

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

СОГЛАСОВАНО:

Начальник Горного управления

Р.И.Семигин

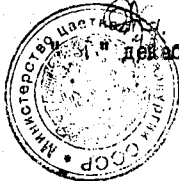
"31" декабря 1986 г.

УТВЕРЖДАЮ:

Заместитель Министра

К.К.Абдиев

"31" декабря 1986 г.



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

Чита

1986 год.

Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. Чита, 1988, 126 с. (М-во цветной металлургии СССР. Всесоюзный научно-исследовательский, проектный и конструкторский институт горного дела цветной металлургии ВНИИгорцветмет, Читинский филиал).

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

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

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

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

Ил. 12, табл. 17, библиогр. 16.

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

ПЕРЕЧЕНЬ УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

Геометрические размеры

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

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

Механические (силовые) параметры

σ_v - вертикальная составляющая компонента напряжений, МПа;

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

Безразмерные коэффициенты

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

ческих размеров камер и целиков от их расчётной величины;

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

Статистические показатели

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

ВВЕДЕНИЕ

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

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

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

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

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

голетней практики работы предприятия.

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

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

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

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

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

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

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

В разработке и составлении "Методических указаний" приняли участие:

От Читинского филиала ВНИИГорцветмет:

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

От ВНИИМ:

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

От Унипромедин:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Оценка структурного ослабления массива горных пород выполняется на основе изучения его нарушенности трещинами и имеет целью определение степени уменьшения прочности реального массива по отношению к прочности, установленной при испытании образцов пород /1, 2./ Соответствующие исследования выполняются как путём измерений параметров трещиноватости в производственных условиях, так и путём сравнительных испытаний на прочность монолитных и трещиноватых образцов.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

а величина горизонтальных напряжений

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

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

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

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

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

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

зок на конструктивные элементы систем разработки путём их расчёта по величине действующих в массиве гравитационных сил.

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

В основу расчёта размеров несущих элементов систем разработки положен принцип непревышения развивающимися в опасных сечениях напряжениями предельных значений прочности пород, установленных испытаниями. Критерий "допустимая величина напряжений" используется почти во всех случаях, за исключением задачи по определению допустимого пролёта обнажений в породах с развитой трещиноватостью. Такие породы практически теряют способность работать на растяжение, при этом устойчивость обнажений кровли и бортов камер предопределяются уже не столько напряжениями растяжения на контуре, сколько механическим взаимодействием структурных элементов массива, включающим в том числе и явления взаимного подпора и 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 напряжений в опасных сечениях;
- корректировка расчётных параметров с учётом динамических

нагрузок (по фактору взрывных работ).

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

3. ХАРАКТЕРИСТИКА И СПОСОБЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЛИЧИН РАСЧЕТНЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ

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

Таблица 3.1

Рекомендуемые значения коэффициента K_H

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

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

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

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

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

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

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

Для условий тектонически спокойного региона η может определяться из условия

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

В тектонически активном регионе необходимо экспериментальное определение σ_1, σ_3 с последующим расчётом коэффициента бокового распора η .

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

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

Таблица 3.2

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

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

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

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

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

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

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

Приведённое число трещин N' устанавливается расчётом из выражения

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

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

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

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

Таблица 3.3

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

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

Показатель совокупного влияния трещин различной ориентировки рассчитывается по формуле

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

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

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

В этой формуле C_T рекомендуется принимать равным 0,7.

3.3.4. Прочность пород на сжатие в массиве определяется выражением

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

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

Таблица 3.4

Изменение коэффициента трещиноватости от густоты трещин

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

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

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

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

то при расположении целика длинной осью поперёк доминирующей системы трещин

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

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

3.4.2. Применительно к расчёту междукammerных целиков при камерно-столобовой системе разработки коэффициент формы K''_Φ определяется следующими выражениями:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

3.4.4. При расчёте междуэтажного целика коэффициент формы определяется выражениями:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Таблица 3.5.

Рекомендуемые значения коэффициента $K_{вр}$

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

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

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

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

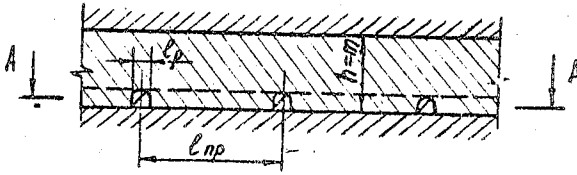
$$K_{осл} = \frac{a \cdot (l_{пр} - l_p - 0,4)}{a \cdot l_{пр}} \quad (3.25)$$

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

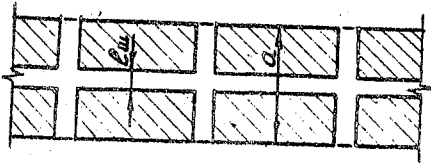
$$K_{осл} = \frac{(a - a_k - 0,4)(h_{пр} - h_p - 0,4)}{a \cdot h_{пр}} \quad (3.26)$$

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

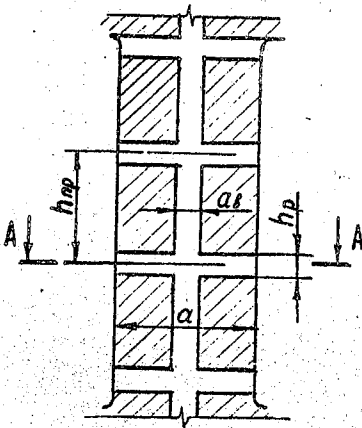
а)



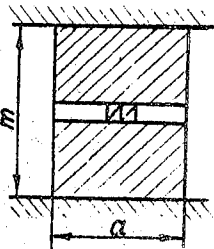
A-A



б)



A-A



- с.3.1. Схема, иллюстрирующая ослабление целиков горными выработками.
- а - ленточный целик с пройденными в нём штреком и рассечками (панельная подготовка пологопадающих рудных тел);
 - б - междукмерный целик при блоковой подготовке рудных тел с пройденными в нём восстающим и рассечками.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

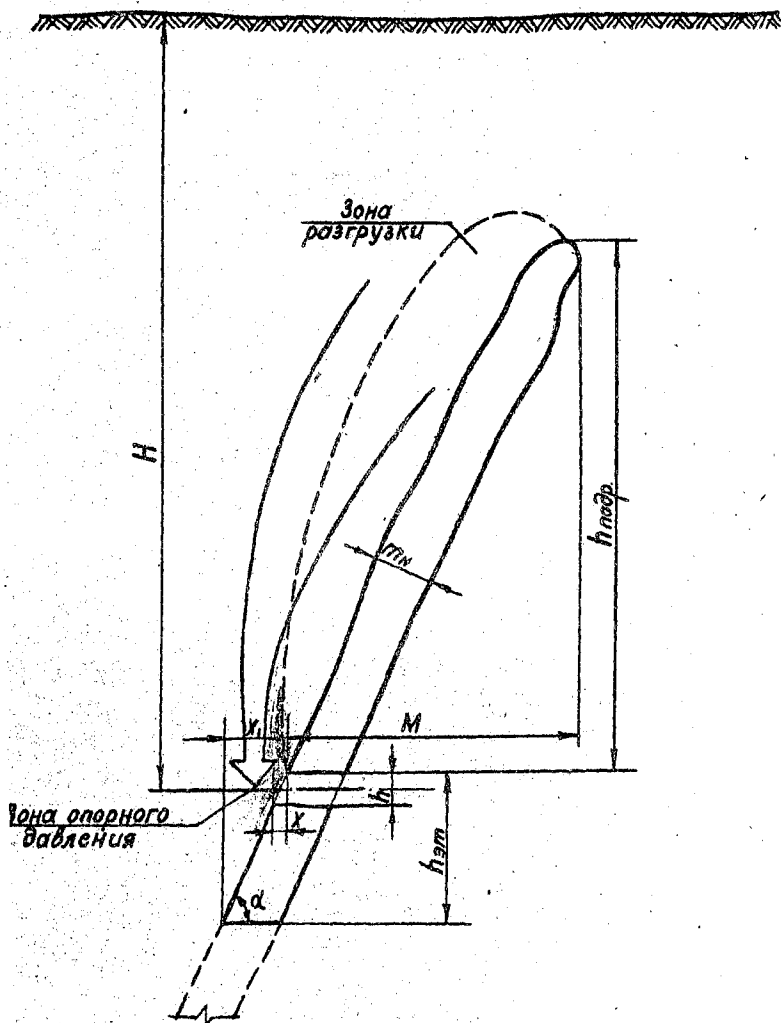


Рис. 3.2. Формирование зоны опорного давления при отработке слепых рудных тел крутого падения в устойчивых вмещающих породах.

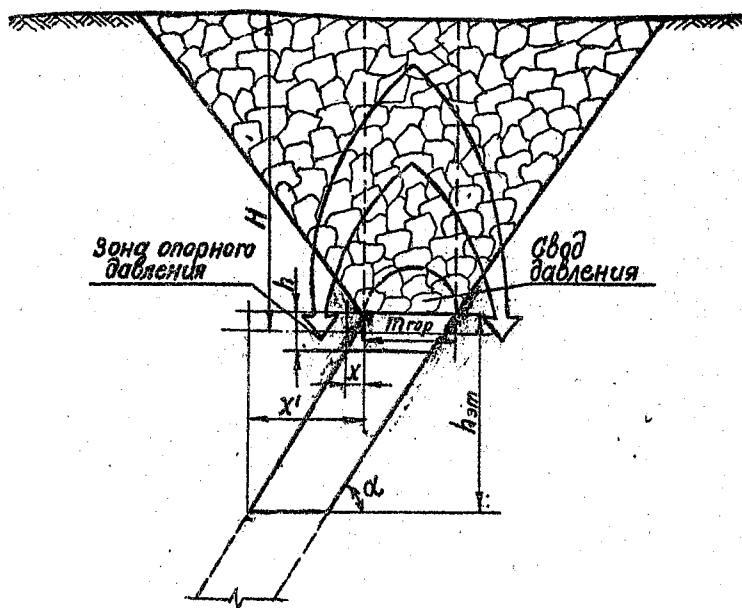


Рис. 3.3. Формирование зоны опорного давления при нормальном развитии зоны обрушения.

При выборе значений коэффициента следует руководствоваться данными табл. 3.5.

Таблица 3.5

Рекомендуемые значения коэффициента упрочнения K_y

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

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

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

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

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

$$\sigma_{сж}^{vi} = \sigma_{сж}^y \cdot \frac{1 + 0.4 \sqrt{\frac{F_{пл}}{h}}}{1 + \sqrt{\frac{h_{пл}}{h}}} \quad (3.34)$$

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

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

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМЫХ ПРОЛЕТОВ ОБНАЖЕНИЯ ПОРОД

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

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

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

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

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

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

Таблица 4.1

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

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

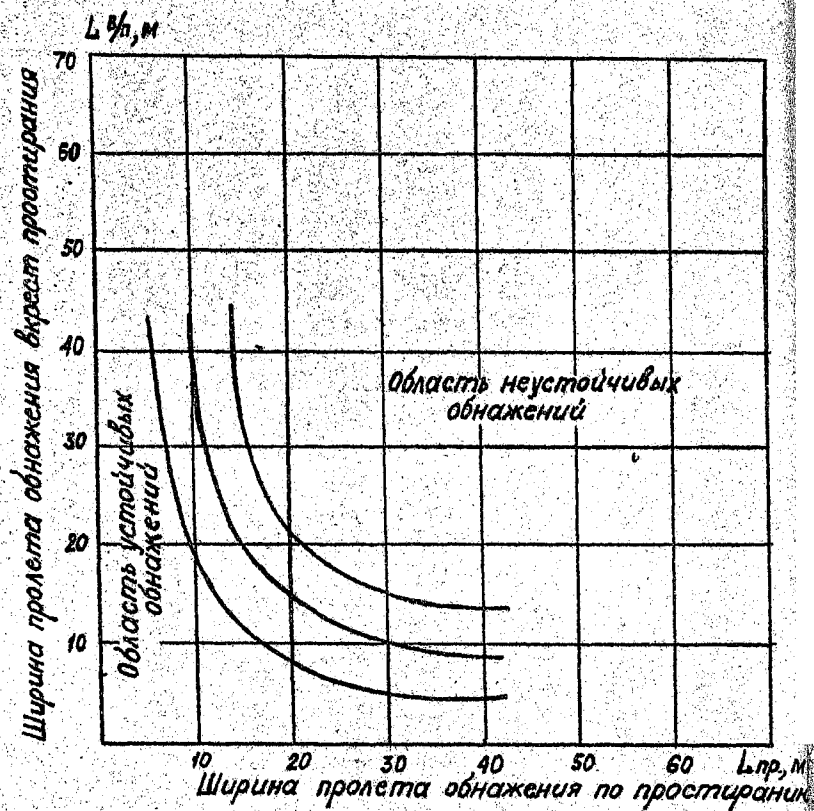


Рис. 4.1. Изменение предельно допустимых пролётов устойчивых горизонтальных обнажений пород в зависимости от длины камер

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

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

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

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

при $\alpha' \leq 55^\circ$

$$\frac{l\alpha'}{l\alpha_i} = \frac{\cos \alpha_i}{\cos \alpha'} \quad (4.2)$$

при $\alpha' > 55^\circ$

$$\frac{l\alpha'}{l\alpha_i} = \frac{1,74 + 0,02 (\alpha_i' - 55)}{1,74 + 0,02 (\alpha_i' - 55)} \quad (4.3)$$

где $l\alpha_i$ и $l\alpha_i'$ - предельно допустимые устойчивые пролёты обнажения пород при наклоне плоскости обнажения под углами соответственно α_i' и α_i .

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

При $\alpha' \leq 55^\circ$

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

при $\alpha' > 55^\circ$

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

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

рассчитать по формуле

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

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

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

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

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

при $\frac{h_i}{h_n} < 0,5$ $K_n = 1$

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

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

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

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

Порядок работы с номограммой следующий. Для действующих рудников:

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

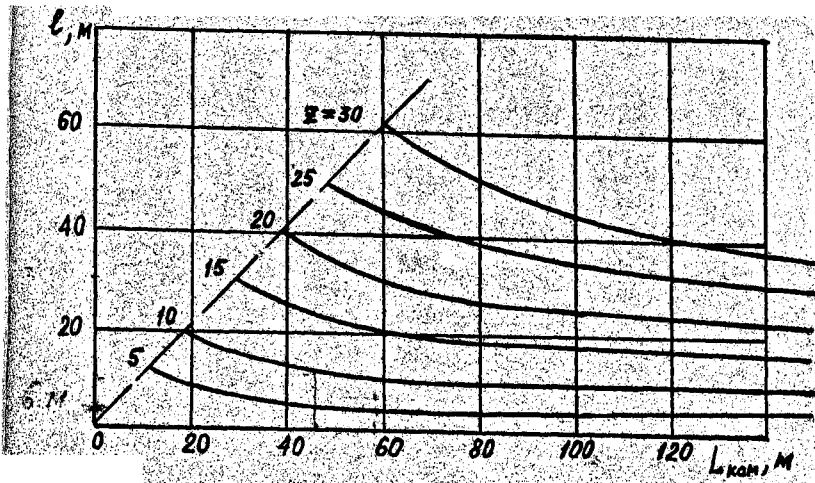


Рис. 4.2. Номограмма для определения предельно допустимых пределов горизонтального обнажения пород при блочном их строении

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

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

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

Таблица 4.2

Зависимость параметра "Z" от строения и прочности пород

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

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

5.1. Общие положения

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

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

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

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

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

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

$$\frac{4K_H \cdot K_a \cdot \gamma \cdot H \cdot (a_4 + l)^2}{\pi a_4^2} = \frac{\sigma_{сж}^* \cdot K_{отр} \cdot K_{вр}}{K_{зап}} \cdot K_{\psi}^* \quad (5.3)$$

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

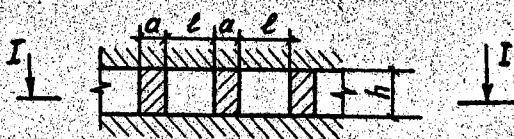
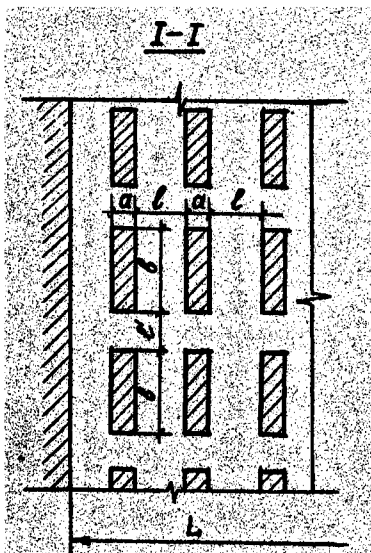


Рис. 5.1. Схема к расчёту столчатых цоколей с прямоугольным поперечным сечением

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

5.1.6. При расчёте ленточных целиков условие прочности примет вид

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

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

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

5.2. Расчёт изолированных междукламерных целиков

Обозначим в выражении (5.1)

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

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

$$q(a + l) \cdot (l' + b) = a \cdot b \cdot K'_{\varphi} \cdot K''_{\varphi} \quad (5.8)$$

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

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

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

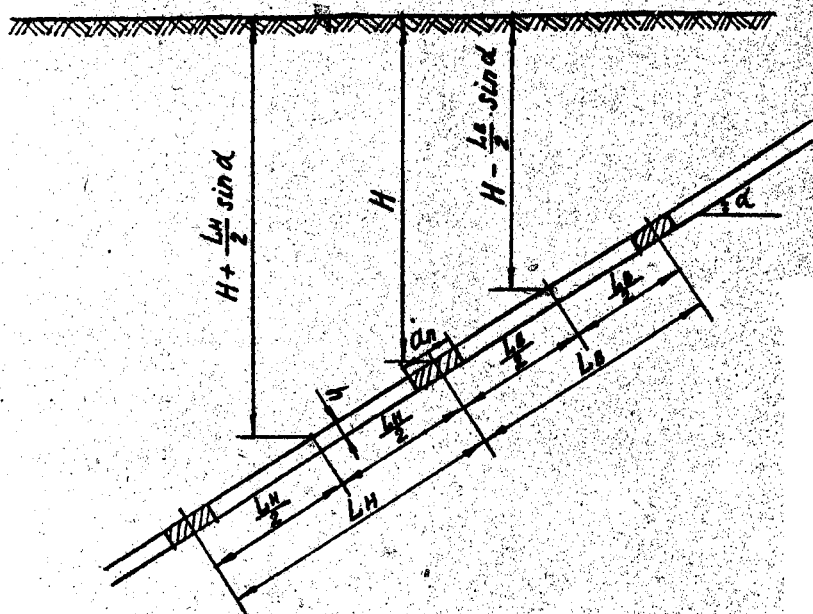


Рис. 5.2. Схема к расчёту барьерных щеликов

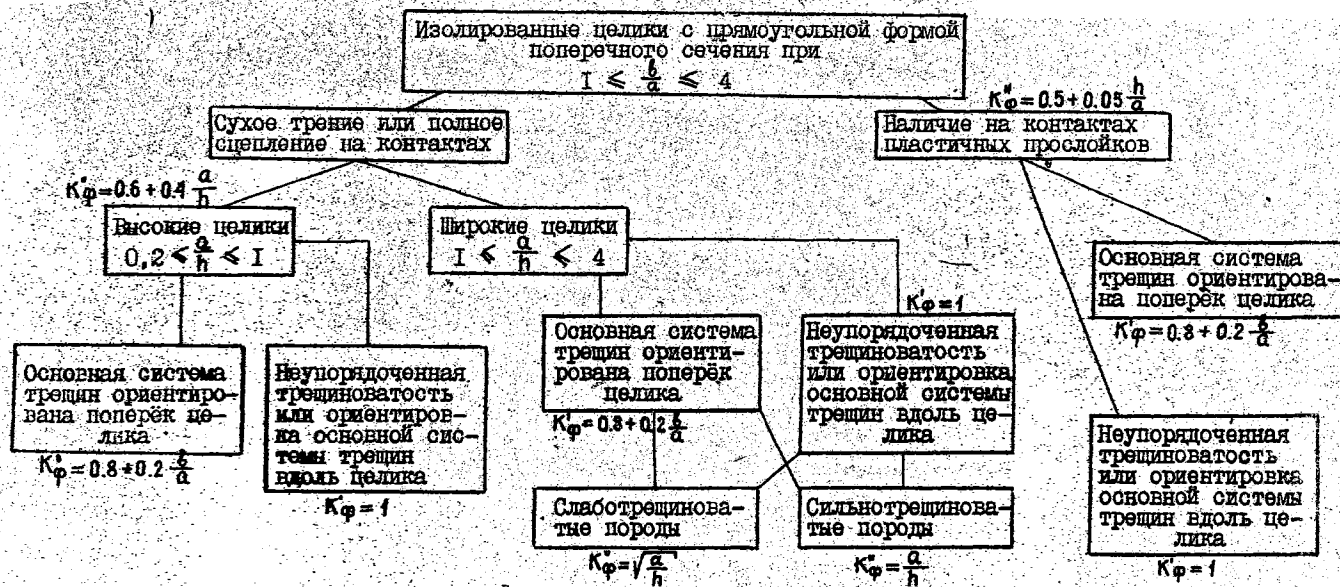


Рис. 5.3. Схема к выбору значений коэффициентов K_{ϕ}' и K_{ϕ}'' при расчёте изолированных целиков с прямоугольной формой сечения

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

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

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

$$q(a+l)^2 = a^2 \cdot K''_\phi \quad (5.9)$$

а для целиков круглого сечения

$$4q(d_u+l)^2 = \pi d_u^2 \cdot K''_\phi \quad (5.10)$$

Решаются эти уравнения методом последовательной подстановки значений a или d_u . Значения коэффициента K''_ϕ принимаются в соответствии с рекомендациями п. 3.4.2. (рис 5.4)

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

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

5.3. Расчёт ленточных целиков

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

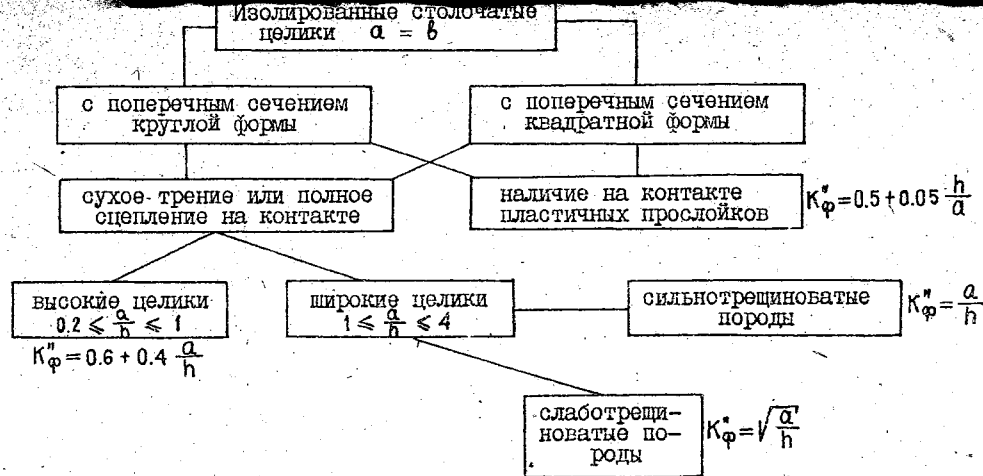


Рис. 5.4. Схема к выбору значений коэффициента K_{ϕ}'' при расчёте изолированных целиков столчатой формы с квадратным и круглым поперечным сечением

ных целиков имеет вид

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

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

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

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

Условие прочности барьерных целиков с учетом (5.7) имеет вид

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

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

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

Условие прочности ленточных целиков общего назначения тогда получит вид

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

а целиков барьерных

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

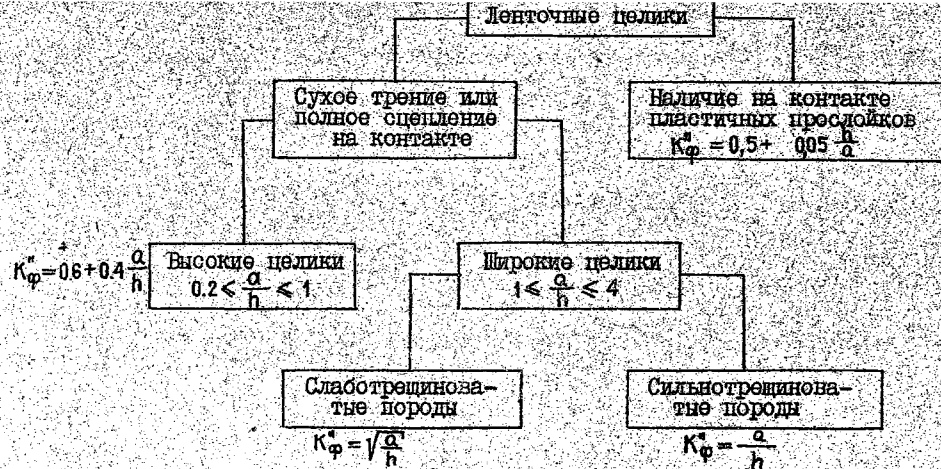


Рис. 5.5. Схема к выбору значений коэффициента K_{φ} при расчёте ленточных целиков

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

5.4. Дополнительные замечания к расчёту целиков

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 поверхности его слоёв, непосредственно примыкающие к зарядам, разрушаются, а слои более глубокие, распространяющиеся на глубину 1,5–2,0 м, настолько ослабляются трещинами, что практически не несут нагрузки и часто обрушаются под влиянием сейсмического воздействия взрывных работ в камерах. Это обстоятельство необходимо учитывать при определении места расположения оконтуривающих целик шпуров и скважин.

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

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

– при расположении оконтуривающих шпуров или скважин параллельно стенкам целика и

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

– при перпендикулярном расположении шпуров или скважин.

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

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

Таблица 5.1

Рекомендуемая минимальная ширина междуканальных целиков
при камерно-столбовой системе разработки

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

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

6.1. Общие положения

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

Величина и характер распределения нагрузок на несущие конструктивные элементы систем разработки в значительной мере определяются физическим состоянием налегающей толщи пород. По этому признаку следует различать три возможные в практике горных работ принципиально отличающиеся ситуации. Первая, — когда по мере отработки рудного тела происходит обрушение налегающей толщи пород и формирование зоны обрушения, которая прорезает породный массив и лишает его сплошности. По существующим представлениям междустажный 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, передаёт свой вес на участки массива, граничащие с междустажным целиком. При этом образуется так называемая зона опорного давления, характеризующаяся наибольшей концентрацией напряжений вблизи рудного тела и постепенным их снижением по мере удаления в глубину массива окружающих пород (рис. 3.3).

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

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

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

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

6.2. Расчёт междуэтажных целиков

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

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

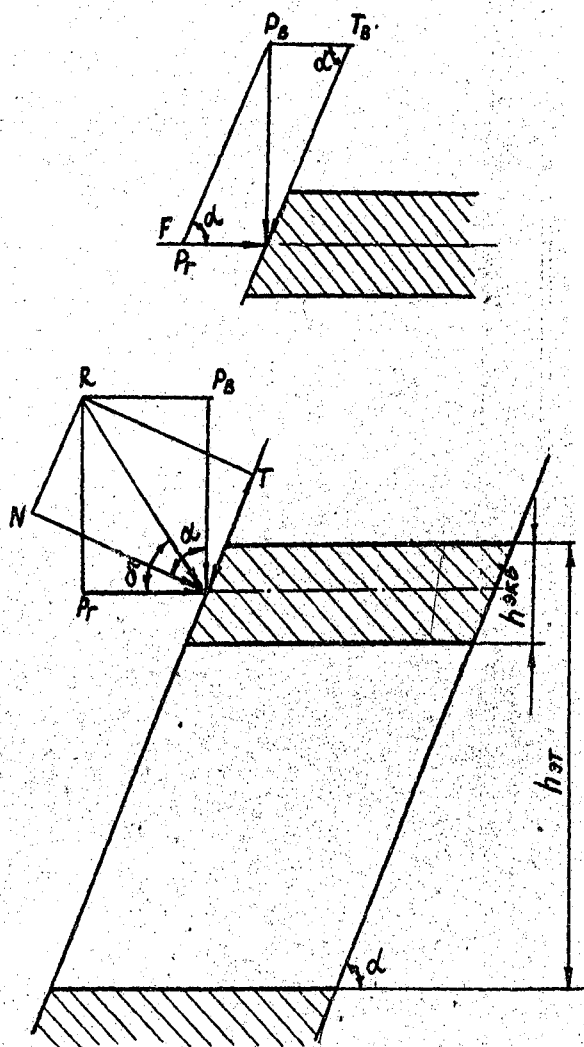


Рис. 6.1. Схема распределения сил, действующих на междуэтажный целик

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

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

6.2.4. При нормальном развитии зоны обрушения над выработанным пространством верхних этажей расчёт междуетажного 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 междуетажного целика и развитие в кровле камер растягивающих напряжений.

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

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

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

где $h_{\text{экб}} = h_{\text{пот}} + 0.25 \cdot h_{\text{вн}}$, — (6.2)

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

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

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

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

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

$$P_v = L_{\text{кам}} \cdot \gamma \cdot H \cdot K_k \left[\frac{h_{\text{экв}}}{t q \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{2(L_{\text{кам}} \cdot t q \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})} \right] \quad (6.4)$$

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

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

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

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

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

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

где А, В, С - числовые коэффициенты.

Затем определяется

$$F = P_r + \frac{P_v}{t q \alpha} \quad (6.9)$$

и полученное выражение вводится в уравнение (6.1).

После выбора ориентировочных значений K_{ϕ} в соответствии с рекомендациями раздела 3 и подстановки исходных данных уравнение (6.I) решается относительно $h_{эка}$. Ввиду сложности прямого математического решения уравнения рекомендуется решать задачу методом последовательной подстановки $h_{эка}$ до получения удовлетворительного соотношения правой и левой частей уравнения. Целесообразная точность решения 0,5 м.

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

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

$$\frac{\sin \alpha (T - N \operatorname{tg} \varphi)}{L_{\text{кам}} \cdot h_{\text{эка}}} \leq c_k \quad (6.I0)$$

Порядок выполнения расчёта следующий.

Расчитывается результирующая сил, действующих на междуэтажный целик со стороны висячего бока (рис. 6.I)

$$R = \sqrt{P_s^2 + P_r^2} \quad (6.II)$$

Затем определяется усилие, действующее перпендикулярно плоскости контакта

$$N = R \cos \left(\alpha - \arctg \frac{P_r}{P_s} \right) \quad (6.I2)$$

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

$$T = \frac{P_s}{\sin \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} \cdot \sin \alpha \cdot Q_u}{2 (L_{\text{кам}} + m_{\text{гор}})} \quad (6.I3)$$

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

При наличии над целиком зоны обрушения

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

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

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

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

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

Значение $K_{\text{тр}}^K$ устанавливается экспериментально. Для ориентировочных расчётов 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 расчёте используется показатель сцепления для более слабой из контактирующих пород. Для ориентировочных расчётов могут быть использованы значения показателя сцепления аналогичных пород, приведённые в приложении.

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

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

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

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

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

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

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

Из условия прочности по срезающим напряжениям в плоскости контакта

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

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

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

и

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

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

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

$$h = h_{пот} + h_{дн} \quad (6.24)$$

6.3. Определение размеров надштрековых целиков в днище блоков

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

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

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

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

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

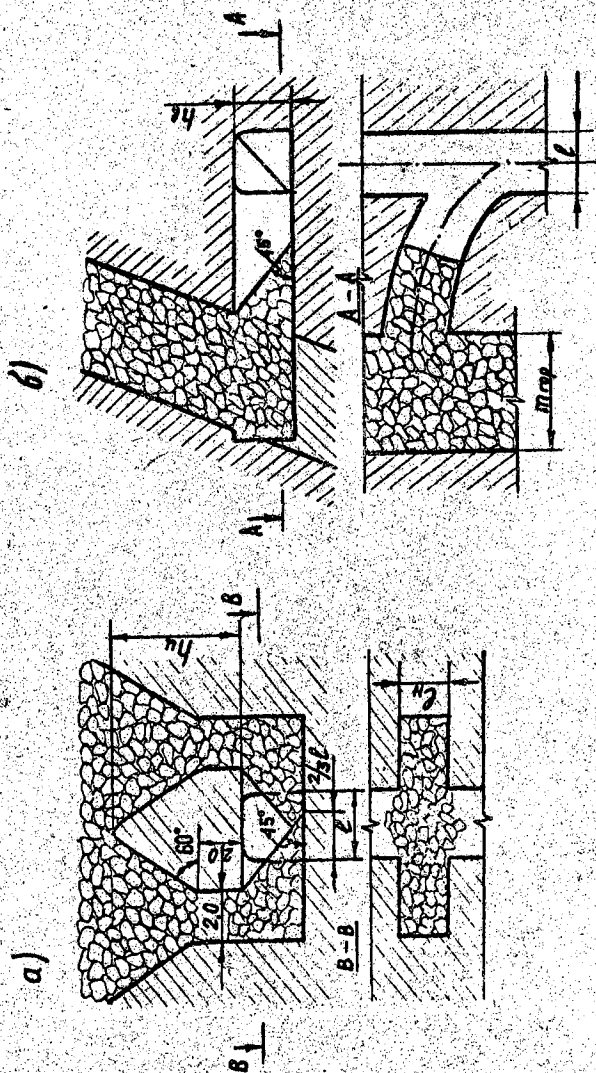


Рис. 6.2. Стена с определенными размерами надгребенного
целика в днище блока.

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

$$\frac{\sigma^* \cdot K_{стр} \cdot K_{др}}{K_{зан}} \geq \frac{0.32 \cdot m_{др}^2 \cdot \gamma \cdot L_n}{P \cdot K_p \cdot (h_{н.ц.} + 2)} \quad (6.25)$$

Отсюда минимально допустимая высота надштрекового целика

$$h_{н.ц.} = \frac{0.32 \cdot m_{др}^2 \cdot \gamma \cdot L_n \cdot K_{зан}}{\sigma^* \cdot K_{стр} \cdot K_{др} \cdot P \cdot K_p} - 2 \quad (6.26)$$

$$P = \frac{1.8 \cdot d (K_p - 0.73)}{\operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{\varphi'}{2} \right)} \quad (6.27)$$

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

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

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

6.4. Расчёт предохранительного целика-потолочины под дном карьера

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

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

$$h_{пот} \geq 0.25 l \cdot \frac{\gamma \cdot l + \sqrt{\gamma^2 \cdot l^2 + 8 \sigma_{дон} \cdot q_1}}{\sigma_{дон}} \quad (6.29)$$

$$\text{где} \quad \sigma_{дон} = \frac{\sigma_p^* \cdot K_{стр} \cdot K_{др}}{K_{зан}} \quad (6.30)$$

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

6.5. Дополнительные замечания к расчёту междуэтажных целиков

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

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

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

при расположении оконтуривающих шпуров или скважин параллельно контуру потолочины и

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

при перпендикулярном расположении шпуров или скважин.

6.6. Расчёт междукамерных целиков

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

$$\frac{R \cdot \sin \alpha \cdot \cos \varepsilon}{a \cdot h \cdot K_{осл}} \leq \frac{G_{сж} \cdot K_{стр} \cdot K_{бр} \cdot K_{ф}}{K_{зон}} \quad (6.33)$$

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

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

$$P_b = \gamma H \frac{h}{tg \alpha} \cdot K_k \cdot \left(a + \frac{h \cdot L_{кам}}{h + L_{кам} \cdot tg \alpha} \right) \quad (6.34)$$

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

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

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

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

6.6.4. Порядок расчёта ширины междукламерного целика следующий:

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

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

и

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

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

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

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

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

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

Таблица 6.1.

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

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

ЛИТЕРАТУРА

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

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

ПРИЛОЖЕНИЕ № I

ПРИМЕРЫ РАСЧЁТА ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

I. Определение предельно допустимых пролётов обнажения пород в очистных камерах

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

Р е ш е н и е:

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

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

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

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

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

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

$$l_d = \frac{\sqrt{13^2 \cdot 275}}{\frac{500}{\cos 30^\circ}} = 11,0 \text{ м}$$

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

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

Р е ш е н и е:

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

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

$$\frac{q_z}{G_{сж}} = \frac{16,95}{40} = 0,42 > 0,4; \text{ следовательно}$$

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

С учётом наклона рудного тела по (4.4)

$$l_{э.кв} = \frac{11,6}{0,66} = 17,6 \text{ м},$$

а принимая во внимание ограниченную длину камер по (4.8)

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

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

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

Р е ш е н и е:

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

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

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

Р е ш е н и е:

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

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

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

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

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

Р е ш е н и е:

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

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

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

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

Р е ш е н и е:

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

2. Определение значений некоторых коэффициентов, входящих в расчётные формулы

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

Р е ш е н и е:

По формуле (3.5)

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

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

Из выражения (3.6) следует

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

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

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

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

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

Р е ш е н и е:

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

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

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

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

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

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

после чего рассчитывают усреднённый коэффициент структурного ослабления

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

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

Р е ш е н и е:

Определим M — горизонтальную проекцию выработанного пространства в плоскости, перпендикулярной простиранию, м

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

по формуле (3.28)

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

Из выражения (3.27)

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

Далее из (3.29)

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

и по формуле (3.30)

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

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

Р е ш е н и е:

По формуле (3.31)

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

Затем по (3.32)

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

3. Расчёт междуканальных щеликов

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

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

Р е ш е н и е:

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

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

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

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

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

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

$$\frac{1,0 \cdot 0,93 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1 (3 + 12) (8 + 6)}{120 \cdot 0,4 \cdot 0,7} = 36 \cdot (0,8 + 0,2 \frac{a}{3}) (0,6 + 0,4 \frac{a}{5})$$

После преобразования

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

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

$$b = 19 \text{ м}$$

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

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

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

после преобразования

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

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

$$b = 11,5 \text{ м.}$$

Таким образом, результат расчета $a = 6 \text{ м}$; $b = 11,5 \text{ м}$.

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

Р е ш е н и е:

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

По п.3.2.2.

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

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

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

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

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

$$\frac{1,0 \cdot 0,97 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1 \cdot 16 \cdot (8 + b)}{56,2 \cdot 0,7} =$$

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

После преобразования получим

$$1154 + 144 b = 145 b$$

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

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

$$\frac{1,0 \cdot 0,97 \cdot 0,026 \cdot 200 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1,1 \cdot 18(8 + b)}{56,2 \cdot 0,7} =$$

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

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

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

Решение:

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

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

$$K_\alpha = \frac{0,25 \cdot \sin 10^\circ}{\cos 7,5^\circ \cdot \sin(10^\circ - 7,5^\circ)} \approx 1,9$$

по п. 3.10

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

Усреднённое значение коэффициента структурного ослабления

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

В соответствии с рекомендациями п.3.4.2 и рис. 5.4

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

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

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

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

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

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

Р е ш е н и е:

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

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

С учётом п. 3.10

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

Усреднённое значение коэффициента структурного ослабления

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

В соответствии с рекомендациями п. 3.4.2 и рис. 5.5

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

Подставляя исходные данные в выражения (5.7) и (5.11), получим

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

или после упрощения

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

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

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

Исходные данные для расчёта: $H = 150$ м; $L_8 = 150$ м;
 $h = 6$ м; $L_H = 200$ м; $\alpha = 20^\circ$; $\gamma = 0,025$ МН/м³; $\sigma_{сж} = 160$ МПа;
 $\mu = 0,3$; $K_{стр} = 0,8$; $K_{вр} = 0,7$; $K_{зап} = 2,0$. Целик расположен
 по простиранию рудного тела и прорезан у основания штреком
 шириной $l_w = 2,8$ м и симметрично расположенными сбоями шири-
 ной $l_p = 2,0$ м через каждые 10 м. На контакте целика с породами
 кровли расположен небольшой мощный прослоек пластичных пород.

Р е ш е н и е:

Из табл. 3.1 $K_H = 0,7$. По п. 3.2.2

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

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

В соответствии с рекомендациями п. 3.4.2 и рис. 5.5

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

По п. 3.7.1

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

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

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

или после упрощений

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

Решая уравнение методом последовательной подстановки
 значений α , получим $\alpha = 29,5$ м.

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

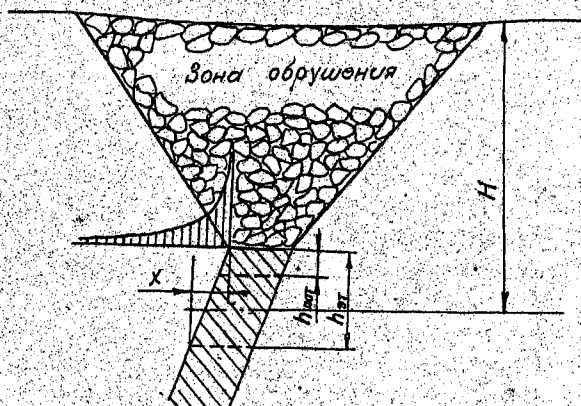
$m_{\text{норм}} = 10 \text{ м}; \alpha = 70^\circ; h_{\text{от}} = 50 \text{ м}; h_{\text{пот}} = 10 \text{ м}; \mu = 0,2; \sigma_{\text{ож}} =$
 $= 120 \text{ МПа}; K_{\text{отр}} = 0,7; K_{\text{вр}} = 0,7; K_{\text{зап}} = 1,65; a_i = 2,6 \text{ м};$
 $h_p = 2 \text{ м}; h_{\text{пр}} = 6 \text{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

Отработка рудного тела сопровождается нормальным развитием зоны сдвижения.

Р е ш е н и е:

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

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



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

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

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

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

(6.34) и (6.35), рассчитаем P_B и P_T

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

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

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

по (6.38) и (6.39)

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

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

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

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

Подставляя исходные данные в уравнение (6.33), получим

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

Таким образом, $a = 10 \text{ м}$.

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

Р е ш е н и е:

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

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

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

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

по (6.38) и (6.39)

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

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

по (3.26)

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

Из п. 3.4.3 следует, что $K_{\phi} = 10$.

Подставляя исходные данные в уравнение (6.33), получим

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

Таким образом, $\alpha = 5 \text{ м}$, однако, руководствуясь требованиями п. 6.6.6 о минимально допустимой ширине целика, ослабленного восстающей выработкой, принимаем $\alpha = 6,6 \text{ м}$.

4. Расчёт междуэтажных целиков

4.1. Расчитать ширину междуэтажного целика применительно к следующим условиям. Отработка месторождений ведётся камерной системой и характеризуется нормальным развитием процесса обрушения пород. Исходные данные для расчёта: $H = 300 \text{ м}$; $m_{\text{гор}} = 20 \text{ м}$; $\alpha = 70^\circ$; $L_{\text{кам}} = 40 \text{ м}$; $\gamma = 0,020 \text{ МН/м}^3$; $\gamma_1 = 0,025 \text{ МН/м}^3$; $\gamma_2 = 0,03 \text{ МН/м}^3$; $\sigma_{\text{сж}} = 140 \text{ МПа}$; $\sigma^* = 35 \text{ МПа}$; $\sigma = 33 \text{ МПа}$; $\mu = 0,2$; $K_{\text{отр}} = 0,7$; $K_{\text{вр}} = 0,7$; $K_{\text{зап}} = 1,65$; $\varphi = 48^\circ$; $d = 2 \text{ м}$; $K_p = 1,5$; $h_{\text{ст}} = 50 \text{ м}$; $l_n = 2 \text{ м}$; $h_2 = 2,8 \text{ м}$. Контакт руды с вмещающими породами — прочный. Подготовка днища блока предполагает применение скреперной доставки.

Р е ш е н и е:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

по (6.16)

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

по (6.14)

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

по (6.15)

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

по (6.12)

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

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

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

$$19,3 < 49,9$$

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

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

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

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

$$\text{или } 10,4 > 0,49,$$

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

Толщина потолочины в рассматриваемых условиях (по 6.22) составит

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

полная толщина междуэтажного целика (по 6.24)

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

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

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

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

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

$$\textcircled{\text{6.11}} \quad R = \sqrt{1582^2 + 1361^2} = 2086 \text{ МН}$$

$$\textcircled{\text{6.9}} \quad F = 1361 + \frac{1582}{2,75} = 1936 \text{ МН}$$

Подставляя исходные данные в выражение (6.1), получим

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

Неравенство свидетельствует о том, что принятая толщина $h_{\text{экб}}$ - завышена.

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

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

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

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

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

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

$$\frac{1876}{4 \cdot 40} < \frac{160 \cdot 0,6 \cdot 0,7 \cdot \frac{4}{5}}{1,65}, \text{ т.е. } 11,7 < 32,6$$

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

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

По (6.I4)

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

По (6.I5)

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

по (6.I2)

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

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

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

Что свидетельствует о достаточной устойчивости цалика толщиной 4 м.