ц}}} K_{\alpha}, \text{ МПа}, \quad (3.12)$$

где  $S_{\text{гр}}$  – грузовая площадь, приходящаяся на целик, м<sup>2</sup>;

$S_{\text{ц}}$  – площадь поперечного сечения целика, м<sup>2</sup>;

$K_{\alpha}$  – коэффициент нагрузки, учитывающий влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на целик.

При выполнении расчета по формуле 3.11 влияние закрепляющей нагрузки  $\left( 1 - 0,75 \frac{q_3}{\sigma_{\text{сж}}^{\text{H}} \cdot K_{\text{стр}}} \right)$  на устойчивость кровли целесообразно

учитывать при  $\frac{q_3}{\sigma_{\text{сж}}^{\text{H}} \cdot K_{\text{стр}}} > 0,4$ .

Значение коэффициента пригрузки  $K_n$  принимается в зависимости от соотношения  $h_i / h_n$ , где  $h_i$  – средняя толщина пригружающих слоёв, м;

- при  $\frac{h_i}{h_n} > 0,8$   $K_n = 0,5$ ;
- при  $\frac{h_i}{h_n} = 0,5 \dots 0,8$   $K_n = 0,75$ ;
- при  $\frac{h_i}{h_n} < 0,5$   $K_n = 1$ .

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

$$K_{\text{зап}} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3. \quad (3.13)$$

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

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

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

Коэффициент структурного ослабления  $K_{\text{стр}}$  показывает снижение прочности пород в массиве по отношению к её прочности в образце при одинаковом характере напряженного состояния. Для условий сжатия ориентировочные значения этого коэффициента с различной степенью нарушенности пород могут быть приняты по табл. 3.2.

Таблица 3.2

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

<i>Степень нарушения пород трещинами</i>	<i>Ориентировочные значения <math>K_{стр}</math></i>
Слаботрещиноватые	>0,45
Среднетрещиноватые	0,3...0,45
Сильнотрещиноватые	0,15...0,30
Раздробленные	<0,15

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

По формуле 3.11 определяют допустимую ширину «бесконечно длинной» камеры. Конечные размеры обнажения – длину

( $L_{кам}$ ) и ширину ( $l$ ) при  $\frac{L_{кам}}{l} \leq 3$  пересчитывают (задаваясь длиной или шириной) с использованием идеи В. Д. Слесарева об эквивалентных пролетах [18], полагая  $l_{экр}$  – шириной эквивалентного пролета.

$$l = \frac{L_{кам} \cdot l_{экр}}{\sqrt{L_{кам}^2 - l_{экр}^2}} \quad (3.14)$$

или

$$L_{кам} = \frac{l \cdot l_{экр}}{\sqrt{l^2 - l_{экр}^2}}. \quad (3.15)$$

### 3.2.2. Породы блочного строения

Для пород блочного строения допустимый пролет горизонтального обнажения можно определить по номограмме, представленной на рис. 3.2 [8].

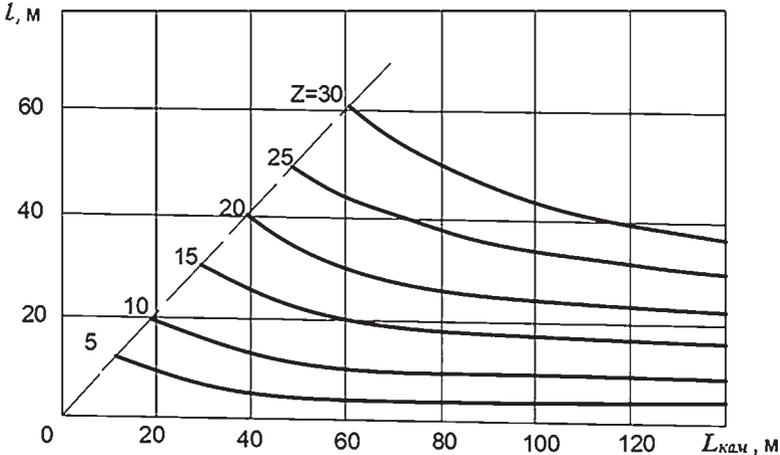


Рис. 3.2. Номограмма для определения предельно допустимых пролётов горизонтального обнажения пород при блочном их строении

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 пролет устойчивого обнажения камеры  $l$ .

При отсутствии сведений о максимальных фактических параметрах устойчивых обнажений пород, например, при проектировании разработки месторождения или вскрытии новых участков разрабатываемой залежи при существенном изменении условий эксплуатации, параметр “ $z$ ” можно в первом приближении определить из табл. 3.3.

Зависимость параметра «z» от строения и прочности пород

<i>Средний размер куска структурного блока, м</i>	<i>Вторичные изменения, %</i>	<i>Прочность пород в массиве на сжатие при обнажении, МПа</i>	<i>Значения параметра «z»</i>
Более 1	отсутствуют	Более 80	20 и более
0,5–1	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

Прочность пород в массиве на сжатие  $\sigma_{сж}^м$  определяется по выражению:

$$\sigma_{сж}^м = K_{стр} \cdot \sigma_{сж}^0, \text{ МПа}, \quad (3.16)$$

где  $\sigma_{сж}^0$  – прочность пород в образце при сжатии, МПа.

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

При необходимости выполнения технологических операций с присутствием людей в очистном пространстве ширину пролета, установленную по номограмме с использованием ориентировочных значений параметра “z”, следует уменьшить вдвое.

### **3.3. Расчёт размеров целиков при разработке пологих и наклонных рудных залежей камерно-столбовой системой с панельной подготовкой рудных тел**

#### **3.3.1. Общие положения**

В зависимости от назначения все целики, применяемые при обработке пологих и наклонных рудных тел камерно-столбовыми системами, разделяются на междукамерные и барьерные (или панельные) [8]. 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 ( $b \leq 4a$ , где  $b$  – длина целика,  $a$  – его

ширина, м) или быть представлены в виде столбов с круглой или квадратной формой поперечного сечения.

Все вышеназванные целики рассчитываются по допускаемым напряжениям сжатия, развивающимся в среднем, наиболее слабом их сечении.

**Общее условие прочности целиков** имеет вид:

$$\frac{K_H \cdot K_\alpha \cdot \gamma \cdot H \cdot S_{гр}}{S_{ц}} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \cdot K_\phi' \cdot K_\phi'' \quad (3.17)$$

где  $K_H$  – коэффициент нагрузки, учитывающий долю веса пород налегающей толщи, воспринимаемую целиками;

$K_\alpha$  – коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на целик;

$K_{вр}$  – коэффициент, учитывающий влияние времени на несущую способность целика или кровли камеры;

$K_\phi'$  – коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность соотношения параметров целика в плане;

$K_\phi''$  – коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность параметров целика в сечении, соответствующем направлению нагрузки на целик.

Коэффициентом  $K_H$  упрощённо учитывается доля веса подработанного массива пород, приходящаяся на целики при отработке камерно-столбовой системой пологозалегающих рудных тел. Значение коэффициента зависит от соотношения параметров  $L$  (ширина отрабатываемого участка рудного тела (длина панели по падению – восстанию), м) и  $H$  (глубина разработки, м) и степени податливости целиков. Рекомендуемые значения коэффициента представлены в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Рекомендуемое значение 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

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

Коэффициент  $K_\alpha$  учитывает влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на междукамерные целики камерно-столбовой системы разработки.

Для целиков ленточных или столбчатых с прямоугольным сечением, расположенных длинной осью по падению-восстанию,  $K_\alpha$  определяется по формуле:

$$K_\alpha = \cos^2 \alpha + \eta \cdot \sin^2 \alpha, \quad (3.18)$$

где  $\eta = \frac{\mu}{1-\mu}$ .

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  $\beta$ . Для таких целиков:

$$K_\alpha'' = \frac{h \cdot \sin \alpha}{\cos \beta \cdot \sin(\alpha - \beta)}, \quad (3.19)$$

где  $\beta = \alpha - \arctg(\eta \cdot \tg \alpha)$  – угол между нормалью к плоскости падения рудного тела и осью целика, наклоненного в сторону восстания, град.;

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

Таблица 3.5

Рекомендуемые значения коэффициента  $K_{вр}$ 

Срок службы целика или камеры, лет	Значение $K_{вр}$	
	слабо или среднетрециноватые породы $K_{стр} \geq 0,4$	сильнотрециноватые 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

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  $K'_ф$ . Влияние соотношения параметров в его сечении, соответствующем направлению приложения нагрузки, учитывается коэффициентом формы  $K''_ф$ . Значения коэффициентов  $K'_ф$  и  $K''_ф$  применительно к изолированным целикам с прямоугольной формой поперечного сечения, изолированным целикам столбчатой формы с квадратным и круглым поперечным сечением, ленточным целикам наглядно представлены соответственно на рис. 3.3–3.5.

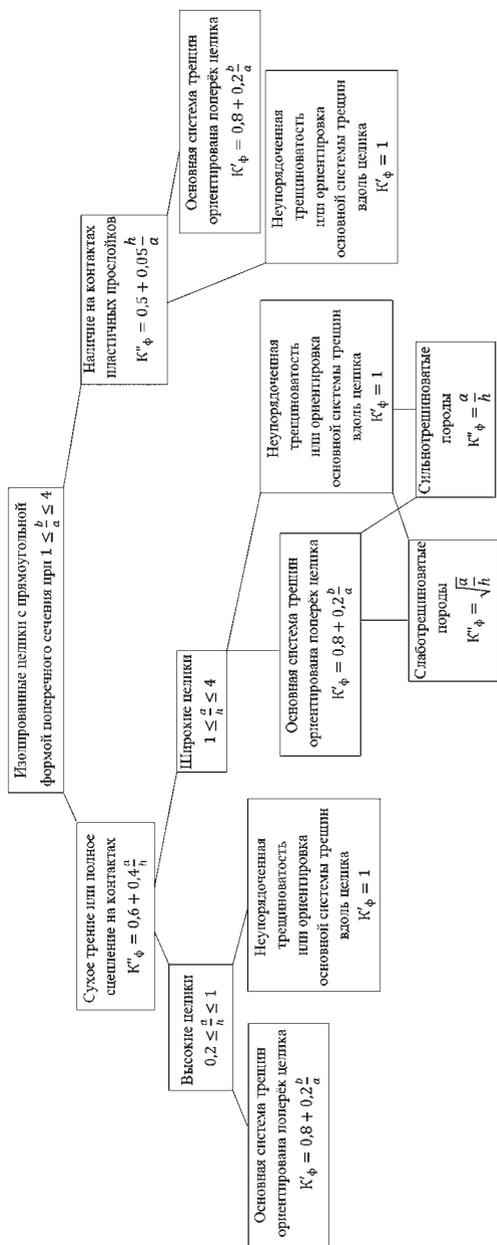


Рис. 3.3. Схема к выбору значений коэффициентов  $K_{\phi}'$  и  $K_{\phi}''$  при расчёте изолированных щеток с прямоугольной формой поперечного сечения ( $a$  – ширина щетки;  $b$  – длина щетки;  $h$  – высота щетки, м)

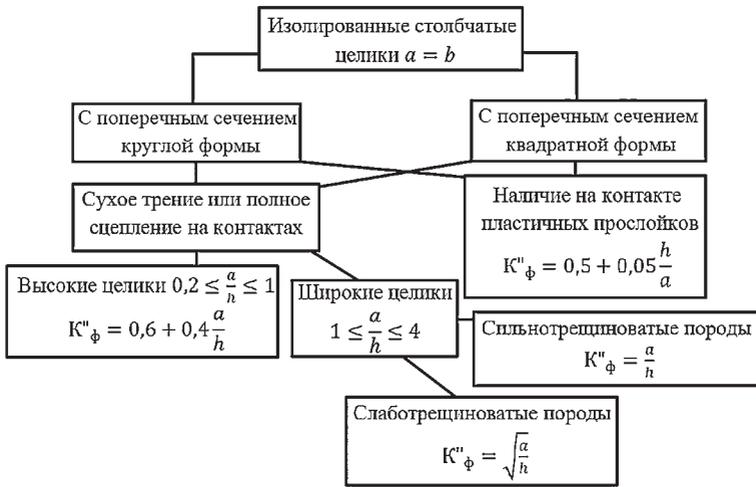


Рис. 3.4. Схема к выбору значений коэффициента  $K''_{\phi}$  при расчёте изолированных целиков столбчатой формы с квадратным и круглым поперечным сечением

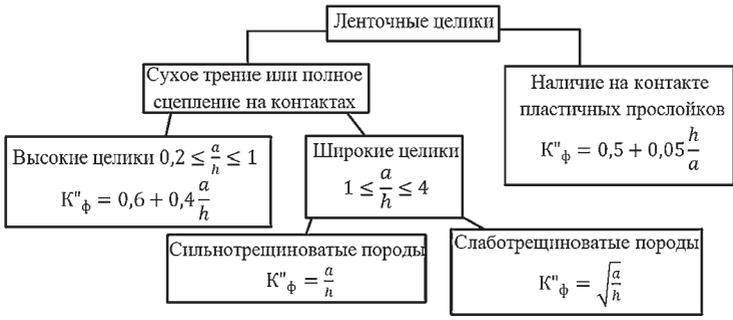


Рис. 3.5. Схема к выбору значений коэффициента  $K''_{\phi}$  при расчёте ленточных целиков

Для изолированных щеликов с прямоугольной формой поперечного сечения (рис 3.6) условие прочности имеет вид:

$$\frac{K_H \cdot K_\alpha \cdot \gamma \cdot H(a+l) \cdot (b+l')}{a \cdot b} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K'_\phi \cdot K''_\phi}{K_{зап}}, \quad (3.20)$$

где  $l$  – предельно допустимый устойчивый пролет горизонтального обнажения (ширина камеры), м;

$l'$  – расстояние между щеликами в направлении длины камер, м.

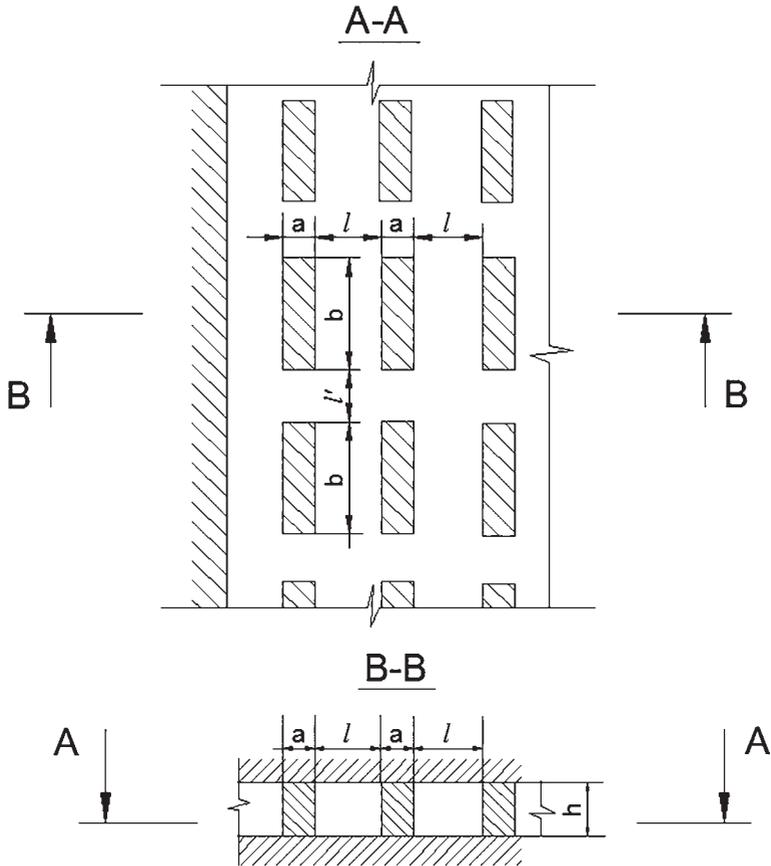


Рис. 3.6. Схема к расчёту столбчатых щеликов с прямоугольным поперечным сечением

Для столбчатых целиков с круглым поперечным сечением условие прочности записывается в следующем виде:

$$\frac{4K_H \cdot K_\alpha \cdot \gamma \cdot H (d_{ц} + l)^2}{\pi d_{ц}^2} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_\phi''}{K_{зап}} \quad (3.21)$$

где  $d_{ц}$  – диаметр столбчатого междукамерного целика с круглой формой поперечного сечения, м;

$$\pi = 3,14.$$

Для столбчатых целиков с поперечным сечением квадратной формы условие прочности имеет вид:

$$\frac{K_H \cdot K_\alpha \cdot \gamma \cdot H (a + l)^2}{a^2} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_\phi''}{K_{зап}} \quad (3.22)$$

Для ленточных целиков условие прочности выглядит следующим образом:

$$\frac{K_H \cdot K_\alpha \cdot \gamma \cdot H (a + l)}{a} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_\phi''}{K_{зап}} \quad (3.23)$$

При разработке пологопадающих месторождений камерно-столбовыми системами в особую группу выделяются так называемые барьерные (панельные) целики (рис. 3.7). В силу особенностей своего назначения эти целики должны сохранять свою несущую способность даже при полном разрушении междукамерных целиков.

Для барьерных (панельных) целиков условие прочности имеет вид:

$$K_H \cdot K_\alpha \cdot \gamma \frac{\left( H + \frac{L_H - L_B}{4} \cdot \sin \alpha \right) \cdot \left( \frac{L_H + L_B}{2} \right)}{a_{п}} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_\phi''}{K_{зап}} \quad (3.24)$$

где  $L_H$  – ширина нижнего отрабатываемого участка рудного тела относительно барьерного (панельного) целика, м;

$L_B$  – ширина верхнего отрабатываемого участка рудного тела относительно барьерного (панельного) целика, м;

$a_{п}$  – ширина барьерного (панельного) целика, м.

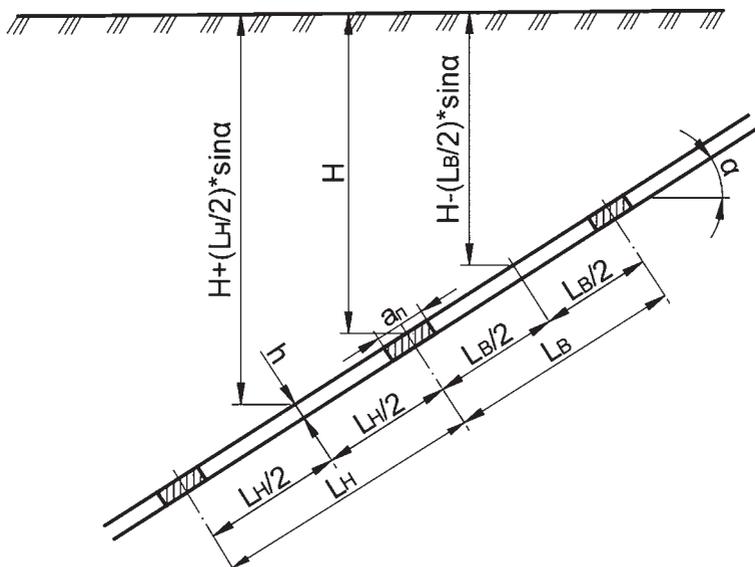


Рис. 3.7. Схема к расчёту барьерных целиков

### 3.3.2. Расчёт изолированных междукамерных целиков

Расчёт *изолированных междукамерных целиков* осуществляется по выражению (3.20).

Порядок определения размеров целиков следующий. Задаются значением  $a < h$  и, подставив в уравнение (3.20) соответствующие значения  $K_H$ ,  $K_\alpha$ ,  $\gamma$ ,  $H$ ,  $l$ ,  $l'$ ,  $\sigma_{сж}^0$ ,  $K_{стр}$ ,  $K_{вр}$ ,  $K_{зап}$ ,  $K'_\phi$ ,  $K''_\phi$ , 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 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 (3.20) 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  $K'_\phi$  и  $K''_\phi$  в соответствии с рекомендациями, изложенными на рис. 3.3. Расчёт повторяется до тех пор, пока не будет удовлетворено условие  $b \leq 4a$ .

Расчёты *столбчатых целиков с квадратной и круглой формами поперечного сечения* осуществляются по выражениям (3.22) и (3.21).

Решаются эти уравнения методом последовательной подстановки значений  $a$  или  $d_{\text{ц}}$ . Значения коэффициента  $K''_\phi$  принимаются в соответствии с рис. 3.4.

Порядок решения уравнений следующий. Принимается значение  $a$  или  $d_{\text{ц}}$  меньше  $h$  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  $K''_\phi$ , когда  $a$  становится большим  $h$ . Решение повторяется до получения удовлетворительного соотношения левой и правой частей уравнения. Целесообразная точность выполнения расчётов 0,5 м.

Полученные в результате решения уравнений (3.21) и (3.22) чрезмерно большие значения ширины (или диаметра) целика свидетельствуют о целесообразности замены целиков столбчатой формы на целики спрямоугольным сечением или даже ленточные целики.

### **3.3.3. Расчёт ленточных целиков**

Расчёт ширины *ленточного целика* производится по выражению (3.23).

Определение необходимой ширины целика осуществляется методом последовательной подстановки значений  $a$  в уравнение (3.23) до получения удовлетворительного решения. Целесообразная точность определения ширины целика 0,5 м.

При выборе значений  $K''_\phi$  необходимо руководствоваться рекомендациями, приведёнными на рис. 3.5.

Расчёт *барьерного (панельного) целика* осуществляется по формуле (3.24).

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

Ленточные, барьерные (панельные) и междукамерные целики часто прорезаются выработками различного назначения – транспортными, подготовительными, ходовыми или вентиляционными. Их проведение приводит к ослаблению целика, снижению его несущей способности и устойчивости. Влияние этого фактора учитывается в расчётах коэффициентом ослабления целика  $K_{осл}$ , который выражает собой уменьшение рабочей площади целика при нарушении его целостности горными выработками. Расчёт целиков при этом необходимо выполнять путём введения в формулу коэффициента ослабления  $K_{осл}$ .

Условие прочности ленточных целиков общего назначения тогда получит вид:

$$\frac{K_H \cdot K_\alpha \cdot \gamma \cdot H(a+l)}{a} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_\phi'' \cdot K_{осл}}{K_{зап}}, \quad (3.25)$$

а целиков барьерных (панельных):

$$K_H \cdot K_\alpha \cdot \gamma \frac{\left( H + \frac{L_H - L_B}{4} \cdot \sin\alpha \right) \cdot \left( \frac{L_H + L_B}{2} \right)}{a_{п}} \leq \frac{\sigma_{сж}^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_\phi'' \cdot K_{осл}}{K_{зап}}. \quad (3.26)$$

Минимально допустимая ширина целиков определяется из этих уравнений так же, как это изложено выше.

На рисунке 3.8 приведена схема, иллюстрирующая ослабление ленточного целика горными выработками при панельной подготовке пологопадающего рудного тела.

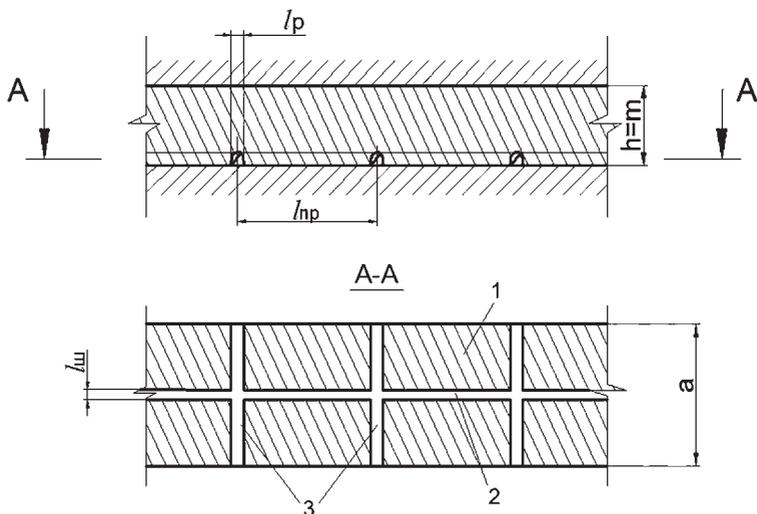


Рис. 3.8. Схема, иллюстрирующая ослабление целика горными выработками: 1 – ленточный целик; 2 – штрек; 3 – рассечки;  $m$  – мощность рудного тела;  $a$  – ширина целика;  $h$  – высота целика

Применительно к ленточным целикам камерно-столбовой системы разработки или барьерным целикам, ослабленным проведением штолека и рассечек (рис. 3.8), коэффициент ослабления  $K_{осл}$  определяется по формуле:

$$K_{осл} = \frac{(a - l_{ш} - 0,4) \cdot (l_{np} - l_p - 0,4)}{a \cdot l_{np}}, \quad (3.27)$$

где  $l_{ш}$  – ширина штолека, м;

$l_{np}$  – среднее расстояние между осями смежных рассечек в целике, м;

$l_p$  – ширина рассечки в целике, м.

В тех же условиях, но когда целик прорезается только поперечными рассечками,  $K_{осл}$  равен:

$$K_{осл} = \frac{a \cdot (l_{np} - l_p - 0,4)}{a \cdot l_{np}}. \quad (3.28)$$

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 расчете введением в правую часть, в числитель, условий прочности целиков (3.25) и (3.26) коэффициента упрочнения  $K_y$  (аналогично коэффициенту ослабления  $K_{осл}$ ) к величине прочности на сжатие породы, слагающей целик.

При выборе значений коэффициента  $K_y$  следует руководствоваться данным табл. 3.6.

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

Вышеприведённые зависимости позволяют определить минимально допустимые размеры целиков, при которых обеспечивается их устойчивость. Уменьшение размеров целиков по отношению к тем, которые установлены расчётом, недопустимо. Между тем известно, что при оконтуривании целиков взрывными работами поверхностные его слои, непосредственно примыкающие к зарядам, настолько нарушаются 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 целик шпуров и скважин.

Минимально допустимое расстояние  $\Delta a$  от проектного контура целика до линии расположения зарядов при расположении оконтуривающих шпуров или скважин параллельно стенкам целика определяется выражением:

$$\Delta a = 16,4 \cdot d_3 \left( 1 - \frac{9,5d_3}{h} \right), \text{ м}, \quad (3.29)$$

где  $d_3$  – диаметр заряда шпура или скважины, м,

а при перпендикулярном расположении шпуров или скважин:

$$\Delta a = 7,5 \cdot d_3 \left( 1 - \frac{12,3d_3}{h} \right), \text{ м.} \quad (3.30)$$

Формулы (3.28) и (3.29) позволяют рассчитать ориентировочные значения  $\Delta a$ . Более точное определение этого параметра может быть установлено по формулам, где учитываются тип ВВ, его детонационные характеристики, прочность породы, трещиноватость, хрупкость и др. [7; 24].

Даже при незначительных внешних нагрузках ширина междукамерных целиков не должна быть меньше некоторой минимальной величины, определяемой конструктивно-технологическими соображениями. Минимально допустимые размеры целиков приведены в табл. 3.7.

Таблица 3.7

**Рекомендуемая минимальная ширина междукамерных целиков при камерно-столбовой системе разработки**

<i>Выемочная мощность, м</i>	<i>Минимальная ширина целика, м</i>	
	<i>столбчатый</i>	<i>ленточный</i>
4	3	3
4...10	5	4
10...15	6	5
15	7	6

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.

### **3.4. Расчёт размеров целиков при разработке месторождений с блоковой подготовкой рудных тел**

#### **3.4.1. Общие положения**

Напряжённое состояние целиков при разработке наклонных и крутопадающих месторождений с блоковой подготовкой рудных тел, характер их работы под нагрузкой имеют ряд специфических особенностей, отличающих условия работы таких целиков от ус-

ловий, в которых работают целики камерно-столбовой системы разработки. Различия состоят в совместности работы междукамерных и междуэтажных целиков, наличии зоны обрушения пород, более значительной роли бокового распора в формировании нагрузок, действующих на них, изрезанности целиков (особенно междуэтажного) горными выработками и т. д. Это предопределяет несколько иной методический подход к определению размеров целиков, обеспечивающий возможность наиболее полного учета влияния вышеназванных факторов [8].

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 ситуация, когда по мере отработки рудного тела происходит обрушение налегающей толщи пород и формирование зоны обрушения, которая разделяет породный массив и нарушает его сплошность. 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 столба обрушенных пород, расположенных за пределами свода давления, передает 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. 3.9).

Вторая – соответствует условиям, когда из-за временного оставления междуэтажных целиков в одном или нескольких отработанных этажах развитие процесса сдвижения пород задерживается, а граница зоны сдвижения отстаёт в своем движении от фронта очистных работ. Применительно к таким условиям можно считать, что междуэтажный целик отработываемого этажа воспринимает со стороны всяческого 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. 3.10).

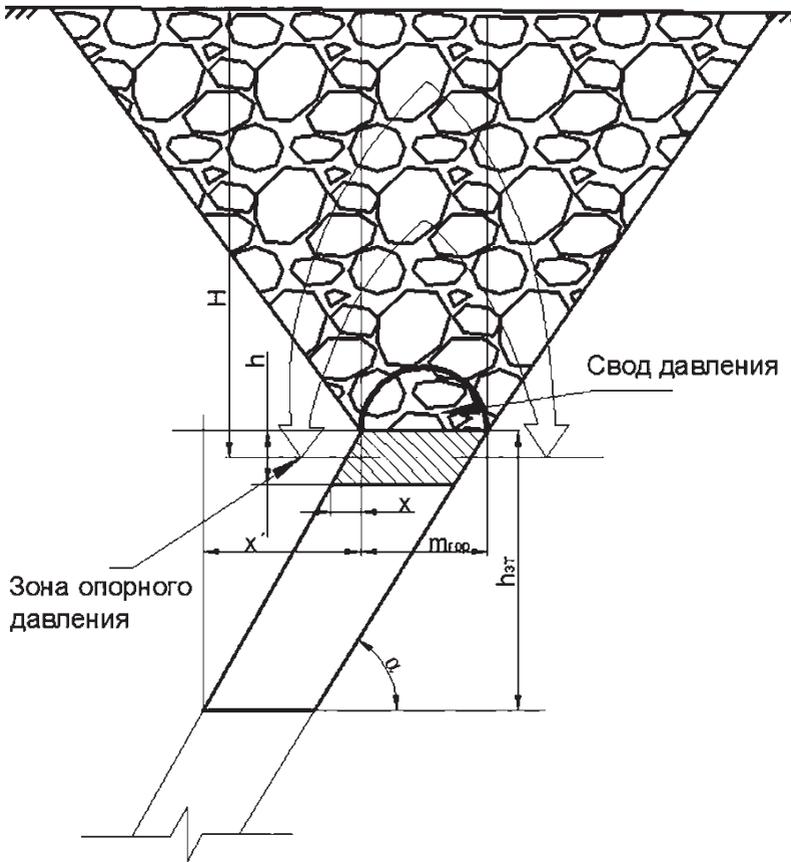


Рис. 3.9. Формирование зоны опорного давления при нормальном развитии зоны обрушения ( $h_{\text{эт}}$  – высота этажа;  $h$  – толщина междуэтажного целика;  $m_{\text{гор}}$  – горизонтальная мощность рудного тела;  $X$  – ширина участка в зоне опорного давления, соответствующая горизонтальной проекции наклонной стенки целика;  $X'$  – ширина участка в зоне опорного давления, соответствующая горизонтальной проекции наклонной высоты этажа)

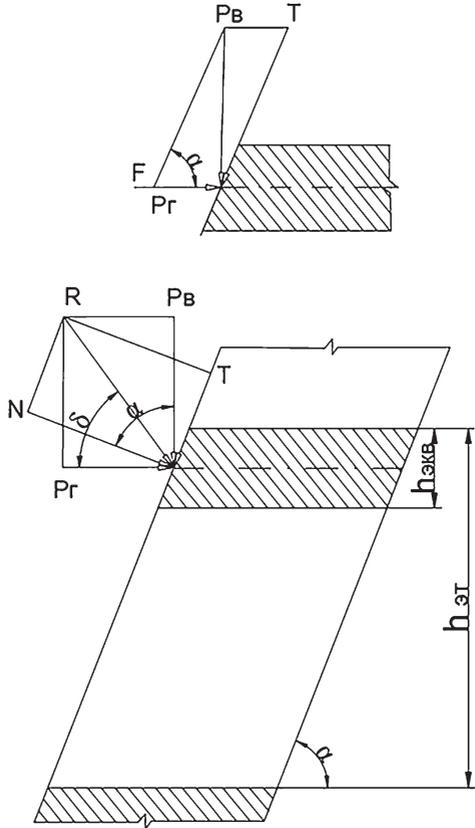


Рис. 3.10. Схема распределения сил, действующих на междуэтажный целик ( $F$  – общее усилие сжатия, действующее на междуэтажный целик в направлении его оси;  $T$  – срезающее усилие, развивающееся в плоскости контакта междуэтажного целика с вмещающими породами;  $N$  – сжимающее усилие, действующее перпендикулярно плоскости контакта целика с вмещающими породами;  $P_v$  – вертикальная нагрузка на целик, обусловленная действием гравитационных сил;  $P_r$  – горизонтальное усилие, действующее на целик со стороны массива вмещающих пород, обусловленное силами бокового распора;  $R$  – равнодействующая сил  $P_v$  и  $P_r$ ;  $h_{экв}$  – толщина эквивалентного междуэтажного целика, т. е. сплошного целика, равнозначного по своей прочности реальному междуэтажному целику, ослабленному сетью выработок в днище)



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.

### *3.4.2. Расчёт междуэтажных целиков*

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.

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 практических целей точностью можно считать, что днище блока по своей прочности эквивалентно сплошному целику при тех же его размерах в плане, но с высотой, равной  $\frac{1}{4}$  полной высоты днища.

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

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.

В тех случаях, когда пространство вышерасположенного этажа не заполнено обрушенной породой, для определения прочных размеров целика достаточно расчета величины сжимающих напряжений в плоскости его контакта с вмещающими породами.

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

$$\frac{F}{h_{\text{экв}} \cdot L_{\text{кам}}} \leq \frac{\sigma_{\text{сж}}^0 \cdot K_{\text{стр}} \cdot K_{\text{вр}} \cdot K_{\text{ф}}''}{K_{\text{зап}}}, \quad (3.31)$$

где  $F$  – общее усилие сжатия, действующее на междуэтажный целик в направлении его оси, МН;

$h_{\text{экв}}$  – толщина эквивалентного междуэтажного целика, м.

При воронковой подготовке днища или траншеями с расположением их вкрест простирания рудного тела  $h_{\text{экв}}$  определяется по формуле:

$$h_{\text{экв}} = h_{\text{пот}} + 0,25 \cdot h_{\text{дн}}, \quad (3.32)$$

где  $h_{\text{пот}}$  – толщина потолочины, м;

$h_{\text{дн}}$  – толщина днища, м.

При плоской конструкции днища или применении траншей с расположением их по простиранию рудного тела:

$$h_{\text{экв}} = h_{\text{пот}}, \quad (3.33)$$

$K_{\text{ф}}''$  – коэффициент формы целика, который определяется выражениями:

– при толщине целика  $h$  меньшей, чем нормальная мощность рудного тела  $m_{\text{н}}$ :

$$K_{\text{ф}}'' = \frac{h}{m_{\text{н}}}; \quad (3.34)$$

– при толщине целика  $h$  большей или равной нормальной мощности рудного тела  $m_{\text{н}}$ :

$$K_{\text{ф}}'' = \sqrt{\frac{h}{m_{\text{н}}}}. \quad (3.35)$$

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

Рассчитывается величина вертикальных  $P_v$  и горизонтальных  $P_r$  нагрузок, воспринимаемых междуэтажным целиком со стороны висячего 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:

$$P_v = L_{\text{кам}} \cdot \gamma \cdot H \cdot K_k \left[ \frac{h_{\text{эКВ}}}{\text{tg}\alpha} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot (h_{\text{ЭТ}} - h_{\text{эКВ}})}{2(L_{\text{кам}} \cdot \text{tg}\alpha + h_{\text{ЭТ}} - h_{\text{эКВ}})} \right], \text{ МН}, \quad (3.36)$$

$$P_r = L_{\text{кам}} \cdot \eta \cdot \gamma \cdot H \cdot K_k \left[ h_{\text{эКВ}} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot (h_{\text{ЭТ}} - h_{\text{эКВ}})}{2(L_{\text{кам}} + h_{\text{ЭТ}} - h_{\text{эКВ}})} \right], \text{ МН}, \quad (3.37)$$

где  $K_k$  – средняя величина коэффициента концентрации напряжений на участке зоны опорного давления шириной  $X$ .

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 расчет нагрузок, воспринимаемых целиками, выполняется с учётом концентрации напряжений на участке работ. Используемый в расчетах 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.

Для условий зоны опорного давления, образующийся в результате накопления пустот при отработке слепых рудных тел в устойчивых породах (см. рис. 3.11), величина коэффициента концентрации напряжений  $K_k$  рассчитывается путем последовательного решения уравнений:

$$\Delta K_{\kappa}^{\text{cp}} = \frac{l_{\text{бл}} \cdot (h_{\text{подр}} \cdot H_{\text{подр}}^{\text{max}} \cdot L_{\text{подр}} + \text{ПН} \cdot h_{\text{мкц}})}{\text{ПН}(2,5h_{\text{подр}} \cdot l_{\text{бл}} - L_{\text{кам}} \cdot h_{\text{мкц}})}, \quad (3.38)$$

где  $\Delta K_{\kappa}^{\text{cp}}$  – средняя величина прироста напряжений в зоне влияния выработки;

$l_{\text{бл}}$  – длина блока по простиранию, м;

$h_{\text{подр}}$  – общая высота отрабатанной 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;

$\text{П}$  – периметр горизонтальной проекции выработанного пространства, определяемый по выражению:

$$\text{П} = 2 \cdot (L_{\text{подр}} + h_{\text{подр}} \cdot \text{ctg}\alpha), \quad (3.39)$$

где  $h_{\text{мкц}}$  – высота междукammerного целика, м;

$$\Delta K_{\kappa}^x = \frac{M \cdot \Delta K_{\kappa}^{\text{cp}}}{0,5 \cdot X^2 + 0,08M}, \quad (3.40)$$

где  $\Delta K_{\kappa}^x$  – величина прироста напряжений в зоне опорного давления на расстоянии  $X$  от контура выработанного пространства;

$M$  – горизонтальная проекция выработанного пространства в плоскости, перпендикулярной простиранию;

$X$  – ширина участка в зоне опорного давления, соответствующая горизонтальной проекции наклонной стенки целика, м;

$$K_{\kappa} = 1 + \frac{\Delta K_{\kappa}^x + 12 \cdot \Delta K_{\kappa}^{\text{cp}}}{2}. \quad (3.41)$$

Для условий зоны опорного давления, образующейся у фронта очистных работ при нормальном развитии зоны обрушения (см. рис. 3.9), средняя величина коэффициента концентрации на участке шириной  $X$  определяется из следующих зависимостей:

$$\Delta K_{\kappa}^x = \frac{0,2m_{\text{гор}}}{0,5 \cdot x^2 + 0,08m_{\text{гор}}}, \quad (3.42)$$

где  $m_{\text{гор}}$  – горизонтальная мощность рудного тела;

$$K_{\kappa} = 1 + \frac{\Delta K_{\kappa}^x + 2,4}{2}. \quad (3.43)$$

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

$$P_B = L_{\text{кам}} \cdot \gamma \cdot H \cdot \left[ \frac{h_{\text{эКВ}}}{\text{tg}\alpha} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot (h_{\text{эт}} - h_{\text{эКВ}})}{L_{\text{кам}} \cdot \text{tg}\alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{эКВ}}} \right], \quad (3.44)$$

$$P_{\Gamma} = L_{\text{кам}} \cdot \eta \cdot \gamma \cdot H \cdot \left[ h_{\text{эКВ}} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot (h_{\text{эт}} - h_{\text{эКВ}})}{L_{\text{кам}} + h_{\text{эт}} - h_{\text{эКВ}}} \right]. \quad (3.45)$$

Затем определяется общее усилие сжатия  $F$ :

$$F = P_{\Gamma} + \frac{P_B}{\text{tg}\alpha}. \quad (3.46)$$

Полученное значение  $F$  вводится в уравнение (3.31).

После выбора ориентировочных значений  $K_{\phi}'$  в соответствии с вышеизложенными рекомендациями и подстановки исходных данных уравнение (3.31) решается относительно  $h_{\text{эКВ}}$ . Ввиду сложности прямого математического решения уравнения рекомендуется решать задачу методом последовательной подстановки  $h_{\text{эКВ}}$  до получения удовлетворительного соотношения правой и левой частей уравнения. Целесообразная точность решения 0,5 м.

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

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

$$\frac{\sin\alpha \cdot T}{L_{\text{кам}} \cdot h_{\text{эКВ}}} \leq C + \frac{\sin\alpha \cdot N \cdot \text{tg}\varphi}{L_{\text{кам}} \cdot h_{\text{эКВ}}}, \quad (3.47)$$

где  $T$  – срезывающее усилие, развивающееся в плоскости контакта междуэтажного целика с вмещающими породами, МН;

$C$  – сцепление пород, МПа;

$N$  – сжимающее усилие, действующее перпендикулярно плоскости контакта целика с вмещающими породами, МН;

$\varphi$  – угол внутреннего трения пород, град.

Порядок выполнения расчета следующий.

Рассчитывается результирующая сил  $R$ , действующих на междуэтажный целик со стороны висячего бока (рис. 3.10):

$$R = \sqrt{P_B^2 + P_r^2}, \text{ МН.} \quad (3.48)$$

Затем определяется усилие  $N$ , действующее перпендикулярно плоскости контакта:

$$N = R \cdot \cos\left(\alpha - \arctg \frac{P_r}{P_B}\right), \text{ МН.} \quad (3.49)$$

После этого вычисляется усилие  $T$ , развивающееся в плоскости контакта от действия внешних сил и собственного веса междуэтажного целика. При наличии над целиком свободного выработанного пространства усилие равно:

$$T = \frac{P_B}{\sin\alpha} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot \sin\alpha \cdot Q_{\text{ц}}}{2(L_{\text{кам}} + m_{\text{гор}})}, \text{ МН,} \quad (3.50)$$

где  $m_{\text{гор}}$  – горизонтальная мощность рудного тела, определяется по формуле:

$$m_{\text{гор}} = \frac{m_{\text{н}}}{\sin\alpha}, \text{ м.} \quad (3.51)$$

$Q_{\text{ц}}$  – вес руды в междуэтажном целике, находится по формуле:

$$Q_{\text{ц}} = m_{\text{гор}} \cdot h_{\text{экр}} \cdot L_{\text{кам}} \cdot \gamma_p, \text{ МН,} \quad (3.52)$$

где  $\gamma_p$  – объёмный вес руды, МН/м<sup>3</sup>.

При наличии над целиком зоны обрушения усилие равно:

$$T = \frac{P_B}{\sin\alpha} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot \sin\alpha (Q_{\text{ц}} + Q_{\text{св}})}{2(L_{\text{кам}} + m_{\text{гор}})}, \text{ МН,} \quad (3.53)$$

где  $Q_{\text{св}}$  – вес обрушенных пород в объёме свода давления, развивающегося над междуэтажным целиком, определяется по формуле:

$$Q_{\text{св}} = \frac{0,04 \cdot m_{\text{гор}}^3 \cdot L_{\text{кам}} \cdot \gamma \cdot \tan\left(45^\circ + \frac{\Phi'}{2}\right)}{K_p \cdot d \cdot (k_p - 0,73)}, \text{ МН}, \quad (3.54)$$

где  $\Phi'$  – угол внутреннего трения обрушенных пород, град.;

$K_p$  – коэффициент разрыхления пород;

$d$  – средний размер куса пород в зоне обрушения, м.

Далее величины  $R$ ,  $N$  и  $T$  подставляются в условие прочности (3.47).

Значение показателя сцепления пород на контакте  $C$  принимается на основании результатов экспериментальных исследований. При отсутствии на контакте связи между рудой и породой из-за наличия трещины или прослойка слабых видоизмененных пород  $C$  принимается равным нулю, а вместо  $\text{tg} \Phi$  в выражение (3.47) подставляется значение коэффициента трения на контакте  $K_{\text{тр}}^k$ . Тогда условие прочности целика на контакте с вмещающими породами имеет вид:

$$T \leq N \cdot K_{\text{тр}}^k. \quad (3.55)$$

Значение  $K_{\text{тр}}^k$  устанавливается экспериментально. Для ориентировочных расчетов значение  $K_{\text{тр}}^k$  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 расчете используется показатель сцепления для более слабой из контактирующих пород. Для ориентировочных расчетов могут быть использованы значения показателя сцепления аналогичных пород, приведенные в приложении.

Кроме того, в ориентировочных расчётах может быть использована аналитическая зависимость, установленная В. Д. Слесаревым [18]:

$$C = \frac{\sigma_{\text{сж}}^0 \cdot \sigma_p^0}{\sigma_{\text{сж}}^0 - \sigma_p^0}, \text{ МПа}, \quad (3.56)$$

где  $\sigma_p^0$  – прочность пород в образце на растяжение, МПа.

Уточнённый вид этой зависимости, приведённый в работе [13], имеет вид:

$$C = \sqrt{\sigma_p^0 \cdot (\sigma_{сж}^0 + \sigma_p^0)} - \sigma_p^0, \text{ МПа.} \quad (3.57)$$

После выполнения промежуточных расчетов их результаты вводятся в условия прочности (3.47) или (3.55), далее уравнения решаются относительно  $h_{\text{экв}}$  методом последовательной подстановки.

С использованием результатов выполненных расчётов устанавливается минимально допустимая толщина потолочины  $h'_{\text{пот}}$  и  $h''_{\text{пот}}$ .

При плоском днище или траншейной подсечке по простирающую этот параметр из условия прочности по сжимающим напряжениям определяется как:

$$h'_{\text{пот}} = h_{\text{экв}}^{\text{сж}}, \text{ м,} \quad (3.58)$$

где  $h_{\text{экв}}^{\text{сж}}$  – толщина эквивалентного междуэтажного целика, установленная из условия его прочности по сжимающим напряжениям, м.

Из условия прочности по срезающим напряжениям в плоскости контакта:

$$h''_{\text{пот}} = h_{\text{экв}}^{\text{ср}}, \text{ м,} \quad (3.59)$$

где  $h_{\text{экв}}^{\text{ср}}$  – толщина эквивалентного междуэтажного целика, установленная из условия его прочности по срезающим напряжениям в плоскости контакта, м.

Для случая воронковой подготовки днища или траншеями вкrest простираения месторождения толщина потолочины соответственно определяется как:

$$h'_{\text{пот}} = h_{\text{экв}}^{\text{сж}} - 0,25 h_{\text{дн}}, \text{ м} \quad (3.60)$$

и

$$h''_{\text{пот}} = h_{\text{экв}}^{\text{ср}} - 0,25 h_{\text{дн}}, \text{ м.} \quad (3.61)$$

Из двух установленных расчетом значений  $h'_{\text{пот}}$  и  $h''_{\text{пот}}$  выбирают наибольшее.

Соблюдение третьего критерия устойчивости междуэтажного целика (расчёт по трем видам действующих нагрузок: сжима-

ющим нагрузкам, срезу, изгибу целика и развитию в кровле камер растягивающих напряжений) достигается правильным выбором допустимого пролета обнажения, исключающим развитие в кровле камеры критических деформаций. Кровлей камеры в данном случае является нижняя часть (поверхность) междуэтажного целика. Общая высота (толщина) междуэтажного целика определяется выражением:

$$h = h_{\text{пот}} + h_{\text{дн}}, \text{ м.} \quad (3.62)$$

### ***3.4.3. Определение размеров надштрековых целиков в днище блоков***

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

Для создания нормальных условий захвата руды скреперным ковшом или самоходной погрузочно-доставочной машиной 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  $45^\circ$  такое условие может быть выдержано лишь при длине «козырька», т. е. консоли надштрекового целика на участке сопряжения ниши с дучкой 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 напессования рудной мелочи на откосах воронок значение угла разворонки не должно быть менее  $60^\circ$ . 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. 3.12,

получается не менее 7,0...7,5 м. При этом высота, собственно, надштрекового целика составляет 4,0...4,5 м.

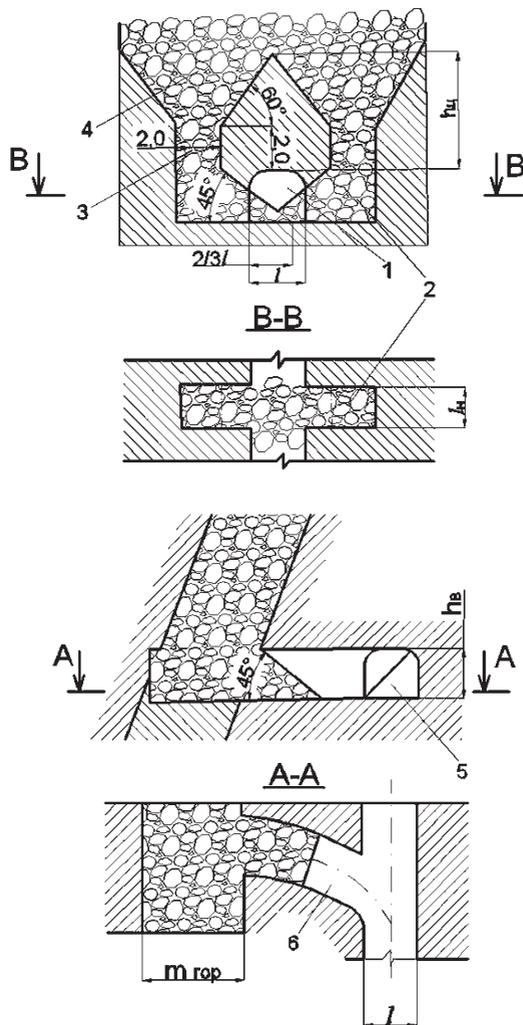


Рис. 3.12. Схема к определению размеров надштрекового целика в днище блока: 1 – скреперный штрек; 2 – ниша под дучку; 3 – дучка; 4 – выпускная воронка; 5 – доставочный штрек; 6 – погрузочный заезд;  $h_{ц}$  – высота надштрекового целика;  $h_{в}$  – высота доставочной выработки;

$l_n$  – ширина выпускной ниши или погрузочного заезда;  $l$  – ширина доставочной выработки;  $m_{гор}$  – горизонтальная мощность рудного тела

Наиболее слабыми участками днища являются надштрековые целики в местах сопряжения выпускных и доставочных выработок. Г. И. Садовский, А. А. Колегов, А. А. Янишевский [16], рассматривая характер разрушения надштрековых целиков на этих участках как срез при вдавливании штампа, предложили оценивать его прочность по величине сдвигающих напряжений, возникающих в плоскости среза (см. рис. 3.12). Условие прочности надштрекового целика при этом имеет вид:

$$\frac{\tau^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \geq \frac{0,32 \cdot m_{гор}^2 \cdot \gamma \cdot l_n}{P \cdot K_p \cdot (h_{н.ц.} + 2)}, \quad (3.63)$$

где  $\tau^0$  – прочность пород в образце на срез, МПа;

$l_n$  – ширина выпускной ниши или погрузочного заезда, м;

$P$  – показатель сыпучести;

$h_{н.ц.}$  – высота надштрекового целика, м.

Из выражения (3.63) минимально допустимая высота надштрекового целика равна:

$$h_{н.ц.} = \frac{0,32 \cdot m_{гор}^2 \cdot \gamma \cdot l_n \cdot K_{зап}}{\tau^0 \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot P \cdot K_p} - 2, \text{ м.} \quad (3.64)$$

Чтобы не допустить ослабления потолочины за счет влияния взрывных работ при ее оконтуривании расстояние от проектного контура потолочины до линии расположения зарядов должно быть не менее:

а) при расположении оконтуривающих шпуров или скважин параллельно контуру потолочины:

$$\Delta h = 16,4 \cdot d_3 \cdot \left(1 - \frac{9,6 \cdot d_3}{l}\right); \quad (3.65)$$

б) при перпендикулярном расположении шпуров или скважин:

$$\Delta h = 7,5 \cdot d_3 \cdot \left(1 - \frac{12,3 \cdot d_3}{l}\right). \quad (3.66)$$

### 3.4.4. Расчёт междукламерных целиков

Расчёт междукламерных целиков на прочность производится по допустимым напряжениям сжатия.

Условие предельной прочности междукламерного целика имеет вид:

$$\frac{R \cdot \sin \alpha \cdot \cos \varepsilon}{a \cdot h \cdot K_{\text{осл}}} \leq \frac{\sigma_{\text{сж}}^0 \cdot K_{\text{стр}} \cdot K_{\text{вр}} \cdot K_{\text{ф}}''}{K_{\text{зап}}}, \quad (3.67)$$

где  $R$  – равнодействующая сил  $P_{\text{в}}$  и  $P_{\text{г}}$ , МН; определяется по формуле (3.48);

$\varepsilon$  – угол между нормалью к плоскости контакта и направлением действия равнодействующей силы  $R$ , град.;

$h$  – высота междукламерного целика, м;

$K_{\text{ф}}''$  – коэффициент формы целика, который определяется по выражениям:

– при ширине целика  $a$  меньшей, чем нормальная мощность рудного тела  $m_{\text{н}}$ :

$$K_{\text{ф}}'' = \frac{a}{m_{\text{н}}}; \quad (3.68)$$

– при ширине целика  $a$  равной или большей, чем нормальная мощность рудного тела  $m_{\text{н}}$ :

$$K_{\text{ф}}'' = \sqrt{\frac{a}{m_{\text{н}}}}. \quad (3.69)$$

$K_{\text{осл}}$  – коэффициент ослабления целика, учитывающий уменьшение его рабочей площади при проведении в целике горных выработок.

На рисунке 3.13 приведена схема, иллюстрирующая ослабление междукламерного целика горными выработками.

В междукламерных целиках при блоковой подготовке рудных тел, когда целик ослаблен проведением в нём восстающий выработки с рассечками (рис. 3.13), коэффициент ослабления целика  $K_{\text{осл}}$  определяется по формуле:

$$K_{\text{осл}} = \frac{(a - a_{\text{в}} - 0,4) \cdot (h_{\text{нр}} - h_{\text{п}} - 0,4)}{a \cdot h_{\text{нр}}}, \quad (3.70)$$

где  $a$  – ширина целика, м;

$h_{пр}$  – среднее расстояние между осями расщечек, пройденных из восстающего, м;

$h_p$  – высота расщечки в целике, м;

$a_b$  – ширина восстающего, м.

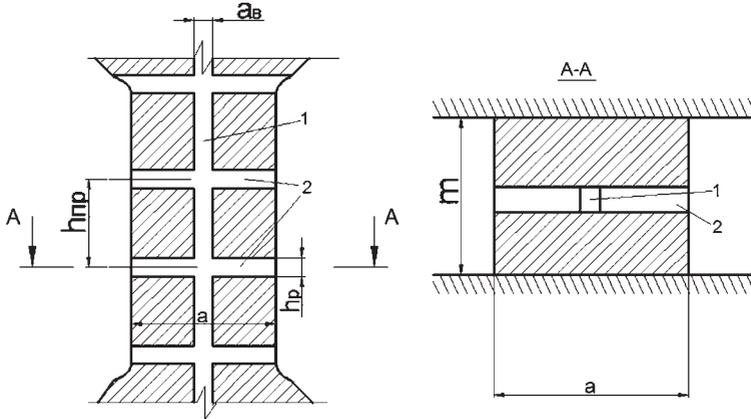


Рис. 3.13. Схема, иллюстрирующая ослабление междукамерного целика горными выработками: 1 – восстающий; 2 – расщечки;  $m$  – мощность рудного тела;  $a$  – ширина целика;  $a_b$  – ширина восстающего)

Применительно к условиям нормального развития зоны обрушения, а также отработки слепых рудных тел в устойчивых вмещающих породах, когда сдвигения пород не происходит, величины вертикальных  $P_b$  и горизонтальных  $P_r$  нагрузок, воспринимаемых междукамерным целиком, рассчитываются из выражений:

$$P_b = \gamma \cdot H \cdot \frac{h}{\operatorname{tg} \alpha} \cdot K_k \cdot \left( a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}} \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ НМ}, \quad (3.71)$$

$$P_r = \gamma \cdot H \cdot \eta \cdot h \cdot K_k \cdot \left( a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}}} \right), \text{ НМ}. \quad (3.72)$$

Расчёт величины коэффициента концентрации напряжений  $K_k$  приведён в подразделе 3.4.2.

Влияние закладки в камерах учитывается при расчете введением в правую часть, в числитель, условия предельной прочности междукамерного целика (3.67) коэффициента упрочнения  $K_y$ , методика расчета которого размещён в подразделе 3.3.3.

В условиях, когда развитие зоны сдвижения пород отстает от фронта очистных работ, величины действующих на целик усилий  $P_B$  и  $P_r$  определяются из выражений:

$$P_B = \frac{\gamma \cdot H \cdot h}{\operatorname{tg} \alpha} \cdot \left( a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}} \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ НМ}, \quad (3.73)$$

$$P_r = \eta \cdot \gamma \cdot H \cdot h \cdot \left( a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}}} \right), \text{ НМ}. \quad (3.74)$$

*Порядок расчёта ширины междукамерного целика* следующий:

- 1) выбирается расчётная схема в соответствии со сведениями о физическом состоянии налегающей толщии пород;
- 2) принимается ориентировочное значение ширины целика  $a$ ;
- 3) рассчитывается величина нагрузок  $P_a, P_z$  и  $R$ , а также:

$$\delta = \operatorname{arctg} \frac{P_B}{P_r} \quad (3.75)$$

и

$$\varepsilon = \alpha + \delta - 90^\circ; \quad (3.76)$$

- 4) в соответствии с вышеизложенными рекомендациями определяется коэффициент формы целика  $K_\phi''$ ;

- 5) рассчитывается коэффициент ослабления целика  $K_{\text{осл}}$  с использованием зависимости (3.70).

Прочие исходные данные принимаются в соответствии с рекомендациями подразделов 3.2, 3.3 и вместе с результатами промежуточных расчетов вводятся в условие прочности (3.67).

При неудовлетворительном соотношении правой и левой частей условия прочности (3.67) решение повторяют при новом значении  $a$ . Важно помнить о необходимости изменения величины коэффициента формы целика  $K_\phi''$ , когда ширина целика  $a$  становится больше нормальной мощности рудного тела  $m_n$ .

С тем, чтобы не допустить ослабления целика взрывом оконтуривающих шпуров или скважин, при выборе схемы расположения зарядов необходимо руководствоваться условиями, изложенными в конце подраздела 3.3.3.

При любых, даже незначительных величинах внешних нагрузок, размеры междукамерных целиков и потолочин не должны быть меньше некоторой величины, определяемой конструктивно-технологическими соображениями. Минимально допустимые значения этих величин приведены в табл. 3.8.

*Таблица 3.8*

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

<i>Мощность рудного тела, м</i>	<i>Минимальная толщина потолочины, м</i>	<i>Минимальная толщина междукамерного целика, м</i>
менее 2 м	3,0	6,6
более 2 м	4,0	6,6

### ***Контрольные вопросы***

1. Что понимается под устойчивостью целиков и обнажений пород в выработках?
2. Какие факторы влияют на устойчивость целиков и обнажений пород?
3. Что относится к геомеханическим факторам?
4. Какие горно-геологические факторы влияют на устойчивость целиков и обнажений пород?
5. Что включает в себя группа горнотехнических факторов?
6. Как по характеру строения может рассматриваться горный массив?
7. Какие структурно-механические модели горного массива используются для определения допустимых пролётов обнажения пород?
8. На чём основывается оценка начального напряженного состояния горного массива?
9. Какие силы формируют первоначальное (природное) напряженное состояние горного массива?

10. Как определяются величины вертикальных и горизонтальных напряжений, когда напряженное состояние массива обусловлено, главным образом, гравитационными силами?

11. Какой принцип положен в основу расчета размеров несущих элементов систем разработки?

12. Каков порядок расчета целиков?

13. Какие существуют способы определения размеров устойчивых обнажений пород?

14. Как можно установить допустимый пролет обнажения для проектируемых месторождений, отработку которых предполагается осуществлять камерно-столбовой системой?

15. Как классифицируются породы кровли по устойчивости для глубин 200...350 м?

16. По какой формуле можно установить допустимый пролет обнажения для глубин 600...700 м?

17. Какие зависимости могут быть использованы для расчета величины предельно допустимого пролета наклонного обнажения при известной величине устойчивого пролета горизонтального обнажения?

18. Как определяется допустимая ширина пролета камер для слоистых слаботрешиноватых пород при горизонтальном их залегании?

19. Что учитывает коэффициент запаса прочности  $K_{\text{зап}}$ ?

20. В чем сущность коэффициента структурного ослабления  $K_{\text{стр}}$ ?

21. Как определяется допустимый пролет горизонтального обнажения для пород блочного строения?

22. Как найти прочность пород в массиве на сжатие?

23. Какие существуют виды целиков при отработке пологих и наклонных рудных тел камерно-столбовыми системами?

24. Какие различают формы междукамерных целиков?

25. По каким напряжениям рассчитывают междукамерные и барьерные целики?

26. Какой вид имеет общее условие прочности целиков?

27. Что учитывают коэффициенты формы целика  $K_{\phi}'$  и  $K_{\phi}''$ ?

28. В чем сущность коэффициентов нагрузки  $K_{\text{н}}$  и времени  $K_{\text{вр}}$ ?

29. Как определяется коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на целик?

30. Как определить значения коэффициентов  $K'_\phi$  и  $K''_\phi$  применительно к изолированным целикам с прямоугольной формой поперечного сечения, изолированным целикам столбчатой формы с квадратным и круглым поперечным сечением, ленточным целикам?

31. Какой вид имеет условие прочности для ленточных целиков?

32. Какой вид имеет условие прочности для барьерных целиков?

33. Какой общий порядок расчета целиков?

34. Как определяется коэффициент ослабления целика  $K_{осл}$  ?

35. Каким коэффициентом учитывается влияние закладки в камерах?

36. Что необходимо учитывать при определении места расположения оконтуривающих целик шпуров и скважин?

37. Как определяются минимально допустимые расстояния от проектного контура целика до линии расположения зарядов при расположении оконтуривающих шпуров или скважин параллельно стенкам целика и перпендикулярном расположении их?

38. Какие специфические особенности имеет напряженное состояние целиков при разработке наклонных и крутопадающих месторождений с блоковой подготовкой рудных тел?

39. Назовите три возможные в практике горных работ принципиально отличающиеся ситуации по физическому состоянию налегающей толщи пород.

40. Как формируется зона опорного давления при нормальном развитии зоны обрушения?

41. Какие силы действуют на междуэтажный целик, когда из-за временного оставления междуэтажных целиков в одном или нескольких отработанных этажах развитие процесса сдвижения пород задерживается, а граница зоны сдвижения отстает в своём движении от фронта очистных работ?

42. Объясните формирование зоны опорного давления при отработке слепых рудных тел крутого падения в устойчивых вмещающих породах.

43. Что представляют собой междуэтажные целики?

44. По каким видам действующих нагрузок производится расчёт междуэтажного целика?

45. Назовите условие прочности целика по величине сжимающих напряжений.

46. Как определяется толщина эквивалентного междуэтажного целика в варианте с воронковой подготовкой днища или траншейной с расположением их вкрест простирания рудного тела?

47. Как определяется толщина эквивалентного междуэтажного целика при плоской конструкции днища или применении траншейной с расположением их по простиранию рудного тела?

48. Изложите порядок определения минимально допустимой толщины междуэтажного целика по развивающимся в нём напряжениям сжатия.

49. Что такое коэффициент концентрации напряжений  $K_k$  ?

50. Какой вид имеет условие предельной прочности междуэтажного целика по величине касательных (срезающих) напряжений?

51. Назовите условие прочности надштрекового целика.

52. Как определяется минимально допустимая высота надштрекового целика?

53. По каким напряжениям производится расчёт междукамерных целиков на прочность?

54. Какой вид имеет условие предельной прочности междукамерного целика?

55. Как в междукамерных целиках определяют коэффициент ослабления целика  $K_{осл}$  ?

56. Изложите порядок определения ширины междукамерного целика.

57. При каком соотношении правой и левой частей условия прочности междукамерного целика решение повторяют?

## **4. Определение устойчивых размеров целиков и пролётов обнажения пород на основе натуральных природных напряжений**

### **4.1. Методы исследования геомеханических процессов в породных массивах**

Необходимая информация для построения геомеханических моделей и в целом для решения геомеханических проблем может быть получена с привлечением как экспериментальных, так и теоретических методов [23].

Все методы, применяемые в геомеханике в настоящее время, можно подразделить на три группы:

- 1) натурные наблюдения и измерения;
- 2) моделирование;
- 3) аналитические.

Первая группа методов является при этом основной, поскольку в процессах горных работ чрезвычайно велико многообразие влияющих факторов. Это обусловлено как специфичностью физической среды – массива горных пород и, в частности, большим разнообразием и изменчивостью горно-геологических условий, так и вариациями параметров и режимов ведения горных работ, а также тем, что горные работы постоянно развиваются, и их фронт непрерывно перемещается в пространстве.

Несмотря на то, что наблюдения и измерения в натуральных условиях трудоёмки, дороги и организационно сложны, без них невозможно выявить основные определяющие факторы изучаемых процессов и правильно поставить задачи для аналитических исследований и моделирования. Основная задача натуральных наблюдений состоит в том, чтобы выяснить в общих чертах механизм изучаемых процессов, выделить доминирующие факторы, оценить наиболее важные параметры изучаемых процессов.

К настоящему времени для решения задач геомеханики предложено и применяется на практике большое число методов натур-

ных измерений. С точки зрения физической сущности все натурные измерения сводятся к измерению плотности (или удельного веса) горных пород, деформаций (с последующим вычислением напряжений) и перемещений. Однако по видам решаемых задач и изучаемых процессов экспериментальные методы натуральных исследований (измерений) можно подразделить на пять основных классов (табл. 4.1).

*Таблица 4.1*

**Классификация методов натуральных измерений в геомеханике**

<i><b>Класс методов</b></i>	<i><b>Определяемые параметры</b></i>
I. Определение физических свойств и структурных характеристик массива горных пород	1. Определение плотностных свойств пород. 2. Определение механических свойств пород. 3. Определение структурных характеристик породного массива (кристаллическая или обломочное строение)
II. Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород и его изменений во времени	1. Определение абсолютных и относительных напряжений и деформаций. 2. Наблюдения за изменениями деформаций и напряжений. 3. Определение смещений и напряжений при динамических воздействиях. 4. Определение параметров зон нарушенных пород вокруг выработок
III. Изучение взаимодействия пород с крепью и давления обрушенных пород	1. Измерения давления пород на крепь, днища блоков, закладку и пр. 2. Исследование крепи и механизированных комплексов
IV. Определение параметров сдвижения горных пород	1. Измерение оседаний горных пород и земной поверхности. 2. Измерение горизонтальных сдвижений горных пород и земной поверхности. 3. Измерение относительных смещений и макродеформаций пород в выработках. 4. Измерение сближений пород в выработках. 5. Измерение наклонов

<i>Класс методов</i>	<i>Определяемые параметры</i>
V. Мониторинг состояния массива с помощью специальных систем	<ol style="list-style-type: none"> <li>1. Контроль изменений деформаций и напряжений.</li> <li>2. Контроль изменений оседаний горных пород и земной поверхности.</li> <li>3. Контроль изменений горизонтальных сдвижений горных пород и земной поверхности.</li> <li>4. Контроль изменений сближений пород в выработках.</li> <li>5. Контроль изменения давления пород на крепь.</li> <li>6. Контроль параметров зоны нарушенных пород вокруг выработок</li> </ol>

Кроме методов инструментальных наблюдений при изучении процессов механики горных пород особое внимание необходимо уделить методу визуальных наблюдений – специальному виду наблюдений, который не включен в табл. 4.1, но имеет весьма существенное значение и практически всегда предшествует постановке и выполнению экспериментальных работ в натуральных условиях массивов горных пород при решении любых задач геомеханики. *Особенно метод важен в целях безопасности при повседневной практической деятельности как рабочего персонала, так и инженерно-технических работников, которые осуществляют постоянный контроль за состоянием горных выработок, крепи, конструктивных элементов систем разработки и т. д.*

Сущность визуальных наблюдений состоит в фиксации видимых проявлений горного давления, деформирования и сдвижения горных пород. Они позволяют получить те необходимые исходные сведения, которые не могут дать никакие инструментальные измерения, а именно: установить формы проявления изучаемых процессов и дать первые качественные представления о механизме исследуемых процессов в массиве пород, принимаемых обычно в качестве рабочей гипотезы, т. е. основы для выбора методики выполнения инструментальных измерений, а затем и для решения практических задач геомеханики методами моделирования и аналитическими методами.

Визуальные наблюдения позволяют в сравнительно короткий срок качественно проследить картину проявления процессов геомеханики на больших площадях шахтных полей, тогда как инструментальные наблюдения ввиду их гораздо более высокой трудоёмкости и стоимости могут быть проведены всегда в каких-то ограниченных объёмах.

Сочетание визуальных наблюдений с инструментальными измерениями позволяет:

- правильно выбрать участки для инструментальных измерений;
- оценить представительность результатов инструментальных наблюдений путём качественного сравнения изучаемых процессов на тех участках, где проводили измерения, и на других участках, на которые стремятся распространить выводы, полученные по данным измерений;
- установить область применения результатов, полученных при инструментальных определениях.

Результаты визуальных наблюдений являются значительными, поскольку играют важную роль при формулировании задач, которые впоследствии решаются аналитическими методами.

Однако применение визуальных методов в качестве основного метода исследования при кажущейся их простоте требует большого опыта и, главное, весьма чёткого представления о механизме происходящих явлений.

При этом необходимо отметить, что, несмотря на большое значение и весьма широкое применение визуальных методов в геомеханике, к настоящему времени практически отсутствуют какие-либо методические разработки, регламентирующие их проведение в каких-то типовых условиях или для отдельных классов задач.

#### ***4.1.1. Способы измерения напряжений***

Способы определения первоначального природного напряжения горного массива, напряжений в окрестностях выработок, целиках и т. д. по физическим принципам, на которых они основаны, можно подразделить на несколько групп [23].

*Первую группу* составляют способы, суть которых – оценка параметров различных технологических процессов горного про-

изводства, изменяющихся в зависимости от степени естественной напряженности массива. К этой группе относятся способы, основанные на определении усилия подачи бурового инструмента на забой скважины, процента выхода и фракционного состава штыба и буровой мелочи, степени выхода и вида разрушения керна буровых скважин, формы и размеров камуфлетных полостей при взрыве зарядов постоянной мощности и др.

Ко *второй группе* относятся деформационные способы, в основе которых лежит измерение деформаций пород с последующим вычислением действующих напряжений.

Наиболее распространенным деформационным способом определения абсолютных значений напряжений является метод разгрузки (частичной или полной). Он основан на измерении упругих деформаций некоторого элемента породного массива при разгрузке его от действовавших в нем напряжений и упругом восстановлении им первоначальных (не измененных напряжениями) формы и размеров. По измеренным деформациям, зная упругие константы пород (модуль продольной упругости  $E$  и коэффициент поперечных деформаций  $\nu$ ), вычисляют действующие напряжения, используя математический аппарат теории упругости.

Для определения изменений напряжённого состояния пород применяют обычно различные деформометры, размещаемые в буровых скважинах и фиксирующие изменения диаметра скважин по различным направлениям, поперечные и продольные деформации стенок скважины либо суммарный эффект деформации скважины.

Разработано большое количество различных деформометров, которые успешно применяются на практике. Наиболее широко используют скважинные гидравлические датчики, обращение к которым основано на методе разности давлений. В скважину помещают гидравлический датчик – цилиндрический домкрат с резиновой оболочкой и создают на контакте с горной породой исходное давление. Изменение давления в гидросистеме, фиксируемое манометром, является исходным для расчета изменения напряжений в рассматриваемой точке массива.

Компенсационные способы определения действующих напряжений в массивах горных пород относят к *третьей группе*.

Сущность этих способов заключается в первоначальном снятии и последующем искусственном восстановлении напряжений на изучаемом участке массива. Снятие напряжений, т. е. разгрузка массива, осуществляется с помощью создаваемых полостей различных конфигураций (скважин, щелей и т. д.), а восстановление напряжённого состояния – путём нагружения образованных полостей с помощью специальных нагрузочных приспособлений (дилатометров, домкратов, гидроподушек и др.).

*Четвертую группу* составляют геофизические способы измерений напряжений в массиве горных пород, которые основаны на взаимосвязи с естественным напряженным состоянием параметров различных искусственно наводимых физических полей. Геофизические способы отличаются, как правило, высокой мобильностью и производительностью.

Среди геофизических способов наиболее полно разработан импульсный сейсмический (ультразвуковой) метод определения напряжений. Он основан на взаимосвязи с напряженным состоянием горных пород сейсмических характеристик – скорости и затухания продольных упругих волн, возбуждаемых в массиве.

Электрометрический метод определения напряжений основан на эффекте изменения удельного электрического сопротивления пород с изменением их напряженного состояния.

Для пород с высокой пористостью и большим содержанием влаги вследствие уменьшения сечения токопроводящих каналов и частичного закрытия пор сопротивление с ростом давления увеличивается. Для плотных изверженных и других пород с низким содержанием влаги, проводимость которых определяется в основном наличием токопроводящих компонентов, вследствие их уплотнения под действием сжимающих напряжений и уменьшения расстояний между проводящими компонентами сопротивление понижается.

Возможен и принципиально другой подход к оценке напряжённого состояния пород на основе электрометрических измерений. Он базируется на измерении параметров естественного геоэлектрического поля в массиве пород и изменений этих параметров с изменением напряжённого состояния.

Широкое применение для оценки напряжённого состояния горных пород и прогнозирования опасных ситуаций, связанных с внезапными обрушениями пород, горными ударами, внезапными породными выбросами, получил сейсмоакустический (звукометрический) метод. Он основан на использовании естественных акустических (звуковых) импульсов, возникающих в массиве пород вследствие микроразрушений, обусловленных общим или локальным ростом напряжений. Регистрацию импульсов ведут с помощью специальных датчиков-геофонов, устанавливаемых в скважины и воспринимающих звуковые колебания, возникающие в окружающем массиве при микроразрушениях.

#### 4.1.2. Определение напряжений методом щелевой разгрузки

Одним из способов измерения первоначальных напряжений горных пород в натуральных условиях является метод щелевой разгрузки, разработанный Институтом горного дела УрО РАН [1]. Оценка действующего напряжения в элементе массива осуществляется путём изменения его напряжённого состояния проходкой щели и измерения при этом соответствующих реакций в виде деформаций распорных реперов, установленных в шпурах перпендикулярно этой щели (рис. 4.1).

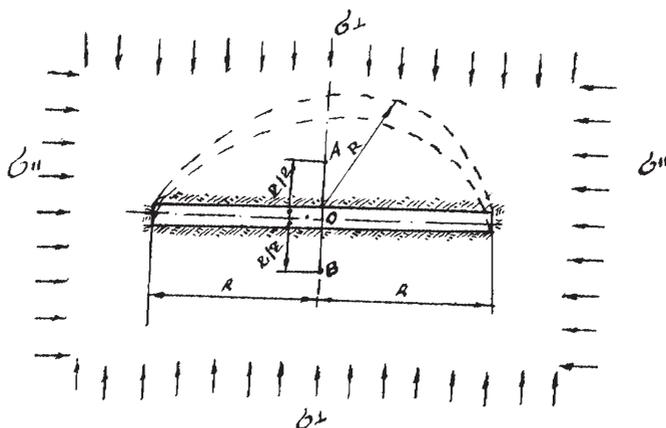


Рис. 4.1. Схема измерения деформаций при разгрузке щелью (A, B – распорные реперы;  $\sigma_{\perp}$ ,  $\sigma_{\parallel}$  – напряжения, действующие на обнажении перпендикулярно и параллельно щели;  $R$  – половина длины щели)

Для измерения напряжений выбирают участки в двух взаимно перпендикулярных выработках с монолитным слаботрешиноватым строением (рис. 4.2).

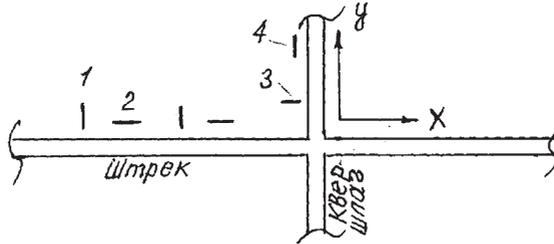


Рис. 4.2. Схема расположения разгрузочных щелей (1–4 – разгрузочные щели для измерения напряжений)

Как правило, на штреке измеряют напряжения, действующие по простиранию рудного тела (вертикальные разгрузочные щели) и вертикальные (горизонтальные разгрузочные щели). На кверцшлагге – напряжения, действующие вкрест простирания рудного тела (вертикальные разгрузочные щели) и вертикальные (горизонтальные разгрузочные щели).

Далее по результатам определения напряжений на стенках выработок расчетным путем устанавливают средние значения первоначальных природных напряжений горного массива (вертикальное  $\sigma_v$ , продольное  $\sigma_{пр}$ , поперечное  $\sigma_{п}$ ).

В таблице 4.2 представлены данные натурных измерений напряжений массивов горных пород на месторождениях Урала, Сибири, Забайкалья, Узбекистана [7; 19].

Таблица 4.2  
 Данные натурных измерений напряжений массивов горных пород на месторождениях Урала, Сибири, Забайкалья, Узбекистана

Напряжение	Глубина разработки	Теоретическое напряжение (по гипотезе А. Гейма), МПа	Результаты натурных измерений напряжений горных массивов			
			Число единичных напряжений	Напряжение, МПа	Отношение горизонтального продольного напряжения к вертикальному $\sigma_{\text{пр}}/\sigma_{\text{в}}^{\text{пр}}$	Отношение горизонтального поперечного напряжения к вертикальному $\sigma_{\text{п}}/\sigma_{\text{в}}^{\text{п}}$
1	2	3	4	5	6	7
Березовское месторождение						
Вертикальное	212	-5,9	42	-8,5+2,5	1,2	1,6
Продольное		-5,9	42	-10,4+3		
Поперечное		-5,9	42	-13,6+5,1		
Вертикальное	512	-14,3	27	-15,7+2,5	1,2	1,6
Продольное		-14,3	27	-18,9+3,4		
Поперечное		-14,3	27	-25,3+7,5		
Среднее					1,2	1,6

Продолжение табл. 4.2

1	2	3	4	5	6	7
Дараунское месторождение						
Вертикальное	500	-12,5	363	-11,6+1,5	0,4	1,8
Продольное		-12,5	224	-4,1+1,4		
Поперечное		-12,5	224	-20,8+4,4		
Вертикальное	700	-17,5	140	-14,3+1	1,3	1,7
Продольное		-17,5	75	-19+2,1		
Поперечное		-17,5	75	-24,1+2,9		
Среднее					0,8	1,8
Кончарское месторождение						
Вертикальное	295	-7,5	-	-9,5	2,6	3,3
Продольное		-7,5	-	-25,2		
Поперечное		-7,5	-	-31,3		
Вертикальное	512	-12,5	-	-10	2,2	4,7
Продольное		-12,5	-	-22		
Поперечное		-12,5	-	-47		
Среднее					2,4	4,0
Советское месторождение						
Вертикальное	340-440	-10,9	436	-8,2+1,1	1,1	2,2
Продольное		-10,9	436	-9,2+1,0		

Продолжение табл. 4.2

1	2	3	4	5	6	7
Поперечное		-10,9	436	-18,2+6,0		
Каульднское месторождение						
Вертикальное	240-270	-6,9	112	-7,2+0,9	0,7	1,3
Продольное		-6,9	30	-4,8+1,4		
Поперечное		-6,9	30	-9,7+2,1		
Кочбулакское месторождение						
Вертикальное	215-245	-6,2	45	-6,2+1	0,7	1,3
Продольное		-6,2	45	-4,6+1,9		
Поперечное		-6,2	45	-8+2,4		
Зун-Холбинское месторождение						
Вертикальное	380	-10,4	12	-11,0+2,1	1,5	1,3
Продольное		-10,4	9	-16,6+1,8		
Поперечное		-10,4	9	-14,6+5,0		
Вертикальное	520	-14,3	14	-18,4+5,2	2,2	1,2
Продольное		-14,3	6	-40,1+2,2		
Поперечное		-14,3	6	-22,4+10,7		
Вертикальное	530	-14,6	20	-11,3+2,6	2,3	1,5
Продольное		-14,6	12	-26,0+8,6		

Продолжение табл. 4.2

1	2	3	4	5	6	7
Поперечное		-14,6	12	-17,1±0,6		
Среднее					2,0	1,3
Ирокиндинское месторождение						
Вертикальное	200	-5,6	48	-7,4±0,9	1,3	1,2
Продольное		-5,6	24	-9,3±1,4		
Поперечное		-5,6	24	-8,6±1,8		
Бом-Горхонское месторождение						
Вертикальное	100	-2,7	144	-3,0±0,3	1,46	1,63
Продольное		-2,7	72	-4,4±1,0		
Поперечное		-2,7	72	-4,9±0,7		
Стрельцовское рудное поле						
Стрельцовское месторождение						
Участок Западный						
Вертикальное	300	-7,4	45	-7,4±0,7	1,59	1,20
Продольное		-7,4	20	-11,8±1,2		
Поперечное		-7,4	20	-8,9±2,0		
Участок Глубинный						
Вертикальное		-10,1	34	-10,8±1,2	0,64	0,64



На сложноструктурных рудных месторождениях Урала, Сибири, Забайкалья, Узбекистана, как видно из табл. 4.2, наибольшие значения имеют горизонтальные напряжения (поперечные  $\sigma_{\perp}$  и продольные  $\sigma_{\parallel}$ ). Это объясняется наличием в горном массиве значительных напряжений тектонического происхождения. Причем горизонтальные поперечные напряжения  $\sigma_{\perp}$  преимущественно незначительно отличаются от горизонтальных продольных  $\sigma_{\parallel}$ . Исключением являются месторождения Дарасунское, Кочкарское и Антей, где горизонтальные поперечные напряжения  $\sigma_{\perp}$  практически в два раза больше горизонтальных продольных  $\sigma_{\parallel}$ , что можно объяснить влиянием большой глубины разработки и направлением главных разломов и крупных тектонических трещин.

Приведённые в таблице 4.2 зависимости первоначальных природных напряжений рекомендуются для предварительной оценки влияния горного давления и определения конструктивных параметров систем разработки (размеров целиков и пролетов обнажения пород).

Например, в среднем величины напряжений на месторождениях Стрельцовского рудного поля на глубинах 300...900 м аппроксимируются формулами:

$$\sigma_{\text{в}} = \gamma H, \quad \sigma_{\text{пр}} = 1,1\gamma H, \quad \sigma_{\perp} = 1,3 \gamma H, \quad (4.1)$$

для Дарасунского месторождения на глубинах 500...700 м:

$$\sigma_{\text{в}} = \gamma H, \quad \sigma_{\text{пр}} = 0,8\gamma H, \quad \sigma_{\perp} = 1,8 \gamma H, \quad (4.2)$$

где  $\gamma$  – плотность пород и руд, МН/м<sup>3</sup>;

$H$  – глубина горных работ, м.

К настоящему времени накоплено довольно большое количество результатов измерений напряженного состояния в самых различных регионах земного шара, выполненных разнообразными методами на различной глубине [15]. В работе Н. П. Влоха «Управление горным давлением на подземных рудниках» [1] приведён довольно подробный обзор этих измерений и выполнен анализ полученных результатов. В частности, отмечается, что избыточные (в сравнении с гравитационными гипотезами) горизонтальные напряжения наблюдаются в изверженных или сильно прочных метаморфизованных породах и отсутствуют в комплек-

сах рыхлых осадочных образований. В породах кристаллического и складчатого фундамента горизонтальные напряжения превышают (по модулю) вес вышележащих пород в 60% случаев, а в осадочных породах лишь в 15...20% измерений. Горизонтальность избыточных напряжений наблюдается в 60% случаев, достаточно часто они ориентированы под углами до 30° к горизонту. Главные нормальные горизонтальные напряжения чаще всего не равны между собой, что не может быть объяснено лишь анизотропией деформационных свойств массива пород.

В пределах Курской магнитной аномалии горизонтальные напряжения в 2...3 раза превышают вертикальные. При этом горизонтальные главные нормальные напряжения существенно отличаются по величине друг от друга. Максимальные сжимающие напряжения тяготеют к направлению с азимутом 150°.

Для территории Урала зарегистрировано крайне неравномерное распределение напряжений. Максимальные сжимающие напряжения в основном ориентированы субширотно под небольшим углом к горизонтальной плоскости, т. е. вкрест простирания основных геологических структур. Величина максимальных сжимающих напряжений превышает напряжения от веса вышележащей толщи в 1,2...5,0 раз и достигает на отдельных месторождениях 50 МПа и более. При этом величина напряжений может резко меняться от месторождения к месторождению и даже в поле отдельного рудника от блока к блоку. Так, на шахте «Естюнинская» горизонтальные напряжения в 3...4 раза превышают вес налегающей тощи, а на шахте «Магнетитовая», находящейся в 6 км, все три главных нормальных напряжения примерно равны.

Для Джеккаганского месторождения установлен высокий уровень горизонтальных напряжений, превосходящих вертикальные в 2...7 раз. Вертикальные же напряжения примерно соответствуют весу вышележащей толщи пород. Величина максимальных сжимающих напряжений колеблется от 12 до 54 МПа, что связано с интенсивной трещиноватостью массива. Наибольшие горизонтальные напряжения зафиксированы в купольных частях антиклинальных складок. Максимальные сжимающие напряжения ориентированы субмеридианально. Аналогичные результаты характерны в целом для месторождений Средней Азии.

В районе Горной Шории и Хакасии установлено, что максимальные сжимающие напряжения также действуют в горизонтальной плоскости, причем их направление преимущественно перпендикулярно складчатости и простиранию рудных тел. Азимут максимальных сжимающих напряжений –  $315...335^\circ$ . Горизонтальные напряжения превышают вес налегающих пород в  $1,5...3,0$  раза. Абсолютная величина напряжения  $\sigma_3$  достигает  $50...60$  МПа на глубинах до 800 м от поверхности, вес налегающих пород на этой глубине не превышает 23 МПа.

На рудном Алтае для условий Орловского месторождения соотношение величин горизонтальных и вертикальных напряжений лежит в диапазоне  $1,2...1,85$ . Минимальное соотношение характерно для более слабых туфогенно-осадочных пород, максимальное – для прочных кварцевых альбит-порфиоров. Величина горизонтальных напряжений не превышает (по модулю) 40 МПа на глубинах до 500 м, причем максимальные горизонтальные напряжения ориентированы по азимуту  $20...30^\circ$ . В целом, по региону отмечается сильное горизонтальное сжатие, преимущественно вкрест простирания основных структурных элементов, т. е. в субширотном направлении.

В условиях Кузнецкого угольного бассейна по данным ИГД СО РАН вне зон геологических нарушений напряженное состояние массива в первом приближении соответствует гипотезе Динника. По данным П. В. Егорова горизонтальные напряжения обладают существенной анизотропией (не равны между собой) и могут превышать вертикальные напряжения, обусловленные весом налегающих пород.

В восточном Приамурье (месторождение Николаевское) измерениями ИГД СО РАН отмечено превышение горизонтальных напряжений над вертикальными, причем в горизонтальной плоскости отмечается существенная анизотропия напряжений. Максимальные сжимающие напряжения на глубине 850 м от поверхности не превышают 40 МПа (давление налегающих пород на такой глубине не превышает 24 МПа) и ориентированы по азимуту  $340^\circ$ .

На Норильских месторождениях колчеданных руд также зарегистрировано наличие значительных горизонтальных напряже-

ний, изменяющихся от 20 до 80 МПа (по модулю), что 1,5...2,0 раза выше давления налегающих пород. Вторая горизонтальная компонента составляет ориентировочно половину от максимальной, вертикальная компонента приблизительно соответствует весу налегающих пород. В рудном теле максимальные сжимающие напряжения ориентированы в субширотном направлении, т. е. почти перпендикулярны системе основных тектонических разломов. Во вмещающих породах ориентировка максимальных сжимающих напряжений субмеридианальная. При этом отмечается резкая неоднородность поля напряжений и наличие участков с чисто гравитационным распределением напряжений.

На многих рудниках, как в России, так и за рубежом установлено, что поле первоначальных природных напряжений имеет сложную структуру. Величины действующих напряжений, их ориентировка и соотношение, а также закономерности распределения в плане и по глубине весьма разнообразны. Наличие избыточных горизонтальных напряжений скорее является правилом, чем исключением. Кроме того, изменение ориентировки и величин действующих напряжений нельзя объяснить только влиянием деформационной неоднородности массива пород.

Причем эти изменения существенны как в различных геологических структурах, так и в пределах любой их них.

Поэтому основным способом, позволяющим получить представление о напряженном состоянии массивов с точностью, достаточной для решения задач геомеханического обеспечения геотехнологии, является проведение натурных измерений напряжений.

#### **4.2. Расчёт параметров целиков и обнажений кровли камер при разработке маломощных пологих и наклонных жил**

В основу расчёта конструктивных параметров систем разработки положен принцип непревышения развивающимися в опасных сечениях напряжениями допустимых (предельных) значений прочности пород, установленных испытаниями.

*Оценка допустимых напряжений в целиках и кровле камер производится по формулам [20; 22]:*

– в целиках

$$\sigma_{\text{доп}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^{\text{об}}}{K_3} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^{\text{об}} \cdot K_c \cdot K_\phi}{K_{\text{дл}}}, \text{ МПа}; \quad (4.3)$$

– в кровле камер

$$\sigma_{\text{доп}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^{\text{об}}}{K_3} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^{\text{об}} \cdot K_c}{K_{\text{дл}}}, \text{ МПа}, \quad (4.4)$$

где  $\sigma_{\text{сж}}^{\text{об}}$  – предел прочности на сжатие горных пород в образце, МПа;

$K_3$  – коэффициент запаса прочности целиков и кровли камер.

Коэффициент запаса прочности целиков рассчитывается по формуле:

$$K_3 = \frac{K_{\text{дл}}}{K_c \cdot K_\phi}, \quad (4.5)$$

где  $K_{\text{дл}}$  – коэффициент длительной прочности (табл. 4.3);

$K_c$  – коэффициент структурного ослабления пород;

$K_\phi$  – коэффициент, учитывающий геометрические размеры целика (коэффициент Церна).

Таблица 4.3

**Время службы целиков и горных выработок**

<i>Коэффициент крепости пород по М. М. Прото- дьяконову, f</i>	<i>Время службы целиков t, год</i>				
	<i>Коэффициент длительной прочности <math>K_{\text{дл}}</math></i>				
	<i>1,3–1,4</i>	<i>1,4–1,6</i>	<i>1,6–2,0</i>	<i>2,0–3,0</i>	<i>3,0–5,0</i>
5–6	–	до 2	2–3	3–6	6–10
7–10	до 2	2–4	4–6	6–10	10–20
11–13	2–4	4–6	6–10	10–20	более 20
14–18	4–6	6–10	более 10	10–25	более 25

Коэффициент структурного ослабления  $K_c$  определяется по методике ВНИМИ [4]:

$$K_c = \frac{1}{0,53 \left( \frac{l}{l_{\text{бл}}} + 1,75 \right)} + 0,315, \quad (4.6)$$

где  $l$  – линейный размер оцениваемого на прочность участка массива (минимальная выемочная мощность), м;

$l_{\text{бл}}$  – линейный размер структурного блока в непосредственной кровле, м.

Коэффициент  $K_{\phi}$  находится по формуле:

$$K_{\phi} = \sqrt{\frac{h_{\text{ц}}}{m}}, \quad (4.7)$$

где  $h_{\text{ц}}$  – ширина целика, м;

$m$  – выемочная мощность жилы в обрабатываемом блоке (высота междукамерного или междуэтажного целика), м.

Коэффициент запаса прочности для кровли камер определяется по выражению:

$$K_3 = \frac{K_{\text{дп}}}{K_{\text{с}}}. \quad (4.8)$$

С учётом динамического воздействия взрыва [23; 24] коэффициент запаса прочности должен быть, как показывает практика, не менее 2...3.

#### *Определение расчетных напряжений в междуэтажных целиках*

Междуэтажный целик состоит из надштрекового и подштрекового целиков.

Условие устойчивости целиков по методике, переработанной для условий разработки наклонных жил малой мощности, имеет следующий вид [20; 22]:

$$\sigma_{\text{ц}} = K_{\text{вц}} \cdot \sigma_{\text{в}} + K_{\text{гц}} \cdot \sigma_{\text{г}} \leq \sigma_{\text{доп}}, \quad (4.9)$$

где  $\sigma_{\text{ц}}$  – напряжение в междуэтажном целике, МПа;

$K_{\text{вц}}$  и  $K_{\text{гц}}$  – коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок в междуэтажном целике;

$\sigma_{\text{в}}$ ,  $\sigma_{\text{г}}$  – первоначальные (природные) напряжения в нетронутом массиве, действующие соответственно вертикально и горизонтально (табл. 4.2), МПа (принимаются по абсолютной величине);

$\sigma_{\text{доп}}$  – допустимое напряжение в междуэтажном целике, МПа; расчёт производится по формуле (4.3).

Коэффициенты концентрации напряжений  $K_{\text{вц}}$  и  $K_{\text{гц}}$  принимают по данным Л. И. Сосновского [22] и определяют по номограммам (рис. 4.3).

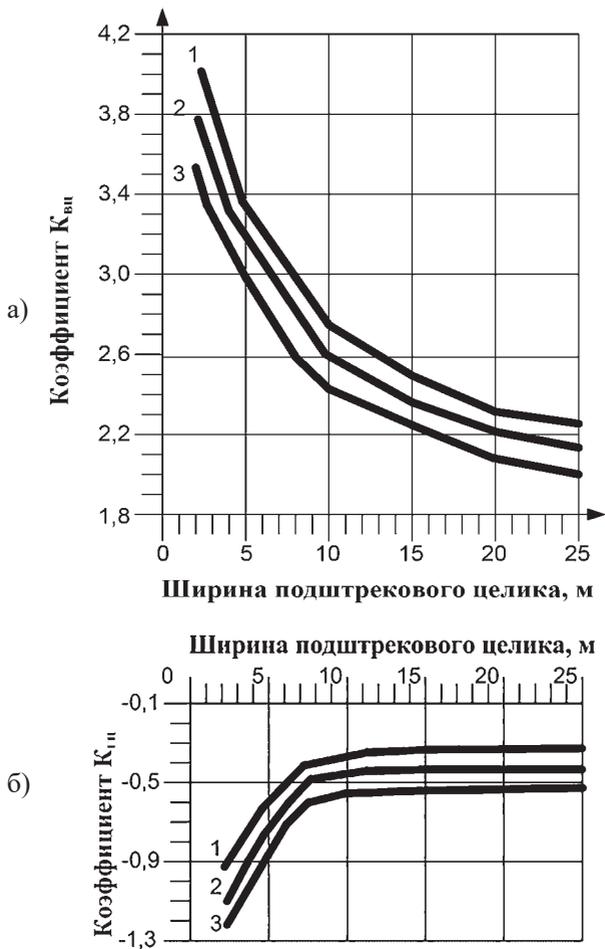


Рис. 4.3. Номограммы коэффициентов концентрации напряжений  $K_{\text{вц}}$  (а) и  $K_{\text{гц}}$  (б) в подштрековом целике при отработке одного этажа наклонной жилы: 1–3 – при мощности рудного тела соответственно 1, 3, 5 м

### *Определение расчетных напряжений в междукамерных целиках*

Основная нагрузка действует на подштрековые и надштрековые целики, поэтому расчет напряжений в междукамерных целиках производится по методике академика Л. Д. Шевякова от действия свода возможного обрушения в зависимости от пролёта камер [цит. по: 2; 21].

Условие устойчивости по Л. Д. Шевякову при оставлении междукамерных целиков имеет вид:

$$\sigma_{\text{ц}} = \sigma_{\text{в}}^{\text{св}} \cdot K_{\text{н}} \leq \sigma_{\text{доп}}, \quad (4.10)$$

где  $\sigma_{\sigma}^{\text{св}}$  – напряжение от веса свода возможного обрушения пород, МПа;

$K_{\text{н}}$  – коэффициент концентрации напряжений в целиках.

Величина  $\sigma_{\text{в}}^{\text{св}}$  определяется по выражению:

$$\sigma_{\text{в}}^{\text{св}} = -K_{\gamma} \cdot \gamma \cdot H, \quad (4.11)$$

где  $H$  – глубина разработки, м;

$\gamma$  – плотность пород, МН/м<sup>3</sup>;

$K_{\gamma} = 0,7$  – коэффициент, учитывающий уменьшение вертикальной нагрузки ( $\gamma H$ ) от возможного свода обрушения пород для глубины разработки до 100 м (по ВНИМИ).

В формуле 4.11 знак минус означает сжатие целика.

Для глубин разработки 200 и 300 м уменьшающий коэффициент ( $K_{\gamma}$ ) можно принять соответственно 0,49 и 0,52 [6].

Коэффициент концентрации напряжений  $K_{\text{н}}$  в целике рассчитывают по формулам:

– для квадратных целиков

$$K_{\text{н}} = (A + l_{\text{ц}})^2 / l_{\text{ц}}^2; \quad (4.12)$$

– для прямоугольных целиков

$$K_{\text{н}} = (A + a_{\text{ц}}) \cdot (B + l_{\text{ц}}) / a_{\text{ц}} \cdot l_{\text{ц}}; \quad (4.13)$$

– для ленточных целиков

$$K_{\text{н}} = (A + l_{\text{ц}}) / l_{\text{ц}}, \quad (4.14)$$

где  $A$  – ширина пролета камеры, м;

$B$  – расстояние между междукамерными целиками, м;

$l_{\text{ц}}$  и  $a_{\text{ц}}$  – длина и ширина междукамерного целика, м.

### *Определение расчетных напряжений в кровле очистных камер*

Устойчивость кровли очистного пространства оценивается по методике, переработанной для условий отработки наклонных жил малой мощности [20; 22]. Кровля будет устойчива, если напряжение в ней будет меньше допустимого:

$$\sigma_k = K_{вк} \cdot \sigma_v + K_{гк} \cdot \sigma_r \leq \sigma_{доп}, \quad (4.15)$$

где  $\sigma_k$  – напряжение в кровле камеры, МПа;

$K_{вк}$  и  $K_{гк}$  – коэффициенты концентрации напряжений в кровле камеры;

$\sigma_v$ ,  $\sigma_r$  – первоначальные (природные) напряжения в нетронутом массиве, действующие соответственно вертикально и горизонтально, (табл. 4.2), МПа (принимаются по абсолютной величине);

$\sigma_{доп}$  – допустимое напряжение в кровле камеры, МПа.

Коэффициенты концентрации напряжений принимают по данным Л. И. Сосновского [20] и определяют по номограммам (рис. 4.4).

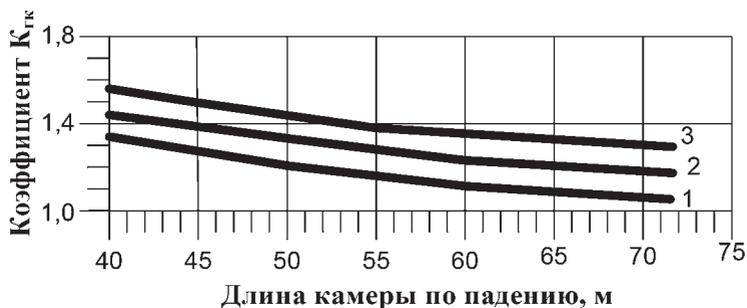
Порядок определения размеров целиков и длин камер следующий.

Для междуэтажных целиков задаются значением его ширины и находят коэффициенты концентрации напряжений  $K_{вц}$  и  $K_{гц}$ . Далее, подставляя их в условие прочности (4.9), определяют расчетное напряжение  $\sigma_{ц}$ . Допустимое напряжение в целике  $\sigma_{доп}$  вычисляют по формуле (4.3). При неудовлетворительном соотношении левой и правой частей условия прочности (4.9) решение повторяют при новом значении ширины целика.

В междукамерных целиках по формуле (4.11) определяют напряжение от веса свода возможного обрушения пород  $\sigma_v^{св}$ , а по выражениям (4.12–4.14), в зависимости от его формы, находят коэффициент концентрации напряжений в целиках  $K_{ц}$ . После этого, подставляя полученные значения в условие прочности (4.10), вычисляют расчетное напряжение  $\sigma_{ц}$  и сравнивают с допустимым  $\sigma_{доп}$ . При неудовлетворительном соотношении левой и правой частей условия прочности (4.10) решение повторяют при новых значениях длины и ширины целика.



а)



б)

Рис. 4.4. Номограммы коэффициентов концентрации напряжений  $K_{vk}$  (а) и  $K_{gk}$  (б) в кровле камеры при отработке одного этажа наклонной жилы: 1–3 – при мощности рудного тела соответственно 1,3,5 м

Определение устойчивости кровли очистных камер аналогично расчету междуэтажных целиков. Задавая длину камеры, находят коэффициенты концентрации напряжений  $K_{vk}$  и  $K_{zk}$  в её кровле и подставляют в условие прочности (4.15). Допустимое напряжение  $\sigma_{дон}$  вычисляют по формуле (4.4). Если левая часть условия прочности (4.15) больше правой, то решение повторяют при новом значении длины камеры.

### 4.3. Расчёт параметров целиков и обнажений кровли камер при разработке крутопадающих жил

Оценка допустимых напряжений в целиках и кровле камер производится по формулам (4.3–4.8).

*Определение расчетных напряжений в междуэтажных целиках*

Междуэтажный целик состоит из надштрекового и подштрекового целиков.

Условие устойчивости междуэтажных целиков по методике [20; 22] имеет следующий вид:

$$\sigma_{\text{ц}} = [(K_{\text{вк}} \cdot \sigma_{\text{в}} + K_{\text{гк}} \cdot \sigma_{\text{г}}) - \sigma_{\text{г}}] \cdot k_{\text{об}} + \sigma_{\text{г}} \leq \sigma_{\text{доп}} \cdot K_{\text{ф}}, \quad (4.16)$$

где  $\sigma_{\text{ц}}$  – напряжение в междуэтажном целике, МПа;

$K_{\text{вк}}$ ,  $K_{\text{гк}}$  – коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок в междуэтажном целике;

$\sigma_{\text{в}}$ ,  $\sigma_{\text{г}}$  – напряжения в нетронутом массиве (первоначальные), действующие соответственно вертикально и горизонтально (табл. 4.2), МПа (принимаются по абсолютной величине);

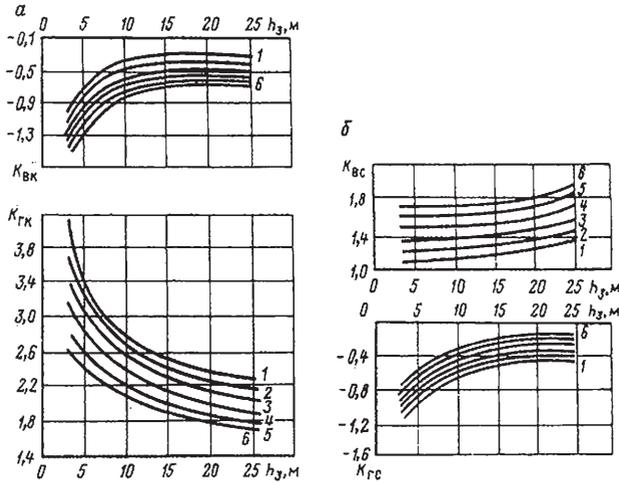
$k_{\text{об}}$  – коэффициент перехода от плоской к объемной геомеханической задаче;

$\sigma_{\text{доп}}$  – предел прочности при сжатии или растяжении горных пород в массиве, МПа; расчёт производится по формуле (4.3);

$K_{\text{ф}}$  – коэффициент, учитывающий геометрические размеры целика (коэффициент Церна).

Коэффициенты концентрации напряжений  $K_{\text{вк}}$  и  $K_{\text{гк}}$  принимают по данным Л. И. Сосновского и определяют по номограммам (рис. 4.5) [20].

I



II

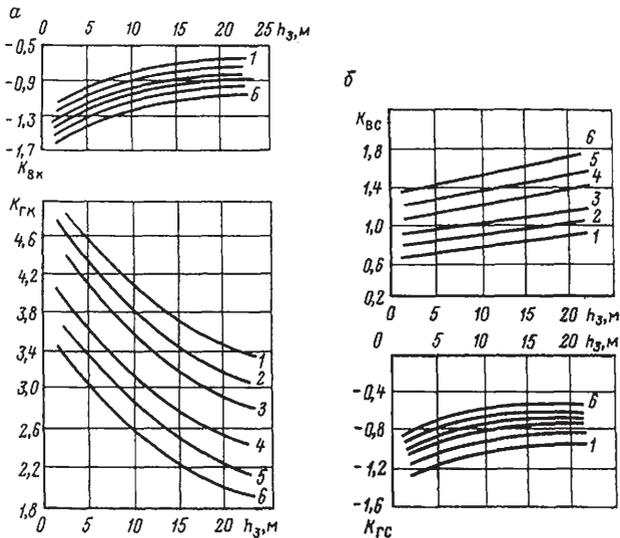


Рис. 4.5. Номограммы определения коэффициентов концентрации напряжений  $K_{BK}$ ,  $K_{GK}$  и  $K_{Bc}$ ,  $K_{Gc}$  при отработке одного этажа (I) и двух этажей (II). Кривые 1, 2, 3, 4, 5 и 6 – при мощностях рудного тела соответственно 1, 3, 5, 10, 15 и 20 м

По данным А. В. Зубкова коэффициент  $\kappa_{об}$  вычисляется из уравнений:

$$\kappa_{об} = 1 - e^{-L_{пр}/L_{п}} \quad \text{при } L_{пр} > L_{п}; \quad (4.17)$$

$$\kappa_{об} = 1 - e^{-L_{п}/L_{пр}} \quad \text{при } L_{пр} < L_{п}, \quad (4.18)$$

где  $L_{пр}$  и  $L_{п}$  – размеры выработанного пространства соответственно по простиранию и падению рудного тела, м.

Коэффициент  $\kappa_{об}$  также можно определить по номограмме (рис. 4.6).

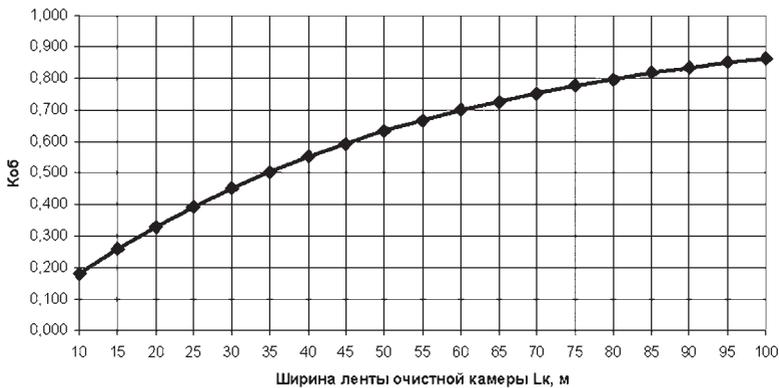


Рис. 4.6. Зависимость изменения коэффициента, учитывающего объёмность (трёхмерность) геомеханической задачи, от ширины ленты очистной камеры

#### Определение расчетных напряжений в междукамерных целиках

Минимально допустимая ширина междукамерного целика  $l_{ц}$  определяется по формуле [20; 22]:

$$l_{ц} \geq \frac{l_{к} \cdot H_{э} \cdot \sigma_{г} \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot \kappa_{об}}{[\sigma_{доп} - \sigma_{г} \cdot (1 - \kappa_{об})] \cdot A} - \frac{(l_{к} - l_{в}) \cdot h}{A} + l_{в}, \text{ м}, \quad (4.19)$$

где  $l_{к}$  – длина камеры, м;

$H_{э}$  – средняя высота этажа, м;

$k_1$  – коэффициент, учитывающий влияние вертикальных напряжений;

$k_2$  – коэффициент, характеризующий влияние неравномерности распределения горизонтальных напряжений при различном числе отработанных этажей;

$l_b$  – ширина восстающего, м;

$h$  – высота подштрекового целика, м;

$A$  – общая высота подштрекового целика с учётом проходки в нём сбоек, м.

Коэффициент  $k_1$ , учитывающий влияние вертикальных напряжений, вычисляется по выражению:

$$k_1 = 1 + \frac{K_{\text{вк}} \cdot \sigma_{\text{в}}}{K_{\text{гк}} \cdot \sigma_{\text{г}}}. \quad (4.20)$$

Общая высота подштрекового целика  $A$  с учетом проходки в нём сбоек рассчитывается по формуле:

$$A = H_{\text{э}} - h - n \cdot a, \quad (4.21)$$

где  $n$  – количество просечек (сбоек) в междукамерном целике;

$a$  – высота просечки, м.

Коэффициенты  $K_{\text{вк}}$  и  $K_{\text{гк}}$  следует определять по номограммам (см. рис. 4.5). Коэффициент  $k_2$  принимать при отработке одного-двух этажей, равным 0,86; трёх этажей – 0,9; четырёх и более этажей – 0,93.

Условие устойчивости стенки камеры по методике [20; 22] имеет следующий вид:

$$\sigma_{\text{с}} = (K_{\text{вс}} \cdot \sigma_{\text{в}} + K_{\text{гс}} \cdot \sigma_{\text{г}}) \cdot \kappa_{\text{об}} \leq \sigma_{\text{доп}}, \quad (4.22)$$

где  $\sigma_{\text{с}}$  – напряжение в стенке камеры, МПа;

$\sigma_{\text{в}}$ ,  $\sigma_{\text{г}}$  – напряжения в нетронutom массиве (первоначальные), действующие соответственно вертикально и горизонтально (см. табл. 4.2), МПа (принимаются по абсолютной величине);

$K_{\text{вс}}$ ,  $K_{\text{гс}}$  – коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок в стенке камеры.

Коэффициенты концентрации напряжений принимают по данным Л. И. Сосновского, определенным на основе оптического моделирования (см. рис. 4.5) [20].

Порядок определения размеров целиков аналогичен изложенному в подразделе 4.2.

#### **4.4. Общие сведения о моделировании геомеханического состояния массива**

В геомеханике, ввиду сложности получения аналитических решений о прогнозе состояния массива пород в зоне влияния горных работ, решение задач производится в основном на основе качественной и количественной оценки напряженно-деформированного состояния массива методами физического и математического моделирования [15]. После получения картины распределения напряжений и деформаций в массиве пород задача оценки состояния массива формализуется и сводится к задачам теоретической или строительной механики. Для получения аналитического решения о распределении напряжений по результатам моделирования выводятся эмпирические зависимости искомых параметров напряжений и деформаций от горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений.

При решении геомеханических задач моделирование НДС массива проводится для решения одной из трёх задач: 1) обработка результатов измерения прочностных или деформационных свойств, а также – при изучении напряженного состояния массива; 2) расчёт устойчивости и запаса прочности выработок и элементов систем разработки на этапе их проектирования; 3) решение обратных задач, которые проводятся при изучении причин уже произошедших аварий с целью уточнения напряженного состояния массива и его прочностных и деформационных свойств.

Моделирование напряжённо-деформированного состояния массива предполагает последовательное выполнение следующих этапов: выбор геомеханической модели массива; собственно, моделирование перераспределения напряжений, происходящее в результате создания в массиве элементов системы разработки или отдельных выработок, и перенос результатов моделирования в натурные условия. Очевидно, что первый и второй этапы моделирования тесно объединены имеющимся аппаратом моделирования, а также кругозором и опытом работника.

Основой моделирования является учение о подобии, базирующееся на трёх теоремах:

1. Подобными называются явления, происходящие в геометрически подобных системах, если у них во всех сходственных точках отношения одноименных величин есть постоянные числа.

2. Результаты опытов по изучению какого-либо физического явления, представленные в виде критериальных уравнений связи, возможно перенести на другие явления, подобные исследованному в опыте.

3. Для существования подобия между явлениями необходимо и достаточно, чтобы эти явления имели подобные условия однозначности и одинаковые определяющие критерии подобия.

Условия однозначности – это условия, которыми из всей совокупности однотипных явлений выделяется одно конкретное явление. Подобие условий однозначности устанавливают по следующим признакам:

- а) подобию геометрических свойств систем;
- б) пропорциональности физических констант, имеющих существенное значение в изучаемом процессе;
- в) подобию начального состояния систем;
- г) подобию граничных условий систем в течение всего рассматриваемого процесса;
- д) равенству определяющих критериев.

Для любых двух систем условие *геометрического подобия* состоит в том, что все размеры пространства, занятые системой в модели, и размеры отдельных элементов модели изменены в определенное число раз по сравнению с моделируемой системой. В геомеханике, изучающей, как правило, объекты больших размеров, применяется моделирование с уменьшением масштаба системы.

Условие *кинематического подобия* этих систем состоит в том, что любые сходственные точки (частицы) систем, двигаясь по геометрически подобным траекториям, проходят геометрически подобные пути в промежутки времени, отличающиеся постоянным множителем.

Условие *динамического подобия* состоит в том, что массы любых сходственных частиц этих систем отличаются друг от друга постоянным множителем.

По принципам, на которых основано моделирование, различают *физическое* и *математическое* моделирование.

*Физическое моделирование* подразумевает создание физического подобия моделируемых реальных процессов и процессов нагружения, имитируемых на моделях, изготовленных из эквивалентных, оптически активных материалов, и аналоговых *моделях*, предусматривающих замену в модели по сравнению с натурой одних физических полей другими. При этом на аналоговых моделях изучают закономерности явлений и процессов, протекающих в натуральных объектах, используя математическую аналогию различных по физической природе процессов, т. е. математическую тождественность основных законов, совпадение уравнений, описывающих эти законы. Иногда моделирование на аналоговых моделях выделяют в отдельный класс *аналоговое моделирование*.

*Математическое моделирование* – это использование набора математических формул, описывающих изучаемые процессы (для описания напряженно-деформированного состояния – системы дифференциальных уравнений равновесия и совместности деформаций, а также физических уравнений, связывающих напряжения и деформации). Причём решение поставленной задачи может быть получено как в аналитическом виде, так и с помощью численных методов исходной системы уравнений.

К методам физического моделирования напряженно-деформированного состояния относятся центробежное моделирование, моделирование на эквивалентных материалах, моделирование на электропроводящей резине и метод фотоупругости (оптически-поляризационный метод). Математическое моделирование в настоящее время, в основном, ведётся с помощью численных методов решения систем дифференциальных уравнений: метод конечных элементов, метод граничных элементов и метод конечных разностей.

В настоящее время благодаря бурному развитию вычислительной техники и численных методов подавляющее число задач решается на основе результатов математического моделирования. Это обусловлено их относительно малой трудоёмкостью и универсальностью программного обеспечения. Однако в области решения объёмных задач физическое моделирование остается ценным инструментом, т. к. даёт возможность изучать поведение как угодно сложно построенных объектов. Кроме того, ма-

тематическое моделирование может работать лишь в рамках уже установленных и математически описанных закономерностей. Выявить же эти закономерности можно лишь на основе физического моделирования или натуральных наблюдений. Поэтому нельзя утверждать, что методы физического моделирования устарели, не нужны и т. д. Прояснить новую, нестандартную ситуацию можно лишь с их помощью.

Моделирование на *эквивалентных материалах* было предложено Г. Н. Кузнецовым. Суть метода состоит в замене реальных горных пород *эквивалентными материалами*, т. е. материалами, обеспечивающими за счёт пропорциональных механических характеристик подобие протекания геомеханических процессов в модели и натуральных условиях. Снижение модуля деформации эквивалентных материалов по сравнению с горными породами позволяет пропорционально снизить прикладываемые нагрузки от природных величин, до величин, легко достигаемых в лабораторных условиях. В качестве коэффициента пропорциональности характеристик выступает коэффициент подобия, определяемый в соответствии с выбранными критериями подобия.

Все изготавливаемые эквивалентные материалы по природе связующего вещества делятся на четыре группы:

1) на основе парафина, цезерина, вазелина, масла и т. д. обладают пластичными и упругопластичными свойствами;

2) материалы на основе неорганических гидравлических связующих (гипс, цемент, жидкое стекло, тиосульфат натрия) имеют хрупкий характер разрушения, а при добавлении к связующему веществу глины приобретают пластические свойства;

3) эквивалентные материалы на основе синтетических полимеров (карбомидная, эпоксидная и другие смолы) обладают упругими свойствами и склонны к хрупкому разрушению;

4) материалы на основе смол естественного происхождения (канифоль, пек и др.) относятся к хрупким материалам.

В качестве инертных наполнителей при изготовлении эквивалентных материалов используют мелкий кварцевый песок, мел, цемент и пр.

Из материалов промышленного изготовления для эквивалентного моделирования широко применяются для исследова-

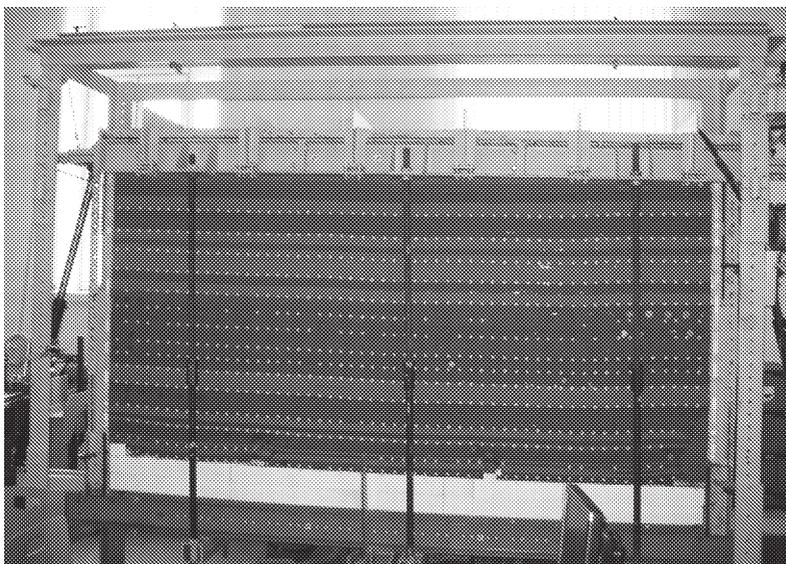
ния процессов деформирования как в плоской, так и в объемной постановках пористая резина ИРП-1036 и пенополистирол ПС-1 (мелкозернистый пенопласт).

Моделирование на эквивалентных материалах состоит из нескольких этапов:

1. Формулировка задачи, оценка допустимой схематизации геологического разреза, определение граничных и начальных условий (первоначальное напряжённое состояние и физико-механические свойства пород). Исходя из этой информации, устанавливаются размеры участка толщи пород, подлежащего моделированию, и определяется геометрический масштаб моделирования. На этом же этапе устанавливается достаточная размерность моделирования (плоское или объёмное).

2. Производят подбор эквивалентных материалов с учётом необходимого масштаба изменения нагрузок, ожидаемой величины деформаций и пр.

3. Изготовление модели и проведение моделирования (рис. 4.7).



*Рис. 4.7.* Стенд для моделирования на эквивалентных материалах и модель толщи горных пород

Метод эквивалентных материалов позволяет с большой степенью детальности изучать механизм деформирования массива, особенно процессов с нарушением сплошности, в ходе развития горных работ.

Метод *центробежного моделирования* основан на обеспечении силового подобия центробежных сил действующим в массиве пород силам горного давления. Его суть состоит в том, что модель из реальных горных пород, выполненную в заданном геометрическом масштабе, помещается в центрифугу и при равномерном вращении нагружается объёмными инерционными силами (рис. 4.8). При этом породам модели придаётся фиктивный вес, увеличенный в соответствии с выбранным геометрическим масштабом модели [23].

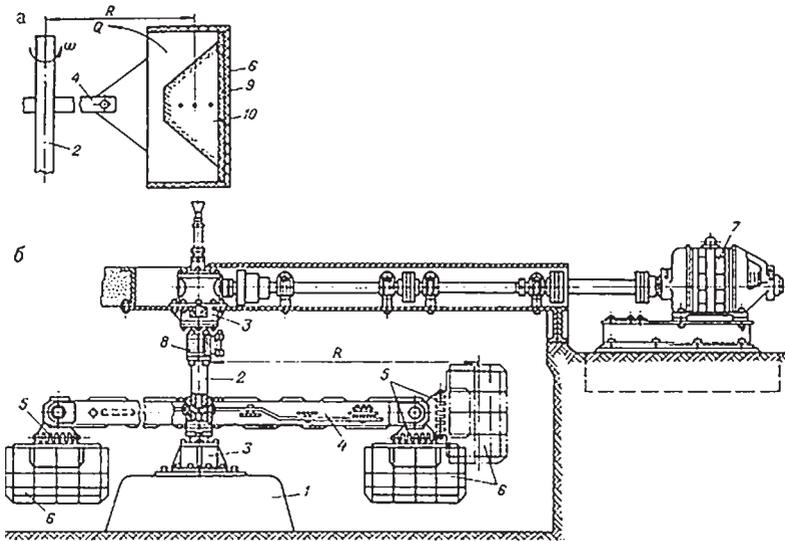


Рис. 4.8. Конструкция центрифуги: а – расчетная схема для определения основных параметров; б – конструктивная схема; 1- фундамент; 2 – вертикальная ось; 3 – подшипники; 4 – коромысло; 5 – вилки для крепления подвесок; 6 – каретки; 7 – электродвигатель постоянного тока; 8 – коллектор; 9 – основание модели; 10 – модель

Этот метод широко использовался при решении задач по определению устойчивых потолочин камер, оптимальной фор-

мы и параметров бортов карьеров, отвалов, а также для оценки влияния длительной нагрузки на крепь выработок, пройденных в глинистых и пластичных породах и проч.

Метод моделирования на *оптически активных материалах* (поляризационно-оптический метод) основан на способности этих материалов преломлять проходящий через модель луч на угол, пропорциональный величине действующих в модели напряжений. В качестве оптически активных материалов для фотоупругих моделей используются любые материалы с пьезооптическими свойствами: стекло, органическое стекло, уретановые каучуки. Наибольшее распространение получил игдантин – материал, приготовленный на основе желатина, и материалы, изготовленные на основе эпоксидной смолы.

Нагружение таких материалов приводит к появлению у них оптической анизотропии, которая характеризуется коэффициентами лучепреломления по трём ортогональным направлениям, совпадающим с осями главных нормальных напряжений  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  и  $\sigma_3$ . Для плоской модели, на которую свет падает перпендикулярно ее плоскости, оптическую анизотропию нагруженной пластинки можно охарактеризовать следующим образом:

$$n_1 - n_2 = C(\sigma_1 - \sigma_2), \quad (4.23)$$

где  $n_1$  и  $n_2$  – коэффициенты преломления среды по направлению действия главных нормальных напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  (для плоской модели третье главное нормальное напряжение считается равным 0);

$C$  – относительный оптический коэффициент напряжений.

Если на такую пластинку, находящуюся в плосконапряжённом состоянии подать поляризованный свет (колебания электромагнитной волны совершаются только в одной плоскости), то проходящий через пластину луч разложится на два со скоростями  $V_1$  и  $V_2$ , обратно пропорциональными коэффициентам преломления  $n_1$  и  $n_2$ . Отставание одного луча от другого (линейная разность хода)  $\Gamma$  будет пропорционально толщине пластины  $d$  и разности коэффициентов преломления. Это явление носит название *основного закона фотоупругости (закона Вертгейма)* и математически записывается следующим образом:

$$\Gamma = Cd(\sigma_1 - \sigma_2). \quad (4.24)$$

Легко заметить, что разность хода лучей прямо пропорциональна максимальному касательному напряжению  $\tau_{\max}$ .

Само моделирование производится по следующей схеме: в оптически активной пластине вырезают в определенном масштабе контуры исследуемых камер и выработок. После этого пластинка помещается между двумя поляроидами (оптическими устройствами, поляризующими свет) и нагружается заданными нагрузками. Источник света размещается за пределами обоих поляроидов (рис. 4.9).

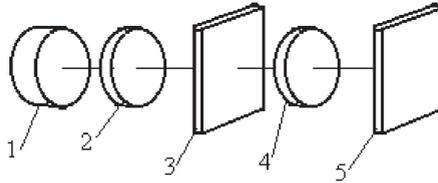


Рис. 4.9. Схема моделирования методом фотоупругости: 1 – источник света; 2 – поляризатор; 3 – оптически активная пластинка; 4 – анализатор; 5 – экран

Лучи, проходящие через первый поляририд, называемый поляризатором, плоско поляризуются и после прохождения через пластинку претерпевают двойное лучепреломление. Далее оба луча проходят через второй поляририд, называемый анализатором, и при этом приводятся в одну плоскость.

В тех случаях, когда плоскости поляризации поляризатора и анализатора параллельны, на экране появляется изображение, окрашенное в различные цвета светового спектра. При этом каждая цветная полоса является геометрическим местом точек с одинаковой разностью хода  $\Gamma$  и, следовательно, с одинаковой величиной  $\tau_{\max}$ . Эти линии называются изохромами.

В точках исследуемой модели, где плоскость поляризации луча совпадает с направлением действия какого-либо главного нормального напряжения, двойного лучепреломления не происходит. Если сориентировать плоскости поляризатора и анализатора во взаимно перпендикулярных направлениях, то лучи, проходя-

щие через такие точки модели, не пройдут через анализатор. В результате на экране появятся чёрные линии, пересекающие картину изохром. Эти точки называются изоклинами и являются геометрическим местом точек, в которых направления действия главных нормальных напряжений  $\sigma_1$  (или  $\sigma_2$ ) совпадают между собой. Поворачивая скрещенные поляроиды можно отстроить траектории главных нормальных напряжений.

Таким образом, *метод фотоупругости* позволяет получить наглядную картину распределения напряжений в окрестности любого набора выработок произвольной формы, но только в однодородной линейно-упругой среде.

*Метод аналогового моделирования* при решении геомеханических задач, в основном, проводился в рамках метода электрогидродинамических аналогий (далее – ЭГДА), основанного на том, что измеряемый на модели электрический потенциал на основе аналогий переводится в соответствующие значения деформаций и напряжений. Моделирование производится с использованием электропроводной бумаги или ванн с электропроводящей жидкостью. По внешним и внутренним контурам обнажений задают потенциал, пропорциональный сумме главных нормальных напряжений, и снимают его во внутренних точках модели, тоже как сумму главных напряжений, с помощью электроинтеграторов типа ЭГДА-9/60.

*Математическое моделирование* при решении геомеханических задач начиналось с аналитических решений задач о распределении напряжений от заданной нагрузки:

- 1) задача Буссинеска о распределении напряжений в бесконечном полупространстве от точечной нагрузки на его поверхности;
- 2) задача Фламана о распределении напряжений в бесконечном полупространстве от равномерно распределённой линейной нагрузки на его поверхности;
- 3) задача Кирша о распределении напряжений в окрестности одиночной выработки круглой формы от равномерно распределённой нагрузки (плоская задача) и др.

Однако перечень этих решений был слишком мал для удовлетворения потребностей геомеханики. Следующим этапом развития методов математического моделирования стала разра-

ботка Н. И. Мухелишвили *метода функций конформного отображения*. Метод позволял получить распределение напряжений в окрестности выработок произвольной формы в однородной изотропной линейно-упругой среде (рассматривались только задачи плоского деформирования). Метод характеризуется малым объёмом вычислительных затрат, что имело огромное значение для 60-х гг. XX в. С другой стороны, сам поиск функций конформного отображения для выработок заданной формы требовал огромного объёма высококвалифицированного труда, что ограничивало применимость данного метода.

Настоящий расцвет математического моделирования начался после разработки численных методов решения систем дифференциальных уравнений и появления достаточно мощной вычислительной техники. В настоящее время подавляющее число геомеханических задач решается на основе методов конечных элементов (далее – МКЭ) и граничных элементов (далее – МГЭ). Оба метода позволяют решать как упругие, так и неупругие задачи в однородных и неоднородных массивах и сводят саму задачу к решению системы линейных алгебраических уравнений. При этом система уравнений, получающаяся при использовании МКЭ, имеет ленточную структуру при моделировании любой среды. Использование же МГЭ приводит к образованию заполненной матрицы коэффициентов для однородной среды и блочно-ленточной матрицы для неоднородных сред. Эта особенность приводит к тому, что при моделировании неоднородных сред применение МКЭ в вычислительном отношении оказывается более выгодным, чем использование методов граничных элементов.

*Метод конечных элементов (МКЭ)* основан на решении системы дифференциальных уравнений о совместном деформировании элементов массива под нагрузкой, определяемой действием внешних и внутренних сил. *Основная идея метода* конечных элементов состоит в том, что любую непрерывную величину, такую как напряжения, деформации или перемещения, можно аппроксимировать дискретной моделью, строящейся на множестве кусочно-непрерывных функций (полиномов), определённых на конечном числе подобластей. В общем случае эта непрерывная

величина заранее неизвестна и требуется определить её значения во внутренних точках расчётной области.

Решение задач методом конечных элементов производится по следующей схеме:

1. В рассматриваемой области фиксируется конечное число точек, называемых обычно узлами.

2. Значение искомой непрерывной величины в каждом узле считается переменной, которая должна быть определена.

3. Область определения непрерывной величины разбивается на некоторое количество подобластей, называемых конечными элементами (в буквальном переводе «элементами ограниченных размеров»). Эти элементы имеют общие узловые точки и в совокупности аппроксимируют форму области.

4. Распределение искомой непрерывной величины в каждом элементе описывается полиномом, который определяется с помощью узловых значений этой величины. Для каждого элемента определяется свой полином, и подбор их осуществляется таким образом, чтобы сохранялась непрерывность искомой величины вдоль границ элемента.

Общепринятая формулировка метода конечных элементов предполагает отыскание поля перемещений и тем самым связана с минимизацией потенциальной энергии системы при расчёте узловых значений вектора перемещений. После того как перемещения определены, проводятся вычисления тензоров деформаций и напряжений в пределах каждого элемента.

Особенно МКЭ эффективен при решении задач, в которых заранее неизвестны форма и размеры деформационных неоднородностей. Наиболее важными преимуществами МКЭ, обуславливающими его широкое применение при решении задач механики деформируемого твёрдого тела, являются следующие:

1. Свойства материалов смежных элементов не должны быть обязательно одинаковыми, что позволяет достаточно просто учитывать неоднородное строение скальных массивов.

2. Криволинейная область может быть аппроксимирована с помощью прямолинейных элементов или описана точно с помощью криволинейных элементов. Таким образом, методом можно пользоваться не только в областях с «хорошей» формой границы.

3. Размеры элементов могут быть переменными, что позволяет в случае необходимости укрупнить или измельчить сеть разбиения расчётной области на конечные элементы.

4. С помощью МКЭ не представляет труда рассмотрение граничных условий с разрывной поверхностной нагрузкой, а также смешанных граничных условий.

Главными же недостатками метода конечных элементов является необходимость разработки программного обеспечения, ограниченность ресурсов вычислительной техники, а также большая трудоёмкость подготовки исходных данных.

*Метод граничных элементов (МГЭ)* основан на преобразовании дифференциальных уравнений в эквивалентные интегральные с последующей дискретизацией *только поверхностей раздела сред или свободных поверхностей*. В отличие от метода конечных элементов метод граничных элементов рассматривает массив как монолитную сплошную конструкцию с заданными механическими характеристиками, условиями внешнего нагружения, граничными условиями и созданием внутри исследуемого массива свободных полостей, имитирующих горные выработки.

Этот метод по сравнению с МКЭ даёт более точные результаты за счёт того, что не содержит допущений, разбивающих массив на условные отдельные элементы. По сравнению с МКЭ данный метод имеет более узкую область применения, так как ориентирован на моделирование однородных сред. При решении задач в неоднородных средах все вычислительные преимущества МГЭ пропадают, а решение задач с заранее неизвестными формой, размерами и положением зоны неупругих деформаций этим методом практически нереально.

*Метод конечных разностей (МКР)*, исторически появившийся первым из всех численных методов, рассматривает в расчетных схемах среду, представленную в виде сетки узлов, каждый из которых характеризует некоторый объём среды и имеет свои физико-механические свойства. Метод позволяет решать задачи линейно-упругих и нелинейных деформаций. Однако, вследствие больших вычислительных затрат, а также в связи с развитием других численных методов, к настоящему времени не используется

для решения геомеханических задач, за исключением расчётов оболочек.

Изучая расчётные методы, необходимо рассмотреть метод предельного равновесия, который является не методом моделирования напряженно-деформированного состояния массива в классическом понимании этого термина, а методом расчёта устойчивости выработок и конструктивных элементов систем разработки. В настоящее время практически все решения базируются на методе В. В. Соколовского.

Суть метода заключается в расчёте формы и положения поверхности скольжения, по которой могут произойти подвижки разрушающегося массива. Для этого в систему уравнений, описывающих напряжённо-деформированное состояние элементарного объёма, вместо физических уравнений, соответствующих закону Гука, вводится уравнение предельного равновесия, которое для плоских задач в произвольно ориентированной системе прямоугольных координат имеет следующий вид:

$$0,25(\sigma_x - \sigma_y)^2 + \tau_{xy}^2 = 0,25 \sin^2 \varphi (\sigma_x + \sigma_y + 2H)^2, \quad (4.25)$$

где  $H = C \operatorname{ctg} \varphi$  – временное сопротивление всестороннему равномерному растяжению, МПа.

Уравнение (4.25) получено на основе прямолинейного паспорта прочности. Согласно данному методу рассчитывается баланс сил, стремящихся сдвинуть и удержать массив, ограниченный поверхностью скольжения. Отношение суммы удерживающих и сдвигающих сил называется *коэффициентом запаса устойчивости горной конструкции*.

Метод предельного равновесия широко используется для расчета устойчивости бортов карьеров, отвалов, дамб, фундаментов. При подземной разработке он широко применяется для определения величины нагрузок на крепь стволов. Г. Л. Фисенко показал возможность применения этого метода для оценки и прогноза параметров сдвижения горных пород, расчёта параметров целиков и систем разработки угольных месторождений.

### **Контрольные вопросы**

1. Назовите три группы методов исследований геомеханических исследований, применяемых в геомеханике в настоящее время.
2. В чём состоит основная задача натуральных наблюдений?
3. На сколько классов подразделяются экспериментальные методы натуральных исследований (измерений)?
4. Какие параметры определяются в каждом классе методов?
5. В чём сущность визуальных наблюдений?
6. Какие способы измерения напряжений существуют?
7. В чём сущность первой группы способов измерения напряжений?
8. Что относится ко второй группе способов измерения напряжений?
9. Какие способы определения действующих напряжений в массивах горных пород определяют третью группу?
10. Изложите, что входит в четвёртую группу способов измерения напряжений.
11. В чём сущность метода щелевой разгрузки?
12. Какие виды первоначальных природных напряжений существуют в горном массиве?
13. Чем объясняется преобладание в горном массиве значений горизонтальных напряжений над вертикальными?
14. Как производится оценка допустимых напряжений в целиках и кровле камер?
15. Как рассчитывается коэффициент запаса прочности для целиков и кровли камер?
16. Из чего состоит междуэтажный целик?
17. Какой вид имеет условие устойчивости целиков по методике, переработанной для условий разработки наклонных жил малой мощности?
18. Как определяют коэффициенты концентрации напряжений  $K_{вц}$  и  $K_{гц}$ ?
19. Как производится расчёт напряжений в междукамерных целиках?
20. В каком случае кровля очистной камеры будет устойчива?

21. Как определяют коэффициенты концентрации напряжений  $K_{вк}$  и  $K_{гк}$  в кровле камеры?
22. Изложите порядок определения размером целиков и длин камер.
23. Приведите условие устойчивости междуэтажных целиков при разработке крутопадающих жил.
24. Как определяют коэффициент перехода от плоской к объёмной геомеханической задаче?
25. По какой формуле определяют минимально допустимую ширину междукамерного целика?
26. Изложите условие устойчивости стенки камеры.
27. Изложите этапы моделирования напряженно-деформированного состояния массива.
28. Что является основой моделирования?
29. Расскажите условия геометрического, кинематического и динамического подобий.
30. Что подразумевает физическое моделирование?
31. На чём основано математическое моделирование?
32. Сущность моделирования на эквивалентных материалах.
33. Изложите сущность метода центробежного моделирования.
34. На чём основан метод моделирования на оптически активных материалах?
35. Что такое метод аналогового моделирования?
36. Сущность метода конечных элементов.
37. На чём основан метод граничных элементов?
38. Какие задачи решает метод конечных разностей?
39. Изложите суть метода предельного равновесия.
40. Как называется отношение суммы удерживающих и сдвигающих сил?

## 5. Динамические явления в массивах горных пород

### 5.1. Причины возникновения и формы проявления динамических явлений

Под динамическими формами проявления горного давления понимаются случаи внезапной потери устойчивости элементами систем разработки, сопровождающиеся, как правило, звуковыми эффектами и разлётом обломков пород, стрелянием горных пород, горными ударами. Проявления горного давления в динамической форме могут происходить в различных условиях, на разных стадиях развития горных работ как в полевых выработках, так и в выработках, пройденных по полезному ископаемому [15].

Для возникновения горного удара необходимо сочетание двух факторов: горных пород, склонных к горным ударам, и высокого уровня действующих напряжений. С точки зрения возможности возникновения горных ударов, все массивы в зависимости от характера их запредельного деформирования можно разделить на три группы (рис. 5.1).

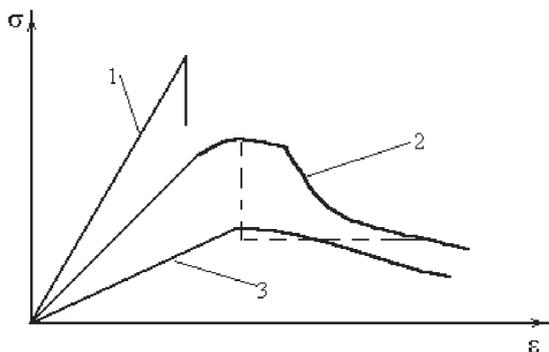


Рис. 5.1. Полные кривые «напряжение-деформация» различных типов пород: 1, 2 и 3 – различные типы запредельного деформирования пород

Горные породы первой группы (линия 1) характеризуются почти полным отсутствием склонности к пластическим деформациям и ползучести. На создаваемых обнажениях массива они разрушаются в виде стреляний, которые обуславливаются концентрацией напряжений (в 2...3 раза) на неровностях контуров выработок. В этих породах при отсутствии крепи не может существовать больших областей массива в предельном состоянии, следовательно, горный удар в незакрепленном массиве таких пород произойти не может. Однако возведение крепи особенно жёсткой способствует переходу таких пород в удароопасное состояние в закрепном пространстве.

Горные породы второй группы (линия 2) имеют умеренную склонность к пластическим деформациям, сохраняя при этом способность хрупкого разрушения при достижении напряжениями определённой величины (предела ползучести). Склонность пород к пластическим деформациям создает возможность формирования больших областей массива при критическом уровне напряжений. Если скорость пригрузки таких пород превышает скорость релаксации напряжений, то может произойти хрупкое разрушение массива на значительной области – горный удар.

Горные породы третьей группы (линия 3) характеризуются высокой степенью пластичности и не могут быть очагами динамических явлений.

Основной сложностью при установлении склонности массива к хрупкому разрушению является несоответствие свойств пород в образцах и массиве. Так, массив, сложенный хрупкими породами, может иметь склонность к пластическим деформациям в тех случаях, когда он разбит интенсивной хаотической трещиноватостью. Например, массив пород Донского ГОКа (Казахстан), разбитый интенсивной трещиноватостью (5...20 трещин на метр) по данным бурения относится к прочным породам (крепость по шкале Протодьяконова равна 8), а по способности существования обнажений – к неустойчивым (крепость по шкале Протодьяконова равна 1). Следовательно, предшествующее проектированию предприятий изучение образцов пород, слагающих массив, дает возможность оценить достаточное, а не необходимое условие удароопасности пород. Более надежные оценки могут

быть получены только при натурных исследованиях массива, после вскрытия и начала подготовки месторождения.

Кроме пород, склонных к горным ударам, и высокого уровня действующих напряжений, на удароопасность массива большое влияние оказывают тектонические разломы, присутствующие практически на любом месторождении. Любое тектоническое нарушение представляет собой чередование плотно сомкнутых и «раздутых» участков (рис. 5.2).

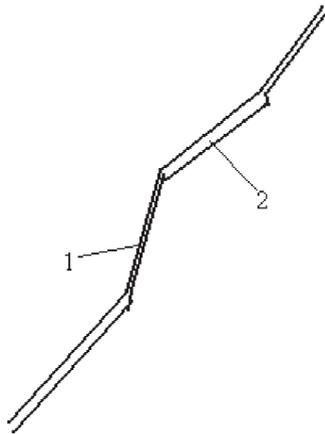


Рис. 5.2. Схематичное изображение тектонического нарушения:  
1 – плотно сомкнутые участки; 2 – участки увеличенной мощности

При этом плотно сомкнутые участки имеют более высокий модуль деформации и являются естественными концентраторами напряжений.

В ходе горных работ плотно сомкнутые участки накапливают большое количество потенциальной энергии. Участки же увеличенной мощности, имеющие практически нулевой модуль деформации, не сопротивляются деформированию. В момент, когда величина действующих напряжений приводит к нарушению условия специального предельного равновесия на плотно сомкнутых участках, и они разрушаются, происходит скачкообразное увеличение свободной полости в тектоническом нарушении, сопровождающееся большими подвижками массива. При этом происходит «подпитка» перенапряжённых участков

массива, приводящая к динамическим формам проявления горного давления.

Кроме перечисленных факторов возникновение динамических форм проявления горного давления обуславливается рядом второстепенных причин. Так, прослеживается отчётливая связь между возникновением динамических проявлений и производимыми взрывами (на Таштагольском руднике под эту зависимость подпадает до 70 % динамических проявлений). Это явление объясняется «растянутостью» деформаций скального массива во времени, которое, кроме того, происходит неравномерно, с переменным ускорением. Производимые технологические взрывы способствуют процессу межблочных подвижек и увеличивают энергию перенапряжённых участков массива. Именно благодаря последнему обстоятельству технологические взрывы очень часто играют иницирующую роль при возникновении горных ударов.

В настоящее время имеется несколько классификаций горных ударов, основанных на различных признаках. Наибольший интерес представляют три классификации [23].

Одна из них предусматривает подразделение горных ударов по физическому признаку – причине их возникновения. По этому признаку горные удары подразделяют на три типа. Удары первого типа называют *ударами давления*. При таких ударах целики полезного ископаемого или породы взрываются подобно тому, как это происходит при взрывоподобном разрушении под прессом крепкого образца породы при нагрузке, превышающей предел прочности данной породы.

Удары второго именовются *шоковыми горными ударами*. Их причиной является внезапное приложение нагрузки. Шоковые удары возможны в случае, если над полезным ископаемым залегают мощные крепкие покрывающие породы. Первоначально они консольно висят над целиком, нагружая и защемляя его. При достижении же определенного пролета происходит излом и обрушение зависших пород, при этом возникает волна давления, вызывающая мгновенное разрушение предельно напряженного целика.

Удары третьего типа – *удары взламывания*. Причиной таких ударов служит наличие в толще выше непосредственной кровли или ниже непосредственной почвы прослойка пластичной поро-

ды, например, прослойка глины, заключённого между жёсткими породными слоями. В соответствующих условиях этот прослойк выдавливается в сторону выработки и взламывает жёсткий слой кровли (или почвы) выработки в форме горного удара.

Вторая классификация позволяет выделять различные классы горных ударов по энергетическому признаку – количеству сейсмической энергии, выделяющейся при ударе, и, соответственно, по степени и объёму разрушения при этом полезного ископаемого и пород, крепи, оборудования и т. д. По энергетическому признаку различают пять классов горных ударов: микроудары, относя к ним стреляние горных пород и толчки, слабые, средние, сильные и катастрофические удары. В таблице 5.1 приведены данные о сейсмической энергии ударов каждого класса и их сейсмичности в эпицентре.

Таблица 5.1

**Энергетические характеристики горных ударов различных классов**

<i>Класс горного удара</i>	<i>Сейсмическая энергия, Дж</i>	<i>Уровень сейсмичности в эпицентре, баллов</i>
Микроудары (стреляние, толчки)	< 10	< 1
Слабые	10...10 <sup>2</sup>	1–2
Средние	10 <sup>2</sup> –10 <sup>4</sup>	2–3,5
Сильные	10 <sup>4</sup> –10 <sup>6</sup>	3,5–5
Катастрофические	> 10 <sup>7</sup>	> 5

**Стреляние горных пород** – хрупкое разрушение пород на поверхности горной выработки, проявляющееся в отскакивании отдельных кусков породы от забоя, кровли, почвы или стенки выработки, от стенки целика и сопровождающееся звуковым эффектом, подобным выстрелу.

**Толчок** – это локальное разрушение полезного ископаемого или породы в глубине массива без измельчения и выброса. Толчки обычно сопровождаются звуком, небольшим сотрясением массива, а при достаточной их силе также воздушной волной. Если толчок происходит в процессе действия рабочего органа горной

машины, например бара врубной машины или долота бурового станка, то он ощущается именно как толчок на инструмент.

**Слабый горный удар** – это локальное разрушение и незначительный выброс полезного ископаемого в выработку с ощутимыми звуковым и сейсмическим эффектами, возможным образованием пыли, но без существенного нарушения крепи и без повреждения машин и оборудования.

**Средний горный удар** влечёт за собой быстрое хрупкое разрушение и выброс или выдавливание в выработку уже значительного объёма полезного ископаемого или породы с большим количеством пыли, образование воздушной волны, нарушение крепи и завал выработок на участках с длиной до нескольких метров, смещение и повреждение машин и оборудования.

**Сильный горный удар** приводит к нарушениям крепи и завалам выработок с повреждением машин и оборудования на участке протяжённостью до нескольких десятков метров, что требует больших объёмов восстановительных работ.

При **катастрофических горных ударах** происходит спонтанное, в форме цепной реакции, разрушение ряда целиков, завал выработок в пределах целого участка или горизонта рудника или шахты; в отдельных случаях разрушение охватывает все основные выработки рудника, приводя к его полной остановке работы. Площадь горных выработок, разрушаемых при таком ударе, иногда достигает многих сотен тысяч квадратных метров.

В третьей классификации виды горных ударов различают по топологическому признаку – месту проявления ударов, характеризующему условия нагружения рудного тела, пласта или пород за счет эффекта опорного давления. Здесь различают *удары в целиках, краевых частях массива, выработках, пройденных по полезному ископаемому и в полевых выработках* и др.

Анализируя случаи горных ударов в конкретных условиях месторождения, района или бассейна, устанавливают тип, энергетический класс и топологический вид наблюдавшихся ударов и намечают комплекс мер по их предупреждению, предотвращению или локализации.

## 5.2. Прогноз и профилактика горных ударов

В существующей практике прогноз горных ударов подразделяется на два вида: локальный и региональный [15].

Локальный прогноз предусматривает оценку удароопасности участков месторождения и выявление очагов горных ударов, формирующихся вблизи действующих забоев очистных, подготовительных и нарезных выработок, в целиках и других элементах систем разработки.

Под региональным понимается прогноз, охватывающий не только участки и блоки, которые находятся в работе, но и отработанные, а также ещё не тронутые части месторождения.

Прогнозирование горных ударов также подразумевает осуществление контроля за изменением напряжённого состояния удароопасных участков массива по мере развития горных работ. Для контроля напряжённого состояния закладываются станции по измерению смещений контура выработок, а также регистрации изменений кажущегося сопротивления и скоростей распространения упругих волн, которые связываются с изменением напряжённого состояния массива. Кроме того, всё более широко применяются сейсмоакустические методы, основанные на регистрации интенсивности импульсов, образующихся в массиве при возникновении трещин.

Необходимо отметить, что также возможны изменения в пределах одного и того же участка массива регистрируемых величин, обусловленные изменением горно-геологических и горнотехнических условий (обводнённость, возникновение зон пластических деформаций, опорного давления и пр.). Это следует учитывать при прогнозировании горных ударов и методов их эффективного предупреждения.

Большинство мер по предупреждению горных ударов направлено на разработку ударобезопасной технологии отработки запасов.

Основные принципы ударобезопасной технологии разработки были сформулированы ещё в 70-х гг. XX в.:

- переход на системы с обрушением по мере понижения уровня горных работ;
- применение систем разработки с закладкой выработанного пространства;

- опережающая обработка защитных пластов (слоёв, залежей);
- бесцеликовая обработка запасов от центра к флангам или с фланга на фланг;
- ориентировка длинной оси камер по направлению действия максимального сжимающего напряжения;
- увеличение толщины днища и расстояний между выработками в днищах блоков по вертикали;
- защита выработок днища экранирующими или разгрузочными щелями различных форм и размеров путём камуфлетного взрывания зарядов ВВ в скважинах или шпурах;
- использование компенсационных камер эллиптической формы;
- уменьшение срока службы выработок всех типов и конструктивных элементов систем разработки за счёт интенсификации очистной выемки.

### ***Контрольные вопросы***

1. Что понимают под динамическими формами проявления горного давления?
2. Какие факторы необходимы для возникновения горного удара?
3. Назовите три группы горных пород в зависимости от характера их запредельного деформирования.
4. Что представляет собой тектоническое нарушение?
5. Изложите классификацию горных ударов по физическому признаку.
6. На чём основана классификация горных ударов по энергетическому признаку?
7. В чём сущность классификации по топологическому признаку?
8. На какие виды подразделяется прогноз горных ударов?
9. Что предусматривает локальный и региональный прогноз горных ударов?
10. Изложите основные принципы ударобезопасной технологии разработки.

## Заключение

При подземной разработке месторождений полезных ископаемых горному инженеру очень часто приходится встречаться с большим разнообразием протекания геомеханических процессов, зависящих как от горно-геологических условий, так и технологии разработки.

В учебном пособии приведены сведения о горном давлении и гипотезах его происхождения, определяющих состояние массивов горных пород в различных условиях, методах его определения, прочностных, деформационных, пластических и реологических характеристиках горных пород, факторах образования полей напряжений в горном массиве. Рассмотрены особенности камерно-столбовой и этажно-камерной с поэтажной отбойкой систем разработки и механизма управления горным давлением в них.

Для расчёта конструктивных параметров систем разработки представлена методика определения допустимых пролетов обнажения в породах слоистого и блочного строения, размеров целиков при разработке пологих и наклонных рудных залежей камерно-столбовой системой с панельной подготовкой рудных тел и крутопадающих месторождений с блоковой подготовкой рудных тел. Также рассмотрены методики расчёта устойчивых размеров целиков и обнажений кровли камер на основе первоначального природного напряжения горного массива. Приведены общие сведения о моделировании геомеханического состояния и динамических явлениях в массивах горных пород.

Издание представляет интерес для студентов, обучающихся по направлению «Горное дело», а также может быть использовано для разработки курсовых проектов и подготовки выпускных квалификационных работ.

## Глоссарий

**Блок** – основная выемочная единица при применении камерной системы разработки, состоящей из одной или нескольких камер, разделённых междукламерным целиком.

**Геомеханика** – часть горной науки, изучающая прочность, устойчивость и деформируемость горных пород, надёжность и долговечность горных конструкций под воздействием природных и техногенных сил.

**Гидростатическое поле напряжений** – поле напряжений, обусловленное воздействием поровой свободной воды и гидравлически связанной трещинной жидкости на массив горных пород и определяемое весом столба жидкости, взвешенным эффектом поровым давлением.

**Горное давление** – это удельное значение внешних механических сил в массиве горных пород, приходящихся на единицу площади и вызываемых собственной силой тяжести, действием тектонических сил, подземных вод и газов, термодинамическими процессами.

**Горный удар** – это явление хрупкого разрушения предельно напряжённого участка массива (обычно краевой его части возле выработки или целика), при котором происходят интенсивное дробление, измельчение и выброс породы или разрабатываемого полезного ископаемого в выработку, нарушение крепи, смещение, что влечет за собой в ряде случаев повреждение добычных машин и оборудования.

**Гравитационное поле напряжений** – поле напряжений, обусловленное силой тяжести частиц горных пород и являющееся следствием притяжения Земли.

**Деформационные характеристики горных пород** – характеристики, определяющие количественную оценку роста деформаций (изменение формы и объема) под нагрузкой.

**Динамические формы проявления горного давления** – внезапные разрушения участков массива пород, находящихся в опре-

делённых условиях напряжённого состояния при больших действующих напряжениях.

**Допустимый пролёт обнажения пород** – длина пролёта камеры, при которой не происходит обрушение кровли.

**Зона опорного давления** – зона концентрации напряжений в горном массиве.

**Коэффициент хрупкости горных пород** – соотношение предела прочности пород на растяжение и предела прочности пород на сжатие.

**Коэффициент Пуассона (коэффициент относительных поперечных деформаций)** – отношение относительных поперечных к относительным продольным деформациям образца.

**Математическое моделирование** – это использование набора математических формул, описывающих изучаемые процессы, причём решение поставленной задачи может быть получено как в аналитическом виде, так и с помощью численных методов исходной системы уравнений.

**Механические свойства горных пород** – свойства, характеризующие реакцию пород на воздействие силовых механических нагрузок.

**Модуль упругости горных пород (модуль Юнга)** – коэффициент пропорциональности между действующими нормальными напряжениями и относительными линейными деформациями образца в направлении приложения нагрузки.

**Модуль сдвига** – деформационная характеристика, характеризующая жёсткость породы при сдвиге, которую можно определить как коэффициент пропорциональности между действующими касательными напряжениями и относительными угловыми (сдвиговыми) деформациями.

**Модуль полных деформаций** – показатель, определяемый отношением предела прочности горных пород на сжатие к соответствующим полным деформациям пород перед разрушением.

**Панель** – основная выемочная единица при камерно-столбовой системе разработки, которую рядами целиков разделяют на камеры, расположенные по простиранию или падению залежи.

**Первоначальное напряжённое состояние горного массива** – это 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 массива.

**Пластические деформации** – деформации, развивающиеся в мягких пластичных породах и упругопластичных породах при нагрузках, превышающих предел упругости.

**Пластические характеристики горных пород** – характеристики, определяющие закономерности развития пластических деформаций.

**Ползучесть** – явление возрастания деформаций в горных породах во времени при постоянной нагрузке.

**Прочностные характеристики пород** – характеристики, определяющие предельную величину напряжений, при которых происходит разрушение пород.

**Предел прочности на сжатие** – предельное значение одноосного сжимающего напряжения, предшествующего разрушению горных пород.

**Предел прочности на растяжение** – предельное значение одноосного растягивающего напряжения, предшествующего разрушению горных пород.

**Предел прочности пород сдвигу** – предельное значение касательных напряжений, предшествующих разрушению пород сдвигом при наличии нормальных напряжений.

**Релаксация напряжений** – явление снижения напряжений в горных породах во времени при постоянных деформациях.

**Реологические характеристики горных пород** – характеристики, описывающие явления изменения деформаций и напряжений в горных породах во времени при неизменной нагрузке.

**Сдвижение горных пород** – перемещение и деформирование горных пород, вызванное нарушением естественного равновесия массива пород в результате проведения открытых и подземных горных работ, а также вследствие тектонических процессов, выщелачивания, водопонижения, газонасыщения или дегазации и по другим причинам.

**Система разработки** – это взаимное расположение и порядок проведения подготовительных и очистных выработок, связанных

в единую пространственную конструкцию, а также взаимосвязь и порядок выполнения основных производственных процессов.

**Сцепление (предел прочности горных пород на чистый срез (сдвиг))** – предельное значение касательного напряжения, предшествующего разрушению горных пород сдвигом при отсутствии нормальных напряжений.

**Тектоническое поле напряжений** – поле напряжений, обусловленное современными тектоническими процессами в земной коре.

**Угол внутреннего трения** – показатель прочности горной породы, равный углу наклона касательной к огибающей предельных кругов напряжений в точке её пересечения с осью касательных напряжений.

**Упругие свойства горных пород** – свойства, определяющие деформации при упругом поведении пород под нагрузкой, т. е. развитие под нагрузкой деформаций, пропорциональных величине действующих напряжений, после снятия которых в породах отсутствуют остаточные деформации.

**Устойчивость целиков и обнажений пород в выработках** – состояние, при котором не происходит какого-нибудь значительного их разрушения в течение необходимого промежутка времени, определяемого технологией горных работ или конструкцией системы разработки.

**Физика горных пород** – это фундаментальный раздел горной науки, изучающий физические свойства горных пород и массивов как реакцию на воздействие различных естественных и искусственных физических полей.

**Физическое моделирование** – это создание физического подобия моделируемых реальных процессов и процессов нагружения, имитируемых на моделях, изготовленных из эквивалентных, оптически активных материалов, и аналоговых моделях, предусматривающих замену в модели по сравнению с натурой одних физических полей другими.

**Целик** – часть залежи (пласта) полезного ископаемого, оставляемая нетронутой при разработке месторождения с целью управления кровлей и для охраны горных выработок и наземных сооружений.

## Библиографический список

1. Влох, Н. П. Управление горным давлением на подземных рудниках / Н. П. Влох. – Москва: Недра, 1994. – 208 с.
2. Галаев, Н. З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений: учебник / Н. З. Галаев. – Москва: Недра, 1990. – 176 с.
3. Исследование устойчивости обнажений пород всячего бока в зависимости от угла падения / Г. Т. Нестеренко, Б. С. Скозобцов, П. В. Михеев, А. М. Тиличенко // Горный журнал. – 1965. – № 12. – С. 27–32.
4. Ким, Д. Н. Влияние структуры на сдвиговую прочность массива и определение расчётных механических характеристик / Д. Н. Ким // Горное давление, сдвигение горных пород и методика маркшейдерских работ: сб. науч. тр. – Ленинград: ВНИМИ, 1969. – Вып. 72. – С. 568–585.
5. Кузьмин, Е. В. Основы горного дела: учебник / Е. В. Кузьмин, М. М. Хайрутдинов, Д. К. Зенько. – Москва: АртПРИНТ+, 2007. – 472 с.
6. Лизункин, М. В. Обоснование геотехнологии подземной разработки маломощных пологих и наклонных жил со сложной морфологией (на примере Бом-Горхонского вольфрамового месторождения): дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / М. В. Лизункин. – Чита, 2011. – 210 с.
7. Лизункин, М. В. Обоснование геотехнологии подземной разработки сложноструктурных рудных месторождений: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.22 / М. В. Лизункин. – Чита, 2021. – 439 с.
8. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов / М-во цвет. металлургии; Всесоюз. науч.-исслед., проек-й и констр-й ин-т горного дела цветной металлургии, Чит. фил.-л. – Чита: ВНИПИГорцветмет, 1988. – 126 с.
9. Методические указания по определению устойчивости пород в зависимости от их нарушенности на рудных месторождениях / М-во

угольной пром-сти СССР; Всесоюз. науч.-исслед. ин-т горной геомеханики и маркшейдерского дела. – Ленинград: ВНИМИ, 1974. – 35 с.

10. Методические указания по оценке устойчивости горных массивов по данным геологической документации пород / М-во угольной пром-сти СССР; Всесоюз. науч.-исслед. ин-т горной геомеханики и маркшейдерского дела. – Ленинград: ВНИМИ, 1983. – 34 с.

11. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов / М-во угольной пром-сти СССР; Всесоюз. науч.-исслед. ин-т горной геомеханики и маркшейдерского дела. – Ленинград: ВНИМИ, 1972. – 82 с.

12. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. – Москва: Недра, 1981. – 109 с.

13. Ржевский, В. В. Основы физики горных пород: учебник для горных специальностей вузов / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. – Москва: Недра, 1967. – 288 с.

14. Ривкин, И. Л. Инструктивные указания по определению параметров этажно-камерных систем разработки по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения горных работ на шахтах Кривбасса / И. Д. Ривкин, В. М. Кучер, Н. Я. Халайдовский; Гос. ком. по чёрной и цвет. металлургии при Госплане СССР. Науч.-исслед. горнорудный ин-т «НИГРИ». – Кривой Рог: [б. и.], 1965. – 97 с.

15. Рыльникова, М. В. Геомеханика: учеб. пособие / М. В. Рыльникова, О. В. Зотеев. – Москва: Руда и Металлы, 2003. – 239 с.

16. Садовский, Г. Н. Механика горных пород, расчеты крепи и конструктивных элементов систем разработки рудных месторождений подземным способом: учеб. пособие / Г. И. Садовский, А. А. Колегов, А. А. Янишевский; М-во высш. и сред. спец. образования РСФСР. – Красноярск: Краснояр. политехн. ин-т. Норильск. вечер. индустр. ин-т, 1974. – 154 с.

17. Слесарев, В. Д. Механика горных пород и рудничное крепление / В. Д. Слесарев; М-во угольной промышленности западных районов СССР. – Москва: Углетехиздат, 1948. – 303 с.

18. Слесарев, В. Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения / В. Д. Слесарев; М-во угольной промышленности западных районов СССР. – Москва: Углетехиздат, 1948. – 196 с.

19. Сосновский, Л. И. Обоснование методов управления геомеханическими процессами при подземной разработке золоторудных месторождений на основе выявленных закономерностей формирования тектонических структур: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.22, 25.00.20 / Л. И. Сосновский. – Иркутск, 2007. – 331 с.

20. Сосновский, Л. И. Управление геомеханическими процессами при разработке наклонных жил в условиях многолетней мерзлоты / Л. И. Сосновский, А. М. Павлов, В. А. Филонюк // ГИАБ. – 2006. – № 11. – С. 77–83.

21. Стаматиу, М. Расчёт целиков на соляных рудниках / М. Стаматиу. – Москва: Госгортехиздат, 1963. – 148 с.

22. Технология разработки золоторудных месторождений / В. П. Неганов, В. И. Коваленко, Б. М. Зайцев, Л. И. Сосновский. – Москва: Недра, 1995. – 336 с.

23. Турчанинов, И. А. Основы механики горных пород / И. А. Турчанинов, М. А. Иофис, Э. В. Каспарьян. – Ленинград: Недра, 1989. – 488 с.

24. Тюпин, В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах: монография / В. Н. Тюпин. – Белгород: БелГУ, 2017. – 192 с.

## Приложение

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

Месторождение (рудник)	Наименование горных пород	Объемный вес, γ, МН/м <sup>3</sup>	Прочность в образце				Модуль упругости $E \cdot 10^{-4}, \text{МПа}$	Коэффициент Пуассона $\mu$	Сцепление $C, \text{МПа}$
			при одноосном сжатии $\sigma_{сж}, \text{МПа}$	при одноосном растяжении $\sigma_{р}, \text{МПа}$	при срезе $\tau^0, \text{МПа}$				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	
Рудник «Западный»	Известняки	0,0266–0,0268	46–225	-	-	3,56–10,6	0,25–0,72	-	
	Известняки оруден- ные	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 п/остров)	Диабаз	0,0304	309	52	-	-	-	-	
	Оливинит	0,0363	-	-	-	-	-	-	
	Габро-норит	0,0293	-	-	-	-	-	-	
	Норит-	0,0315–0,0322	-	-	-	-	-	-	
	меланократовый Перидотит	0,0321–0,0238	-	-	-	-	-	-	
Пироксенит- оливиновый	0,0324–0,0330	-	-	-	-	-	-		
Энстатит	0,0314–0,0328	-	-	-	-	9,00–14,2	0,22–0,27	-	

Продолжение таблицы

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Печенга-никель (Кольский п/остров)	Серпентинит оруденелый	0,0298	90-130	10	-	4,72-6,20	0,27-0,34	-
Разданское	Диабазовый порфирит	0,0285	157			2,83		
	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			
Талнахское (Норильский комбинат)	Алевролит	0,0267	89	11	18	-	-	30
	углекислый							
	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	20-80
	Габбро-диабаз	0,0203-0,0328	46-232	7-29	11-44	6,10-11,20	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	11-125	12-16	20-22	6,40-10,40	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
	Долерит	0,0275	115	16	24	-		36
	оруденелый							
	Известняк	0,0273	143	16	27	8,90-9,00	0,30	40
	Мергель	0,0293	111	12	20	-	-	31
Песчанник	0,0250-0,0265	67-237	6-27	11-18	5,30-9,10	0,22-0,28	23-78	
Пирролитовая жила	0,0400-0,0458	100-156	7-11	15-24	2,50-4,50	0,31-0,43	31-53	

Продолжение таблицы

1	2	3	4	5	6	7	8	9	
	Роговики Скарны Халькопиритовая жила	0,0268-0,0281 0,0253-0,0283 0,0401-0,0440	88-261 173-206 97-121	11-34 3-22 7-9	19-56 5-37 13-15	6,00-9,70 2,70 -	0,22-0,29 0,22 -	34-84 8-52 33-42	
	Туффит Руда медно- никелевая	0,0250 0,0424-0,0467	120 44-71	11 -	20 -	- 3,69-4,50	- 0,23-0,41	38 -	
	Руда сульфидная	0,0408-0,0430	34-83	-	-	2,64-9,20	0,21-0,34	-	
Фестивальное (Хабаровский край, Солнечный комбинат)	Диорит	0,0268	252	19	-	3,40	-	54	
	Конгломерат	0,0256	236	9	-	2,40	-	43	
	Песчаник мелко- зернистый	0,0264	250	22	-	2,70	-	78	
	Порода кварцтур- малиновая	0,0266	220	21	-	2,70	-	71	
	Руда кварц- арсенопиритовая	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	
	Шерловгорское (Забайкальский край)	Брекчия массивная	0,0245	91	6	-	1,42	-	7
		Брекчия осадочная	0,0255	40	14	-	3,14	-	3
Брекчия турмали- низированная		0,0234	130	8	-	1,77	-	5	
Порфир диори- товый		0,0267	95	6	-	1,86	-	19	
Порфир кварцевый		0,0233	24	3	-	1,53	-	6	
Порфир плагио- класкварцевый		0,0215	45	2	-	0,54	-	12	

Продолжение таблицы

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Дарасунское золоторудное	Бедная руда	0,029	14	-	-	6,9	0,23	-
Тасеевское золоторудное	Кварц	0,025	61–110	-	-	3,80–4,90	0,19	-
Советское золоторудное	Кварц	0,025–0,029	107–231	2–7	-	6,30–7,60	0,23	-
Полиметаллическое месторождение (Иргышский комбинат)	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	-	1,00–1,50	0,25–0,45	-
Южно-Уральское бокситовое (СУБР)	Зеленовато-серая (пёстроцветная) руда	0,027	130–200	-	-	1,40–3,00	-	-
Хайдарканское сурьмяно-рутное	Руда антимонитовая Брекчия	0,028 0,028	70 152	3 10	-	1,80 5,10	0,20 0,38	-
Ингиличинское вольфрамовое	Пироксе новые скарны	0,031	130	-	-	4,00–6,20	-	-
Садонское полиметаллическое	Граниты кагализированные	0,025–0,038	55–88	-	-	5,40	0,35	-

Окончание таблицы

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Вишневогорское редкометаллическое	Пегматиты	0,026	140–160	-	-	4,30	0,20	
Бом-Горхонское вольфрамовое	Граниты Кварцевый диорит	0,0263–0,0268	-	-	-	5,3–5,6	0,27	-
Стрельцовское рудное поле	Фельзиты Базальты Трахидацинты Конгломераты Туфы трахидацинтов Граниты	0,0233–0,0265	72–186,9	6,9–17,8	-	3,17–6,40	0,18–0,36	-
Майское золоторудное	Граниты Порфирит Песчаник Сланец	0,0270	65,8–159,8	7,49–30,26	-	9,35–10,9	-	-
Ново-Широкинское золотополиметаллическое	Брекчиевидная пирит-галенитовая руда Анлезит Тонкозернистая кварц-хлорит-карбонатная порода Брекчия	0,0248–0,0376	69,2–162,3	5,8–22,2	-	7,7–22,7	-	-

*Учебное издание*

**Лизункин Михаил Владимирович**  
**Лизункин Владимир Михайлович**  
**Морозов Александр Анатольевич**

# **ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ РАСЧЁТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ**

Редактор К. Р. Потапова  
Вёрстка С. Я. Непомнящих

Подписано в печать 08.07.2022.  
Формат 60×84<sup>1/16</sup>.  
Бумага ксерографическая. Гарнитура Times New Roman.  
Уч.-изд. л. 6,7. Усл. печ. л. 9,5.  
Тираж 100 экз. (1-й з-д 1–38 экз.). Заказ № 22077.

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет»  
672039, Чита, ул. Александро-Заводская, 30

