

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

**МОСКОВСКАЯ ГОСУДАРСТВЕННАЯ
ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНАЯ АКАДЕМИЯ**

А.К.Порцевский

**СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ
ДОБЫЧЕ РУДЫ**

Учебное пособие по практическим занятиям
для студентов специальности 0902

“Подземная разработка месторождений полезных ископаемых”

Москва - 2000 г.

ВВЕДЕНИЕ

В основе данного учебного пособия положен «Задачник по подземной разработке рудных месторождений». Авторы – И.М.Панин, И.А.Ковалев. М., Недра, 1984, а также конспекты проф. В.А.Симакова.

Выражаю огромную благодарность проф. И.А.Ковалеву и доц. Рогизному В.Ф. за ценные замечания при подготовке данного пособия к изданию.

В Приложении 1 приведены сканированные рисунки по каждой системе разработки. В Приложении 2 – таблицы с расчетными формулами по геомеханике, а также некоторые принятые в работе условные обозначения.

Расчет параметров системы разработки заключается в следующем¹:

- I. Выбор системы разработки (на основе геологических, технологических и экономических соображений).
- II. Обоснование конструктивных элементов выбранного варианта системы (размеров выработок и целиков, механизации и организации процессов).
- III. Подсчет объемов и стоимости проведения подготовительных и нарезных работ.
- IV. Расчет очистных работ в блоке (расчеты ведутся по всем процессам, используя работы [53,54], последовательность работ представляется в циклограмме).
- V. Расчет показателей потерь и разубоживания по блоку (участку).
- VI. Составление калькуляции себестоимости добычи рудной массы в очистном блоке.

В целом по горнодобывающему предприятию (руднику) производятся следующие экономические расчеты²:

1. Определение инвестиционных затрат (на горно-капитальные работы, здания, сооружения, оборудование).
2. Расчет себестоимости продукции рудника (отдельные калькуляции по всем производственным процессам, подсчет размера фонда оплаты труда, амортизационных отчислений на 1 т добытой рудной массы, налогов и отчислений, – составляется сводная калькуляция себестоимости 1 т добытой горной массы, подсчитывается прибыль и рентабельность).

Именно в этом разделе, “Системы разработки”, можно окончательно проверить обоснованность принятых ранее предварительных решений по технологии добычи руды и представить предложения по повышению эффективности работы предприятия (такого рода работа сходна с финансовым аудитом

¹ См. Инструкцию по составлению курсового проекта для студентов специальности 0902 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых». Составитель – А.К.Порцевский. М., изд. МГГА, 1999, 25 с.

² См. Методические указания по представлению экономических расчетов в технологической и экономической частях дипломного проекта по подземной разработке месторождений полезных ископаемых для специальности 0902. Составитель – А.К.Порцевский. М., изд. МГГА, 2000, 40 с.

деятельности коммерческой фирмы и может быть названа **горно-технологическим аудитом**³).

В общем случае, составляющие части такого аудита могут быть следующими:

1) Выбор экономически оптимальных основообразующих технических решений:

- способа разработки (на кафедре РМЦРиРМ есть соответствующая компьютерная программа - Mezin⁴, где рассматриваются варианты добычи руды открытым, подземным и комбинированным способом, с кучным, подземным выщелачиванием и с переработкой руды на обогатительной фабрике);
- способа вскрытия²;
- систем разработки²;
- методов управления горным давлением [1-6];

2) Анализ существующего технологического процесса:

- определение годовой производительности рудника, блоков;
- определение рациональной нагрузки на забой, блок (на кафедре РМЦРиРМ есть соответствующая компьютерная программа - Middle);
- расчет движения пустот (на кафедре РМЦРиРМ есть соответствующая компьютерная программа - Caverna);
- оценка размеров выработок, целиков, устойчивости закладки (на кафедре РМЦРиРМ есть соответствующая компьютерная программа - Kontur);
- расчет показателей выпуска для систем с обрушением (на кафедре РМЦРиРМ есть соответствующая компьютерная программа - Wypusk).

3) Обоснование предложений по комплексному совершенствованию работы горнодобывающего предприятия.

I часть.

Методика выбора систем подземной разработки рудных месторождений

Выбор оптимальной системы разработки - это самый ответственный шаг при проектировании будущей добычи руды. От системы разработки зависят все экономические показатели работы рудника (затраты по системе достигают 60% всех общерудничных затрат), безопасность труда горнорабочих, применение определенного горного оборудования.

I. 1. Последовательность выбора системы разработки

Каждую систему можно применять только в определенных горно-геологических условиях, на выбор системы разработки наиболее существенное влияние оказывают - мощность рудного тела, угол падения, устойчивость руды и вмещающих пород - это **постоянные** факторы; другие факторы, **переменные**,

³ В годы «Великой Депрессии» в США аудиторские компании не только не уменьшили свои объемы работ, но и увеличили их – ведь многим фирмам потребовались рекомендации по уменьшению расходов и сохранению клиентов, партнеров.

⁴ По имени разработчика программы – Мезина А.И., к.т.н., институт ВНИПИпромтехнологии.

к ним относятся - размеры рудного тела по простиранию и падению, морфология тела, ценность руды, характер распределения в ней металла, глубина разработки, склонность руды к слёживанию, окислению и возгоранию, гидрогеологические условия, необходимость сохранения земной поверхности. Учет этих факторов позволяет уточнить и конкретизировать выбор системы разработки, добавить некие детали, элементы в технологию добычи.

Учет влияния мощности и угла падения рудного тела позволяет изъять из дальнейшего рассмотрения целые классы систем разработки. Устойчивость руды и пород также определяет класс системы - с открытым очистным пространством или с обрушением, закладкой...

При добыче ценных руд применяют системы с высокой полнотой извлечения, хотя и более дорогих, а при выемке малоценных руд стараются применять системы с низкой себестоимостью, допускающие высокие потери и разубоживание. Сложность морфологии и характер распределения в руде металла практически не создают затруднений при разработке месторождения слоевыми системами. Глубина разработки и необходимость сохранения земной поверхности определяют повышенные требования к размерам очистного пространства, к погашению выработанного пространства и к управлению горным давлением. Сильная обводненность налегающих пород вынуждает отказаться от систем разработки, нарушающих водоупорный слой в кровле, или даже вынуждает оставлять рудные водоупорные целики в потолочине (так работают на Новомосковском гипсовом месторождении).

Прочие факторы - степень разведанности месторождения, наличие дешевых крепежных и закладочных материалов вблизи рудника и др. - оказывают косвенное влияние на выбор системы разработки.

Последовательность выбора системы разработки методом исключений

1. Отбирают возможные классы систем разработки (см. табл.1), описывая характеристики постоянных и переменных факторов.
2. Из возможных систем разработки выбирают две-три наиболее эффективные с технологической точки зрения (потери, разубоживание, производительность труда, необходимость в закладке).
3. Производят технико-экономическое сравнение двух-трех систем разработки по укрупненным показателям.

Пример. Определить вероятную систему разработки месторождения, представленного залежью вкрапленных руд с содержанием серы 10%. Сульфидные минералы легко окисляются. Руды очень устойчивы, а вмещающие породы неустойчивы. Контуры рудной залежи неправильные, контакт между рудами и вмещающими породами четкий. Мощность залежи 2 м, угол падения 50°, глубина залегания - до 300 м. Ценность руды средняя, распределение сортов руд неправильное: богатые руды перемежаются с бедными рудами и пустой породой.

Составим таблицу (табл. 1) с перечислением факторов и их характеристикой.

Таблица 1

Выбор систем разработки по горно-геологическим факторам

Наименование фактора	Характеристика фактора	Возможные классы систем разработки
Постоянные		
Угол падения	50°	I, III, IV, V, VII (кроме систем с самообрушением)
Мощность рудной залежи	2 м	I, III, IV, V
Устойчивость: - руды - пород	очень устойчивая неустойчивые	III, V, VI
Переменные		
Контур тела, контакт с породой	неправильный контур, четкий контакт	III, IV, V I (кроме подэтажной отбойки)
Распределение металла в рудной залеже	богатая руда перемежается с бедной рудой и породой	I - V (с забойной сортировкой)
Минералогический и химический состав руды	содержание серы 10%, сульфидные минералы легко окисляются	I - IV I, III - V
Возможность нарушения земной поверхности	ограничений нет	I - VII
Глубина разработки	до 300 м	I - VII
Наличие водоупорного слоя в кровле	нет	I - VII

Из дальнейшего рассмотрения исключаем некоторые классы систем разработки.

Ввиду неустойчивости вмещающих пород не рекомендуется применение следующих классов систем разработки: с непогашенным выработанным пространством, с магазинированием, с креплением, т.е. без закладки.

Из-за высокой устойчивости руды не рекомендуется применение систем с обрушением руды: слоевого, этажного и подэтажного обрушения, самообрушения...

Угол падения позволяет исключить системы с магазинированием руды в очистном пространстве.

Небольшая мощность и неправильный контур рудного тела определяет нецелесообразность применения систем разработки с магазинированием, с обрушением руды и пород.

Содержание серы не оказывает влияния на выбор системы разработки, а склонность руды к окислению исключает применение систем с магазинированием руды, с обрушением руды и вмещающих пород.

Незначительная глубина залегания и неправильное распределение сортов руды не оказывают влияния на выбор системы разработки, но при малой мощ-

ности залежи затруднительна селективная выемка.

Из таблицы 1 видно, что пригодными для разработки являются системы III и V классов: а) система разработки горизонтальными слоями с закладкой блоками по простиранию; б) система разработки длинными блоками по простиранию с креплением рамами и закладкой с восходящей выемкой слоев.

Обе системы равноценны по уровню потерь и разубоживания, поэтому предпочтение следует отдать системе III класса как менее трудоемкой и более экономичной. Окончательное решение следует принимать в результате технико-экономического сравнения этих систем.

Упрощенный учёт инвестиционных вложений

В технической литературе можно встретить упрощенный учёт инвестиционных вложений (который в настоящее время уже не применяется), он заключался в следующем: из мирового и отечественного опыта проектирования и строительства горнодобывающих предприятий известны усредненные данные об удельных инвестиционных вложениях ($K_{уд}$) на 1 тонну годовой производственной мощности рудника ($A_{год}$) по горной массе – см. табл.2.

Эффективность вложений по сравниваемым вариантам определяется выражением:

$$\mathcal{E} = C_d + E_n * K_{уд} ,$$

где C_d - производственная себестоимость добычи 1 т балансовой руды, руб./т;

E_n – коэффициент эффективности инвестиционных затрат, учитывающий процентные ставки банковских кредитов (для горнодобывающей промышленности на основе мирового опыта он равен 0.08-0.12).

Таблица 2

Нормативы удельных инвестиционных вложений в строительство новых шахт
(в ценах 1990 г.)

Производительность по сырой руде, млн. т	Суммарные вложения, руб/т	Вложения на горно-капитальные работы, руб/т	Вложения на остальные работы, руб/т
1-2	24.2-21.89	12.3-10.97	11.9-10.92
2-5	21.89-16.83	10.97-8.02	10.92-8.81
5-8	16.83-14.34	8.02-7.06	8.81-7.28
8-12	14.34-12.51	7.06-6.63	7.28-5.88
Свыше 12	12.51-11.32	6.63-6.42	5.88-4.90

Учёт затрат на геолого-разведочные работы

Если есть необходимость в ориентировочной оценке величины затрат на геолого-разведочные работы, то эти затраты в процентах от цены на руду равны:

Железные руды	0.02-0.05%
Руды марганца, хрома	0.04-0.08%
Руды свинцово-цинковые, медноникелевые и др. полиметаллические, руды цветных и ред-	0.06-0.10%

ких металлов	
Руды вольфрамо-молибденовые	0.08-0.12%
Руды оловянные, ртутные и сурьмяные	0.10-0.12%

I. 2. Техничко-экономическое обоснование выбора системы разработки

Структура себестоимости добычи руды по элементам затрат (в процентах от производственной себестоимости) включает следующие позиции:

1. Заработанная плата с отчислениями в страховой фонд	18-25%
2. Материалы и топливо	8-14%
3. Электроэнергия	3-8%
4. Амортизационные отчисления	14-25%
5. Прочие денежные расходы	8-12%
6. Производственная себестоимость	100%
7. Внепроизводственные расходы	6-12%
8. Полная себестоимость	106-112%

1. Экономическое сравнение систем разработки по методике проф. В.А.Симакова (МГГА) выполняется на основе подсчета прибыли, получаемой при отработке 1 т балансовых запасов (в руб./т):

$$\Pi = \Pi * n^1 - \Sigma Z =$$

$$= \Pi * \left[(c - K_{\Pi} * c + r^1 * c_{\text{пр}}) * e_o * e_m \right] - \eta * (C_o + C_{\text{тр}} + C_{\text{об}} + \eta_k * C_{\text{мп}}) ,$$

где Π – прибыль с 1 т балансовых запасов, руб./т;

Π - оптовая цена полезного компонента (например, металла), руб./т;

n^1 - количество компонентов с 1 т балансовых запасов, т;

ΣZ – сумма затрат на отработку 1 т балансовых запасов, руб./т;

c – содержание полезного компонента в погашенных при добыче балансовых запасах, отн. ед.;

K_{Π} – коэффициент потерь руды при добыче, отн. ед.;

r^1 – коэффициент примешивания вмещающих пород, отн. ед.

$$r^1 = \frac{T}{B} = \eta * r = \frac{D}{B} * r ;$$

$C_{\text{пр}}$ – содержание в примешанных породах, отн. ед.;

e_o и e_m – коэффициент, учитывающий выход компонента при обогащении и при металлургическом переделе, отн. ед.;

η - выход рудной массы, отн. ед.;

C_o – общерудничная себестоимость добычи 1 т рудной массы, руб./т;

$C_{\text{тр}}$ – себестоимость транспортировки 1 т рудной массы на обогатительную фабрику, руб./т;

$C_{об}$ - себестоимость обогащения 1 т рудной массы на обогатительной фабрике, руб./т;

$C_{мп}$ - себестоимость металлургического передела 1 т концентрата, руб./т;

η_k - выход концентрата из 1 т рудной массы, отн. ед.;

T - количество примешанных вмещающих пород в 1 т балансовых запасов, т;

B - 1 т погашенных запасов, т;

D - добытая рудная масса при погашении 1 балансовых запасов, т;

r - коэффициент изменения качества рудной массы (разубоживание руды), отн. ед.

$$r = \frac{c - a}{c} .$$

Выбирается та система разработки, которая обеспечивает максимум прибыли, получаемой при отработки 1 т балансовых запасов (вернее, 1 т добытой рудной массы).

2. Экономическое сравнение систем разработки по методике проф. М.И.Агошкова (МГГУ) выполняется на основе подсчета приведенного дохода с 1 т балансовых запасов:

$$D_{пр} = C * c * K_H * I_0 - Y_n - Y_p - \left(\frac{C_{тов}}{K_k} + 3p \right) * \frac{K_H * I_0}{1-r} - E_H * K_{уд} , \text{ \$ / т}$$

где $D_{пр}$ - приведенный доход с 1 т балансовых запасов, руб./т;

K_H - коэффициент извлечения металла из недр, отн. ед.;

I_0 - коэффициент извлечения металла в концентрат (при обогащении и металлургическом переделе), отн. ед.;

K_k - коэффициент изменения качества, отн. ед.

$$K_k = \frac{a}{c} ;$$

3_p - затраты на разведку 1 т балансовой руды, руб.;

E_H - коэффициент эффективности капитальных затрат, отн. ед.;

$K_{уд}$ - удельные капитальные вложения, руб.;

Y_p - условный ущерб от разубоживания 1 т балансовой руды

$$Y_p = R * C_{тов} , \text{ \$ / т};$$

a - содержание металла в добытой рудной массе, отн. ед.;

$C_{тов}$ - полная себестоимость добычи (C_d), транспортировки ($C_{тр}$) и переработки ($C_{пер}$) 1 т рудной массы в товарную руду с учетом неучтенных затрат

$$C_{тов} = (C_d + C_{тр} + C_{пер}) * 1.15 , \text{ \$ / т} ;$$

Y_n - условный ущерб от потерь 1 т балансовой руды

$$Y_n = C * c * (1 - K_H) * I_0 , \text{ \$ / т} .$$

Условный ущерб от разубоживания представляет собой лишние расходы на добычу, транспортировку и первичную переработку пустой породы (косвенным образом эти расходы должны были быть учтены в себестоимости добычи 1 т «рудной массы», но для выбора оптимального варианта выемки предпочти-

тельное этим пренебречь). Условный ущерб от потерь – это неполученные деньги от продажи брошенного в недрах металла (при рыночной экономике ущерб от потерь – достаточно выдуманное понятие). Приведенный доход обусловлен разницей между полученными деньгами от продажи извлеченного из недр металла и расходами на добычу, разведку с учетом кап/затрат и ущерба от потерь, разубоживания.

Следует заметить, что полученные таким образом величины приведенного дохода могут быть использованы лишь для сравнения вариантов между собой, а не для планирования реального дохода предприятия, именно поэтому мы рекомендуем студентам использовать в курсовых и дипломных работах методику проф. В.А.Симакова.

1.3. Пример. Выбор системы разработки

Выбрать систему разработки для пологопадающего медного месторождения.

При разработке медного месторождения камерно-столбовой системой в рудных целиках теряется до 25-30% балансовых запасов. Применение этой же системы, но с искусственными целиками из твердеющей закладки повышает себестоимость добычи, но резко уменьшает потери. В связи с этим в таблице приведены технико-экономические расчеты на 1 тонну погашенных балансовых запасов при отработке блока (панели) тремя системами:

- 1 вариант - камерно-столбовая система с применением твердеющей закладки для возведения ленточных целиков-опор;
- 2 вариант - системой с обрушением руды и пород при торцевом выпуске;
- 3 вариант - камерно-столбовой системой с панельной выемкой и оставлением рудных целиков.

Для упрощения расчетов принимаются одинаковыми удельные капитальные вложения на 1 тонну годовой производственной мощности рудника по вариантам. Формулы для расчета приведены в разделе III, п. 2.2.

Прибыль (методика МГГА) с 1 т погашенных запасов в ценах 1990 г⁵.

Таблица 3

Исходные данные	Ед. изм.	Усл. обозн.	1 вариант	2 вариант	3 вариант
Цена 1 т меди	руб.	Ц	2500	2500	2500
Содержание меди в балансовых запасах	%	с	1.64	1.64	1.64
Содержание меди в примешанных породах	%	с _{пр}	0.2	0.2	0.2
Балансовые запасы	тыс.т	Б	600	600	600
Добыто рудной массы	тыс.т	Д	600	630	420
Коэффициент, учитывающий потери руды	отн. ед.	К _п	0.03	0.08	0.30
Коэффициент разубоживания руды	отн.ед.	г	0.03	0.134	0.149
Коэффициент примешивания пород	отн.ед.	г ¹	0.03	0.141	0.104
Коэффициент, учитывающий выход меди в	отн. ед.	е _о	0.83	0.81	0.82

⁵ Ориентировочно принимается 1 руб.=1 \$

концентрат при обогащении					
Общерудничная себестоимость добычи 1 т погашенных запасов	руб.	C_o	6.1	5.5	4.0
Себестоимость транспортирования 1 т рудной массы до обогатительной фабрики	руб.	$C_{тр}$	1.8	1.8	1.8
Себестоимость обогащения 1 т рудной массы	руб.	$C_{об}$	2.0	2.0	2.0
Прибыль с 1 т погашенных запасов	руб.	Π	23.23	21.82	16.16

**Приведенный доход (методика МГГУ) с 1 т балансовых запасов
в ценах 1990г.**

Таблица 4

Исходные данные	Ед. изм.	Усл. обозн.	1 вариант	2 вариант	3 вариант
Цена 1 т меди	руб.	Π	2500	2500	2500
Удельные капитальные вложения	руб./т	$K_{уд}$	50	50	50
Коэффициент эффективности капзатрат	отн. ед.	E_n	0.1	0.1	0.1
Содержание меди в балансовых запасах	%	c	1.64	1.64	1.64
Содержание меди в добытой рудной массе	%	a	1.59	1.42	1.56
Коэффициент изменения качества	отн. ед.	K_k	0.970	0.866	0.951
Коэффициент извлечения меди из недр	отн. ед.	K_n	0.968	0.915	0.696
Коэффициент извлечения меди в концентрат (при обогащении и металлургическом переделе)	отн. ед.	Π_o	0.922	0.913	0.922
Коэффициент разубоживания руды	отн. ед.	r	0.030	0.134	0.049
Себестоимость добычи 1 т рудной массы по системе разработки	руб.	C_d	5.27	4.77	3.42
Себестоимость транспортирования и рудосортировки 1 т рудной массы	руб.	$C_{тр}$	1.83	1.83	1.83
Себестоимость обогащения и металлургического передела 1 т рудной массы	руб.	$C_{пер}$	2.0	2.0	2.0
Полная себестоимость 1 т рудной массы в товарную руду с учетом неучтенных затрат	руб.	$C_{тов}$	10.47	9.88	8.34
Затраты на разведку 1 т балансовых запасов	руб.	Z_p	0.86	0.86	0.86
Условный ущерб от разубоживания 1 т балансовой руды	руб.	Y_p	0.213	0.884	0.257
Условный ущерб от потерь 1 т балансовой руды	руб.	Y_n	1.210	3.182	11.492
Приведенный доход (пусть капзатраты примерно равны)	руб.	$D_{пр}$	19.45	13.35	3.06

Как видно из таблиц 4 и 5, в которых подсчитаны прибыль и доход по обоим методикам, первый вариант в обоих случаях обеспечивает наибольшую экономическую эффективность из-за высокой полноты извлечения металла из недр.

I. 4. Обоснование параметров систем разработки

Выбор способа отделения руды от массива (шпурами, скважинами, механической отбойкой) и объема единовременно отбиваемой руды (согласовать с плановой производительностью очистного блока), оптимизация БВР. Выбор способа доставки руды в пределах блока и средств механизации, оптимизация доставки.

Обоснование варианта системы разработки для конкретных участков шахтного поля ведется на основе анализа достижений в горнорудной промышленности в целом и на конкретном руднике в частности. При этом подсчетами выявляются технико-экономические преимущества (в условиях проектируемого участка шахтного поля) принятого варианта системы разработки:

- снижение удельного объема подготовительных и нарезных работ;
- повышение производительности труда;
- снижение трудоемкости работ;
- снижение расхода важнейших материалов (ВВ, крепежный лес, закладочные материалы и т.д.);

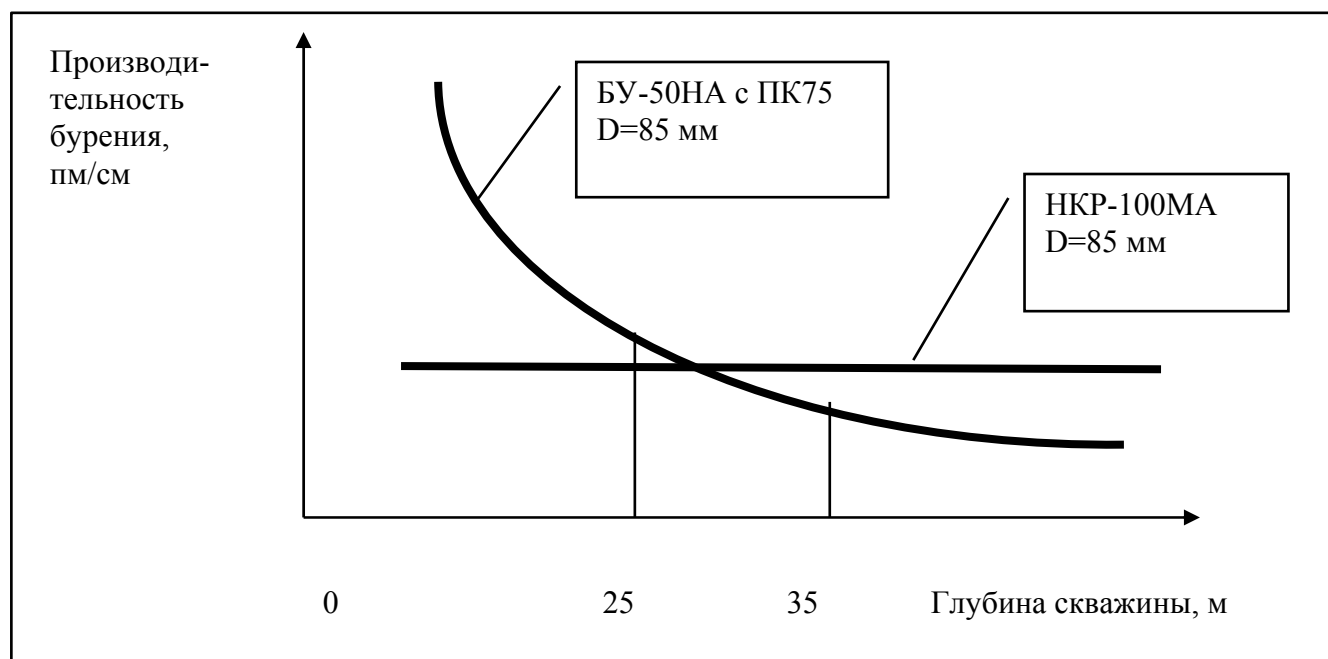
Механизация и организация очистных работ принимаются на основе анализа последних достижений отечественной и зарубежной горной промышленности. Простейшие рекомендации по выбору буровой и доставочной техники таковы:

- при выборе техники для бурения скважин учитывать, что для скважин диаметром 46, 56, 65, 75 и 85 мм рекомендуется буровой станок с выносной бурильной головкой БУ-50НА, а для бурения скважин диаметром 85, 105, 125, 155 и 160 мм – буровой станок с погружным пневмударником НКР-100МА (скважины диаметром 85 мм рекомендуется бурить или БУ-50НА или НКР-100МА) – если нет возможности применить самоходную технику;
- при выборе погрузочно-доставочной техники учитывать, что самоходную технику (при длине доставки до 100-150 м обычно используется ПД-3 или ПТ-4, МПДМ-1М) можно использовать лишь при подготовке блоков наклонным съездом (в крайнем случае предусмотреть перепуск с подэтажа на подэтаж разобранной машины ПТ-4 или МПДН-1М по расширенному рудоспуску), без наклонного съезда на подэтажных выработках рекомендуется использовать только скреперные лебедки 10ЛС-2СМ или 17ЛС-2СМ.

Выбор технологии отработки целиков (междукамерных, междуэтажных) производится так же, как и для выемки основных запасов руды, но в дипломном проекте эта технология описывается без детализации.

I. 5. Подготовительные и нарезные работы

I. 5.1. Выбор способа подготовки этажного горизонта с учетом принятой схемы транспорта руды и условий залегания (пологое, наклонное, крутопадающее).



Подготовка: этажными штреками; этажными штреками и ортами; для весьма мощных месторождений - главными штреками или главными и панельными штреками (для горизонтальных и пологих месторождений); обоснование расположения подготовительных выработок по руде или во вмещающих породах; определяются расстояния между откаточными штреками или ортами, на которые будет производиться выпуск рудной массы из камер (при донном выпуске), расположение восстающих, рудоспусков и наклонных съездов (если они есть), подсчитывается объём подготовительных выработок.

При выборе принятой схемы учитывается опыт передовых отечественных рудников и достижений зарубежной практики.

Обосновывается схема расположения нарезных выработок в блоке (камере) в зависимости от выбранного варианта БВР и выпуска отбитой рудной массы на откаточный горизонт, варианта образования отрезной щели в камере.

I. 5.2. Сечение и способ крепления подготовительных и нарезных выработок (откаточные штреки и орты; блоковые восстающие; подэтажные, выемочные штреки; выработки горизонта вторичного дробления и подсечки; буровые выработки и т.д.). В виде таблицы приводятся сечения в свету и проходке, а также указываются способы крепления и типы применяемой крепи для каждой выработки.

Определяется объём подготовительных и нарезных выработок в м на 1000т готовых к выемке запасов руды.

Эксплуатационные потери и разубоживание руды принимаются в соответствии с особенностями системы разработки и горнотехническими условиями проектируемого месторождения по данным практики или литературным источникам [52, 55].

I. 5.3. Подсчет стоимости проведения подготовительных и нарезных выработок на блок дается в виде таблицы 5.

Таблица 5

Наименование выработок	Общая длина на блок, м	Стоимость проходки, руб.		Примечание
		1 м	Общая	
Итого:				

I. 6. Расчет очистных работ

I. 6.1. Расчетная схема работ, операции цикла. Дается описание технологического цикла по системе разработки.

I. 6.2. Расчет всех производственных процессов очистной выемки выполняется по работам [53, 54] для одного (выбранного) варианта.

Буровзрывные работы: буровое оборудование; расположение, глубина и количество шпуров или скважин; способ их заряжания, трудоемкость работ и расход энергии, ВВ и средств взрывания на 1 цикл работ и на 1000 т добытой рудной массы.

Погрузка и доставка: производительность выбранных машин и механизмов; трудоемкость работ и расход энергии на 1 цикл работ и на 1000 т добытой рудной массы. Необходимо предусмотреть возможность применения дистанционного управления механизмами и использование самоходного оборудования.

Стоимость проведения выработок принимается по данным предприятия или из литературных источников [55].

Выпуск руды под обрушенными породами: (при системах разработки этажного и подэтажного обрушения). Обосновывается расстояние между выпускными отверстиями, режим выпуска, объем выпускаемой руды из каждого отверстия по достижению предельного разубоживания и составляется планограмма выпуска руды из блока.

Крепление выработанного пространства: выбор способа крепления и его основных элементов, трудоемкость работ, расход материала и энергии на 1 цикл работ и на 1000 т рудной массы.

Закладка выработанного пространства: выбор материала для закладки, объем закладочных работ, выбор способа закладки и оборудования. Для твердеющей закладки – расчет необходимой прочности, для гидравлической – описать технологию дренажа воды из блока. Трудоемкость работ, расход материалов и энергии на 1 цикл работ и на 1000 т добытой руды.

Организация работ очистной выемки: на основании произведенных расчетов составить график организации работ при очистной выемке, дать краткое описание организации работ в забое и блоке. Подсчитать состав забойной группы и определить её производительность.

Количество блоков, необходимое для обеспечения годовой производительности рудника (шахты). Число блоков в одновременной очистной выемке.

I. 7. Расчет калькуляции себестоимости добычи 1 т рудной массы [55]

Расчет калькуляции по каждой из статей расходов прямых затрат (заработная плата, материалы, энергия, амортизация) производится по форме таблицы 7.

В заключении определяется себестоимость в расчете на 1 т погашенных запасов руды.

Капитальные затраты и годовые амортизационные отчисления на горные машины и оборудование определяются по табл. 7.

I. 8. Основные технико-экономические показатели системы разработки

- Распределение запасов руды в блоке по стадиям работ.
- Длина подготовительных и нарезных выработок, м.
- Производительность рудника, т/год.
- Срок существования, лет.
- Средняя производительность блока, т/мес.
- Средняя производительность труда по системе разработке, т/см.
- Себестоимость одной тонны руды из очистных работ.
- Средние потери и разубоживание по блоку.
- Среднее содержание полезного компонента в добытой руде.

Последовательность расчета параметров системы разработки

1. Выбор способа отделения руды от массива (шпурами, скважинами, механической отбойкой) и объема единовременно отбиваемой руды (согласовать с плановой производительностью очистного блока), оптимизация БВР. Выбор способа доставки руды в пределах блока и средств механизации, оптимизация доставки. Проектирование системы разработки.
2. Выбор размеров блока, исходя из устойчивости обнажений и требуемой производительности рудника (см. табл. 2 в учебном пособии по курсу лекций «Системы разработки» и раздел «Определение размеров основных элементов систем разработки» настоящего пособия).
3. Подсчет объемов подготовительных и нарезных работ, распределение балансовых запасов по стадиям работ (см. табл. 2 части I настоящего пособия).
4. Вычисление показателей извлечения руды (потерь и разубоживания) по стадиям работ (см. табл. 3 части I настоящего пособия).
5. Определение состава проходческой бригады на подготовительных работах, продолжительность работ, потребное оборудование (см. табл. 4 части I настоящего пособия).
6. Расчет очистной выемки (см. учебные пособия по курсу «Технологические процессы подземной разработки рудных месторождений» [53, 54]):

- среднесуточная производительность и продолжительность очистной выемки блока;
- необходимое очистное оборудование;
- число блоков в одновременной работе;
- основные технологические процессы (БВР, доставка, управление горным давлением);
- извлечение целиков.

Калькуляция себестоимости производственных процессов
(указать единицу счета, например, 1 т погашенных запасов)

Таблица 6

№	Наименование статей расходов	Раз- ряд	Ед.изм .	Кол. на ед. счета	Стои- мость ед., руб.	Сум- ма, руб.
	1. Заработная плата					
	Итого по тарифу					
	Доплата за ночное время					
	Премия					
	Итого с ночными и премией					
	Итого с районным коэффициентом					
	Дополнительная заработная плата					
	Итого с дополнительной заработной платой					
	Отчисления на социальные нужды					
	ИТОГО заработной платы с начислениями					
	2. Материалы					
	ИТОГО материалов (с учетом транспортных					
	3. Энергия					
	ИТОГО энергии					
	4. Амортизация (по отдельному расчету)					
	ИТОГО прямых затрат на единицу расчета					

Инвестиционные затраты и годовые амортизационные отчисления
на горные машины и оборудование

Таблица 7

Наименование горных машин и оборудования	Оптовая или до- говор- ная це- на, руб.	Количе- ство единиц	Сумма, руб.	Транс- порт и монтаж, руб.	Полная (балан- совая) стои- мость, руб.	Норма аморти- зации, %/год	Сумма годовой амортиза- ции, руб.
1.							
2.							

ИТОГО затрат на горные машины и оборудование							
--	--	--	--	--	--	--	--

7. Составление циклограмм и календарного плана работ подготовительных и очистных работ на основании табл. 5 настоящего пособия.

8. Расчет технико-экономических показателей по системе разработки.

Извлечение полезных ископаемых

Потери - это часть балансовых запасов руды, неизвлечённой из недр при добыче или потерянной при транспортировке рудной массы. Разубоживание - это снижение содержания полезного компонента в добытой руде за счет примешивания к ней пустой породы (потери качества руды).

Коэффициент потерь (по металлу, полезному компоненту):

$$K = \frac{V_{\text{пот}} * \alpha_{\text{пот}}}{\alpha_{\text{бл}} * B_{\text{бл}}}, \text{ отн.ед.}$$

где $V_{\text{пот}}$ - количество потерянной руды из балансовых запасов, т;

$\alpha_{\text{пот}}$ и $\alpha_{\text{бл}}$ - содержание полезного компонента в потерянной руде и в погашенных балансовых запасах, т.е. в извлеченных запасах, %;

$B_{\text{бл}}$ - количество погашенных балансовых запасов руды, т.

Коэффициент разубоживания руды:

$$P = \frac{\alpha_{\text{бл}} - \alpha_{\text{доб}}}{\alpha_{\text{бл}}}, \text{ отн.ед.}$$

$\alpha_{\text{доб}}$ - содержание полезного компонента в добытой руде, %.

Потери руды (по руде, без учета содержания металла):

$$П = \frac{V_{\text{пот}} * 100\%}{B_{\text{бл}}}, \text{ отн.ед.}$$

Разубоживание:

$$r = \frac{V_{\text{разуб}} * 100\%}{V_{\text{добыт}}}, \text{ отн.ед.}$$

где $V_{\text{разуб}}$ - объем примешанной в руду пустой породы, т или м³;

$V_{\text{добыт}}$ - объем добытой руды, т или м³

$$V_{\text{добыт}} = B_{\text{бл}} - V_{\text{пот}} + V_{\text{разуб}} = \frac{B_{\text{бл}} * (1 - K)}{(1 - r)} = \frac{B_{\text{бл}} * K_{\text{извл}}}{(1 - r)}, \text{ отн.ед.}$$

Выход рудной массы:

$$\eta = V_{\text{добыт}} / B_{\text{бл}}$$

Коэффициент примешивания пустых пород:

$$r^1 = \frac{V_{\text{разуб}} * 100\%}{B_{\text{бл}}} = \eta * r, \text{ отн.ед.}$$

При подсчете коэффициентов потерь и разубоживания руды:

а) по блоку - расчет ведется:

- на текущее состояние по выпуску рудной массы;
- на выпуск последней дозы, т.е. что останется в блоке когда всю руду уже извлекли, исключая эксплуатационные потери и потери в целиках (см. рис.);

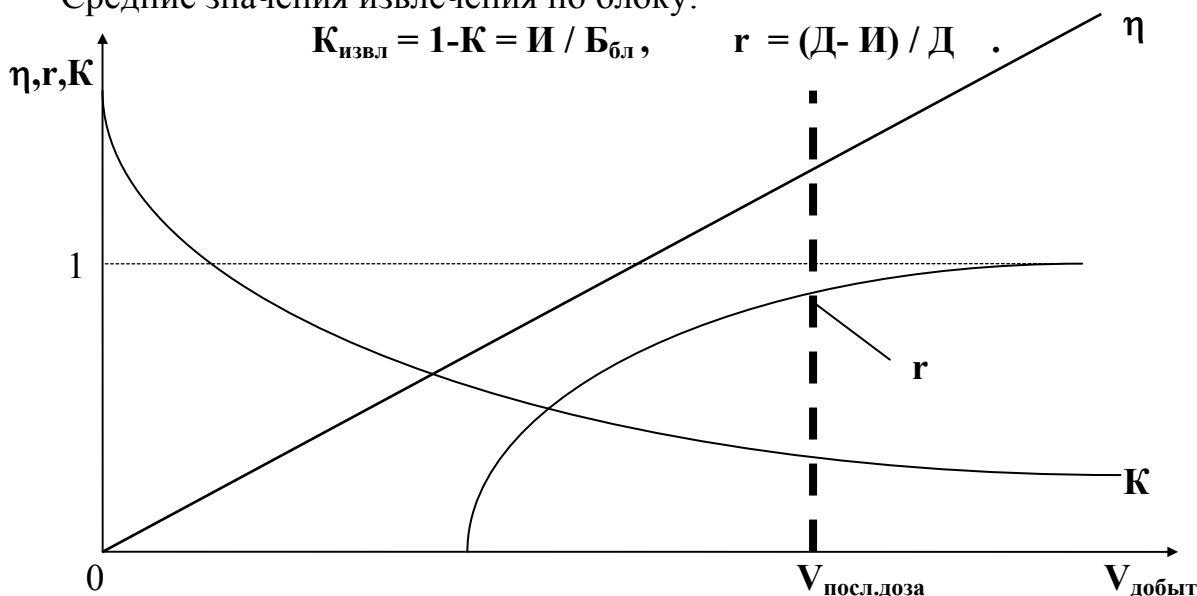
б) по подготовительно-нарезным работам $K = 0$, $r = (S_{\text{вчерне}} - S_{\text{руда}}) / S_{\text{вчерне}}$.

Средние значения извлечения при очистных работах:

$$K_{\text{извл}} = 1 - K_0 = I_0 / B_0, \quad r_0 = (D_0 - I_0) / D_0$$

Средние значения извлечения по блоку:

$$K_{\text{извл}} = 1 - K = I / B_{\text{бл}}, \quad r = (D - I) / D$$



Подробнее о выпуске отбитой рудной массы в системах с обрушением руды и вмещающих пород см. в [54].

Показатели извлечения по блоку (участку) сводят в таблицу.

Таблица 8

Стадия работ	Балансовые запасы, Б, м ³	Коэффициент извлечения, $K_{\text{извл}}$	Разубоживание, r	Извлекаемые запасы, И, м ³	Объем добытой руды, Д, м ³
Подготовительные работы	$B_{\text{п}}$	$1 - K_{\text{п}}$	$r_{\text{п}}$	$I_{\text{п}} = B_{\text{п}} * (1 - K_{\text{п}})$	$D_{\text{п}} = I_{\text{п}} / (1 - r_{\text{п}})$
Нарезные работы	$B_{\text{н}}$	$1 - K_{\text{н}}$	$r_{\text{н}}$	$I_{\text{н}}$	$D_{\text{п}}$
Очистные работы:					$D_{\text{п}}$ $D_{\text{ц}}$
- выемка камер	$B_{\text{о.к.}}$	$1 - K_{\text{о.к.}}$	$r_{\text{к}}$	$I_{\text{к}}$	
- выемка целиков	$B_{\text{о.ц.}}$	$1 - K_{\text{о.ц.}}$	$r_{\text{ц}}$	$I_{\text{ц}}$	
ИТОГО:	$B_0 = B_{\text{о.к.}} + B_{\text{о.ц.}}$	$1 - K_0$	r_0	$I_0 = I_{\text{к}} + I_{\text{ц}}$	$D_0 = D_{\text{к}} + D_{\text{ц}}$
ВСЕГО по	$B_{\text{бл}} = B_{\text{п}} + B_{\text{н}} + B_0$	$1 - K$	r	$I = I_{\text{п}} + I_{\text{н}}$	$D = D_{\text{п}} + D_{\text{н}} + D_0$

блоку:				+И _о	
--------	--	--	--	-----------------	--

1.9. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ОСНОВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Наиболее известные методики подсчета нагрузок на потолочину, борта горных выработок и предельных пролетов обнажений приведены⁶ в Приложении 2 таблицах 1-6.

Пример. Разрабатывается месторождение олова на глубине 360 м от земной поверхности, крепость пород $f_n = 14$, крепость руды $f_p = 10$. Трешиноватость породного и рудного массива средняя (средняя устойчивость). Средняя плотность налегающих пород $\gamma = 2.3 \text{ т/м}^3$. Определить размеры камер и целиков при высоте этажа $h_s = 60 \text{ м}$.

Решение. Принимаем для расчетов методику С.В.Ветрова⁷ (нагрузка на потолочину - собственный вес самозаклиненного свода давления), без учета коэффициента запаса.

1. Эквивалентный горизонтальной пролет кровли камер:

$$L = 2 * d_v * \sqrt[3]{\sigma_{сж} / d_{г} * \gamma}$$

Размеры элементарного блока пород в вертикальной и горизонтальной плоскости принимаем: $d_v = d_{г} = 0.5 \text{ м}$.

Прочность породного массива с учетом ослабления равна:

$$\sigma_{сж_п} = K_o * \sigma^0_{сж_п} = K_o * 10 * f_n = 0.8 * 10 * 14 = 112 \text{ МПа} ;$$

где K_o – коэффициент ослабления породного массива, для монолитного массива $K_o = 1$, для среднетрешиноватого $K_o = 0.9-0.7$, для сильнотрешиноватого $K_o = 0.7-0.5$.

Прочность рудного массива с учетом ослабления равна:

$$\sigma_{сж_р} = K_o * \sigma^0_{сж_р} = K_o * 10 * f_p = 0.8 * 10 * 10 = 80 \text{ МПа} .$$

Средний объёмный вес налегающих пород $\gamma = 2.3 \text{ т/м}^3 = 0.023 \text{ МН/м}^2$.

Эквивалентный пролет горизонтальной породной кровли:

$$L = 2 * d_v * \sqrt[3]{\sigma_{сж} / d_{г} * \gamma} = 2 * 0.5 * \sqrt[3]{112 / 0.5 * 0.023} = 21.3 \text{ м}$$

Эквивалентный пролет горизонтальной рудной кровли:

$$L = 2 * d_v * \sqrt[3]{\sigma_{сж} / d_{г} * \gamma} = 2 * 0.5 * \sqrt[3]{80 / 0.5 * 0.023} = 19 \text{ м}$$

2. Определим размеры камер. Пусть ширина камер будет равна $B=25 \text{ м}$ – по условию донного выпуска рудной массы на откаточные орты (штреки) из двух рядов воронок, тогда предельная длина камер равна

⁶ Порцевский А.К. Управление устойчивостью горного массива закладкой выработанного пространства. – Диссертация к.т.н. М., МГРИ, 1991 г.

⁷ «Методические указания по определению допустимых пролетов обнажений трещиноватых горных пород и размеров опорных целиков при подземной разработке рудных месторождений». М., изд. ИПКОН АН СССР, 1978, 92 с.

- при четырехстороннем заземлении камер (первичные камеры):

$$L_{\text{з}} = \frac{A * B}{\sqrt{A^2 + B^2}} \Rightarrow A = \frac{L_{\text{з}} * B}{\sqrt{B^2 - L_{\text{з}}^2}}$$

Отсюда для породной кровли $A = 40.6$ м и для рудной кровли $A = 29.2$ м.

- при двухстороннем заземлении камер (вторичные камеры, расположенные между закладочными массивами):

$$L_{\text{з}} = \frac{2 * A * B}{A + B} \Rightarrow A = \frac{L_{\text{з}} * B}{2 * B - L_{\text{з}}}$$

Отсюда для породной кровли $A = 18.5$ м и для рудной кровли $A = 15.3$ м.

3. Определим размеры межкамерных и межэтажных целиков.

Ширина межкамерных целиков:

$$b_{\text{ц}} = \frac{L_{\text{з}} \gamma H + \sqrt{(2 L_{\text{з}} \gamma H)^2 + 4 L_{\text{з}}^2 \gamma H (4 \sigma_{\text{сж}}^{\text{м}} - \gamma H)}}{4 \sigma_{\text{сж}}^{\text{м}} - \gamma H}$$

Отсюда, ширина межкамерных целиков (без учета запаса) равна:

- при породной кровле

$$b_{\text{ц}} = \frac{21.3 * 0.023 * 360 + \sqrt{(2 * 21.3 * 0.023 * 360)^2 + 4 * 21.3^2 * 0.023 * 360 (4 * 112 - 0.023 * 360)}}{(4 * 112 - 0.023 * 360)} = 6.3 \text{ м}$$

- при рудной кровле

$$b_{\text{ц}} = \frac{19 * 0.023 * 360 + \sqrt{(2 * 19 * 0.023 * 360)^2 + 4 * 19^2 * 0.023 * 360 (4 * 80 - 0.023 * 360)}}{(4 * 80 - 0.023 * 360)} = 6.8 \text{ м}$$

Ширина межэтажного целика по максимальному изгибаемому моменту в толстой жёсткозащемленной плите (см. пособие по практике [54]):

$$h_x = 0.25 * a * b * \sqrt{\frac{147 q (a^2 + \mu b^2)}{(7 a^4 + 4 a^2 b^2 + 7 b^4) * \sigma_p^{\text{м}}}}$$

$$h_y = 0.25 * a * b * \sqrt{\frac{147 q (b^2 + \mu a^2)}{(7 a^4 + 4 a^2 b^2 + 7 b^4) * \sigma_p^{\text{м}}}}$$

где q – нагрузка на потолочину, включая ее собственный вес, МПа;

b, a – короткая и длинная сторона плиты-потолочины, м;

μ – коэффициент Пуассона, для пород обычно равен 0.2;

$\sigma_p^{\text{м}}$ – прочность массива пород потолочины на растяжение, обычно составляет 10% от прочность массива пород на сжатие, МПа.

Пусть нагрузка на потолочину – это вес столба пород до земной поверхности, тогда толщина породной потолчины над камерой с размерами 25х41 м составит:

$$h_x = 0.25 * 25 * 41 * \sqrt{\frac{147 * 0,023 * 360 * (41^2 + 0,2 * 25^2)}{(7 * 41^4 + 4 * 25^2 * 41^2 + 7 * 25^4) * 0,1 * 112}} = 23 \text{ м}$$

$$h_y = 0.25 * 25 * 41 * \sqrt{\frac{147 * 0,023 * 360 * (25^2 + 0,2 * 41^2)}{(7 * 41^4 + 4 * 25^2 * 41^2 + 7 * 25^4) * 0,1 * 112}} = 16 \text{ м}$$

II часть.

Камерная система с подэтажной отбойкой (пример)

Условия: глубина работ 400 м, мощность рудного тела 10 м, угол падения 80° , коэффициент крепости руды 6-8, коэффициент крепости пород - 16-18, высота этажа 70 м, длина блока 70 м, расстояние между выпускными воронками при донном выпуске 20 м, ширина целика у восстающих 10 м, плотность руды $\gamma_p = 3.6 \text{ т/м}^3$, годовая производительность рудника 1800 тыс.т. Данной системой необходимо обеспечить 60% годовой производительности рудника. Коэффициент извлечения по системе разработки $K_{из} = 0.85$.

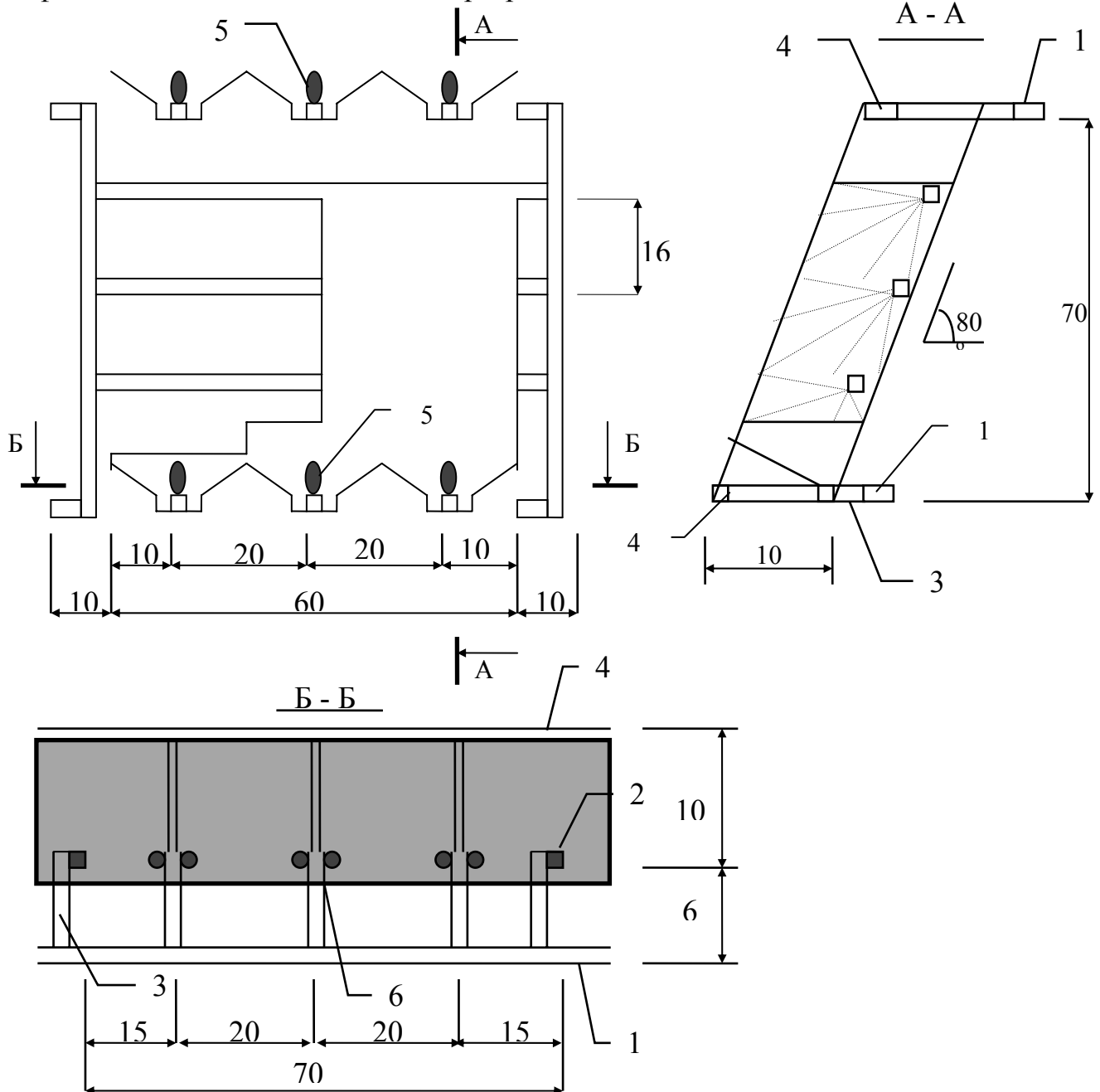


Рис. 1

1-откаточный штрек, 2- ходовой восстающий, 3 - сбойка с ходовым восстающим, 4 - вентиляционный штрек, 5 - целик над дучкой, 6 - погрузочная камера с

вентиляционным ортом.

Расчет объемов подготовительно-нарезных работ

Подсчет объемов подготовительных и нарезных работ на блок - в таблице 1.

Подсчитываем балансовые запасы:

$$B_{\text{бл}} = L * N * m * \gamma_p = 70 * 70 * 10 * 3.6 = 176.400 \text{ тыс.т}$$

Готовые к выемке запасы руды:

$$B = B_{\text{бл}} - B_{\text{пн}} = 176400 - 3.6 * 3346 = 164.354 \text{ тыс.т}$$

Коэффициент подготовки и нарезки

$$K_{\text{пн}} = 1000 * L_{\text{пн}} / B = 1000 * 586 / 164354 = 3.57 \text{ м/1000 т}$$

Коэффициент подготовки

$$K_{\text{п}} = 1000 * L_{\text{п}} / B = 1000 * 269 / 164354 = 1.64 \text{ м/1000 т}$$

Коэффициент подготовки горизонтальных выработок

$$K_{\text{пг}} = 1000 * L_{\text{г}} / B = 1000 * 198 / 164354 = 1.2 \text{ м/1000 т}$$

Удельный объем подготовительно-нарезных работ

$$Q_{\text{пн}} = V_{\text{пн}} * \gamma_p * 100 / B = 4628 * 3.6 * 100 / 164354 = 10.14\%$$

Плановый годовой объем проходки по руднику составит:

- подготовительно-нарезных работ

$$L_{\text{пн}} = 0.001 * A_{\text{г}} * \Sigma(\alpha_i * K_{\text{пн}} / K_{\text{извл}}) = 0.001 * 1800000 * 0.6 * 3.57 / 0.85 = 4590 \text{ м}$$

- в т.ч. подготовительных

$$L_{\text{п}} = 0.001 * 1800000 * 0.6 * 1.64 / 0.85 = 2108 \text{ м}$$

- в т.ч. горизонтальных подготовительных выработок

$$L_{\text{пг}} = 0.001 * 1800000 * 0.6 * 1.2 / 0.85 = 1543 \text{ м.}$$

Определение показателей потерь и разубоживания руды

Дано: потери руды при выемке камер $P_k=5\%$, при выемке целиков $P_c=20\%$, разубоживание при выемке камер $P_k=5\%$, при выемке целиков $P_c=15\%$, плотность руды $\gamma=3.6 \text{ т/м}^3$.

Объемы подготовительных и нарезных работ по блоку приведены в таблице 1: $V_{\text{камеры}}=10*60*50=30000 \text{ м}^3$, $V_{\text{целика}}=176400-108000-12045=56354 \text{ т}$.

Показатели потерь и разубоживания по блоку сведены в таблицу 2.

**Объем подготовительных и нарезных работ и распределения
балансовых запасов по стадиям работ**

Таблица 1

№ п/п	Выработки	Число Выра- боток	Длина, м						Площадь поперечного сечения выр-ки в проходе, м²	Объем выработок, М³			Балансовые запасы руды	
			одной выработки			общая				по руде	по по- роде	итого	Т	% к общим запасам блока
			по руде	по по- роде	итого	по руде	по по- роде	итого						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Подготовительные работы														
1	Откаточный штрек	1	-	70	70	-	70	70	9,0	-	630	630	-	
2	Ходовой восстающий	1	71	-	71	71	-	71	4,0	284	-	284	1022,4	
3	Сбойка с ходовым вос- стающим	1	2	8	10	2	8	10	5,0	10	40	50	36,0	
4	Вентиляционный штрек	1	70	-	70	70	-	70	5,0	350	-	350	1260	
5	Вентиляционные орты	3	6	-	6	18	-	18	5,0	90	-	90	324,0	
6	Погрузочные камеры	3	2	8	10	6	24	30	9,0	54	216	270	194,4	
	ИТОГО	-	-	-	-	167	102	269	-	788	886	1670	2836,8	1,61
Нарезные работы														
1	Подэтажные штреки	3	68	-	68	204	-	204	10,24	2089	-	2089	7520,4	
2	Отрезной восстающий	1	53	-	53	53	-	53	5,0	265	-	265	954	
3	Рудоспуски	6	10	-	10	60	-	60	4,0	240	-	240	864	
	ИТОГО	-	-	-	-	317	-	317	-	2594	-	2594	9338,4	5,29
Очистные работы														
1	Камера	-	-	-	-	-	-	-	-	30654	-	30654	110354,4	62,56
2	Целики	-	-	-	-	-	-	-	-	14964	-	14964	53870,4	30,54
	ИТОГО	-	-	-	-	-	-	-	-	45618	-	45618	164224,8	93,1
	ВСЕГО ПО БЛОКУ	-	-	-	-	484	102	586	-	49000	886	49886	176400	100

Показатели потерь и разубоживания по блоку

Таблица 2

№ п/п	Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения	Коэффициент разубоживания	Извлекаемые запасы руды, т	Количество добытой рудной массы, т	Доля участия в добыче рудной массы из блока
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Подготовительные работы	2836,8	1,0	0	2836,8	2836,8	--
2	Нарезные работы	9338,4	1,0	0	9338,4	9338,4	--
ИТОГО		12175,2	1,0	0	12175,2	12175,2	0,07
3	Очистительные работы						
	выемка камеры	110354,4	0,95	0,05	104836,68	110354,4	0,64
	выемка целиков	53870,4	0,80	0,15	43096,32	50701,55	0,29
ИТОГО		164224,8	0,90	0,08	147933	161055,95	0,93
ВСЕГО ПО БЛОКУ		176400	0,91	0,074	160108,2	173231,15	1,00

Подсчет средних потерь и разубоживания:

$$K_{\text{извл}}^0 = 147683 / 164354 = 0.898 ,$$

$$K_{\text{извл}} = 159728 / 176400 = 0.905$$

$$r_0 = (161039 - 147683) / 161039 = 0.083$$

$$r = (173084 - 159728) / 173084 = 0.077 .$$

Подготовка и нарезка блока

Проходческое оборудование и нормы выработки

Таблица 3

№	Выработки	Площадь поперечного сечения выработки, м ²	Проходческое оборудование	Число рабочих на забой в смену	Комплексная норма выработки, м ³ /чел-см.
1.	Погрузочные камеры	9	СБКНС-2 ППН-3	2	8,5
2.	Сбойка с ходовым восстающим.	5	УБШ-208А ПД-3	2	5,8
3.	Вентиляционные орты	5	ПД-3	2	7,5
4.	Подэтажные штреки	10,24	ПД-3	2	10,5
5.	Вентиляционные штреки	5	ПД-3	2	7
6.	Ходовой восстающий	4	КПВ-4 ПД-3	2	5,5
7.	Рудоспуски	4	ПТ-38 ПД-3	2	6,5
8.	Отрезной восстающий	5	БУ-80 ПД-3	2	6

1. Производим расчет сетевого графика, данные записываем в таблицу 4. Распределяем последовательность проведения подготовительных и нарезных выработок.

Таблица 4

Шифр направления	№ п/п	Выработки	Объем работ, м ³	Норма выработки, м ³ /чел-см	Трудоемкость работ, чел-смен	Максимальное число выходов рабочих в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
1	2	3	4	5	6	7	8
0-1	1	Сбойка с ходовым восстающим	50	5,8	8,63	$1 \cdot 2 \cdot 3 = 6$	1,44
1-3	2	Ходовой восстающий	284	5,5	51,7	$1 \cdot 2 \cdot 3 = 6$	8,62
3-5	3	Подэтажные штреки	2089	10,5	199,2	$3 \cdot 4 \cdot 3 = 36$	5,33
5-7	4	Отрезной восстающий	265	6	45,9	$3 \cdot 2 \cdot 3 = 18$	2,55
	5	Погрузочные камеры					
0-2		а) 1-ой очереди	180	8,5	21,2	$2 \cdot 2 \cdot 3 = 12$	1,77
2-4		б) 2-ой очереди	90	8,5	10,6	$1 \cdot 2 \cdot 3 = 6$	1,77
	6	Рудоспуски					
2-5		а) 1-ой очереди	80	6,5	12,3	$2 \cdot 1 \cdot 3 = 6$	2,05
4-7		б) 2-ой очереди	160	6,5	24,6	$4 \cdot 1 \cdot 3 = 12$	2,05
	7	Вентилиационные орты:					
2-6		а) 1-ой очереди	60	7,5	8	$2 \cdot 2 \cdot 3 = 12$	0,67
4-6		б) 2-ой очереди	30	7,5	4	$1 \cdot 2 \cdot 3 = 6$	0,67
6-7	8	Вентиляционный штрек	350	7	50	$3 \cdot 2 \cdot 3 = 18$	2,78
		ИТОГО			436,13		

2. Строим сетевой график – см. рис.

Продолжительность критического пути

$$t_k = 1,44 + 8,62 + 5,33 + 2,55 = 17,94 \approx 18 \text{ сут}$$

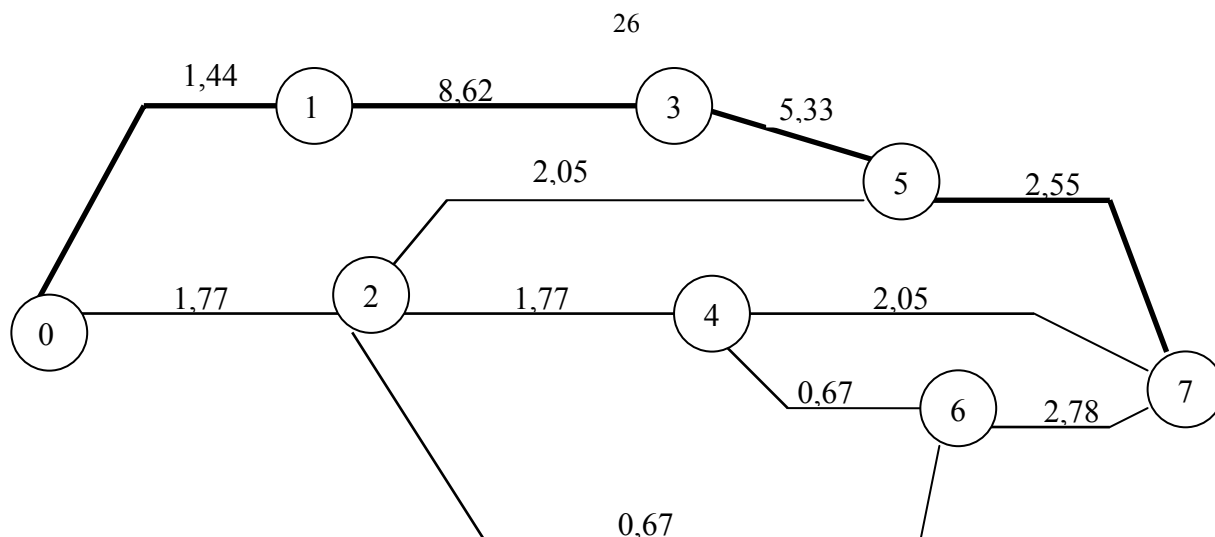
3. Максимальный состав проходческой бригады по формуле (1):

$$n_{\max} = 436,13 / 18 = 24,2 \text{ чел}$$

С учетом фронта работ по сетевому графику, 3-х рабочих смен в сутки и состава забойного звена принимаем $n_1 = 18$ чел

Ориентировочная продолжительность выполнения работ по формуле:

$$t = 436,13 / (26 \cdot 18) = 0,93 \approx 1 \text{ мес}$$



4. Для установленного состава проходческой бригады производим их распределение по стадиям работ и составляем таблицу 5

Таблица 5

Выработки	Число забоев в одновременной работе	Число рабочих на забой в смену	Число выходов рабочих в сутки	Трудоемкость работ, чел-см	Продолжительность работ, сут
Погрузочные камеры: 1-ой очереди	2	2	12	21,2	1,77
2-ой очереди	1	2	6	10,6	1,77
Сбойка с ходовым восстающим	1	2	6	8,63	1,44
Вентиляционные орты: 1-ой очереди	1	2	6	8	1,33
2-ой очереди	1	2	6	4	0,67
Ходовой восстающий	1	2	6	51,7	8,62
Рудоспуски: 1-ой очереди	2	1	6	12,3	2,05
2-ой очереди	4	1	12	24,6	2,05
Подэтажные штреки	3	2	18	199,2	10,66
Вентиляционный штрек	3	2	18	50	2,78
Отрезной восстающий	3	2	18	45,9	3,55

5. Строим календарный план подготовки и нарезки блока – табл. 6.

6. Потребное число камер в одновременной очистной выемке для обеспечения годовой производительности рудника $A_r = 1.8$ млн.т определяем по формуле:

$$n_o = \frac{A_r \cdot K_{ок} \cdot \psi}{12 \cdot P_{ок}} = \frac{1,8 \cdot 10^6 \cdot 0,67 \cdot 1,25}{12 \cdot 29200} = 5$$

7. Число блоков в одновременной подготовке определяем по формуле:

$$N_1 = n_o \cdot t_{ок} / (t_{ок} - t_p) = 5 \cdot 1 / (3,4 - 0,5) = 1,72$$

принимаем $N_1 = 2$.

Календарный план подготовки и нарезки блока
(цифры на графике - число рабочих)

Таблица 6

Выработки	Сутки
-----------	-------

	2	4	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24	26
Погрузочные камеры:													
1-ой очереди	12												
2-ой очереди		6											
Сбойка с ходовым восстающим	6												
Орты вентиляционные:													
1-ой очереди		6											
2-ой очереди			6	6									
Ходовой восстающий				6									
Рудоспуски:													
1-ой очереди		6											
2-ой очереди			6										
Подэтажные штреки				12			18						
Вентиляционный штрек									18				
Отрезной восстающий										18			

8. Продолжительность подготовки блока без резерва времени по формуле:

$$t'_{\max} = N_1 \cdot t_{\text{ок}} / n_o = 2 \cdot 3,4 / 5 = 1,36 \text{ мес.}$$

9. Минимальный резерв времени на подготовку и нарезку блока по формуле:

$$t_{p \min} = 0,1 \cdot t_{\max} = 0,136 \text{ мес}$$

10. Максимальная продолжительность работ на подготовку с учетом резерва времени:

$$t_{\max} = \frac{N_1 \cdot (t_{\text{ок}} - t_{p \min})}{n_o} = \frac{2 \cdot (3,4 - 0,136)}{5} = 1,31 \text{ мес}$$

11. Минимальный состав проходческой бригады в сутки:

$$n_{\min} = M / t_{\max} = 436,13 / (1,31 \cdot 26) = 12,8 \text{ чел}$$

С учетом 3-х рабочих смен в сутки и допустимого фронта работ по сетевому графику окончательно принимаем численный состав проходческой бригады в сутки $n_1 = 18$ чел

12. Уточненная продолжительность работ:

$$t_1 = M / (26 \cdot 18) = 436,13 / (26 \cdot 18) = 0,93 \text{ мес.}$$

13. Резерв времени составит :

$$\Delta t = t'_{\max} - t_1 = 1,36 - 0,93 = 0,43 \text{ мес.}$$

Расчет системы разработки

Дано: ориентировочный расход ВВ (аммонит № 6ЖВ) на отбойку руды: в подсечной и отрезной камерах - 0,5 кг/т, при подэтажной отбойке в камере - 0,167 кг/т; при выемке целиков - 0,25 кг/т; камеры после выемки руды заполняются закладкой; производительность закладочного комплекса - 500 м³/сут.; выемка

целиков осуществляется системой поэтажного обрушения; суточная производительность блока при выемке целиков $P_{ц}=600$ т; потери руды – при выемке камер 5%, при выемке целиков 20%; разубоживание руды при выемке камер – 5%, при выемке целиков – 15%, годовая производительность рудника – 1.8 млн.т, число рабочих дней в году – 305; число рабочих смен в сутки – 3; продолжительность смены – 6 ч.

Решение

1. Выбираем параметры блока по методике НИГРИ и изображаем систему разработки в трех проекциях (рис.1 и 2).

2. Распределяем балансовые запасы по стадиям работ и устанавливаем объемы подготовительных и нарезных работ и сводим в таблицу 1.

3. Показатели потерь и разубоживанию по блоку сводим в таблицу 2.

4. Рассчитываем первоочередную подготовку и нарезку блока (численный состав проходческой бригады, продолжительность работ, потребное проходческое оборудование) – в таблице 3.

Исходные данные.

Объем работ - $V_{по} = V_{п} + V_{о} = 16,5 \cdot 60 + 3 \cdot 39 \cdot 10 = 990 + 1170 = 2160 \text{ м}^3$, что соответствует балансовым запасам:

$$B_{по} = \rho \cdot V_{по} = \rho \cdot (V_{п} + V_{о}) = \rho \cdot V_{п} + \rho \cdot V_{о} = 3,6 \cdot 990 + 3,6 \cdot 1170 = 3564 + 4212 = 7776 \text{ т}$$

Применяемое ВВ - аммонит №6 ЖВ, удельный расход ВВ - $q_{по} = 0,5 \text{ кг/т}$, диаметр скважин $d = 75 \text{ мм}$, масса заряда ВВ на 1 м длины скважины $q = 3,96 \text{ кг}$, коэффициент использования скважины (КИС) $\varepsilon = 0,8$.

5. Расчет очистной выемки

А. Подсечная и отрезная камеры

Применяемое оборудование: бурильная установка БУ-80 производительностью $P_б = 120 \text{ м/смену}$ (два бурильщиками), производительность по зарядке скважин двумя рабочими $P_з = 1200 \text{ кг/смену}$; на доставке используют ПД-3 производительностью $Q = 300 \text{ т/смену}$ и заняты на погрузке 2 чел.

Расчетные данные:

а) длина скважин при образовании камер:

$$L_{по} = B_{по} \cdot q_{по} / (q \cdot \varepsilon) = 7776 \cdot 0,5 / (3,96 \cdot 0,8) = 1227,3 \text{ м}$$

на 1000 т запасов - $1227,3 \cdot 1000 / 7776 = 157,8 \text{ м}$

б) продолжительность работ при одновременной работе двух буровых установок - в отрезной и подсечной камерах ($n = 2$):

$$t_{бпо} = L_{по} / (n \cdot P_б) = 1227,3 / (2 \cdot 120) = 5,1 \text{ смен}$$

в) трудоемкость работ при бурении скважин при использовании на каждой установке 2-х рабочих ($n_1 = 2$):

$$N_б = n \cdot n_1 \cdot t_{бпо} = 2 \cdot 2 \cdot 5,1 = 20,4 \text{ чел·смен}$$

г) количество добываемой рудной массы:

$$D_{по} = B_{по} \cdot K_{и} / (1 - r) = 7776 \cdot 0,95 / (1 - 0,05) = 7776 \text{ т}$$

д) трудоемкость по бурению на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{бo} = N_б \cdot 1000 / D_{по} = 20,4 \cdot 1000 / 7776 = 2,62 \text{ чел·смен}$$

е) продолжительность зарядания скважин при работе двух пневмозарядчиков:

$$t_{\text{зпо}} = L_{\text{по}} * q / (2 \cdot P_3) = 1227,3 * 3,96 / (2 \cdot 1200) = 2 \text{ смены}$$

$$\text{на } 1000 \text{ т запасов} - 2 * 1000 / 7776 = 0,26 \text{ смены}$$

ж) трудоемкость работ по заряданию:

$$N_3 = 2 \cdot 2 \cdot 2 = 8 \text{ чел-смен.}$$

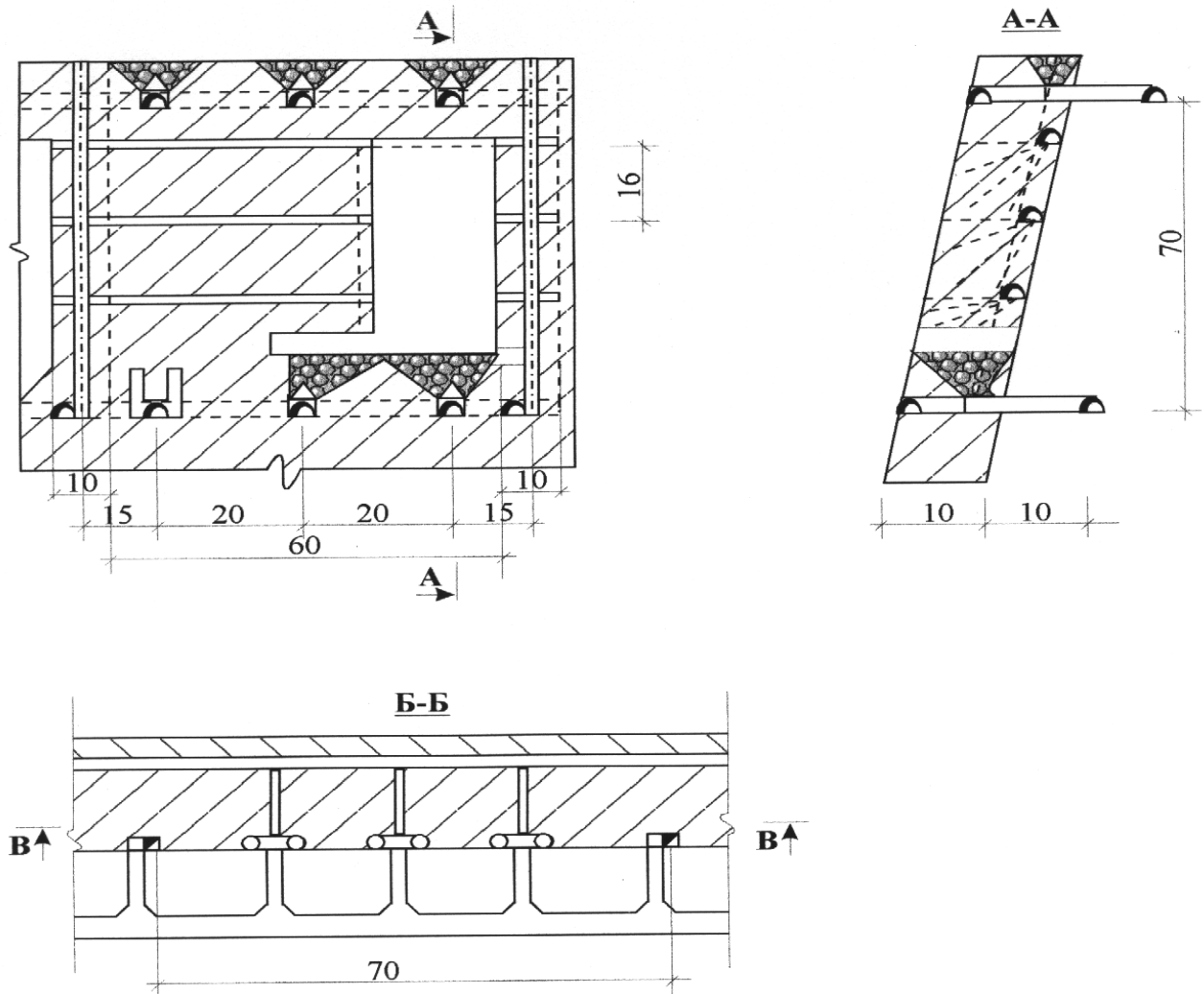


Рис. 2

1. Погрузочная камера 2. Ходовой восстающий 3. Сбойка с ходовым восстающим 4. Вентиляционные орты 5. Вентиляционный штрек 6. Подэтажные штреки 7. Рудоспуски 8. Полевой откаточный штрек 9. Отрезной восстающий

з) трудоемкость по заряданию скважин на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{30} = N_3 * 1000 / D_{\text{по}} = 8 * 1000 / 7776 = 1 \text{ чел-смен}$$

и) продолжительность погрузки руды:

$$t_{\text{ypo}} = D_{\text{по}} / Q = 7776 / 300 = 25,92 \text{ смены.}$$

к) трудоемкость работ по погрузке:

$$N_{\text{ц}} = 2 \cdot 25,92 = 51,84 \text{ чел-смен.}$$

л) трудоемкость работ по погрузке 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{yo} = N_{ц} * 1000 / D_{по} = 51,84 * 1000 / 7776 = 6,67 \text{ чел·смен.}$$

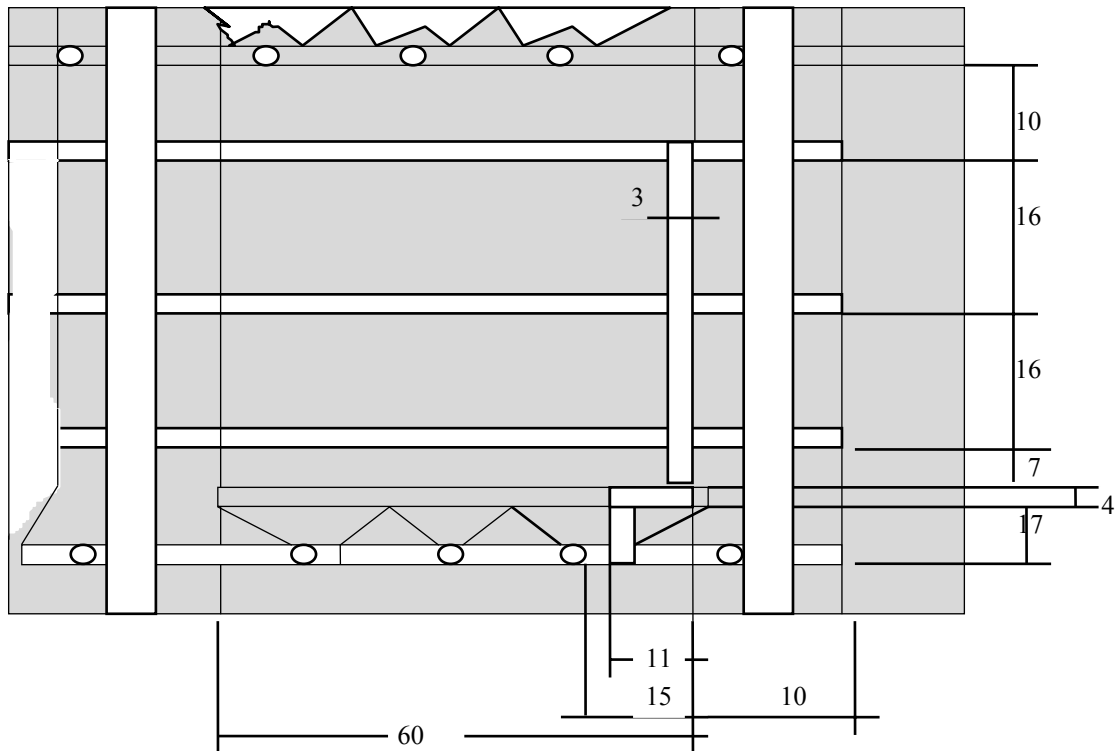


Рис. 3

Организация работ при образовании подсечной и отрезной камер

До начала подэтажной отбойки руды образуют одну треть объема подсечной камеры и целиком отрезную камеру, что соответствует балансовым запасам

$$B_{п1} = 1/3 * 3564 + 4212 = 5400 \text{ т}$$

а) продолжительность обурирования рудного массива в подсечной камере:

$$t_{бп1} = 1/3 * 3564 * 5,1 / 7776 = 0,78 \text{ смены}$$

б) продолжительность обурирования рудного массива в отрезной камере:

$$t_{бп2} = 4212 * 5,1 / 7776 = 2,76 \text{ смены}$$

в) продолжительность заряжания в подсечной камере:

$$t_{зп1} = 1/3 * 3564 * 2 / 7776 = 0,31 \text{ смены}$$

г) продолжительность заряжания в отрезной камере:

$$t_{зп2} = 4212 * 2 / 7776 = 1,08 \text{ смены}$$

д) продолжительность доставки руды в подсечной камере:

$$t_{yp1} = 1/3 * 3564 * 25,92 / 7776 = 4 \text{ смены}$$

е) продолжительность доставки руды в отрезной камере:

$$t_{yp2} = 4212 * 25,92 / 7776 = 14 \text{ смен}$$

$$t_{yp2} = 4212 * 25,92 / 7776 = 14 \text{ смен}$$

График организации работ при образовании подсечной и отрезной камер

Таблица 7

Вид камеры	Производствен- ный процесс	Продолжительность работ, сут																												
		1				2				3				4				5				6				7				
		смена																												
		1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	
Подсечная камера	Бурение скважин	■																												
	Заряжание и взрывание	■	■																											
	Проветривание	■	■																											
	Уборка руды			■	■		■	■			■																			
Отрезная камера	Бурение сква- жин		■	■		■	■																							
	Заряжание и взрывание							■	■																					
	Проветривание								■	■																				
	Уборка руды										■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■

Б. Подэтажная отбойка в камере

Дано: $f = 7 \div 8$, $\gamma_p = 3,6 \text{ т/м}^3$, ширина отбиваемого слоя $B = 10 \text{ м}$, высота подэтажа $h = 16 \text{ м}$, расположение скважин веерное; буровое оборудование - БУ-80 производительностью $P_6 = 120 \text{ м/смену}$, площадь поперечного сечения буровой выработки $S_6 = 10,24 \text{ м}^2$, диаметр скважин $d = 75 \text{ мм}$, применяемое ВВ - зерногранулит, масса заряда ВВ на 1 м длины скважины $q = 3,96 \text{ кг/м}$, удельный расход ВВ $q_0 = 0,167 \text{ кг/т}$, КИС - $k = 0,7$, $K_n = 0,95$, $r = 0,05$, $\delta_0 = 1,2$

1) Л.н.с. определяем по формуле:

$$W = k_n * C_0 * d * \sqrt{\delta_0 * \Theta} = 1 * 34 * 0,075 * \sqrt{1,2 * 1} = 3 \text{ м}$$

$$\text{где } C_0 = 20 + 56 * e^{-0,2 * 7} = 34$$

2) Производим расчет длины и массы заряда веерных скважин из условия:

максимальное расстояния $a_{\max} = 1,5 * W = 1,5 * 3 = 4,5 \text{ м}$,

наименьшее расстояние - $a_{\min} = 0,6 * W = 0,6 * 3 = 1,8 \text{ м}$.

Общая длина скважин $L_c = 99,9 \text{ м}$ с общим весом зарядов $Q_c = 300,17 \text{ кг}$.

3) Количество рудной массы, добытой из слоя:

$$\begin{aligned} D_{\text{сл}} &= (B * h - S_6) * W * \gamma_p * K_n / (1 - r) = \\ &= (10 * 16 - 10,24) * 3 * 3,6 * 0,95 / (1 - 0,05) = 1617,4 \text{ т} \end{aligned}$$

4) Фактический расход ВВ на 1 т:

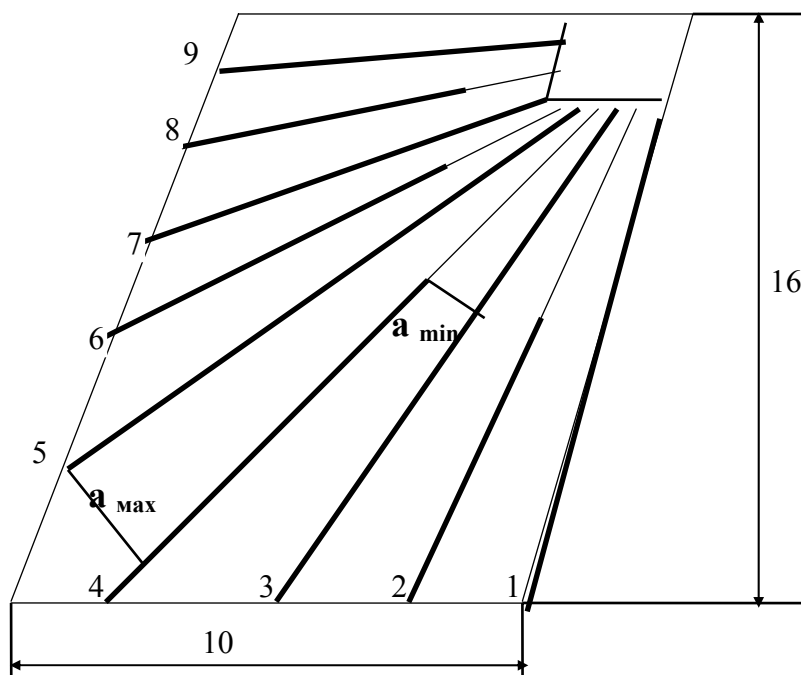
$$q_{\phi} = Q_c / D_{\text{сл}} = 300,17 / 1617,4 = 0,186 \text{ кг / т}$$

5) Длину скважин на 1000 т отбитой рудной массы находим:

$$k_1 = L_c / D_{\text{сл}} * 1000 = 999 * 1000 / 16177 = 61,77 \text{ т}$$

6) Выход рудной массы с 1 м скважины

$$k_2 = 1000 / 61,77 = 16,17 \text{ т}$$



7) Продолжительность бурения скважин в слое:

$$t_6 = L_c / (n_6 * P_6) = 99,9 / 120 = 0,83 \text{ смены}$$

8) Трудоемкость работ по бурению скважин в слое:

$$N_6 = 2 * 0,83 = 1,66 \text{ чел – смен}$$

9) Трудоемкость работ по бурению скважин на 1000 т добытой рудной массы в слое

$$N_{60} = N_6 / D_{сл} * 1000 = 1.66 / 1617.4 * 1000 = 1 \text{ чел – смен}$$

10) Продолжительность зарядания скважин

$$t_3 = Q / (n_3 * P_3) = 300.17 / (1 * 1200) = 0,25 \text{ чел – смен}$$

11) Трудоемкость работ по заряданию скважин

$$N_3 = 2 * 0,25 = 0,5 \text{ чел – смены}$$

12) Трудоемкость работ по заряданию скважин на 1000 т добытой рудной массы в слое

$$N_{30} = N_3 / D_{сл} * 1000 = 0.5 / 1617.4 * 1000 = 0.31 \text{ чел – смен}$$

13) Продолжительность уборки добытой в слое рудной массы

$$t_{ysl} = D_{сл} / Q = 1617.4 / 300 = 5.4 \text{ смены}$$

14) Трудоемкость работ по доставке и уборке рудной массы (2 человека на ПД-3)

$$N_{ysl} = 2 * 5.4 = 10.8 \text{ чел – смены}$$

15) Трудоемкость всех этих работ на 1000 т добытой рудной массы

$$N_{yo} = 10.8 / 1617.4 * 1000 = 6.68 \text{ чел – смены}$$

Организация работ

Поэтапная отбойка руды в камере блока ведется в три очереди - по числу погрузочных камер. Длина участка камеры, соответствующая каждой очереди, равна в среднем $60:3=20$ м.

В период работ 1-й очереди используется только одна ПД-3, а в период работ 2-й и 3-й очередей используются одновременно две ПД-3.

Работы по подэтажной отбойке и выдаче руды 1-й очереди совмещаются во времени с подсечкой камеры 2-й очереди (на две приемные воронки), а подэтажная отбойка и выдача руды 2-й очереди совмещается во времени с подсечкой камеры 3-й очереди (тоже на две приемные воронки).

Расчет первой очереди

1) Камерные запасы блока составляют $B_k = 110354,4$ т. Камерные запасы на 21 м длины камеры составляют:

$$B_1 = B_k * 21/60 - B_{п1} = 110354,4 * 21/60 - 5400 = 33224 \text{ т}$$

где $B_{п1}$ - балансовые запасы, извлекаемые из подсечки блока 1-й очереди (на две приемные воронки) и при образовании отрезной щели.

2) Балансовые запасы на 1 м длины камеры составят:

$$b_1 = B_1 / (21 - 3) = 33224 / 18 = 1845,8 \text{ т}$$

3) При ширине отрезной щели 3 м наибольшая толщина отбиваемого слоя руды составит:

$$x_1 = 3 / (K_p - 1) = 3 / (1,35 - 1) = 9 \text{ м} \quad \text{или} \quad 3 \text{ веера}$$

4) Это соответствует балансовым запасам:

$$B_x = b_1 * x_1 = 1845,8 * 9 = 16612 \text{ т}$$

5) Количество добываемой рудной массы:

$$D_x = B_x * \kappa_n / (1 - r) = 16612 * 0,95 / (1 - 0,05) = 16612 \text{ т}$$

6) Длина скважин на отбойку рудной массы:

$$L_x = k_1 * D_x / 1000 = 61,77 * 16612 / 1000 = 1026,1 \text{ м}$$

где k_1 - длина скважин на 1000 т добытой рудной массы.

7) При работе 3-х бурильных установок на каждом подэтаже продолжительность бурения скважин составит:

$$t_{bx} = 1026,1 / (3 * 120) = 2,85 \text{ смены}$$

8) При работе 3-х пневмозарядчиков продолжительность заряжания составит:

$$t_{3x} = 3 * t_{cl} = 3 * 0,25 = 0,75 \text{ смены}$$

9) При работе одной ПД-3 по доставке отбитой рудной массы:

$$t_{yx} = 16612 / 300 = 55,4 \text{ смены} = 185 \text{ суток}$$

Для завершения в камере работ 1-й очереди необходимо отбить еще 3 слоя руды толщиной по 3 м каждый, при этом потребуются: на бурение скважин - 2,85 смены, на зарядание скважин - 0,75 смены, на проветривание - 1,25 смены, на доставку руды - 55,4 смены.

Общая длина камеры составит: $L_k = 3 + 2 * 3 * 3 = 21 \text{ м}$

Из подсечки второй очереди добывается рудной массы:

$$D_{п2} = 3464 / 3 = 1188 \text{ т}$$

Длина скважин $L_2 = 157,8 / 1188 * 1000 = 132,8 \text{ м}$

При работе одной буровой установки продолжительность бурения скважин:

$$t_{62} = 132,8 / (1 * 120) = 1,1 \text{ смены}$$

Продолжительность заряжания скважин при работе одного зарядчика:

$$t_{32} = (0,26 \cdot 1) / 118 \cdot 1000 = 0,22 \text{ смены}$$

При работе одной ПД-3:

$$t_{y2} = 1188 / 300 = 3,96 = 4 \text{ смены}$$

Строится график организации работ и определяется продолжительность работ 1-й очереди, которая составляет (складываем продолжительности всех процессов) $t_1 = 39$ суток.

Расчет 2-й очереди

Заканчивается подсечка слоев в камере, производится подэтажная отбойка и выдача руды из шести слоев в камере. Объем работ такой же, как и в 1-й очереди, на доставке руды постоянно работают две ПД-3.

Продолжительность работ: бурение скважин на подэтажах - $2 \cdot 2,85 = 5,7$ смен, бурение на подсечке камеры - 1,1 смены, зарядание скважин на подэтажах - $2 \cdot 0,75 = 1,5$ смены, зарядание скважин в подсечке - 0,22 смены.

Количество добываемой рудной массы: на подэтажах - $184,8 \cdot 18 = 33224,4$ т, из подсечки камеры - 1188 т.

Время на доставку руды:

$$t_y = (33224,4 + 1188) / (2 \cdot 300) = 57,5 \text{ смен} = 19 \text{ суток}$$

Строится график организации работ на 2-й очереди и общая продолжительность составляет - 20 суток.

Расчет 3-й очереди

Производится подэтажная отбойка и выдача руды из семи слоев в камере, постоянно работают две ПД-3. Количество выдаваемой рудной массы:

$$D_3 = 110354,4 - 7776 - 2 \cdot 33224,4 = 36120 \text{ т}$$

Продолжительность работ:

1) бурение скважин на подэтажах

$$t_{бз} = 7 \cdot t_{бол} = 7 \cdot 0,83 = 5,81 \text{ смен}$$

2) зарядание скважин на подэтажах

$$t_{зз} = 7 \cdot t_{зсл} = 7 \cdot 0,25 = 1,75 \text{ смены}$$

3) доставка отбитой рудной массы

$$t_{дз} = 36130 / (2 \cdot 300) = 60,2 \text{ смены} = 20 \text{ суток}$$

Строится график организации работ 3-й очереди, продолжительность работ составляет - 22,33 суток. Строится сводный график очистной выемки камеры блока. Бурение скважин по возможности совмещается с доставкой отбитой рудной массы.

Сводный график очистной выемки камеры блока
(продолжительность работ в сутках)

Таблица 8

Очередность работ	Подсечная и отрезная камера		1-я очередь		2-я очередь		3-я очередь	
Произв.	Отбойка	Уборка	Отбойка	Уборка	Отбойка	Уборка	Отбойка	Уборка

процесс	руды	руды	руды	руды	руды	руды	руды	руды
1								
2								
3								
4								
5								
6								
7								
8								
9								
10								
16								
17								
18								
19								
20								
36								
37								
38								
39								
40								
46								
47								
48								
49								
50								
51								
52								
53								
54								
55								
56								
57								
58								
59								
60								
81								
82								
83								
84								
85								

Продолжительность отработки камеры согласно графику составит $t_{ок} = 84$ суток = 3,23 месяца.

Среднесуточная производительность при отработке камеры:

$$A_{ок} = D_k / t_{ок} = 110354,4/84 = 1313,7 \text{ т}$$

Составляется суммарная трудоемкость очистной выемки камеры и сводится в таблицу:

Таблица 9

Виды работ	Объем руды, т	Трудоемкость работ, чел-см						
		На 1000 т			На весь объем			
		Бурение	Заря- жание	Дос- тавка	Бурение	Заря- жание	Дос- тавка	Итого
Подсечная и отрезная камеры	7776	2,63	1,0	6,68	20,4	7,76	51,82	79,98
Подэтажная отбойка и выпуск руды:								
1-й очереди	33224,4	1,0	0,31	6,68	33,23	10,3	221,98	265,52
2-й очереди	33224,4	1,0	0,31	6,68	33,23	10,3	221,98	265,51
3-й очереди	36130	1,0	0,31	6,68	36,14	11,2	241,42	288,76
Итого по камере	110354,8				123,0	39,56	737,2	899,76

Итак, производительность труда:

- на бурении скважин $P = 110354,4 / 123,0 = 897,2$ т/чел-см;
- на зарядании скважин $P = 11035,4 / 39,56 = 2789,5$ т/чел-см;
- на доставке руды $P = 110354,4 / 737,2 = 149,7$ т/чел-см.

Средняя производительность труда при образовании:

- подсечной и отрезной камер $P = 7758 / 79,98 = 97,0$ т/чел-см;
- очистной выемке камер $P = 110354,4 / 899,76 = 122,65$ т/чел-см.

Средний расход ВВ

$$q = (0,5 \cdot 7758 + 0,186 \cdot 102596,4) / 110354,4 = 0,21 \text{ кг/т.}$$

Число камер в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную производительность рудника:

$$n_{\text{о.к.}} = \frac{0,64 \cdot 18 \cdot 10^6 \cdot 1,3}{305 \cdot 1313,7} = 3,73 \approx 4$$

где 0,64 – доля добычи рудной массы из камеры в общей добыче из блока (см. табл. 2);

305 – число рабочих дней в году; 1,3 – коэффициент резерва.

В. Заполнение камеры закладкой

Сначала производится бурение закладочных скважин из выработок вентиляционного горизонта, монтируется закладочный трубопровод, устанавливаются закладочные перемычки.

Объем закладки камеры (включая нарезные выработки) берем из табл. 1:

$$V_{\text{з.к.}} = 30654 + 2594 = 33248 \text{ м}^3.$$

Время на закладку камеры:

$$t_{\text{з.к.}} = V_{\text{з.к.}} / P_z = 33248 / 500 = 66,5 \text{ суток},$$

где $P_z = 500 \text{ м}^3/\text{сут}$ – производительность закладочного комплекса.

Закладочный комплекс в сутки обслуживают 18 человек.

Трудоемкость работ по закладке на камеру:

$$N_{з.к.} = 18 \cdot 66.5 = 1197 \text{ чел-смен.}$$

Трудоемкость на 1000 т добываемой рудной массы:

$$N_{з.к.о} = 1197 \cdot 1000 / (110354.4 + 9338.4) = 10 \text{ чел-смен.}$$

Число камер в одновременной закладке (с резервом):

$$n_{з.к.} = n_{о.к.} \cdot t_{з.к.} / t_{о.к.} = 4 \cdot 66.5 / 84 = 3 ,$$

где $n_{о.к.}$ – число камер в одновременной отбойке и выдаче рудной массы;

$t_{о.к.}$ – продолжительность отбойки и выдачи из камеры рудной массы, сут.

Средняя производительность очистных и закладочных работ в камере:

$$P_k = D_k / (t_{о.к.} + t_{з.к.}) = 110354.4 / (84 + 66.5) = 733.3 \text{ т/сут.}$$

Г. Выемка блоковых целиков

Количество руды, добываемой при выемке блоковых целиков (см. табл.2)
– $D_{ц} = 50701.55 \text{ т.}$

Количество ВВ на отбойку – $Q_{ц} = 50701.55 \cdot 0.25 = 12675.5 \text{ кг.}$

Длина скважин для отбойки руды в целиках:

$$L = Q_{ц} / (3.96 \cdot 0.7) = 12675.4 / (3.96 \cdot 0.7) = 4572.7 \text{ м ,}$$

где 0.7 – коэффициент использования длины скважин.

Трудоемкость на бурении скважин:

$$N_{б.ц.} = L \cdot N_{чел.} / P_b = 4572.2 \cdot 2 / 120 = 76.2 \text{ чел-смен ,}$$

где $N_{чел.}$ – число рабочих, обслуживающих буровую установку.

Трудоемкость бурения 1000 т рудной массы:

$$N_{б.ц.о} = N_{б.ц.} \cdot 1000 / D_{ц} = 76.2 \cdot 1000 / 50701.5 = 1.5 \text{ чел-смен .}$$

Трудоемкость по заряданию скважин:

$$N_{з.ц.} = 12675.4 \cdot 2 / 1200 = 21.1 \text{ чел-смен ,}$$

где 2 – число рабочих, обслуживающих пневмозарядчик.

Трудоемкость по заряданию на 1000 т рудной массы:

$$N_{з.ц.о} = 21.1 \cdot 1000 / 50701.55 = 0.42 \text{ чел-смен}$$

Трудоемкость по доставке руды из целиков:

$$N_{д.ц.} = 50701.55 / 150 = 338 \text{ чел-смен ,}$$

где 150 – производительность труда при доставке руды, т/чел-смену.

Трудоемкость по доставке на 1000 т рудной массы:

$$N_{д.ц.о} = 338 \cdot 1000 / 50701.55 = 6.67 \text{ чел-смены.}$$

Суммарная трудоемкость работ по очистной выемке целиков:

$$N_{ц.} = N_{б.ц.} + N_{з.ц.} + N_{д.ц.} = 76.2 + 21.1 + 338 = 435.3 \text{ чел-смен}$$

Суммарная трудоемкость на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{ц.о} = N_{б.ц.о} + N_{з.ц.о} + N_{д.ц.о} = 1.5 + 0.42 + 6.67 = 8.59 \text{ чел-смен.}$$

Производительность труда при выемке целиков:

- бурильщика $1000 / 1.5 = 666.7 \text{ т/чел-смену};$
- взрывника $1000 / 0.42 = 2380.96 \text{ т/чел-смену};$
- машиниста погрузочной машины $1000 / 6.67 = 150 \text{ т/чел-смену};$
- средняя по очистной выемке $1000 / 8.59 = 116.4 \text{ т/чел-смену} .$

Продолжительность отработки целиков блока:

$$t_{ц} = D_{ц} / P_{ц} = 50701.55 / 600 = 84.5 \text{ суток ,}$$

где $P_{ц}$ – производительность блока при выемке целиков, т/сут.

Число блоков в одновременной выемке целиков:

$$n_{ц} = n_{о.к.} * t_{ц} / t_{о.к.} = 4 * 84.5 / 84 = 4 ,$$

где $n_{о.к.}$ – число камер в одновременной отработке;

$t_{о.к.}$ - продолжительность отработки камер, сут.

Д. Очистная выемка блока

Суммарная трудоемкость очистной выемки блока приведена в таблице 10.

Таблица 10

Процессы работ	Объем работ	Трудоемкость работ, чел-смен
Отбойка и выдача руды из камеры, т	110354.4	899.76
Закладка камеры, м ³	33248	1197
Выемка целиков, т	50701.55	453
ИТОГО:		2550.06

Средняя производительность труда при очистной выемке блока:

$$P_{б.о.} = D_{б} / N_{б.о.} = 161055.95 / 2550.06 = 63.2 \text{ т/чел-смен},$$

где $D_{б}$ - количество рудной массы, добываемой из блока очистными работами (см. табл.2), т.

Средний удельный расход ВВ при очистной выемке блока:

$$q_{ср} = (q_{о.к.} * D_{б.к.} + q_{о.ц.} * D_{б.ц.}) / D_{б} = (0.21 * 110354.4 + 0.25 * 50701.55) / 161055.95 = 0.22 \text{ кг/т}.$$

Е. Число блоков в одновременной подготовке и нарезке

Число камер в одновременной подготовке и нарезке:

$$N = \frac{n_0 t}{(t_0 - t_p)} = \frac{4 * 1}{(3.23 - 0.5)} = 1.47 \approx 2$$

где n_0 – число добычных участков (блоков) в одновременной очистной выемке, обеспечивающее заданную годовую производительность рудника;

t - продолжительность подготовки и нарезки добычного участка (блока) по календарному плану выполнения подготовительно-нарезных работ, мес.;

t_0 - продолжительность очистной выемки добычного участка (блока), мес.;

$t_p = 0.5$ - резерв времени.

Максимальная продолжительность подготовки и нарезки (без резерва времени):

$$t_{max} = \frac{N * t_0}{n_0} = \frac{2 * 3.23}{4} = 1.6 \text{ мес.}$$

Минимальный резерв времени на подготовку и нарезку блока:

$$t_{p_min} = 0.1 * t_{max} = 0.1 * 1.6 = 0.16 \text{ мес.}$$

Максимально-допустимая продолжительность работ:

$$t_{max} = N * (t_0 - t_{p_min}) / n_0 = 2 * (3.23 - 0.16) / 4 = 1.53 \text{ мес.}$$

Минимальный состав проходческой бригады в сутки:

$$n_{min} = 436.13 / (1.56 * 26) = 11 \text{ чел.}$$

С учетом трех рабочих смен в сутки принимаем число людей, кратное трем – т.е. $n=12$ чел.

Тогда уточненная продолжительность работ:

$$t = 436.13 / (12 \cdot 26) = 1.4 \text{ мес.}$$

Уточненный резерв времени:

$$\Delta t = 1.6 - 1.4 = 0.2 \text{ мес.}$$

Календарный план подготовительно-нарезных работ в блоке и потребное проходческое оборудование приведены в табл. 6.

По календарному плану работ продолжительность всех работ $t = 38$ суток., резерв времени $\Delta t = 10.5$ суток.

Ж. Сводные технико-экономические показатели по блоку

Количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т подготовленных к выемки запасов руды	3.57 м
Доля добычи рудной массы: - из подготовительных и нарезных выработок - при выемке камеры - при выемке целиков	7% 64% 29%
Среднесуточная производительность: - рудника - камеры в период отбойки и выдачи руды - камеры с учетом закладочных работ - при отработке целиков - блока при очистной выемке	5900 т 1313.7 т 733.3 т 116.4 т 63.2 т
Продолжительность работ: - при подготовке и нарезке блока - при отбойке и доставке руды из камеры - при закладке камеры - при выемке целиков	38 суток 84 суток 66.5 сут. 84.5 сут.
Число блоков в одновременной работе: - при подготовке и нарезке - при отбойке и доставке руды из камеры - при закладке камеры - при отработке целиков - ИТОГО	2 4 3 4 13
Производительность труда при отбойке и доставке руды из камеры, т/чел-смен: - при бурении скважин - при зарядании скважин - при доставке руды - средняя	897.2 2789.5 149.7 122.65
Производительность труда при выемке целиков, т/чел-смен: - при бурении скважин - при зарядании скважин - при доставке руды - средняя	666.7 2380.96 150 166.4
Расход ВВ, кг/т:	

- при выемке камеры	0.21
- при выемке целиков	0.25
- средний по блоку	0.22
Потери руды, %:	
- при выемке камеры	5
- при выемке целиков	20
Разубоживание руды, %:	
- при выемке камеры	5
- при выемке целиков	15

III часть.

Камерно-столбовая система разработки (пример)

Произвести расчет системы разработки для следующих условий. Глубина работ $H=115$ м (из них мощность налегающих пород 105 м), мощность рудного тела $m=10$ м, угол падения $\alpha=0-3^\circ$, плотность: руды - $\gamma_r=3.6$ т/м³, пород - $\gamma_n=2.7$ т/м³; коэффициент крепости: руды - $f_r=11$, породы $f_n=10-12$, выход керна в кусках 100 мм и более - 80%, случайные трещины расположены по напластованию пород, расстояние между трещинами 1.5-2 м, ширина трещин менее 1мм, поверхность трещин шероховатая, приток воды в выработки незначителен, годовая производительность рудника $A=580$ тыс.т, число рабочих дней в году 305, число рабочих смен в сутки: на подготовительных работах - 3, на очистных - 2; продолжительность смены 6 ч, ширина панели 100 м.

Б-Б

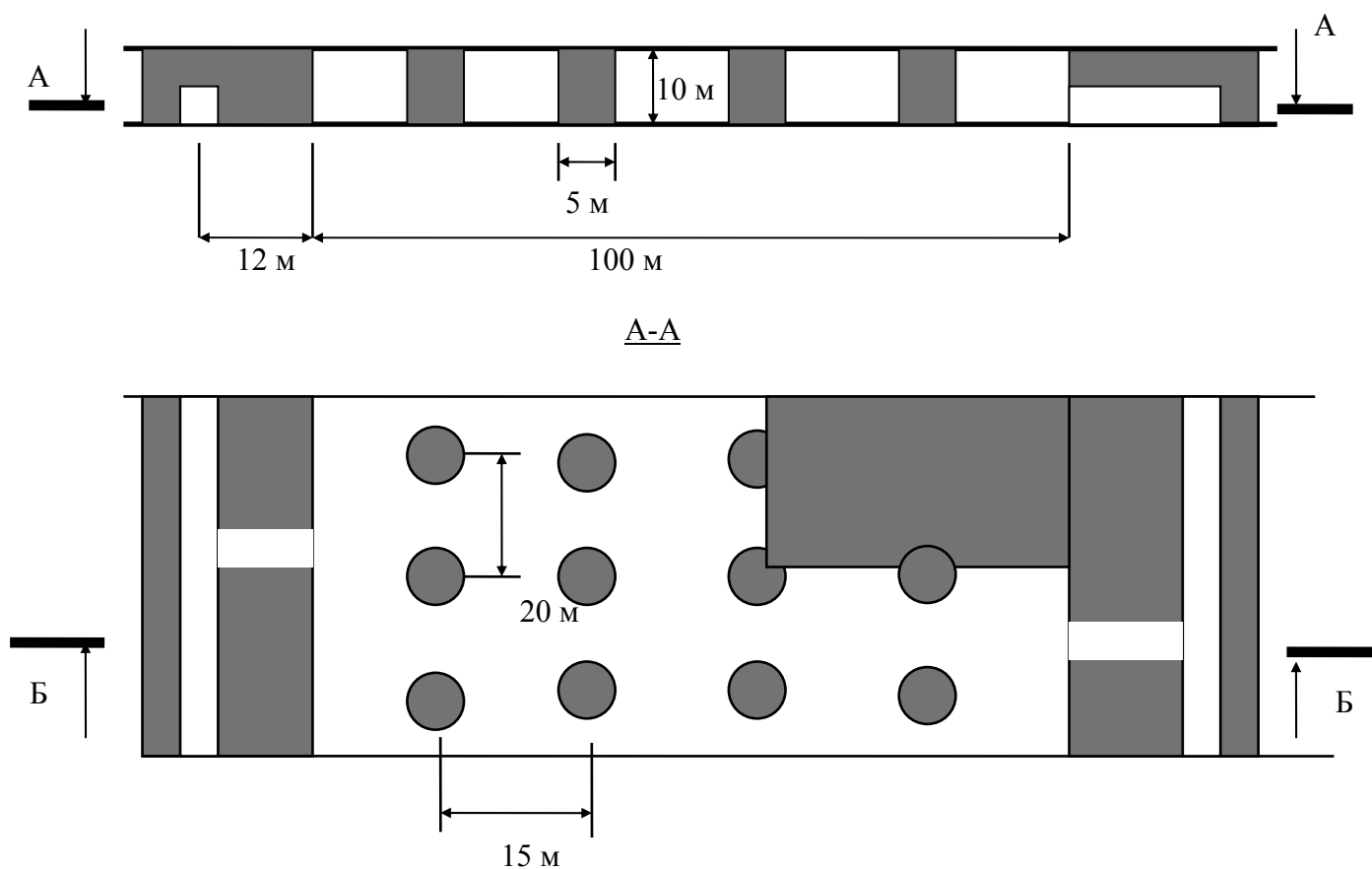


Рис. 1. Камерно-столбовая система разработки

Решение.

1. Допустимую ширину камер определяем, например, по методике Южно-Африканского Совета¹ (а также можно использовать методики, рассмотренные в части I настоящего пособия). Находим, что $Y_1=15$, $Y_2=17$, $Y_3=25$, $Y_4=20$, $Y_5=10$ баллов. Прочность руды на сжатие $\sigma_{сж}=110$ МПа. При расположении трещин по напластованию пород можно пренебречь их влиянием на устойчи-

¹ Панин И.М., Ковалев И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1984, 181 с. (§3.1)

вость кровли камер. Т.к. $\Sigma Y_i = 87$ баллов, то породный массив относится к I классу по устойчивости.

2. По графику (см. рис. 2) максимально-устойчивая ширина камер $A=22$ м, принимаем $A=20$ м.

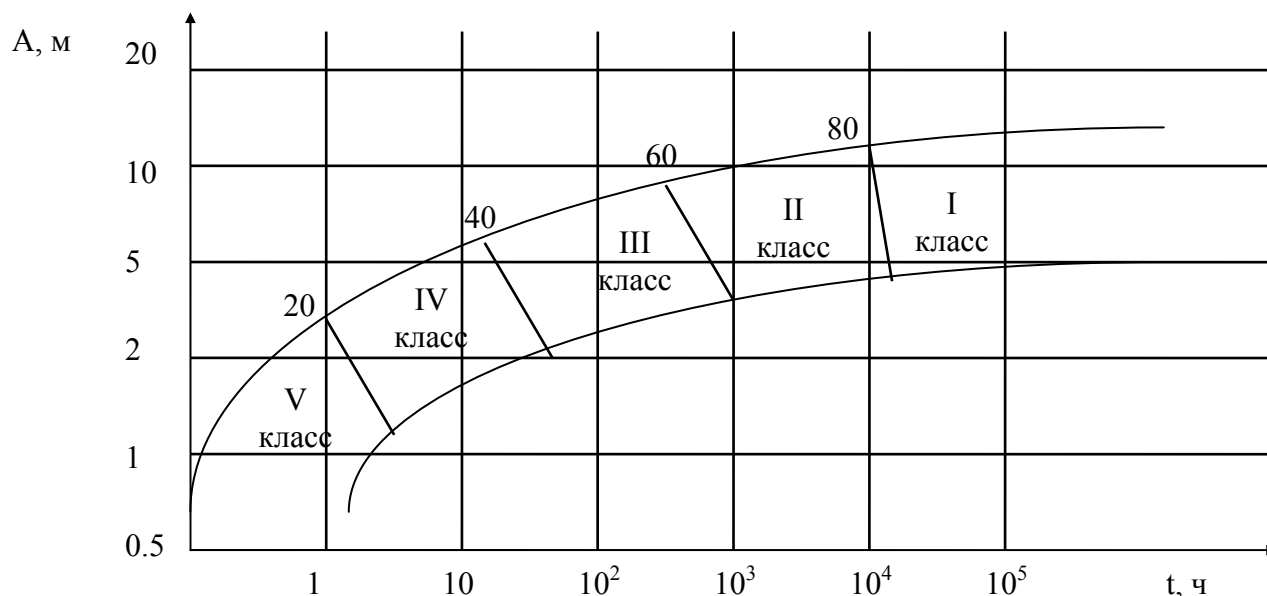


Рис. 2. Зависимость величины поддерживаемого пролета A выработки от продолжительности её службы t (I - V - классы горных пород).

Сумма баллов	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20
Класс горной породы	I	II	III	IV	V
Характеристика горных пород при обнажении	весьма устойчивы	устойчивы	средне-устойчивы	неустойчивы	весьма неустойчивы

3. В пролете между панельными целиками шириной $100-12=88$ м требуется оставить несколько целиков, их количество $n=88 / 20 = 4.4$, принимаем $n=5$. Для равномерного поддержания кровли камер расстояние между круглыми целиками в пролете принимаем равным 15 м. Тогда расстояние между крайними и панельными целиками составит $(88-(n-1)*15) / 2 = 14$ м.

4. Ширину ленточных целиков определяют по формуле акад. Л.Д.Шевякова, м :

$$a = \frac{A \cdot H \cdot \gamma}{100 \cdot \sigma_{сж} / K_{зап} - H \cdot \gamma - h \cdot \gamma_1} = \frac{100 \cdot 105 \cdot 2,7}{100 \cdot 110 / 4 - 105 \cdot 2,7 - 10 \cdot 3,6} \cong 12 \text{ м}$$

где A - ширина панели, м;

H - мощность налегающих пород, м;

$K_{зап}$ - коэффициент запаса прочности целика, равен 3-4;

$\sigma_{сж}$ - предел прочности материала целика на одноосное сжатие, МПа;

h - высота целика (в данном случае мощность рудного тела), м;

γ - плотность налегающих пород, т/м³;

γ_1 - плотность руды в целике, т/м³.

5. Определяем размеры (диаметр) целиков круглого поперечного сечения, расположенных по сетке 20х15 м. Расчет производим по методике Л.Д.Шевякова:

$$d = 2 * \sqrt{\frac{A_1 * B * H * \gamma}{\pi * (10 * \sigma_{сж} / k_1 - m * \gamma_1)}} = 2 * \sqrt{\frac{20 * 15 * 10 * 2.7}{3.14 * (10 * 110 / 2.5 - 10 * 3.6)}} = 4.98 \text{ м} \cong 5 \text{ м}$$

где A_1 , B - длина и ширина кровли, поддерживаемой рудным целиком, м;

k_1 - коэффициент запаса, равен 3-4.

6. Подсчет объемов подготовительных и нарезных работ, распределение балансовых запасов по стадиям работ - см. в таблице 1.

Таблица 1

Распределение балансовых запасов руды в блоке

Стадия работ	Длина, м	Площадь сечения, в проходке, м ²	Объем по руде, м ³	Балансовые запасы, т
Подготовительные работы				
Панельный штрек	1*20	16	320	1152
Орт-заезд	2*24	16	384	1382
ИТОГО:	44		704	2534
Нарезные работы				
Штрек отрезной	1*20	16	320	1152
Восстающий	1*6	6	36	130
Орт вентиляционный	1*96	6	576	2073
Восстающий вентиляционный	1*8	6	48	173
ИТОГО:	130		980	3528
Очистные работы				
Выемка камеры			18040	64944
ИТОГО:			18040	64944
Выемка целиков				
Круглые			980	3528
Ленточные			4096	14746
ИТОГО:			5076	18274
ВСЕГО по блоку:	174		24800	89280

Удельный объем подготовительных и нарезных работ равен:

$$K_y = (534 + 3528) * 100\% / 89280 = 7\%$$

Коэффициент подготовки и нарезки в секции на 1000 т подготовленного запаса

руды:

$$K_{\text{пн}} = 1000 * \Sigma L_{\text{пн}} / (B - B_{\text{пн}}) = 1000 * \Sigma L_{\text{пн}} / B_0$$

где $\Sigma L_{\text{пн}}$ - суммарная длина подготовительно-нарезных выработок, м;

B - запасы руды в панели (добычным участке), т;

$B_{\text{пн}}$ - запасы руды, извлекаемые при проведении подготовительно-нарезных выработок, т;

B_0 - запасы, подготовленные к очистной выемке, т .

$$K_{\text{пн}} = 1000 * 174 / (89280 - 6062) = 2.1 \text{ м}$$

7. Показатели извлечения руды по стадиям работ - в таблице 2.

Таблица 2

Подсчет потерь и разубоживания по блоку

Стадия работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения, $K_{\text{извл}}$	Коэффициент разубоживания, г	Извлекаемые запасы, т	Количество добытой р/массы, т
Подготовительные работы	2534	1	0	2534	2534
Нарезные работы	3528	1	0	3528	3528
ИТОГО:	6062	1	0	6062	6062
Очистные работы:					
-выемка камеры	64944	0.95	0.05	61696.8	64944
-выемка целиков	18274	0	0		
ВСЕГО по панели:	89280	0.76	0.046	67758.8	71006

Подсчет средних потерь и разубоживания:

по камере $K_{\text{извл}}^0 = 61996.8 / 64944 = 0.95$,

по панели $K_{\text{извл}} = 67758.8 / 89280 = 0.76$

по камере $r_0 = (64944 - 61696.8) / 64944 = 0.05$

по панели $r = (71006 - 67758.8) / 71006 = 0.046$.

8. Расчет первоочередной (в первой панели) подготовки и нарезки секций, объем подготовительных и нарезных работ приведен в табл. 1, сетевой график - на рис. 3, необходимое проходческое оборудование и нормы выработки приведены в табл. 3, расчет сетевого графика - в табл. 4.

Необходимое проходческое оборудование и нормы выработки

Таблица 3

	Площадь	Проходческое	Число рабочих	Комплексная
--	---------	--------------	---------------	-------------

Выработки	поперечного сечения, м ²	оборудование на один забой	на забой, чел-см	норма выработки, м ³ /см
Панельный штрек	16	1СБУ-2К	2	10.5
Орт-заезд	16	ПНБ-3Д	2	10.5
Отрезной штрек	16	А/самосвал 20 т	2	10.5
Отрезной восстающий	6	ПНБ-3Д ПТ-38	2	6.0
Вентиляционный восстающий	6	А/самосвал 20 т ПТ-38	2	6.0
Вентиляционный орт	6	УБШ-208А ПД-3	2	7.5

Расчет сетевого графика

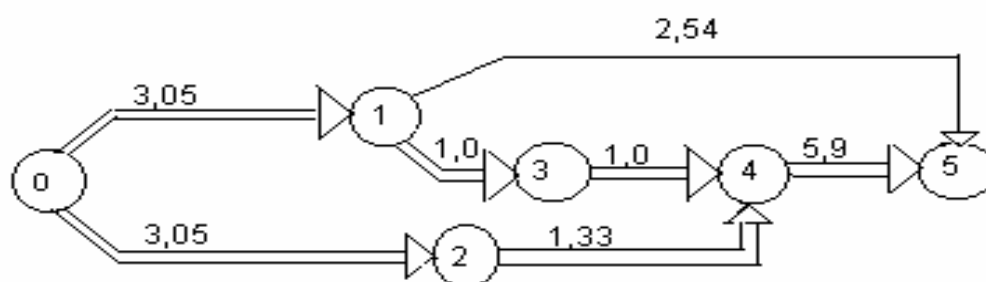


Рис. 3. Сетевой график первоочередной подготовки и нарезки секций (0-1-3-4-5 - это критический путь)

Таблица 4

Выработки	Объем выработки, м ³	Норма выработки, м ³ /чел-см	Трудоемкость работ, чел-см	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
0-1 Панельный штрек	320	10.5	30.5	6	5.1
0-2 Орт-заезд № 1	192	10.5	18.3	6	3.05
1-3 Орт-заезд № 2	192	10.5	18.3	6	3.05
2-4 Вентиляционный восстающий	48	6.0	8.0	6	1.33
3-4 Отрезной восстающий	36	6.0	6.0	6	1.0
3-5 Отрезной штрек	320	10.5	30.5	12	2.54
4-5 Вентиляционный орт	576	7.5	76.8	12	6.4
ИТОГО:			188.4		

Продолжительность критического пути $t_{кр}=15.55$ суток.

Максимальный состав проходческой бригады в сутки определяем по формуле:

$$N_{\max} = M / t_{\text{кр}} = 188.4 / 15.55 = 12.1 \text{ чел.}$$

где **M** - суммарная трудоемкость подготовительных и нарезных работ, чел-см.

Фронт работ позволяет принять состав проходческой бригады $N=12$ чел. Принимаем три рабочие смены в сутки.

Ориентировочный срок выполнения работ определяем по формуле:

$$T = M / N = 188.4 / 12 = 15.7 \text{ сут.}$$

По календарному плану продолжительность работ 16 суток, необходимое оборудование на каждой стадии работ – см. табл. 5.

9. Расчет очистной выемки

Отбойка руды

Площадь забоя S при ширине камеры 20 м и мощности рудного тела 10 м равна $S = 20 \cdot 10 = 200 \text{ м}^2$. При площади забоя на 1 шпур, Ю равной 0.8 м^2 , число шпуров в забое $n_{\text{ш}} = 200/0.8 = 250$.

Приняв глубину шпуров $l_{\text{ш}} = 3 \text{ м}$, находим общую длину шпуров в забое $L_{\text{ш}} = 3 \cdot 250 = 750 \text{ м}$.

Для бурения шпуров в забое используем две шахтные бурильные установки 1СБУ-2К со сменной производительностью 150 м шпуров в смену каждая. Тогда продолжительность обуривания забоя составит $t_6 = 750/(150 \cdot 2) = 2.5$ смены.

Подготовка забоя к взрыванию $t_{\text{п.з.}} = 0.5$ смены. При среднем удельном расходе ВВ $q = 0.7 \text{ кг/пм}$, общий расход ВВ на комплект шпуров в забое составит $Q = q \cdot L_{\text{ш}} = 0.7 \cdot 750 = 525 \text{ кг}$.

Шпуры заряжают пневмозарядчиком ПЗ-1, зарядание и взрывание шпуров, а также проветривание забоя после взрыва производят между сменами.

Количество рудной массы, добываемой в забое за один цикл, определяем по формуле:

$$D_{\text{сл}} = S \cdot l_{\text{ш}} \cdot \eta \cdot \rho \cdot \kappa_{\text{извл}} / (1-P) = 200 \cdot 3 \cdot 0.85 \cdot 3.6 \cdot 0.95 / (1-0.05) = 2052 \text{ т}$$

Расход ВВ на 1 м отбитой рудной массы определяем по формуле:

$$q_0 = Q / D_{\text{сл}} = 525 / 2052 = 0.26 \text{ кг/т}.$$

Погрузка и доставка отбитой руды

Для уборки отбитой руды используют экскаватор с вместимостью ковша 1 м^3 ЭП-1 и 2 автосамосвала грузоподъемностью по 20 тонн каждый.

Сменная производительность на уборке руды при среднем расстоянии доставки 100-150 м составляет 400 т/ смену.

Продолжительность уборки руды $t_y = 2052 / 400 = 5$ смен.

Таблица 5

Выработки	Число забоев в одно-временной работе	Число рабочих на забой в смену	Число выходов рабочих в сутки	Трудо-емкость работ, чел-см	Срок выполнения работ, сут.	Календарный график выполнения работ, сут.			
						5	10	15	20
Штрек панель-ный	1	2	6	30.5	5.1				
Орт-заезд № 1	1	2	6	18.3	3.05				
Орт-заезд № 2	1	2	6	18.3	3.05				
Вентиляцион-ный восста-ющий	1	2	6	8	1.33				
Отрезной вос-стающий	1	2	6	6	1				
Вентиль-ационный орт	1/2	2	6/12	76.8	11.33				
Отрезной штрек	1	2	6	30.5	5.08				
Потребность в оборудовании:									
1СБУ-2К						2	1	1	1
ПНБ-3Д						2	2	2	2
Самосвал 20 т						2	2	2	2
ПТ-38							1		
УБШ-208А							1	1	2
ПД-3							1	1	2

Для зачистки почвы камер применяют бульдозер.

Организация работ в камере

Распределение производственных процессов по сменам показано в табл. 6.

Число добычных смен в сутки -2. Продолжительность цикла $t_{\text{ц}} = 4$ сут. Число добычных смен в сутки $n_{\text{ц}} = 0.25$.

Таблица 6

Производственный процесс	Продолжительность работ, сут.															
	1				2				3				4			
	С м е н а															
	1		2		1		2		1		2		1		2	
Бурение	—		—		—											
Заряжание и взрывание					—											
Проветривание						—										
Зачистка почвы							—		—		—		—		—	
Уборка руды																

Число секций в одновременной очистной выемке.

Среднесуточную производительность камеры определяем по формуле

$$P_{o.k} = D_{\text{сн}} / t_{\text{ц}} = 2052 / 4 = 513 \text{ т.}$$

Продолжительность очистной выемки камеры:

$$t_{o.k} = D_k / P_{o.k} = 64944 / 513 = 127 \text{ сут.},$$

где D_k - количество рудной массы, добываемой в камере (см.табл. 2)

Число камер в одновременной очистной выемке, обеспечивающее годовую производительность рудника $A=580$ тыс. т, определяем по формуле:

$$n_{o.k} = K_{o.k} * A * \psi / (m * P_{o.k}) = 0,915 * 580000 * 1,2 / (305 * 513) = 4 ,$$

где 0,915 - доля участия камер в добыче рудной массы (см. табл.2); 305 - число рабочих дней в году; 1.2 - коэффициент резерва.

Технико-экономические показатели при выемке камеры

Расход ВВ на 1т добытой рудной массы $q_0 = 0,26$ кг/т.

Трудоемкость работ на 1 цикл: бурильщиков $2*2*2,5=10$ чел-смен; зарядчиков $1*2*0,5=1$ чел-смена; шоферов автосамосвалов $2*2*5=20$ чел-смен; машинистов экскаваторов $1*1*5=5$ чел-смен; помощников машиниста экскаватора $1*1*5=5$ чел-смен. Итого 41 чел-смены.

Производительность труда, т/смену:

$$\text{бурильщика } P_6 = 2052/10 = 205;$$

$$\text{рабочего по камере } P_k = 2052/41 = 50.$$

Расчет текущей подготовки и нарезки секций

Система разработки относится к первому классу. Объем работ приведен в табл.7.

Таблица 7

Выработки	Число вырабо- ток	Общая дли- на вырабо- ток, м	Площадь попе- речного сечения выработки в проходке, м ²	Объем вырабо- ток, м ³
Орт-заезд	2	24	16	384
Отрезной штрек	1	20	16	320
Отрезной восстающий	1	6	6	36
Вентиляционный восста- ющий	1	8	6	48
Вентиляционный орт	1	96	6	576

Сетевой график текущей подготовки и нарезки секции показан на рис.4, а расчет приведен в табл.8.

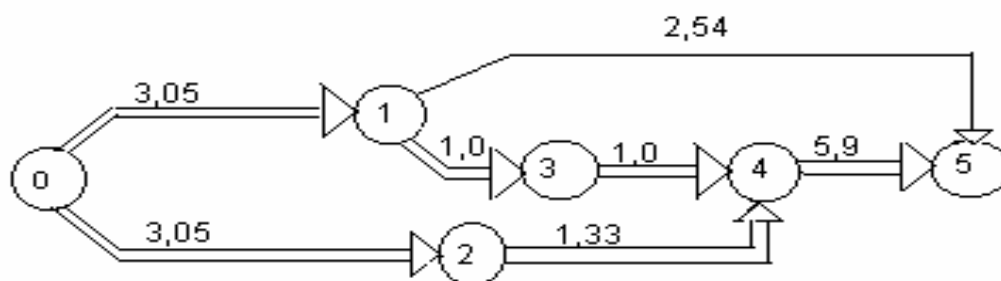


Рис. 4. Сетевой график текущей подготовки и нарезки секции панели
(0-1-3-4-5 и 0-2-4-5 - критические пути).

Продолжительность критического пути $t_k = 10,95$ сут. Общая трудоемкость работ $M = 157,9$ чел-смен.

Устанавливаем вид организации работ:

$$t_k \geq \text{или} < 0,5 \cdot (t_{o,k} - t_p);$$

$$10,95 < 0,5 \cdot (127 - 13);$$

$10,95 < 57$, т.е. организация работ сложная, где t_p - резерв времени на подготовку составляет 10% от продолжительности очистной выемки в камере.

Максимальная численность проходческой бригады в сутки по формуле:

$$n_{\max} = M / t_k = 157,9 / 10,95 = 14 \text{ чел.}$$

По фронту работ на сетевом графике (см. Рис.4) при трех рабочих сменах в сутки принимаем $n_1 = 12$ чел.

Продолжительность работ:

$$t = M / n_1 = 157,9 / 12 = 0,5 \text{ мес.} = 13,2 \text{ сут.}$$

Таблица 8

Выработки	Объем вырабо- ток, м ³	Норма выработ- ки, м ³ /чел- смен	Трудоем- кость ра- бот, чел- смен	Макси- мальное число выхо- дов проход- чиков в су-	Минима- льная про- должитель- ность работ, сут.
-----------	---	--	--	--	---

					тки	
Орт-заезд 1	0-1	192	10,5	18,3	6	3,05
Орт-заезд 2	0-2	192	10,5	18,3	6	3,05
Отрезной штрек	1-5	320	10,5	30,5	12	2,54
Отрезной восстающий 1-3		36	6,0	6,0	6	1,0
Вентиляционный восстающий 2-4		48	6,0	8,0	6	1,33
Вентиляционный орт:						
1 очереди	3-4	45	7,5	6,0	6	1,0
2 очереди	4-5	531	7,5	70,8	12	5,9
Итого:				157,9		

Число проходческих бригад в одновременной работе по формуле:

$$N = n_0 * t / (t_0 - t_p) = 4 * 13.2 / (127 - 13) = 0.46$$

Принимаем $N=1$. Максимальная продолжительность работ без учета резерва времени: $t_{\max} = N * t_0 / n_0 = 1 * 127 / 4 = 31.75$ сут.

Продолжительность подготовки панели без резерва времени по формуле

$$t_{p.\min} = 0,1 * t_{\max} = 0,1 * 31,75 = 3,175 \text{ сут.}$$

Максимальная продолжительность работ с учетом резерва времени:

$$t_{\max} = N_1 * (t_0 - t_{p.\min}) = 1 * (127 - 3,175) / 4 = 31 \text{ сут.}$$

Минимальный состав проходческой бригады в сутки:

$$n_{\min} = M / t_{\max} = 157,9 / 31 = 5,1 \text{ чел.}$$

С учетом трех рабочих смен в сутки принимаем $n_1^1 = 6$ чел.

Уточняем срок выполнения работ по формуле:

$$t_1 = M / n_1^1 = 157,9 / 6 = 26,3 \text{ сут.}$$

Резерв времени на подготовку и нарезку камеры по формуле

$$\Delta t_p = t_{\max} - t_1 = 31 - 26,3 = 4,7 \sim 5 \text{ сут.}$$

Продолжительность работ по календарному плану (рис.5) $t = 26,3 \sim 27$ сут.

Технико-экономические показатели по системе разработки:

- распределение добычи рудной массы по стадиям работ: подготовительные и нарезные работы - 8,5%; очистные - 91,5%;
- количество подготовительных и нарезных выработок на 1000 т готовых к выемке запасов руды - 2,1 м;
- среднесуточная производительность камеры из очистных работ - 513 т;
- продолжительность подготовки и нарезки секции - 27 сут.;
- продолжительность очистной выемки камеры - 127 сут.;
- расход ВВ на очистной выемке - 0,26 кг/т;
- производительность труда на очистных работах (т/смену): бурильщика - 205, рабочего по камере - 50;
- количество камер для обеспечения годовой производительности рудника ($A=580\,000$ т) - 4;
- число камер в одновременной подготовке и нарезке - 1;
- потери руды - 24%;
- разубоживание руды - 4,6%.



Рис.5. График организации работ при текущей подготовке и нарезке секций

IV часть.

1. Система с magazинированием руды и со скважинной отбойкой из восстающих (пример)

Рассчитать параметры скважинной отбойки руды для следующих условий. Глубина разработки $H = 400$ м, угол падения 80° , коэффициент крепости руды и вмещающих пород $f = 8-10$, плотность руды $\gamma = 3$ т/м³, высота этажа $h_{\text{эт}} = 60$ м, камера после выемки руды заполняется закладкой, производительность закладочного комплекса $P_{\text{зак}} = 300$ м³/сут, выемка целиков ведется системой подэтажного обрушения, суточная производительность блока при выемке целиков $P_{\text{о.ц.}} = 500$ т, потери и разубоживание руды при выемке камер $\Pi_k = R_k = 3.5\%$, при выемке целиков – $\Pi_{\text{ц}} = 15\%$ и $R_{\text{ц}} = 20\%$, годовая производительность рудника $A = 480$ тыс. т рудной массы, мощность рудного тела (ширина отбиваемого слоя – B) $m = 4.3$ м, длина камеры (длина отбиваемого слоя – h) $L_k = 30$ м, площадь поперечного сечения бурового восстающего $S_6 = 6$ м², буровая установка на монорельсе КОВ-25, эксплуатационная производительность $\Pi_6 = 105$ м/смену, расположение скважин – веерное в горизонтальной плоскости, диаметр скважин $d = 56$ мм, применяемое ВВ – гранулит АС-8, масса заряда ВВ на 1 м скважины $q = 2.95$ кг, удельный расход ВВ $q_0 = 0.32$ кг/т, коэффициент использования длины скважин $k = 0.7$, бурение производится одним станком, который обслуживают два рабочих, число рабочих дней в году – 305, число рабочих смен в сутки – 3, продолжительность смены – 6 часов.

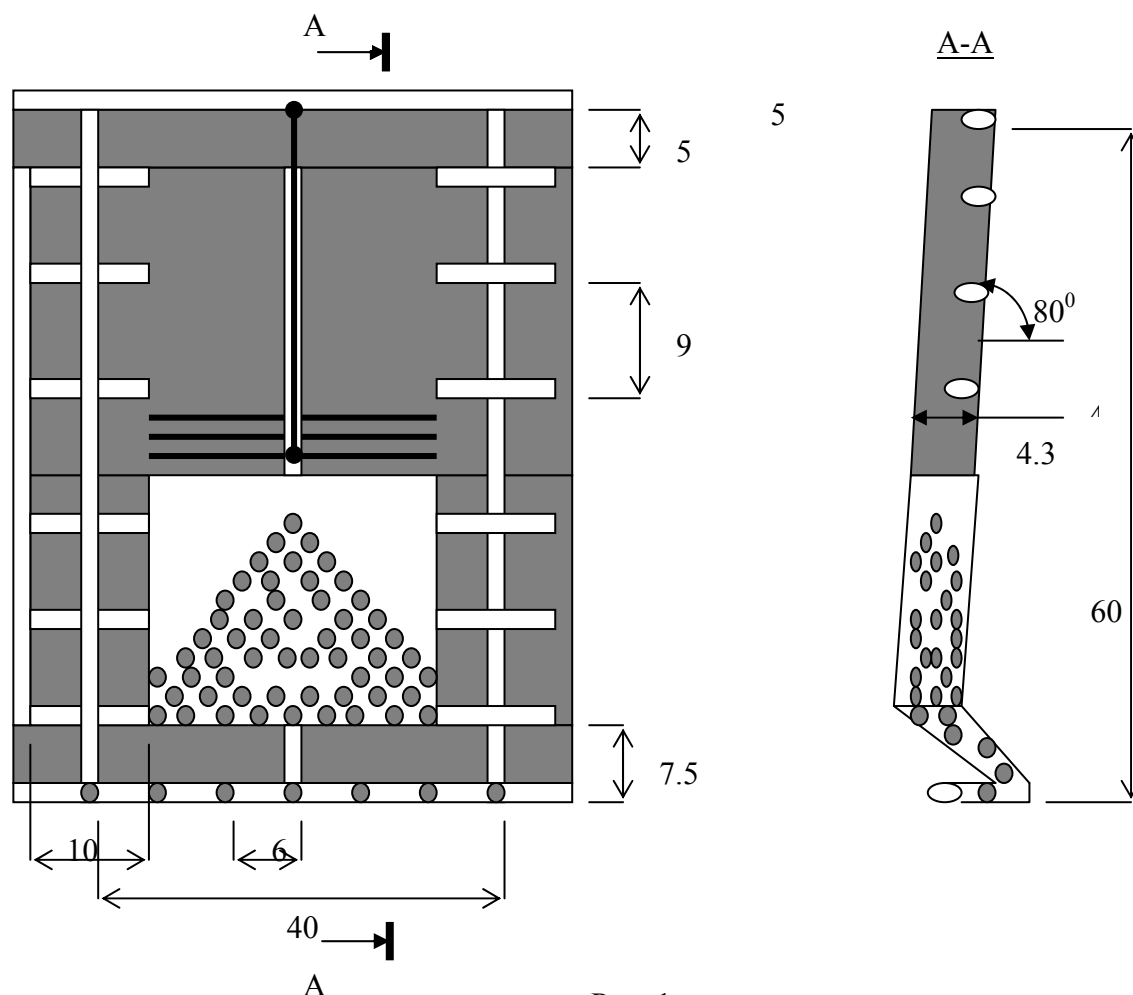


Рис. 1.

Решение.

1. Система разработки приведена на рис. 1. Восстающий и горизонтальные сбойки в межкамерном целике служат для проветривания камер и для выемки этого целика.

2. Объем подготовительных и нарезных работ и распределение балансовых запасов по стадиям работ приведены в таблице 1.

Таблица 1

Выработки	Число выра- боток	Об- щая длина	Площадь по- перечного се- чения, м ²		Объем по ру- де, м ³	Балансовые запасы	
			по ру- де	по породе		т	%
Подготовительные работы							
Откаточный штрек	1	40	7	—	280	840	—
Блочные восстающие	1	61	6	—	366	1098	—
Заезды	5	25	7	—	—	—	—
Погрузочные камеры	5	25	—	7	—	—	—
Итого	—	151	—	—	646	1938	6,3
Нарезные работы							
Подсечная выработка	1	40	6	—	240	720	—
Сбойка к отрезному восстающему	1	15	—	6	—	—	—
Буровой восстающий	1	53	6	—	318	954	—
Горизонтальная сбойка восстающего с камерой	6	48	5	—	240	720	—
Итого		156			798	2394	7,7
Очистные работы							
Очистная камера					5677,5	17032,5	55,0
Целик					3198,5	9595,5	31,0
Итого					8876	26628	86,0
Всего по блоку		307			10320	30960	100

Из таблицы следует, что удельный объем подготовительных и нарезных работ равен:

$$K_y = 6,3 + 7,7 = 14\%$$

3. Расчет показателей извлечения руды по стадиям работ – в таблице 2.

Рис. 2

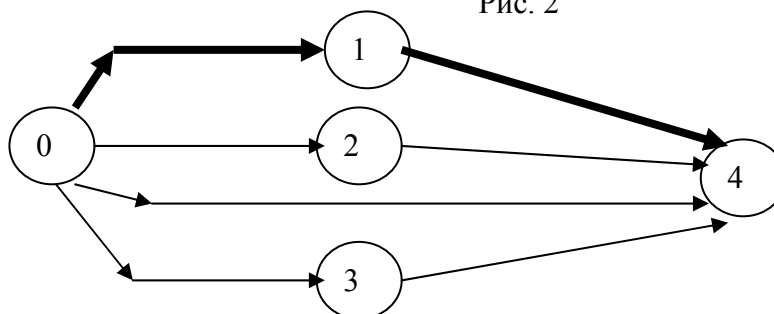


Таблица 2

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды, отн.ед.	Коэффициент разубоживания руды, отн.ед.	Извлекаемые запасы, т	Добыто рудной массы, т
Подготовительные и нарезные работы	4332	1	1	4332	4332
Очистные работы:					
- частичный выпуск из камеры (30%)	5110	1	0	5110	5110
- полный выпуск (70%)	11922.5	0.95	0.05	11326.4	11922.5
Итого:	17032.5	0.965	0.035	16436.4	17032.5
Целики	9595.3	0.8	0.15	7676.4	9031
Всего очистные работы:	26628	0.91	0.07	24112.8	26063.5
Всего по блоку:	30960	0.92	0.06	28444.8	30395.5

Таблица 3

Выработки	Общая длина, м	Площадь поперечного сечения в проходке, м ²	Суммарный объем выработок, м ³
Блоковый восстающий	61	6	366
Заезды	25	7	175
Погрузочные камеры	25	7	175
Подсечная выработка	40	6	240
Сбойка на буровой восстающий в висячем боку	15	6	90
Буровой восстающий	53	6	318
Горизонтальные сбойки блокового восстающего с камерой	48	5	240

Таблица 4

№	Выработки	Проходческое оборудование на забой	Число рабочих на забой	Комплексная норма выработки, м ³ /чел-см
1	Заезды	УБШ-208А, ПД-3	2	8.5
2	Погрузочные камеры	УБШ-208А, ПД-3	2	8.5
3	Подсечная выработка	БУ-80, ПД-3	2	6

4	Сбойка на буровой восстающий в висячем боку	УБШ-208А, ПД-3	2	5.8
5	Блоковый восстающий	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
6	Буровой восстающий		2	5.5
7	Горизонтальные сбойки блокового восстающего с камерой	УБШ-208А, ПД-3	2	5.8

Таблица 5

Выработки	Объем выработок, м ³	Норма выработок, м ³ /чел-см	Трудоемкость работ, чел-см	Максимальное число выходов проходчиков в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
0-1 Блоковый восстающий	366	6	6	1x2x3=6	10.2
1-4 Горизонтальные сбойки с камерой	240	5	48	6x1x3=18	2.7
0-2 Заезды	175	7.5	23.3	5x2x3=30	0.78
2-4 Погрузочные камеры	175	7.5	23.3	5x1x3=15	1.55
0-4 Подсечная выработка	240	7.5	32	1x2x3=6	5.33
0-4 Сбойка на буровой восстающий	90	4.5	20	1x2x3=6	3.33
3-4 Буровой восстающий	318	6	53	1x2x3=6	8.83

Таблица 6

Выработки	Объем руды, т	Трудоемкость работ, чел-смен								
		На 1000 т рудной массы				На весь объем				
		Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Бурение	Заряжание	Доставка	Закладка	Итого
Камера	17032.5	3.88	0.52	6.67	22.2	66.1	8.86	113.6	378.1	566.66
Целики	9031	5.4	0.42	6.67	--	48.77	3.79	60.24	--	112.8
Всего:	26063.5	--	--	--	--	114.87	12.65	173.84	378.4	679.46

Таблица 7

Выработки	Число забоев в одно-временной работе	Число рабочих на забой в сутки	Число выходов в сутки	Трудоемкость работ, чел-см	Срок выполнения работ, сут.	Календарный график выполнения работ, сут.									
						2	4	6	8	10	12	14	16	18	20
Блоковый восстающий	1	2	6	64	10.2										
Горизонтальные сбойки с камерой	2/4/2	1	6/12/6	48	5.4										
Заезды	1	2	6	23.3	3.88										
Погрузочные камеры	2/1	1	6/3	23.3	4.65										
Подсечная выработка	1	2	6	32	5.33										
Сбойка на буровой восстающий	1	2	6	20	3.33										
Буровой восстающий	1	2	6	53	8.83										
Потребность в оборудовании:															
УБШ-208А						4	2	3	2	2	2	2	2		
ПД-3						2	2	2	2	2	4	3			
КПН-4А						2	2	2	2	2	2				
БУ-80								1	1	1					

Таблица 8

Производственный процесс	Продолжительность работ, сут.																																			
	1				2				3				4				5				6				7...				14				15			
	Смена																																			
	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4				
Бурение скважин	■				■				■			■					■				■			■					■				■			
Заряжание и взры- вание										■												■														
Проветривание												■											■													
Частичный выпуск рудной массы													■											■												

Расчет очистной выемки

1. Л.н.с. определяем для однородных свойств руды ($k_n=1$) по формуле :

$$W = k_n C_0 d \sqrt{\delta_0 \Theta} = 1 * 34 * 0.056 * \sqrt{1.2 * 1} = 2.1 \text{ м},$$

$$C_0 = 20 + 56 * e^{-0.2f} = 20 + 56 * 25 = 34$$

2. Суммарная длина скважин в отбиваемом слое:

$$L = (B_h - S_\delta) * \omega * \gamma * q_0 / (q_c * \kappa) = (4,3 * 30 - 6) 2,1 * 3 * 0,32 / (2,21 * 0,7) = 160 \text{ м}$$

3. Количество рудной массы, добытой из слоя

$$D_{\text{сл}} = (B_h - S_\delta) * \omega * \gamma * K_{\text{пр}} / (1 - \rho) = 774 \text{ т}$$

4. Находим продолжительность бурения скважин в слое

$$t_\delta = 160 \text{ м} / (1 * 105) = 1,5 \text{ смен}$$

где 1 - число станков.

5. Трудоемкость работ по бурению

$$N_\delta = 2 * 1,5 = 3 \text{ чел-смену}$$

где 2 - число бурильщиков.

6. Трудоемкость работ по бурению скважин на 1000т добытой рудной массы

$$N_{\delta_0} = (3 / 774) * 1000 = 3,88 \text{ чел - смену}$$

7. Продолжительность зарядания скважин в слое

$$t_3 = 232,2 / (1 * 600) = 0,4 \text{ смены}$$

где $Q_{\text{вв}} = D_{\text{сл}} * q_0 = 774 * 0,32 = 232,2 \text{ кг}$

$\Pi_3 = 600 \text{ кг/смену}$

8. Трудоемкость работ по заряданию скважин в слое находим:

$$N_3 = 2 * 0,4 = 0,8 \text{ чел-смену}$$

9. Трудоемкость работ по заряданию скважин на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{3.0.} = (0,8 / 774) * 1000 = 1 \text{ чел-смену}$$

Находим количество рудной массы, выдаваемой из слоя при частичном выпуске:

$$D_{\text{сл.}}^{\text{част}} = 0,3 * D_{\text{сл}} = 0,3 * 774 = 232,2 \text{ т}$$

Погрузка рудной массы в вагоны производится машиной ПД-3.

Эксплуатационная производительность машины 300 т/смену, машину обслуживают двое рабочих.

Время на погрузку рудной массы:

$$t_y^{\text{част}} = 232,2 / 300 = 0.78 \text{ смены}$$

Трудоемкость работ по погрузке на слой:

$$N_y^{\text{част}} = 2 * t_y^{\text{част}} = 2 * 0,78 = 1,56 \text{ чел-смену}$$

- на 1000 т рудной массы,

$$N_{y0}^{\text{част}} = 1,56 * 1000 / 232,2 = 6,67 \text{ чел - смену}$$

Организация работ при отбойке и частичном выпуске рудной массы

Объем компенсационного пространства после подсечки камеры:

$$V_1 = V_n + \frac{1}{3} S_k \cdot h_n = 6 \cdot 30 + 30 \cdot 4.3 \cdot 7.5 / 3 = 502.5 \text{ м}^3,$$

где V_n - объем подсечной выработки в пределах камеры, м^3 ;

S_k - площадь приемных отверстий в днище блока, м^2 ;

h_n - высота приемных отверстий, м.

Наибольший объем рудного массива, взрывааемый на подсечку камеры:

$$V = V_1 / (K_p - 1) = 502.5 / (1.35 - 1) = 1435.7 \text{ м}^3,$$

где $K_p = 1.35$ – коэффициент разрыхления руды при отбойке.

Наибольшая высота отбиваемого рудного массива:

$$h_1 = V / S_k = 1435.7 / (30 \cdot 4.3) = 11.1 \text{ м}.$$

При толщине отбиваемого слоя $W = 2$ м на подсечное пространство камеры можно одновременно взорвать $11.1 / 2 = 5$ слоев.

Время на обуривание 5 слоев составит $t_0 = 5 \cdot t_{6.сл.} = 5 \cdot 1.5 = 7.5$ смен.

Количество одновременно взрываемого ВВ на 5 слоёв: $Q = 5 \cdot 232.2 = 1161$ кг.

Время на зарядание скважин $t_3 = Q / 1200 = 1161 / 1200 = 0.97 = 1$ смена.

В дальнейшем отбойку руды производят по три слоя. Для этого необходимо выпустить треть отбитой руды: $D_1 = 0.3 \cdot 3 \cdot 774 = 696.6$ т.

Время на частичный выпуск рудной массы: $t_{y1} = 696.6 / 300 = 2.3$ смены.

Время на бурение скважин в трех слоях: $t_{61} = 3 \cdot 1.5 = 4.5$ смены.

Время на зарядание скважин в трех слоях: $t_{31} = 3 \cdot 0.2 = 0.6$ смены.

Продолжительность работ по графику (табл. 8) $t_{кр1} = 15$ суток. За это время частичный выпуск рудной массы (табл. 2) составит $D_{к1} = 5110$ т. Среднесуточная производительность камеры в период отбойки и частичного выпуска рудной массы $P_{к1} = 5110 / 15 = 340.7$ т.

Полный выпуск отбитой руды

Погрузочная машина ПД-3, количество -1, производительность эксплуатационная 300 т/смену.

Среднесуточная производительность камеры в период полного выпуска составит: $P_{кп} = 300 \cdot 3 = 900$ т.

Количество, выпускаемой из камеры рудной массы: $D_{кп} = 11\,922.5$ т

Продолжительность полного выпуска руды из камеры:

$$t_{кп} = 11922.5 / 900 = 13.2 \approx 14 \text{ суток}$$

Среднесуточная производительность камеры за весь период очистной выемки (без закладки): $P_{ок} = 17032.5 / (15 + 14) = 587$ т

Число блоков в одновременной работе с резервом:

$$n_{0.к.} = \frac{K_o \cdot A \cdot \Psi}{m \cdot P_j} = \frac{0.56 \cdot 480000 \cdot 1.3}{303 \cdot 587} = 1.95 \approx 2$$

из них в отбойке и частичном выпуске

$$n_{0.1} = \frac{n_{0.к.} \cdot t_{к1}}{t_{к1} + t_{к2}} = \frac{2 \cdot 15}{15 + 14} \approx 1$$

и в полном выпуске

$$n_{0.2} = \frac{n_{0.к.} \cdot t_{к2}}{t_{к1} + t_{к2}} = \frac{2 \cdot 14}{15 + 14} \approx 1$$

Закладка камеры

Объем закладываемой камеры и выработок днища:

$$V = 30 \cdot 45 \cdot 4,3 + 1/3 \cdot 30 \cdot 4,3 \cdot 7,5 = 6127,5 \text{ м}^3$$

Продолжительность закладки камер после полного выпуска:

$$t_{з.к.} = \frac{V}{P_{з.к.}} = \frac{6127,5}{300} = 20,5 \approx 21 \text{ суу.}$$

Среднесуточная производительность камеры с учетом закладочных работ:

$$P_{о.к.з.} = 17032,5 / (15 + 14 + 21) = 340,651 \text{ т}$$

Число блоков в одновременной закладке:

$$n_{з.к.} = n_{о.к.} \cdot \frac{t_{з.к.}}{t_{о.к.}} = 2 \cdot \frac{21}{50} \approx 1$$

Всего блоков в очистной выемке

$$n_0 = n_{о.к.} + n_{з.к.} = 3$$

На закладке камеры занято 6 рабочих. Трудоемкость работ:

$$N_{з.к.} = 6 \cdot 3 = 18 \text{ чел-смен}$$

Суммарная трудоемкость при закладке

$$N_{зак.к.} = 18 \cdot 21 = 378 \text{ чел - смен}$$

Трудоемкость на 1000 т выдаваемой из камеры рудной массы:

$$N_{зак.о.} = N_{зак.к.} \cdot 1000 / D_{к.} = 378 \cdot 1000 / 17032,5 = 22,2 \text{ чел - смен}$$

Сводные технико-экономические показатели по блоку:

1. Количество подготовительных и нарезных работ на 1000 т подготовленных к выемке запасов 11,53 м.
2. Среднесуточная производительность камеры в период отбойки и выемки рудной массы - 587 т.
3. Всего блоков в одновременной работе – 3 шт.
4. Производительность труда на очистной выемке, т/чел-смену:
 - при бурении - 226,9;
 - при заряджении - 2060,4;
 - при погрузке – 150;
 - средняя по очистной выемке - 38,4.
5. Расход ВВ при очистной выемке камеры - 0,3 кг/т.
6. Потери руды при выемке камеры 3,5% .
7. Разубоживание руды при выемке камеры 3,5%.

2. Система со шпуровой отбойкой из магазина руды (пример)

Рассчитать параметры БВР для следующих условий. Коэффициент крепости руды $f=8-10$, плотность руды $\gamma=3 \text{ т/м}^3$, мощность рудного тела $m=3 \text{ м}$, высота отбиваемого слоя $h=2 \text{ м}$, диаметр шпуров $d=42 \text{ мм}$, глубина шпуров $L_{ш}=2,2 \text{ м}$, применяемое ВВ – аммонит № 6ЖВ, масса заряда на 1 м длины шпура $q_0=1,5 \text{ кг/м}$, бурение осуществляется перфоратором ПТ-29, коэффициент извлечения руды $K_{и}=0,965$, коэффициент разубоживания $R=0,035$.

Решение.

1. Площадь обуриваемого забоя при мощности рудного тела $m=3$ м и длине обуриваемого слоя $L_{cl}=36$ м составит: $S=3*36=108 \text{ м}^2$.
2. Число шпуров на забой при $S_y=1.2$ шп/м² составит: $n_{ш} = S_y * S = 1.2*108=130$ шт.
3. Суммарная длина шпуров в забое при глубине шпура $L_{ш}=2.2$ м равна:

$$L = n_{ш} * L_{ш} = 130*2.2 = 286 \text{ м}.$$
4. Общий расход ВВ при массе заряда на 1 м шпура $q_0=1.5$ кг/м :

$$Q = q_0 * L = 1.5*286 = 429 \text{ кг}.$$
5. Количество рудной массы, добываемой в забое:

$$D_{cl} = S * L_{ш} * \eta * \gamma * K_n / (1-R) = 108*2*3*0.965 / (1-0.035) = 648 \text{ т}.$$
6. Фактический удельный расход ВВ на 1 т добычи рудной массы:

$$q_{\phi} = L / D_{cl} = 429/648 = 0.662 \text{ кг/т}.$$
7. Продолжительность обуривания слоя одним перфоратором при норме выработки $\Pi_6=36$ м/смену:

$$t_6 = L / (n_6 * \Pi_6) = 286 / (1*36) = 8 \text{ смен}.$$
8. Трудоемкость работ по бурению шпуров в забое (при одном бурильщике):

$$N_6 = 1*8 = 8 \text{ чел-смен}.$$
9. Трудоемкость работ по бурению шпуров на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{6.o.} = N_6 * 1000 / D_{cl} = 8 * 1000 / 648 = 12.35 \text{ чел-смен}.$$
10. Продолжительность зарядки шпуров в забое одним пневмозарядчиком с производительностью $\Pi_3=1200$ кг/см :

$$t_3 = Q / (n_3 * \Pi_3) = 429 / (1*1200) = 0.36 \text{ смены}.$$
11. Трудоемкость работ по зарядке шпуров в забое одним рабочим:

$$T_3 = 1 * 0.36 = 0.36 \text{ чел-смены}.$$
12. Трудоемкость работ по зарядке шпуров на 1000 т добытой рудной массы:

$$T_{3.o.} = 0.36*1000 / 648 = 0.55 \text{ чел-смены}.$$

V часть.

Система разработки восходящими горизонтальными слоями с гидравлической закладкой (пример)

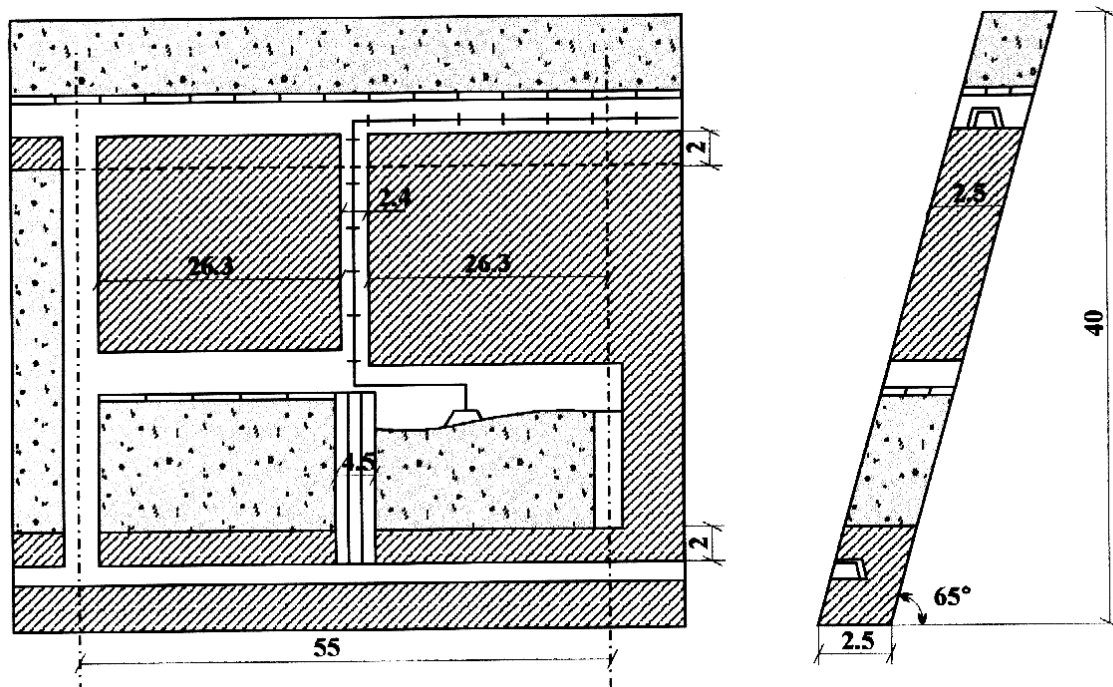


Рис. 1.

Дано.

Горизонтальная мощность рудного тела $m=2,5$ м, угол падения $\alpha=65^\circ$. Объемный вес руды $\gamma=3,8$ т/м³ коэффициент крепости $f=6$, высота этажа $h_{\text{эт}}=40$ м, длина блока $L_{\text{бл}}=55$ м. Содержание полезного компонента в руде $A_p=2,6\%$, во вмещающих породах $A_{\text{п}}=1\%$, высота отбиваемых слоев руды – $h=2$ м. Потери руды при очистной выемке $\Pi=3\%$, разубоживание: при выемке камер $R_k=3\%$, при выемке целиков $R_{\text{ц}}=10\%$. Суточная производительность рудника $P_{\text{сут}}=1000$ т (при работе в две смены по 6 часов).

Решение.

I. Расчет показателей извлечения

Распределение балансовых запасов в блоке приведено в табл. 1, подсчет потерь и разубоживания по блоку – в табл. 2.

Таблица 1

Распределение балансовых запасов руды в блоке

Стадия работ	Длина, м	Площадь сечения, м ²		Объем по руде, м ³	Балансовые запасы, т
		По по- роде	По руде		
Подготовительные работы					
Откаточный штрек	55	4.4	7.9	435	1645

Восстающий	38	--	6	252	965
ИТОГО:	97			687	2611
Нарезные работы					
Подсечка	52.5	--	5	263	999
Рудоспуск	38	--	6	252	965
ИТОГО:	90.5			515	1964
Очистные работы					
Выемка камеры				4070-252 = 3818	15466-965 = 14501
Выемка целиков				480	1824
ИТОГО:				4298	16325
ВСЕГО по блоку:	187.5			5500	20900

Таблица 2

Подсчет потерь и разубоживания по блоку

Стадия работ	Балансовые запасы, Б, м ³	Коэффициент извлечения, К _{извл}	Коэффициент разубоживания, R	Извлекаемые запасы, И, м ³	Объем добытой руды, Д, м ³
Подготовительные работы	2611	1	0	2611	2611
Нарезные работы	1964	1	0	1964	1964
ИТОГО:	4575	1	0	4575	4575
Очистные работы:					
-выемка камеры	14501	0.97	0.03	14066	14501
-выемка целиков	1824	0.9	0.1	1642	1824
ИТОГО:	16325	0.962	0.038	15708	16325
ВСЕГО по блоку:	20900	0.97	0.0295	20283	20900

Подсчет средних величин потерь и разубоживания:

$$K_{\text{извл}}^0 = I_0 / B_0 = 15708 / 16325 = 0.962,$$

$$K_{\text{извл}} = I / B = 20283 / 20900 = 0.97$$

$$R_0 = (D_0 - I_0) / D_0 = (16325 - 15708) / 16325 = 0.038$$

$$R = (D - I) / D = (20900 - 20283) / 20900 = 0.0295$$

II. Расчет параметров БВР

1. Состав производственных процессов на 1 цикл работ в очистном забое:

а) отбойка руды (бурение, зарядание и взрывание шпуров); б) проветривание забоя; в) уборка руды; г) закладка выработанного пространства (уборка насти-

ла, установка водопроницаемых закладочных перегородок, собственно закладка, дренаж воды, укладка настила).

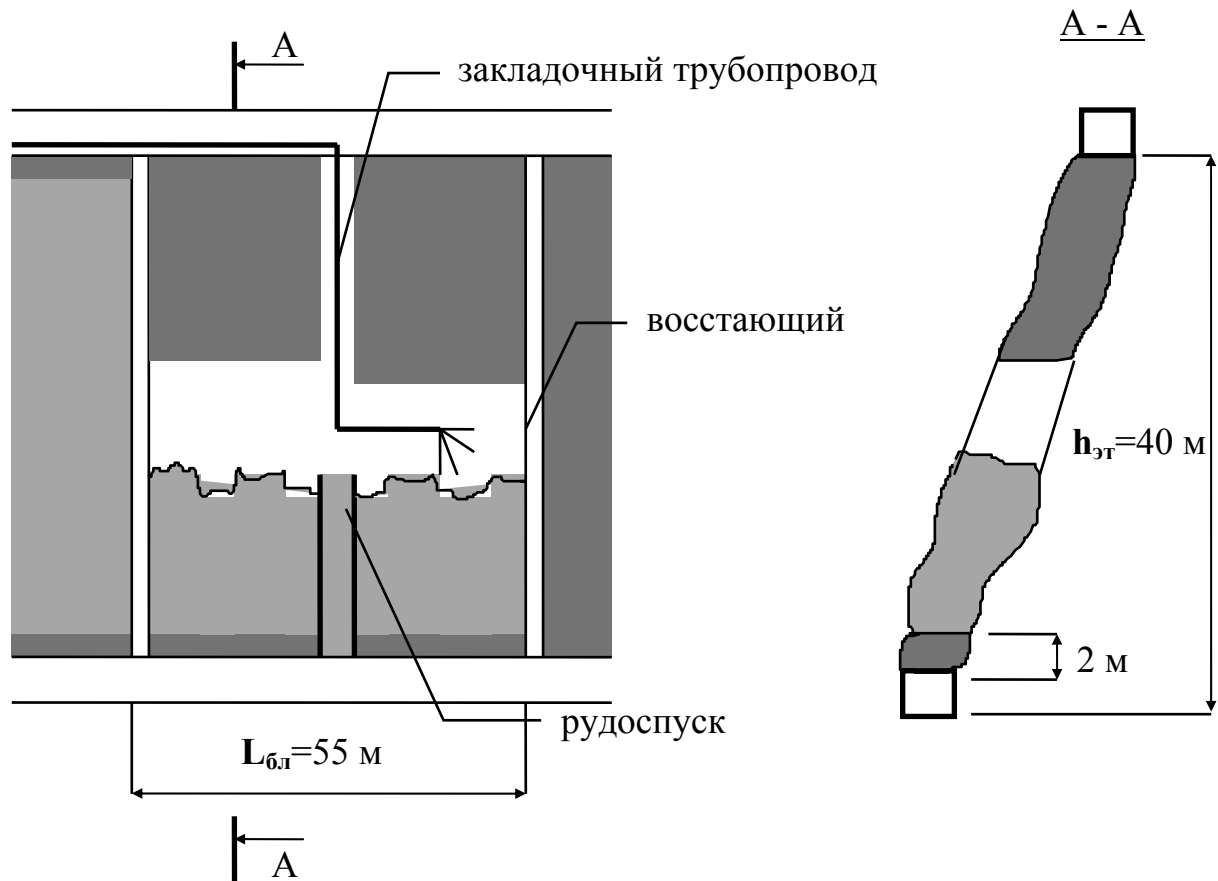


Рис. 2

2. Расчет производственных процессов в одном забое.

В расчет очистной выемки и подсчет основных ТЭП входят:

- 1) Определение состава и продолжительности производственных процессов в блоке на один цикл очистных работ, построение графика очистных работ;
- 2) Определение среднесуточной производительности забоя и блока;
- 3) Подсчет числа блоков, находящихся в одновременной выемке в зависимости от годовой производительности шахты или участка; обрабатываемого заданной системой разработки;
- 4) Подсчет основных ТЭП очистной выемки (производительность труда, расход основных материалов, потери и разубоживание руды).

Отбойка руды

Площадь забоя в половине блока при $m=2,5$ м и длине $L=26,3$ м составит:

$$S=2,5 \cdot 26,3=65,8 \text{ м}^2.$$

Число шпуров при площади забоя $65,8 \text{ м}^2$ и удельной площади, приходящейся на 1 шпур, равной 1 м^2 (по фактическим данным) составит $n=65,8 \cdot 1 \sim 66$ шпуров.

При глубине шпура $L_{ш}=2$ м, общая длина комплекта шпуров в забое составит:

$$\Sigma L = L_{ш} \cdot n = 2 \cdot 66 = 132 \text{ м}.$$

При величине удельного заряда ВВ на 1 м шпура диаметром 42 мм, равной $q_0 = 0,7 \text{ кг/м}$ (по фактическим данным), общий расход ВВ на полный комплект

шпуров составит в полублоке:

$$Q = q_0 * L_{ш} * n = 0,7 \cdot 2 \cdot 66 = 93 \text{ кг}$$

Количество руды, отбиваемой комплектом шпуров при К.и.ш. $\eta_{ш} = 0,95$, подсчитываем по формуле:

$$V = S * L_{ш} * \eta_{ш} * \frac{K_u}{1 - \rho} = 65,8 \cdot 2 \cdot 0,95 \cdot \frac{0,97}{1 - 0,03} = 125 \text{ м}^2, \\ V_1 = V * \gamma = 125 \cdot 3,8 = 475 \text{ т}.$$

Расход ВВ на 1 т отбитой руды составит: $93:475=0,193 \text{ кг/т}$.

Продолжительность обуривания забоя при норме выработки бурильщика 74 т/чел-см и при работе 4-х бурильщиков в смену составит: $475 / (4 \cdot 74) \approx 1,58$ смен.

Продолжительность заряжания и взрывания шпуров принимаем 0,2 смены.

Проветривание забоя после взрывных работ осуществляется в перерыве между сменами.

Уборка руды

Продолжительность уборки руды, взорванной в полублоке за один цикл, при сменной норме выработки скрепериста и помощника 250 т/см составит: $475:250=1,9 \approx 2$ смены. Перед началом работ на новом слое в кровле по длине полублока бурят короткие шпуры, развешивают блочки, через которые проходит канат скреперной установки, а саму скреперную лебедку намертво закрепляют.

Гидравлическая закладка выработанного пространства

В качестве закладочного материала применяется песок с глиной и водой.

1. Количество закладочного материала, необходимого для заполнения объема выработанного пространства на один цикл работ в забое подсчитываем по формуле:

$$Q_3 = \frac{V * K_3 * (1 + \phi) * (1 + \lambda)}{K_p} = \frac{125 * 0,75 * (1 + 0,1) * (1 + 0,05)}{1,1} = 98,5 \text{ м}^3$$

где V - объем выработанного пространства, подлежащий закладке, м^3 ;

ϕ - коэффициент усадки закладки 0,15-0,05;

λ - коэффициент выноса закладочного материала водой для глина 0,1 ;

K_p - коэффициент разрыхления закладки, равен 1,1 ;

K_3 - коэффициент полноты закладки выработанного пространства, принимается обычно 0,7-0,85.

2. Расход воды определяем по соотношению жидкого и твердого в гидравлической закладке: $Ж:Т = 3:1$, тогда $Q_в = 3 \cdot 98,5 = 295,5 \text{ м}^3$.

3. Производительность гидрозакладочной установки (фактическая) - $16,4 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Принимаем число рабочих на закладочных работах 2 человека в смену, продолжительность закладки слоя 6 час, т.е. 1 смена. Продолжительность наращивания рудоспуска, восстающего, водопроницаемых перемычек и уборки настила перед началом работ по закладке, принимаем равной одной смене при 2-х крепыльщиках. После окончания закладки слоя одну смену работы в полублоке

не осуществляют, происходит дренаж воды из закладки, затем 4 рабочих за 0,3 смены укладывают настил.

III. Организация работ в блоке

Распределение производственных процессов по сменам см. в табл.3. Число рабочих смен в сутках - 2, число циклов в сутки $1/3 \approx 0,33$. Число одновременно вынимаемых слоев в блоке (на каждый цикл по половине длины блока) - 2.

Таблица 3

Наименование работ	Сутки											
	I				II				III			
	Смены											
	1	пе- реры в	2	пе- реры в	1	пе- реры в	2	пе- реры в	1	пере- рыв	2	перерыв
Уборка руды												
Наращивание рудоспуска, восстанавливающего, перемычек и уборка настила												
Закладка												
Укладка настила												
Бурение												
Заряжание и взрывание												

IV. Количество блоков в одновременной очистной выемке

Среднесуточная производительность блока:

$$P_0 = 2 \cdot 475 / 3 = 317 \text{ т/сутки.}$$

Распределение запасов руды в блоке по стадиям работ - см. в табл.1.

Продолжительность выемки руды в блоке:

$$t_0 = T_0 / P_0 = \frac{17290}{317} = 55 \text{ сут.}$$

T_0 - количество руды в блоке, добываемое очистными работами, т;

P_0 - среднесуточная производительность труда по блоку, т/сут.

Количество блоков в одновременной очистной выемке, обеспечивающих заданную суточную производительность шахты по формуле:

$$n_0 = \frac{K_0 \cdot P}{P_0} \cdot \Psi = \frac{0.83 \cdot 1000}{317} \cdot 1.25 \approx 3$$

где K_0 - удельный вес объема руды, добываемой очистными работами, в

общем объеме руды, добываемой в блоке (включая целики) – см. табл. 1;

ψ - коэффициент резерва, обычно не менее 1,25-1,3 .

V. Основные технико-экономические показатели очистной выемки

Расход рабочей силы на один слой (чел-смен):

бурильщиков - 8, скреперистов - 4, крепильщиков - 2, закладчиков - 2.

Итого - 16.

Производительность труда забойного рабочего $\frac{475}{16} = 29,7$ т/см.

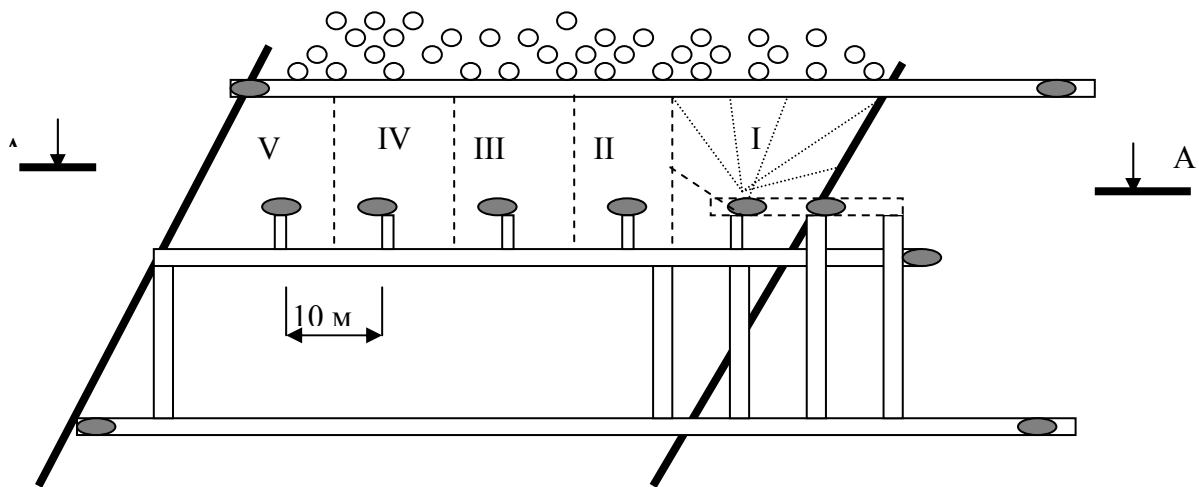
Количество руды, выдаваемой из камеры:

$$A_{\phi} = A_p - R * (A_p - A_n) = 2.6 - 0.03 * (2.6 - 1.0) \approx 2,55 \text{ \%}.$$

VI часть.

Система разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском (пример)

Дано. Глубина работ $H_p=350$ м, средняя мощность рудной залежи $m=60$ м, угол падения $\alpha=80^\circ$, коэффициент крепости руды и вмещающих пород $f=10$, плотность руды $\gamma=3.6$ т/м³, высота этажа $h_{\text{эт}}=90$ м, длина блока $L=105$ м, высота подэтажа $h=15$ м, ширина блока $B=15$ м. Потери руды при очистной выемке $\Pi=10\%$, разубоживание $R=25\%$. Годовая производительность рудника $A_r=6$ млн. т. Число рабочих смен в сутках - 3, число рабочих дней в году - 305, в месяц - 26.



A-A

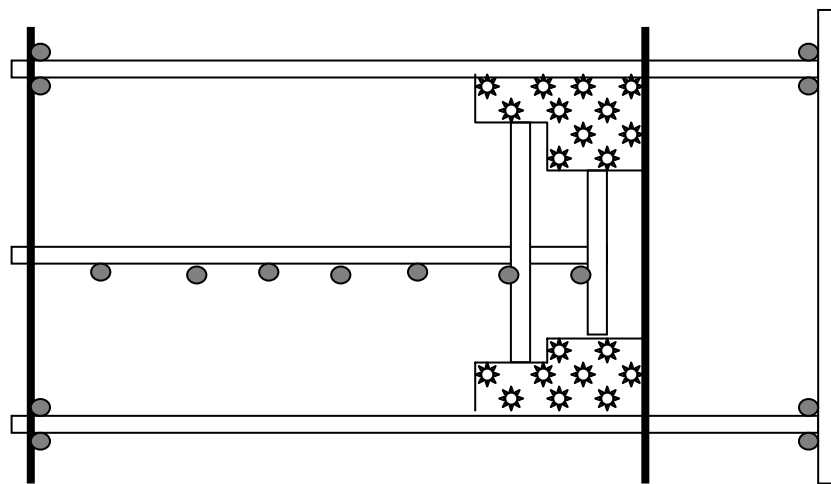


Рис 1

Решение.

1. Подготовка и нарезка блока.

Определяем объем, срок выполнения и необходимое оборудование для первоочередной подготовки и нарезки блока. Объемы работ приведены в таблице 1, проходческое оборудование и нормы выработки – в таблице 2. Расчет сетевого графика (рис. 2) приведен в таблице 3. Продолжительность критического пути $t_k=67.59$ суток.

Максимальный численный состав проходческой бригады в сутки:

$$n_{\max} = 2320.4 / 67.59 = 34.3 \text{ чел.}$$

С учетом фронта работ, трех рабочих смен в сутках и состава забойного звена принимаем состав бригады $n = 24$ человек, по 8 чел. в смену. Для установленного состава проходческой бригады строим календарный график первоочередной проходки и нарезки блока – таблица 4. Срок выполнения работ по календарному плану $t=97.5$ суток ≈ 100 суток=3.8 месяцев.

Таблица 1

Выработки	Длина, м		Площадь сечения в черне, m^2	Объем, m^3	
	Одной выработки	Общая		Одной выработки	Общая
Откаточный штрек	230	230	9.65	2200	2200
Блоковый вентиляционный восстающий	90	90	6	540	540
Сборный вентиляционный орт со сбойками	237	237	6	1419	1419
Ходовые восстающие на подэтаж	40	80	4	160	320
Материальные восстающие на подэтаж	40	80	4	160	320
Орт	205	205	6	1230	1230
Вентиляционные восстающие блока	40	200	4	160	800
Скреперные штреки по руде	50	150	6	300	900
Рудоспуски с подэтажа	40	400	3	120	1200
Вентиляционный орт блока	30	30	4	120	120
Хозяйственный штрек	50	50	6	300	300
Восстающие на буровой горизонт	10	70	2.25	22.5	157.5
Скреперный штрек лежачего бока	50	50	6	300	300
Буровой штрек	50	50	8	400	400
Буровой орт	30	60	8	240	480
Отрезные восстающие	28	56	3	84	168

Дучки	10	500	2.25	22.5	1125
-------	----	-----	------	------	------

Таблица 2

Выработки	Площадь сечения в черне, м ²	Проходческое оборудование	Число рабочих на забой в смену	Комплексная норма выработки, м ³ /чел-см
Откаточный орт	9.65	УБШ-208А, ПД-3	2	8.5
Ходовые восстающие на подэтаж	4	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Материальные восстающие на подэтаж	4	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Блоковый вентиляционный восстающий	6	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Рудоспуски	3	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Сборный вентиляционный орт со сбойками	6	БУ-80, ПД-3	2	6
Орт	6	БУ-80, ПД-3	2	
Скреперные штреки по руде	6	БУ-80, ПД-3	2	6
Штрек	6	БУ-80, ПД-3	2	6
Буровой штрек	8	БУ-80, ПД-3	2	6
Буровой орт	8	БУ-80, ПД-3	2	6
Вентиляционный орт блока	4	БУ-80, ПД-3	2	6
Вентиляционные восстающие блока	4	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Отрезные восстающие	3	КПН-4А, ПД-3	2	5.5
Ходовой восстающий	2.25	КПН-4А, ПД-3	1	5.5
Дучки	2.25	ПТ-3, ПД-3	1	8.1

Таблица 3

Шифр	Выработки	Объем работ, м ³	Норма выработки, м ³ /чел-см	Трудоемкость работ, чел-см	Максимальное число выходов рабочих в сутки	Минимальная продолжительность работ, сут.
0-1	Откаточный орт:					
	- 1-й очереди	1100	9.18	120	12	10
1-7	- 2-й очереди	1100	9.18	120	22	10
0-6	Блоковый вентиляционный восстающий	540	5.1	106	6	17.7
0-5	Сборный вентиляционный орт	1419	6.75	210	12	17.5
1-2	Ходовые восстающие на подэтаж	320	3.4	94	12	7.8
1-3	Материальные восстающие на подэтаж	320	4	80	12	6.65
7-9	Хозяйственный орт	1230	3.9	316	12	26.3
6-10	Вентиляционный восстающий	800	3.43	233	30	7.8
9-10	Скреперные штреки по руде	900	3.1	290	36	8.1
	Рудоспуски с подэтажа:					
1-4	- 1-й очереди	240	4	60	12	5
7-8	- 2-й очереди	960	4	240	48	5
10-13	Вентиляционный орт блока	120	4.2	28.6	18	1.59
7-19	Хозяйственный штрек	300	9.2	32.6	12	2.72
	Служебный восстающий на буровом горизонте:					
9-12	- 1-й очереди	45	5	9	6	1.5
10-11	- 2-й очереди	112.5	5	22.5	15	1.5
13-14	Буровой штрек	400	10.5	38	12	3.16
16-17	Буровые орты	480	11.5	41.7	12	3.16
13-16	Скреперный штрек лежачего бока	300	3.1	97	12	8.1
16-19	Отрезные восстающие	168	4	42	12	3.5

13-15	Дучки: - 1-й очереди	562.5	8.1	70	75	0.93
17-18	- 2-й очереди	562.5	8.1	70	75	0.93
	ИТОГО:			2320.4		67.59

Таблица 4

Выработки	Число забо-ев в одно-временной работе	Число рабо-чих на забой в сутки	Число выходов в сутки	Трудоем-кость ра-бот, чел-см	Срок вы-полнения работ, сут.	Календарный график выполнения работ, сут.											
						10	20	30	40	50	60	70	80	90	100		
Откаточный орт: - 1-й очереди - 2-й очереди	2 2	2 2	12 12	120 120	10 10	12 12											
Ходовые вос-стающие на подэ-тажах	2	2	12	94	7.8		12										
Блоковый венти-ляционный вос-стающий	1	2	6	106	17.7	6											
Сборный вентиля-ционный орт со сбойками	1/2	2	6/12	210	32.5	6											
Материальные восстающие на подэтаже	1	2	6	80	13.3		6										
Рудоспуск 1-й оче-реди	2	2	12	60	5				12								
Рудоспуски ос-тальные	2	2	12	240	20												

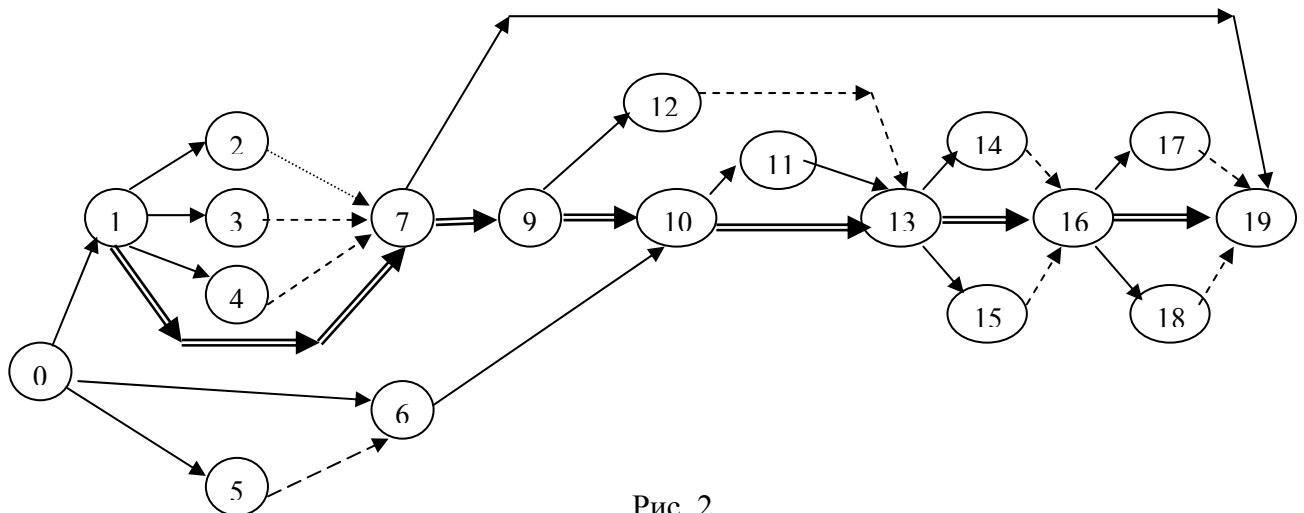


Рис. 2

2. Рассчитать параметры БВР.

1) Суммарная длина скважин в отбиваемом слое:

$$L = \frac{(B \cdot h - S_6) \cdot W \cdot \gamma \cdot q_0}{q_c \cdot k} = \frac{(15 \cdot 15 - 12.5) \cdot 1.5 \cdot 3.6 \cdot 0.5}{2.21 \cdot 0.7} = 370 \text{ м}$$

где B – ширина отбиваемого слоя, м; h – высота (длина) слоя, м; S_6 – площадь поперечного сечения буровых выработок, m^2 ; W – л.н.с., м; q_0 – теоретический расход эталонного ВВ, $кг/м^3$; q_c – масса заряда ВВ на 1 пм скважины, $кг/м$:

$$q_c = 0.25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \delta$$

d – диаметр скважины, м; δ – плотность заряжения ВВ в скважине, $кг/м^3$; k – коэффициент использования длины скважины под заряд ВВ.

2) Количество рудной массы, добываемой из слоя:

$$D_{cl} = \frac{(B \cdot h - S_6) \cdot W \cdot \gamma \cdot k_{н.р.}}{(1-r)} = \frac{(15 \cdot 15 - 12.5) \cdot 1.5 \cdot 3.6 \cdot 0.9}{1 - 0.25} = 1377 \text{ т}$$

3) Продолжительность бурения скважин в слое:

$$t = \frac{L}{n_6 \cdot \Pi_6} = \frac{370}{1 \cdot 140} = 2.6 \text{ смены}$$

4) Трудоемкость работ по бурению скважин:

$$N_6 = n_{\text{рабочих}} \cdot t_6 = 2 \cdot 2.6 = 5.2 \text{ чел-смены}$$

5) Трудоемкость работ по бурению на 1000 т добытой рудной массы:

$$N_{6_o} = 5.2 \cdot 1000 / 1377 = 3.78 \text{ чел-смены}$$

6) Продолжительность заряжения скважин в слое:

$$t_3 = 688.5 / (1 \cdot 2400) = 0.3 \text{ смены}$$

где $Q = D_{cl} \cdot q_0 = 1377 \cdot 0.5 = 688.5 \text{ кг}$.

7) Трудоемкость работ по заряжению скважин:

$$N_3 = 2 \cdot 0.3 = 0.6 \text{ чел-смены}$$

8) Трудоемкость работ по заряжению скважин на 1000 т добытой рудной мас-

сы:

$$N_{3_0} = 0.6 * 1000 / 1377 = 0.73 \text{ чел-смены.}$$

3. Произвести расчет системы разработки.

Принимаем наибольший размер кусков руды – $D_p = 500$ мм.

1) Рассчитываем расстояние между буровыми выработками, из которых будет забираться рудная масса [54, с.29-31]:

$$D = \sqrt{2 * p * h_{\text{доз}}^{\text{max}}} = \sqrt{2 * 0.5 * 108} = 10.4 \text{ м}$$

где p – показатель сыпучести

$$p = \frac{2 * D_p * \text{Ln}4 * \sqrt{1 - \frac{4}{3} * \cos^2 \left| \frac{1}{3} * \arccos \left(-\frac{\pi * \sqrt{3}}{8} * K_p \right) \right|}}{\text{tg}(45 + 0.5 * \varphi)} =$$

$$= \frac{2 * 0.5 * \text{Ln}4 * \sqrt{1 - \frac{4}{3} * \cos^2 \left| \frac{1}{3} * \arccos \left(-\frac{\pi * \sqrt{3}}{8} * 1.3 \right) \right|}}{\text{tg}(45 + 0.5 * 35)} = 0.5 \text{ м}$$

K_p – коэффициент разрыхления; φ – угол внутреннего трения сыпучего материала; $h_{\text{доз}}^{\text{max}}$ – высота эллипсоида выпуска, соответствующего максимально-допустимому объему единичной дозы выпускаемой рудной массы $Q_{\text{доз}}^{\text{max}}$:

$$h_{\text{доз}}^{\text{max}} = \frac{h}{\sin \psi} = \frac{15}{\sin 8} = 108 \text{ м}$$

$$\psi = 90 - \arctg(21/A) = 90 - \arctg(21/3) = 8^\circ$$

$$Q_{\text{доз}}^{\text{max}} = \frac{\pi * p}{3} * (h_{\text{доз}}^{\text{max}})^2 = \frac{\pi * 0.5}{3} * (108)^2 = 6100 \text{ м}^3$$

A – толщина отбиваемого за цикл слоя руды, пусть отбиваются за цикл два веера, тогда $A = 2 * W = 3$ м.

Принимаем расстояние между ортами, где производятся буровзрывные и погрузочно-доставочные работы $D = 10$ м.

2) Рассчитываем объем подготовительных, нарезных работ и распределение балансовых запасов по стадиям работ – в таблице 5.

Удельный объем подготовительных и нарезных работ $K_y = 7.2\%$.

Коэффициент подготовки и нарезки на 1000 т подготовленных к очистной выемке балансовых запасов:

$$K_{\text{п.н.}} = \frac{1000 * \Sigma L}{(B - B_{\text{п.н.}})} = \frac{1000 * 4857}{2041200 - 146043} = 2.56 \text{ м / 1000 т}$$

Таблица 5

Наименование выработки	Число вырабо- ток на блок	Общая длина выработок, м	Площадь сечения, м ²		Объем, м ³		Балансовые запасы, т
			По руде	По породе	По руде	По по- роде	
I. Подготовительные работы							
Штрек откаточный	1	105	--	10.5	--	1102.5	-
Квершлаг откаточного горизонта	1	25	--	10.5	--	262.5	--
Блоковый восстающий	1	92	--	6	--	552	--
Рудоспуск	1	75	--	6	--	450	--
Наклонный съезд	1	330	--	10.5	--	3465	--
ИТОГО:	5	627	--	--	--	5832	--
II. Нарезные работы							
Подэтажные штреки	6	630	10.5	--	6615	--	23814
Подэтажные орты	45	2700	12.5	--	33750	--	121500
Сбойки в лежащем боку	5	225	--	10.5	--	2362.5	--
Отрезные восстающие	45	675	0.3	--	202.5	--	729
ИТОГО:	101	4230	--	--	40567.5	2362.5	146043
III. Очистные работы							
Отбойка в камере	--	--	--	--	526432.5	--	1895157
ВСЕГО по блоку:	106	4857	--	--	567000	8194.5	2041200

3) Извлечение руды – в таблице 6.

Таблица 6

Стадия работ	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения руды	Коэффициент разубоживания руды	Извлекаемые запасы, т	Добыто рудной массы, т
Нарезные работы	146043	1.0	0	146043	194934.6
Очистные работы	1895157	0.9	0.25	1705641.3	2274188.4
ВСЕГО по блоку:	2041200	0.91	0.23	1851684.3	2420231.4

Средний по блоку коэффициент извлечения руды:

$$K_{и.р.} = (146043 + 1705641.3) / 2041200 = 0.91$$

Средний по блоку коэффициент разубоживания руды:

$$r = (2420231.4 - 1851684.3) / 2420231.4 = 0.23$$

3) Выбор численного состава проходческой бригады:

$$n_{max} = \Sigma T / t_{кр} = 2320.4 / 97.5 = 24 \text{ чел.}$$

С учетом фронта работ и трех рабочих смен в сутки окончательно принимаем $n_{max}=24$ чел.

**Буквенные обозначения, принятые в работе
для геомеханических расчетов:**

- H** – глубина разработки, м;
H¹ – глубина работ от границы коренных пород с наносами или расстояние по вертикали до охраняемого объекта, м;
A (L) и B – длина и ширина обнажения, м;
L – пролет выработки, м;
h, h_н, h_в – мощность слоя (высота выработки), нижней и верхней пачки твердеющей закладки, м;
S – площадь обнажения, м²;
V – объем выработки, м³;
c – высота зоны смятия потолочины, м;
υ – прогиб кровли выработки, м;
Δ – смещение, м;
α – угол падения залежи, бортов выработки, град. ;
φ – угол внутреннего трения пород, закладки, град. ;
ψ – угол падения плоскости скольжения, равен (45⁰+φ/2), град. ;
d₁, d₂ – размер блока пород массива в горизонтальной и в вертикальной плоскостях, м;
B_з, B_п – коэффициенты компрессии закладки и породы, отн. Ед. ;
χ_з, χ_п – коэффициенты сжимаемости закладки и пород, отн. Ед. ;
σ – напряжения в горном и закладочном массивах, МПа;
σ⁰_{сж}, σ_р, σ_{ср} – прочность на одноосное сжатие, растяжение и срез в образце пород и закладки, МПа;
E_{ст}, E_д – статический и динамический модуль деформации пород и закладки, на упругой и пластической стадиях деформирования, МПа;
γ – средний объемный вес пород и закладки, МН/м³;
q – средняя величина удельной распределенной нагрузки, МПа;
C – сцепление, МПа;
ω – вес пород, закладки из свода давления, МН/м²;
t – продолжительность обнажения, мес., годы;
ν – коэффициент Пуассона, отн. Ед. ;
η – коэффициент бокового отпора, отн. Ед. ;
λ – коэффициент структурного ослабления закладки, отн. ед. ;
K_з, n_{зап} – коэффициент запаса, отн. Ед. ;
K_п – коэффициент пригрузки, отн. Ед. ;
K_y – коэффициент устойчивости, отн. Ед. ;
K_о – коэффициент ослабления породного массива, отн. Ед. ;
K_к – коэффициент концентрации напряжения, отн. Ед.;
K_р – коэффициент разрыхления, отн. Ед.

**Список литературы
к курсу «системы разработки»**

1. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. М., Недра, 1988, 271 с.
2. Симаков В.А., Ковалев И.А., Боровков Ю.А. Сборник задач по процессам подземных горных работ. М., изд. МГРИ, 1987, 86 с.
3. Боровков Ю.А. Процессы подземных горных работ. М., изд. МГРИ, 1988, 85 с.
4. Панин И.М. Горное давление в подземных выработках. М., изд. УДН, 1984, 81 с.
5. Ковалев И.А., Боровков Ю.А., Холобаев Е.Н. Задачник по подземной разработке россыпных месторождений. М., Недра, 1992, 224 с.
6. Методические указания по управлению горным давлением при подземной разработке месторождений ГМК «ПеченгаНикель». Л., изд. ВНИМИ, 40 с.
7. Исследование параметров напряженности и удароопасности в конструктивных элементах систем разработки подземного рудника Вишневогорского рудоуправления. Заключительный отчет по теме 7-83-307. Свердловск, изд. УНИпроместь, 1984, 127 с.
8. Методические указания по определению физико-механических свойств массива горных пород применительно к проблеме динамических проявлений в шахтах. Л., изд. ВНИМИ, 1977.
9. Трумбачев В.Ф., Мельников Е.А. Распределение напряжений в междукammerных целиках и потолочинах (ИГД им. А.А.Скочинского). М., Госгортехиздат, 1961.
10. Методические указания по определению устойчивости пород в зависимости от их нарушенности на рудных месторождениях (И.И.Протопопов). Л., изд. ВНИМИ, 1974, 35 с.
11. Методические указания по определению допустимых пролетов обнажений трещиноватых горных пород и размеров опорных целиков при подземной разработке рудных месторождений (С.В.Ветров). М., изд. ИПКОН, 1978, 92 с.
12. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки цветных металлов. Л., изд. ВНИМИ, 1972.
13. Инструкция по безопасному ведению работ при отработке пологих и наклонных рудных тел малой мощности предприятия А-7915 (ЦГХК). М., Промниипроект, 1982, 69 с.
14. Галаев Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений. Л., изд. ЛГИ, 1979, 100 с.
15. Ильштейн А.И., Либерман Ю.М., Мельников Е.А. и др. Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений. М., Наука, 1964.
16. Отчет о научно-исследовательской работе «Разработка отраслевых методических указаний по расчету прочных параметров целиков различного назначения и допустимых площадей обнажений пород при подземной разработке руд цветных металлов». Чита, изд. ВНИПИгорцветмет (совместно с ВНИМИ и УНИпроместь), 1986, 153 с.

17. Турчанинов И.А., Иофис С.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. Л., Недра, 1989, 488 с.
18. Галаев Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1990, 176 с.
19. Панин И.М., Ковалев И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1984, 181 с.
20. Боровков Ю.А. Процессы подземных горных работ. М., изд. МГРИ, 1988.
21. Симаков В.А., Ковалев И.А., Боровков Ю.А. Процессы подземных горных работ.-М.,МГРИ.1986.
22. Ковалев И.А., Стебаков П.А. Повышение эффективности разработки рудных месторождений. М., Недра, 1973.
23. Симаков В.А. и др. Подземная разработка месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов. М:МГРИ,1991.
24. Ковалев И.А., Боровков Ю.А., Холобаев Е.Н. Задачник по подземной разработке россыпных месторождений. М, Недра, 1992.
25. Симаков В.А., Домбровский А.П., Титов Л.М., Арутюнов К.Г. Подземная разработка месторождений цветных, редкий и радиоактивных металлов.- М., МГРИ, 91,148 с.
26. Рогизный В.Ф. Горные машины для бурения при подземной разработке месторождений. М., изд. МГРИ, 1998, 152 с.
27. Рогизный В.Ф. Зарядные машины и устройства для рудных шахт. М., изд. МГРИ, 1993, 30 с.
28. Рогизный В.Ф. Эксплуатация погрузочно-доставочных машин и устройств для очистных работ. М., изд. МГРИ, 1991, 107 с.
29. Именитов В.Р. Технология, механизация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1978.
30. Шехурдин В.К., Несмотряев В.И., Холобаев Е.Н. Проведение подземных горных выработок. М., Недра,1980.
31. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. М., Недра,1985.
32. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. Л., Недра, 1977, 503 с.
33. Справочник по горнорудному делу. М., Недра, 1983, 816 с.
34. Братанек И., Вода И. Контурное взрывание в горном деле и строительстве. М., Недра, 1983.
35. Бурштейн Л.С. Статистические и динамические испытания горных пород. Л., Недра, 1970.
36. Мельников Н.В., Марченко Л.И. Энергия взрыва и конструкция заряда. М., Недра, 1964.
37. Мусхелишвили Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. М., Наука, 1960, с.707.
38. Ткачук К.Н. Разрушение горных пород невзрывчатыми расширяющимися веществами. В сб.: «Разработка рудных месторождений», Киев, 1986, №42.
39. Указания по определению параметров систем разработки по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения горных работ на шахтах КривБасса. Кривой Рог, НИГРИ, 1965, 117 с.

- 40.Фещенко А.А., Эристов В.С. Контурное взрывание в гидротехническом строительстве. М., Энергия, 1972.
- 41.Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов угольных карьеров и отвалов. М., Недра, 1965, 377с.
- 42.Ханукаев А.И. Физические процессы при отбойке горных пород взрывами. М., Недра. 1974.
- 43.Шлаин И.Б. Разработка месторождений нерудного сырья. М., Недра, 1985.
- 44.Чесноков М.Н. Разработка гранитных месторождений. М., Гостехиздат, 1958.
- 45.Гущин В.И.- Задачник по взрывным работам.-М.,Недра,1972.
- 46.Инструкция по выбору параметров буровзрывных работ при отбойке руд глубокими скважинами. Кривой Рог, КГРИ,1977.
- 47.Фугзан М.Д.- Опыт одностадийной разработки мощных рудных месторождений. М., Недра,1964.
- 48.Кутузов Б.Н. и др.- Лабораторные и практические работы по разрушению горных пород взрывом.-М.,Недра,1981.
- 49.Методические указания по установлению размеров камер и цели ков при камерных системах разработки руд цветных металлов. Л., изд. ВНИМИ, 1972.
- 50.Инструкция по составлению курсового проекта для студентов специальности 0902 "Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых". Кривой Рог, изд. КГРИ, 1981.
- 51.Порцевский А.К. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Учебное пособие по курсу лекций и практических занятий. М., изд. МГГА, 1996, 46 с.
- 52.Порцевский А.К. Системы разработки при подземной добыче руды. Учебное пособие по курсу лекций. М., изд. МГГА, 1997, 33 с.
- 53.Порцевский А.К. Технологические процессы подземной разработки. Учебное пособия по курсу лекций. М., Изд. МГГА, 1998, 41 с.
- 54.Порцевский А.К. Технологические процессы подземной разработки. Учебное пособия по курсу практических занятий. М., Изд. МГГА, 1998, 42 с.
- 55.Методические указания по представлению экономических расчетов в технологической и экономической частях дипломного проекта по подземной разработке месторождений полезных ископаемых. Составитель – Порцевский А.К. М., изд. МГГА, 1999, 39 с.
- 56.Павлов В.А., Беляев Б.М., Татаринов В.Н., Порцевский А.К. Устойчивость породных массивов при разработке сложноструктурных месторождений. Горно-металлургическая промышленность, 1991, № 1, с. 7-11.
- 57.Котенко Е.А., Порцевский А.К. Применение численных методов при решении геомеханических задач на горных предприятиях. Цветная металлургия, 1991, № 10, с. 15-18.
- 58.Котенко Е.А., Порцевский А.К. Новый подход к определению статической устойчивости камер. Цветная металлургия, 1991, № 10, с. 11-15.
- 59.Котенко Е.А., Порцевский А.К. Управление устойчивостью горного массива закладкой различного вида. Цветная металлургия, 1992, № 1, с. 7-9.

60. Котенко Е.А., Порцевский А.К. Новое в геомеханическом обосновании устойчивости подземных сооружений. Цветная металлургия, 1992, № 2, с. 22-24.
61. Порцевский А.К. Прогноз механизма взаимодействия горного и закладочного массивов на месторождениях. Журнал "Известия ВУЗ. Геология и разведка", 1998, № 3, с. 122-130.
62. Порцевский А.К. Сдвигение горных пород и выбор способа погашения выработанного пространства. Цветная металлургия, 1993, № 9, с. 15-17.
63. Анисимов С.Ю., Порцевский А.К. К вопросу определения показателей извлечения руды при донном выпуске под обрушенными породами. Цветная металлургия. 1993, № 10, с. 7-8.
64. Порцевский А.К. Оперативное планирование горных работ на горнорудных предприятиях. Журнал "Известия ВУЗ. Геология и разведка", 1998, № 4, с. 114-118.

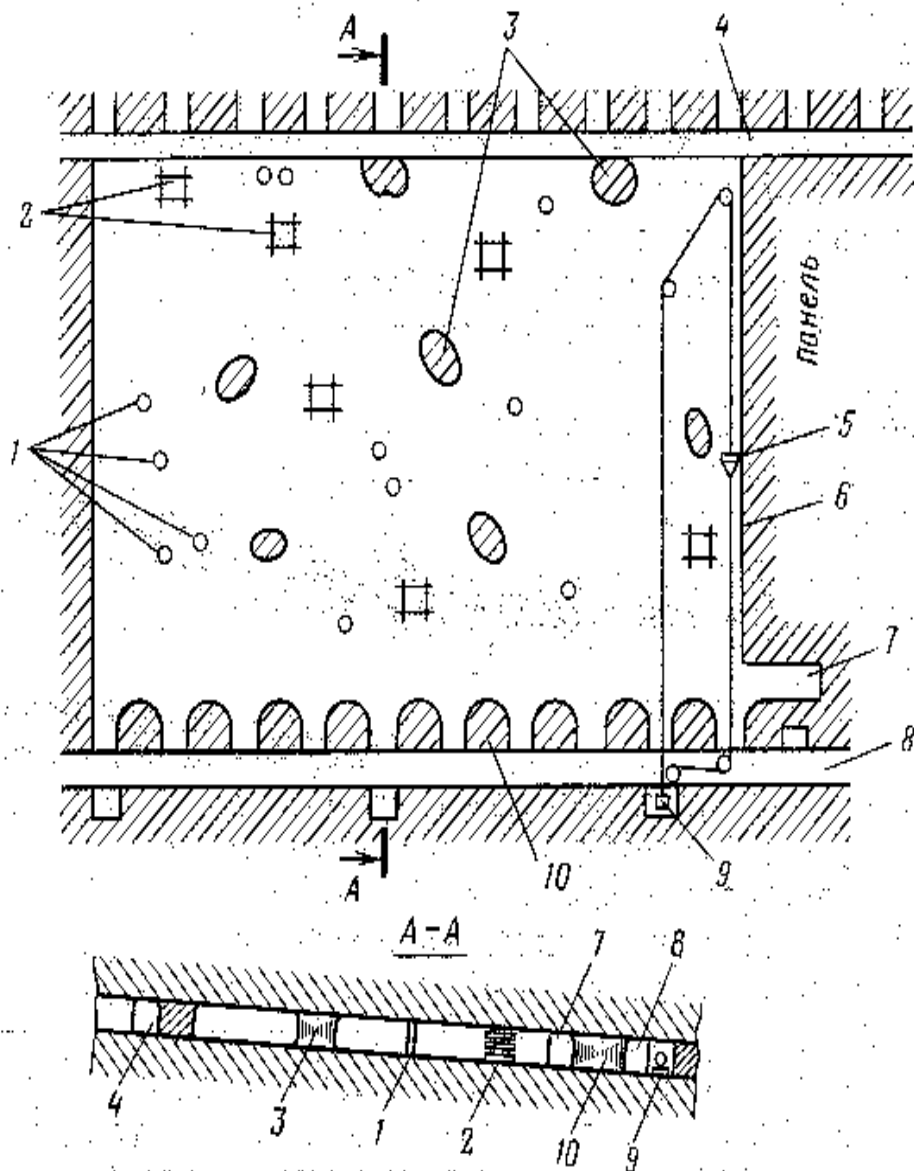


Рис. 1 . Сплошная система разработки:

1 – стойки; 2 – костёр; 3 – опорный целик; 4 – вентиляционный штрек; 5 – скрепер; 6 – забой; 7 – передовая выработка; 8 – откаточный штрек; 9 – камера для скреперной лебёдки; 10 – околострековый целик

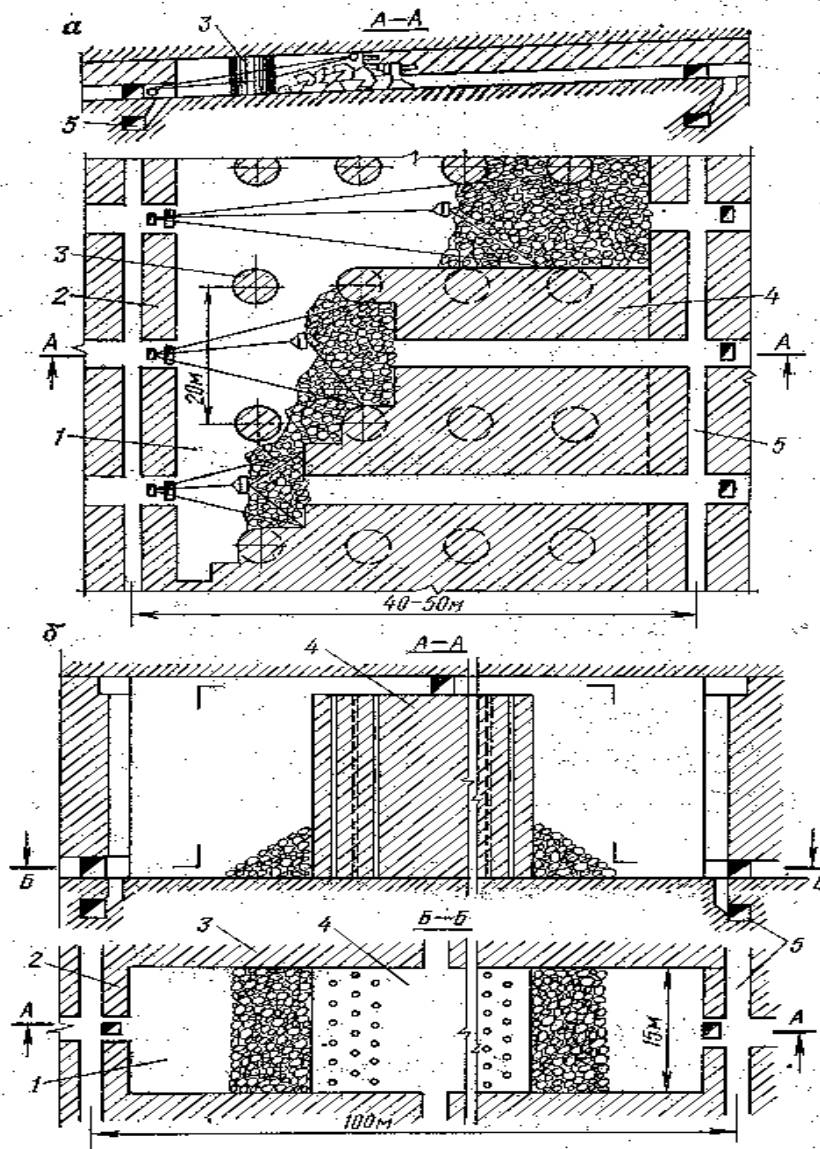


Рис. 2. Камерно-столбовая система разработки

(а – вариант со шпуровой отбойкой; б – с отбойкой зарядами в скважинах):

1 – камера; 2 – околоштрековый целик; 3 – межкамерный целик; 4 – массив руды; 5 - штрек

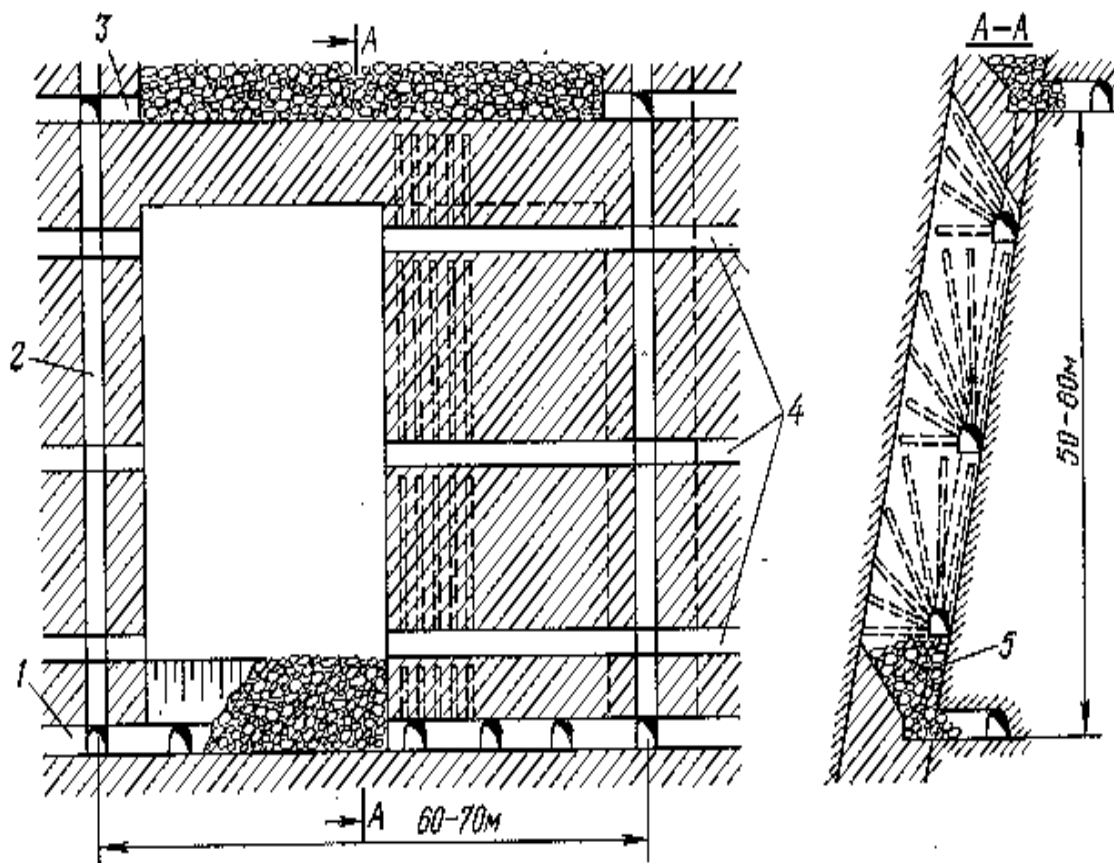


Рис. 3. Камерная система с подэтажной отбойкой руды:

1 – штрек; 2 – квершлаг; 3 – вентиляционный штрек; 4 – подэтажный штрек;
5 – взорванная рудная масса

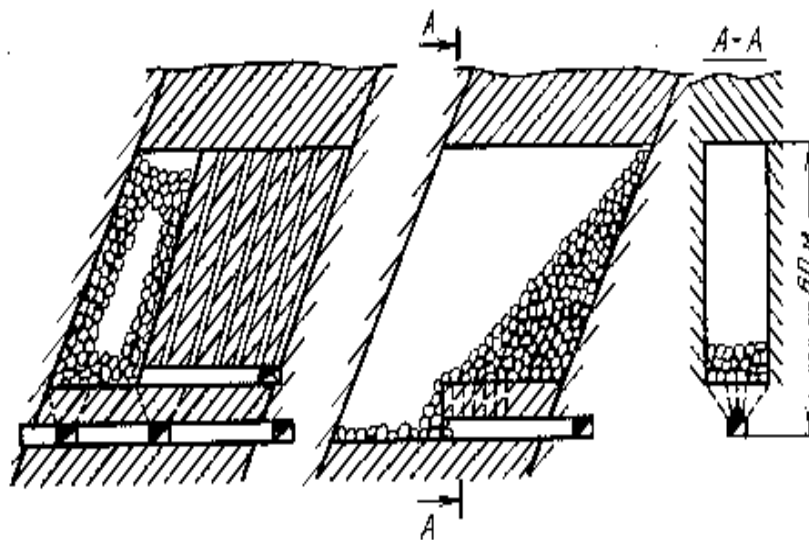


Рис. 4. Камерная система разработки с этажной отбойкой руды

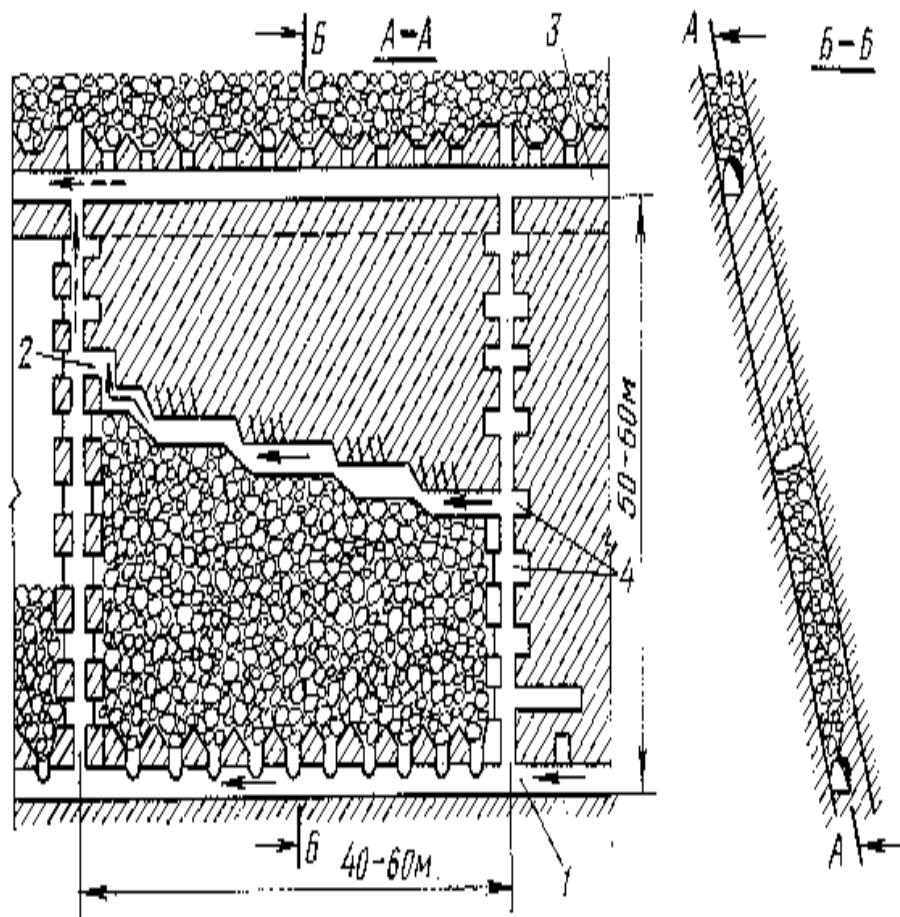


Рис. 5. Система разработки с магазинированием и шпуровой отбойкой руды :
 1 – откаточный штрек; 2 – восстающий; 3 – вентиляционный штрек; 4 - ходки

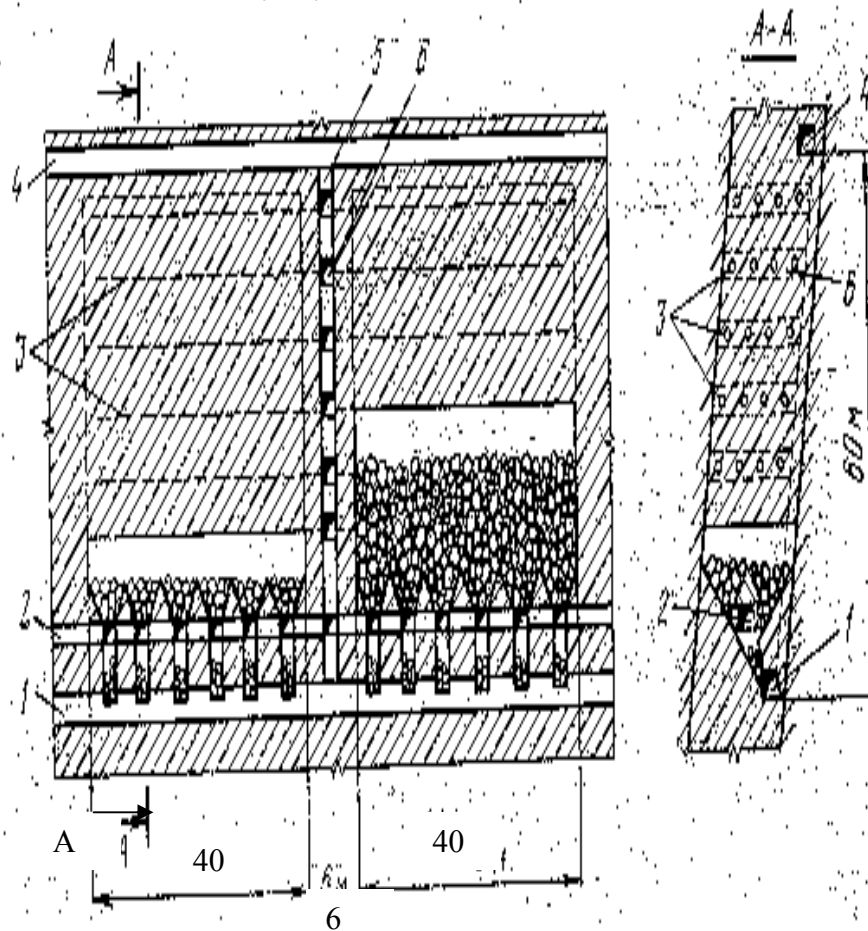


Рис. 6. Система разработки с магазинированием и отбойкой руды зарядами во взрывных скважинах:

1 – откаточный штрек; 2 – штрек горизонта дробления; 3 – взрывные скважины; 4 – вентиляционный штрек; 5 – восстающий; 6 – буровой орт

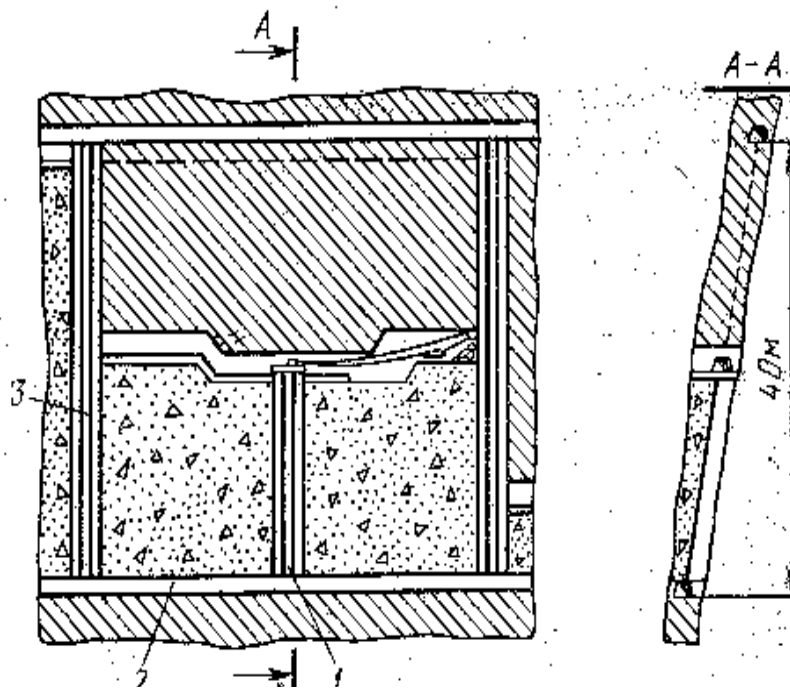


Рис. 7. Система разработки с восходящей выемкой и с закладкой:

1 – вентиляционно-закладочный штрек; 2 – закладочные скважины; 3 – уклон для сообщения со слоями; 4 – слоевой штрек; 5 – откаточный штрек; 6 – штрек для сообщения с панелями; 7 – восстающий; 8 – рудоспуск

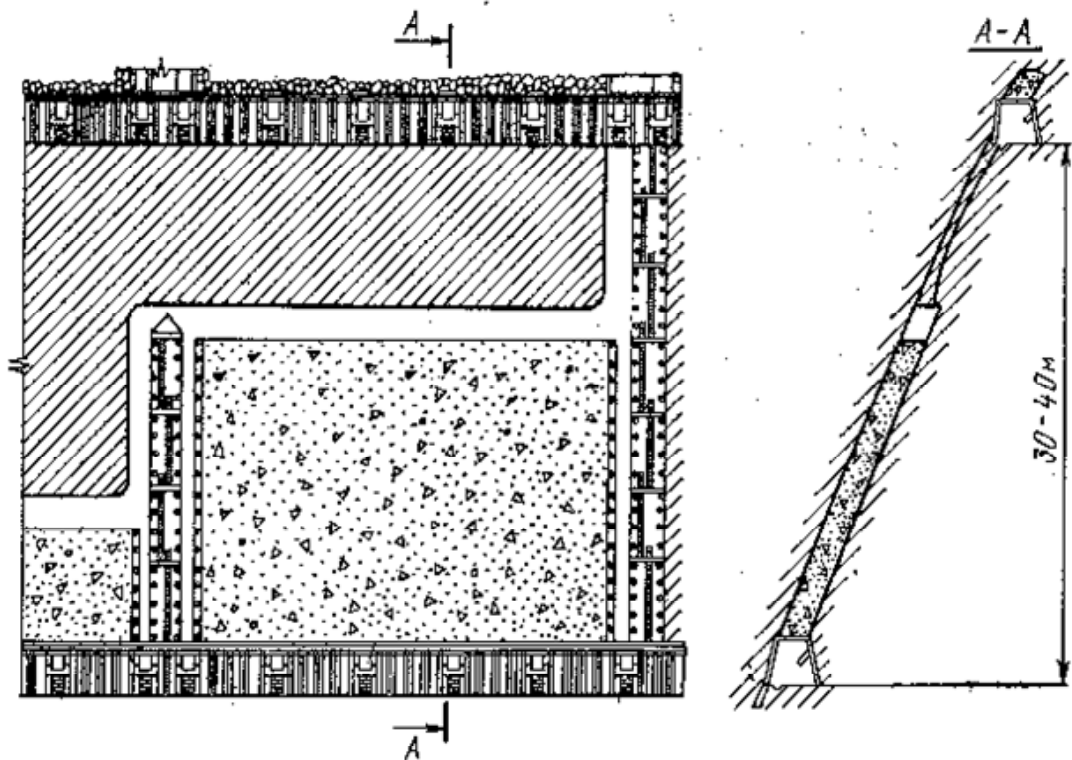


Рис. 8. Система разработки весьма тонких жил с раздельной выемкой руды и породы

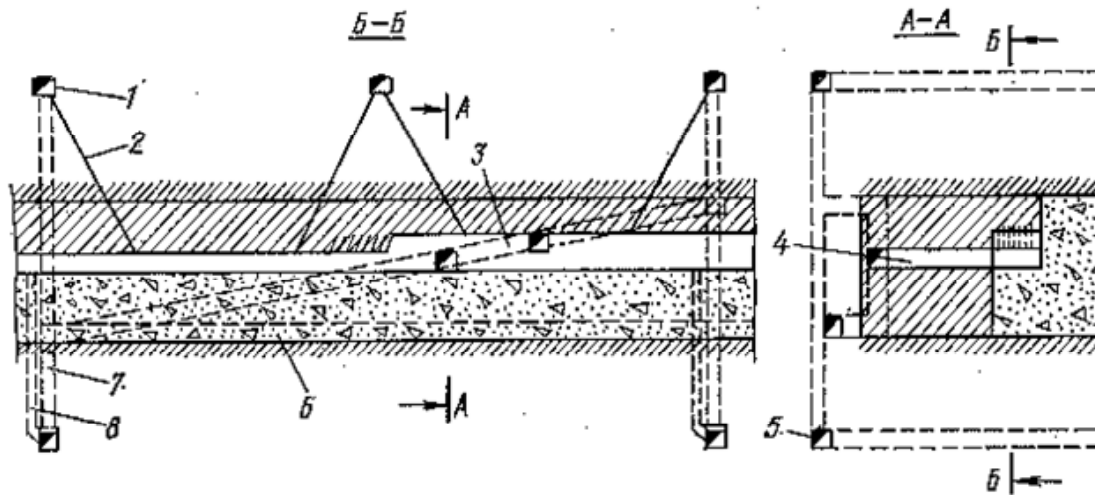


Рис. 9. Система разработки с закладкой:

1 – вентиляционно-закладочный штрек; 2 – закладочные скважины; 3 – уклон для сообщения со слоями; 4 – слоевой штрек; 5 – откаточный штрек; 6 – штрек для сообщения с панелями; 7 – восстающий; 8 – рудоспуск

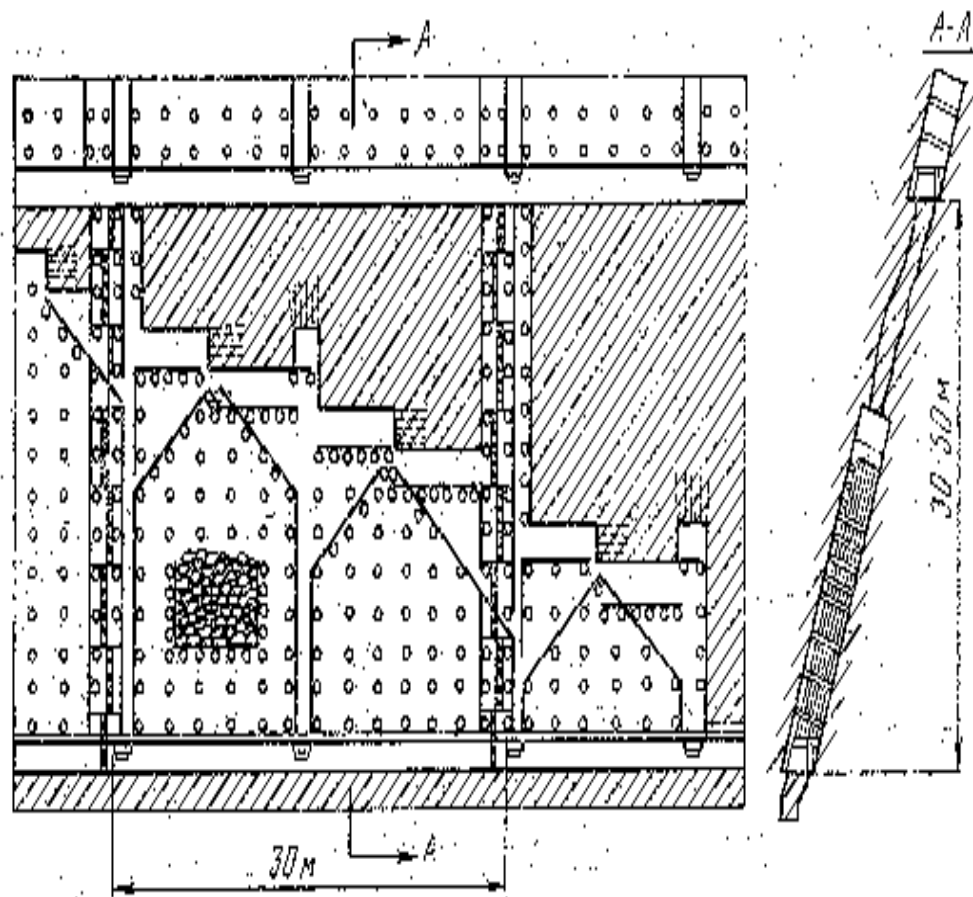


Рис. 10. Потолкоуступная система разработки с распорной крепью

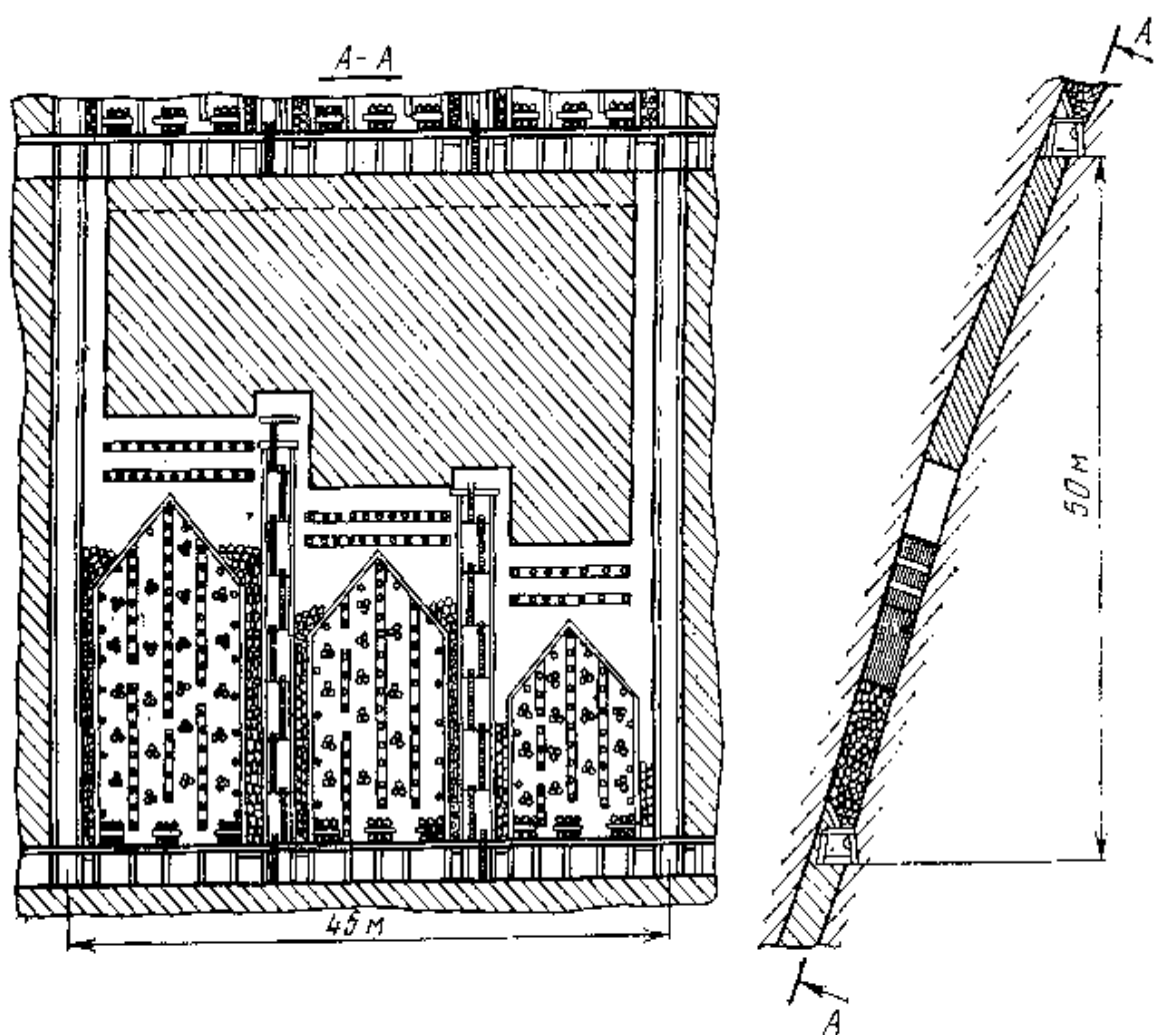


Рис. 11. Система разработки с усиленной распорной крепью

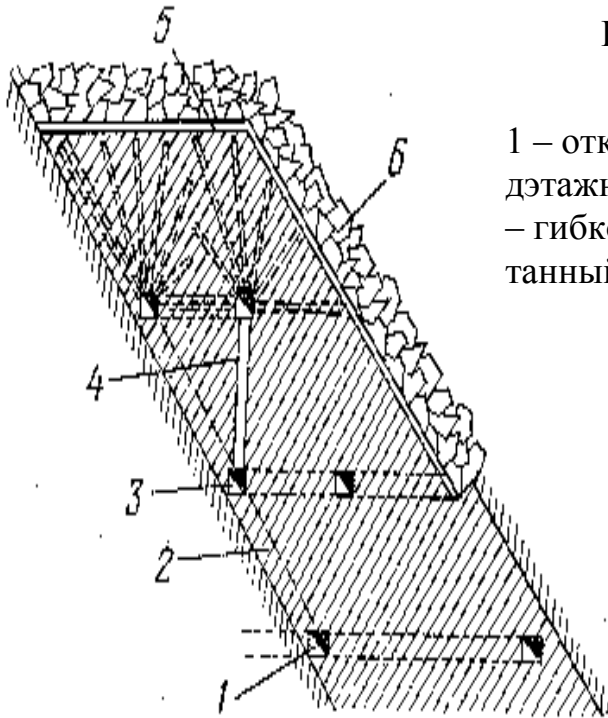


Рис. 12. Вариант системы разработки с подэтажным обрушением:

1 – откаточный штрек; 2 – восстающий; 3 – подэтажный штрек; 4 – рудопускная выработка; 5 – гибкое металлическое перекрытие; 6 – отработанный монтажный слой

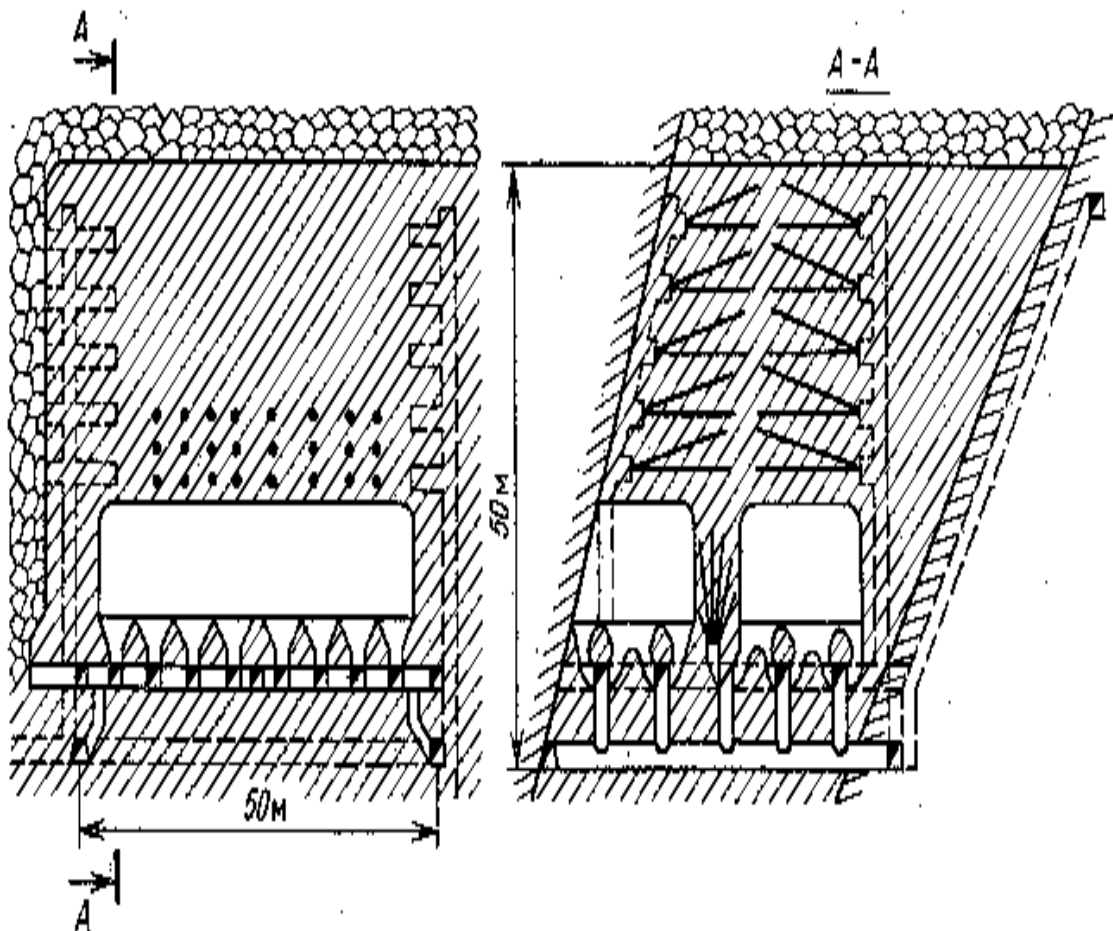


Рис. 13. Система разработки с этажным принудительным обрушением

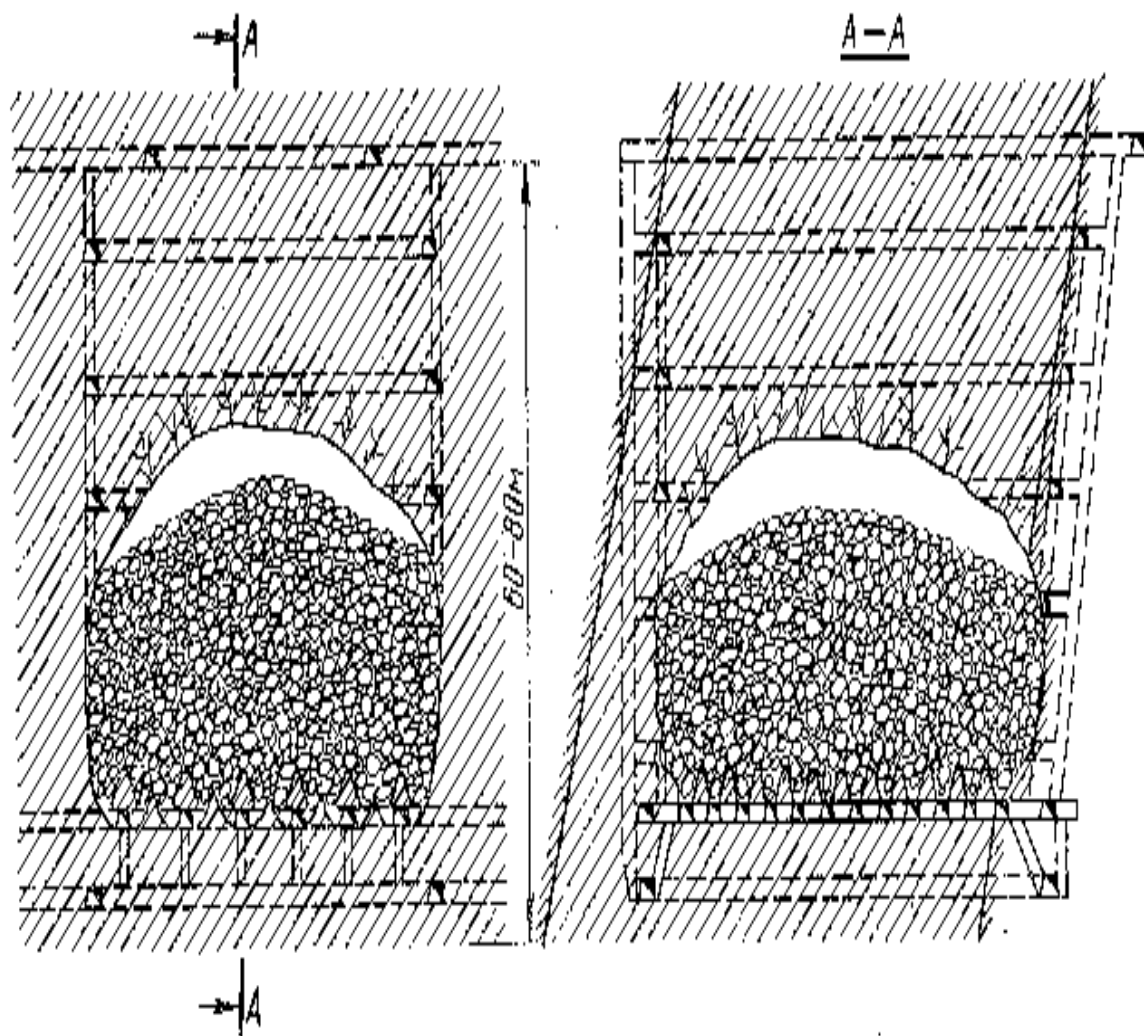


Рис. 14. Система разработки с этажным самообрушением

**Определение вертикальных нагрузок на потолочину
очистных выработок от веса налегающих пород**

Таблица 1

Авторы методик	Коэффициент нагруженности в долях от веса столба $\gamma \cdot H$	Условия применения
1. Гипотеза свода		
Цыгалов М.Н.	$0.25/H \cdot \operatorname{tg}(45+0.5 \cdot \varphi)$	В зоне очистных работ
	1,0	В зоне установившегося давле-
Палий В.Д., Смелянский Е.С.	L/H	В стадии выемки руды
	H^1/H	То же, в прочных породах
	0,5	При $L=H$ вблизи тектониче- ских разломов
Куликов В.В.	H^1/H	В зависимости от показателя устойчивости r
Бронников Д.М.	H^1/H	$H^1=20-80$ м при $L=40-120$м - по экспериментальным данным
Вольхин Б. А.	$(0.6 \cdot L + 0.035 \cdot H) / H$	Для устойчивых пород
	$(h_1+h_2)/H$	При слабых прослоях толщиной h_1 и мощности непосредствен- ной потолочины h_2
Сероштан В.С.	L/H	При $L \geq H$
	1.0	При $L < H$
Требуков А.Л.	H^1/H	
Борисов А. А.	$L/2 \cdot H \cdot \operatorname{ctg} \psi$	В зависимости от угла обруше- ния ψ
Байконуров О.А., Крупник Л.А., Петухов В.Н.	H^1/H	$H^1=0.5 \cdot (1-0.7 \cdot L) \cdot \operatorname{ctg} \varphi$ при $H^1 < H$
	1.0	при $H^1 > H$
2. Теория упругости		
Кузнецов С.В., Одинцов В.Н.	0,25-1,0	При $E_3/E_p=0,05-0,5$
Бронников Д.М., За- месов Н.Ф., Богданов Г.И.	$\frac{E_3}{\gamma \cdot H \cdot E_p} \cdot \left[\frac{S_p}{S_3} - (1 - 2 \cdot \nu) \right] =$ $= 0.2 - 1.0$	При совместном деформирова- нии рудных и искусственных целиков
Алдамбергенов У.А., Прокушев Г.А., Осипова Т. А.	до 0,35	При $L=50-130$ м и $E_3/E_p=0,025-0,01$ и совместном деформировании рудных и ис-

Суглобов С.Н.	$\frac{\Delta \eta}{h - E_3 * \beta * \gamma * H}$	При совместном деформировании рудных и искусственных целиков
Именитов В.Р., Абрамов В.Ф., Попов В.В.	0,61-1,0	При $L/H=0,1-1,0$ для искусственных целиков между открытыми камерами
	E_3/E_p	При $L/H=0,1-1,0$ для искусственных целиков между рудными целиками
Имангалиев А.И., Мальшакова Н.И.	H^1/H	Для слоистой кровли при $H^1=F(E_3; E_p; \nu_p; \nu_3, L, \psi, h)$ при равенстве прогиба плиты-слоя и осадки закладки под нагрузкой
Зайцев О.Н., Макаров А.Б., Лебедев Ю.А.	$\frac{8 * E_3 * (1 - \nu_p^2) * (0,5 * L)^2}{\pi * E_p * (1 - \nu_3^2) * (0,5 * L^2 - x^2)} * \sqrt{1 - \left(\frac{x}{0,5 * L}\right)^2}$	При полном подбучивании и совместном деформировании руды и закладки под весом пород до земной поверхности
	до 0,35	При $E_3/E_p=0,15$
3. Вертикальное давление от сыпучей массы		
Гендрон	$\frac{1 - tg \varphi}{1 + tg \varphi}$	
Тейлор	$\exp(-\eta * tg \varphi * H/a)$	
Кратч Г., Булычев Н.С.	$\frac{a}{\eta * tg \varphi * H} * \left[1 - \exp\left(\eta * tg \varphi * H/a\right) \right]$	
Исаков В. А., Ахмед-Галиев Е.С., Валькова Е.П.	$\frac{\sin(\alpha - \varphi)}{\sin \alpha * \cos \varphi}$	
Панин И.М., Терцаги К.	$\left[1 + \frac{\gamma_a - k}{\gamma * H * \eta * tg \varphi} \right] * \left[1 - \exp\left(-\eta * tg \varphi * H/a\right) \right]$	

Как видно из табл. 1, методики расчетов ведущих специалистов институтов ВНИМИ, Унипромедь, ЛГИ, МагнитГМИ основаны на предположении, что нагружение потолочины очистных выработок (например, камеры, погашенной твердеющей закладкой) осуществляется в режиме установившегося давления, обусловленного величиной свода естественного равновесия, и различаются методики между собой лишь значениями высоты свода (табл. 3). Гипотеза свода правомочна при низкой ус-

тойчивости налегающих пород. При высокой устойчивости налегающих пород и совместном деформировании горного и закладочного массивов можно использовать теорию упругости и ползучести пород, реализованные на ЭВМ. Иначе определяются нагрузки на днище камер от сыпучей массы, здесь главное значение имеют сцепление и угол естественного откоса обрушенных пород, а затухание давления столба пород с глубиной работ описывается известной формулой Тейлора.

$$r = \frac{2 * d_{cp} * Ln 4 * \sqrt{1 - \frac{4}{3} * \cos^2 \left[\frac{1}{3} * \arccos \left(\frac{-\pi * K_p * \sqrt{3}}{8} \right) \right]}}{tg(45 + 0.5 * \varphi)}$$

$$K_p = \left(12 * \cos^2 \alpha * \sin \alpha / \pi \right)$$

$$\alpha = \arctg d_2 / d_1$$

В расчетах горизонтальных обнажении очистных выработок участвует обыкновенно лишь один, иногда два параметра - пролет и высота выработки, т.е. принимается, что выработка имеет очень большую длину. Для того чтобы перейти к выработке с сопоставимыми размерами и при этом учесть некоторый защемляющий эффект, В.Д.Слесарев предложил принимать в расчетах вместо ширины выработки её эквивалентный пролет (табл. 2).

Расчетные формулы эквивалентного пролета обнажения
(на основе работ В.Д.Слесарева)

Таблица 2

Количество защемленных в массиве сторон	Эквивалентный пролет обнажения
Плоская кровля	
Защемление с 4-х сторон: - при $A \geq 2*B$ - при $A < 2*B$	$L_э = B$ $L_э = \frac{A*B}{\sqrt{A^2 + B^2}}$
Защемление с 3-х сторон (кроме стороны В) - при $A \geq 2*B$ - при $A < 2*B$	$L_э = B$ $L_э = \frac{2*A*B}{2*A + B}$
Защемление с 2-х сторон - при $A \geq 2*B$ - при $A < 2*B$	$L_э = B$ $L_э = \frac{2*A*B}{A + B}$

Борта выработки	
Защемление с 2-х и 3-х сторон	$h_3=h$
Защемление с 4-х сторон - при $A \geq 2*B$ - при $A < 2*B$	$h_3 = h$ $h_3 = \frac{h*\sqrt{A^2+B^2}}{\sqrt{A^2+B^2+h^2}}$

Высота свода естественного равновесия

Таблица 3¹

Авторы методик	Высота свода (h_c), вес пород свода (P)
В.Риттер	$h_c = \frac{\gamma * L^2}{16 * \sigma_p} \Rightarrow P = \frac{L}{24 * \sigma_p * (\gamma * L^2 - 4 * B * \sigma_p^2)}$
Шульц, Филлипс, Г.Н.Кузнецов	$h_c = \frac{\gamma * L^2}{2 * \sigma_{изг}}$
М.М.Протодяконов	$h_c = \frac{L}{2 * f} \Rightarrow P = \frac{\gamma * L^2}{3 * f}$
Бирбаумер	$h_c = 0.5 * L * ctg \alpha \Rightarrow P = \frac{\gamma * L^2}{4 * tg \alpha}$
В.Д.Слесарев	$h_c = \frac{L^2}{4 * H * tg^2 (45 - 0.5 * \varphi)} \Rightarrow P = \frac{2}{3} * \gamma * L * h_c$
П.М.Цимбаревич	$h_c = [0.5 * L + h * ctg (45 + 0.5 * \varphi)] * ctg \varphi \Rightarrow P = \gamma * L * h_c$
Г.Л.Фисенко	$h_c = \frac{\gamma * L^2}{16 * \tau_{отр}} \Rightarrow P = \gamma * L^2 / 16$
С.В.Ветров	$h_c = \frac{\gamma * H * L * (0.5 * L + d_e) * k}{4 * d_e * \sigma_{сж}}$

¹ Некоторые буквенные обозначения приведены в конце данного приложения, остальные - в конце пособия

Г.Т.Нестеренко, В.Д.Палий, Р.К.Твердовский, Н.А.Соцков, Г.Н.Кузнецов	$h_c = \frac{3 * \gamma * L^2 * (1 + K_0)}{8 * \sigma_{изг}}$
А.А.Борисов	$h_c = \frac{\gamma * L^2}{\xi^2 * 0.04 * \sigma_{сж}}$
Б.П.Боголюбов, Б.П.Юматов	$h_c = \gamma * L^2 + \frac{L * \sqrt{(\gamma * L)^2 + 16 * \sigma_p}}{\sigma_{сж}}$
А.В.Исаев, Ж.В.Бунин	$h_c = 3 * \gamma * L^2 + \frac{L * \sqrt{(3 * \gamma * L)^2 + 64 * \sigma_p}}{\sigma_{сж}}$
А.И.Арсентьев	$h_c = \gamma * t * L^2 / 441$
С.Г.Андрушкевич	$h_c = L^2 / 144$
М.В.Жерневский	$h_c = \gamma * L^2 / 0.0225 * \sigma_{сж}$
В.И.Борщ-Компониц, Ю.И.Мартынов, В.М.Гудков, П.А.Рыжов	$h_c = \gamma * L^2 / 2 * \sigma_p$
К.А.Ардашев, В.Ф.Крылов, Н.И.Куксов, И.Г.Ткачев, В.М.Шик А.С.Шалыгин	$h_c = (\gamma + q) * \cos \alpha * L^2 / 2 * \sigma_{изг}$
Б.А.Вольхин, В.С.Сероштан	$h_c = 0.52 * L^2 / H$
Д.М.Казикаев	$h_c = \nu * \beta * \gamma * L^2 / \sigma_p$
В.Н.Калмыков	$h_c = \left[\frac{\gamma * H * a^{2.2} * (0.85 - 1.2 * e^{-0.12 * a}) - a^{2.2} * \sigma_p}{2.3 * \gamma * H} \right]^{0.45}$

Н.П. и Ю.Н.Ерофеевы	$h_c = \cos \alpha * \sqrt{\frac{H * L * L_1}{8 * \eta * (L + L_1)}}$
В.В.Куликов	$h_c = L^2 / 8 * r$
ВНИМИ	$h_{обр} = \frac{K_{зан} * V}{(K_p - 1) * S_{нл}}$
А.К.Порцевский	$h_{обр} = \frac{K_{зан} * V_3 * (1 - \Theta_3) + V_{из} - B * h^2 * ctg(45 + 0.5 * \varphi)}{S_{нл} * K_p * (1 - \Theta_n)}$ $\Theta = \varepsilon_y = 1/E * [\sigma_x - \nu * (\sigma_z + \sigma_y)] = \sigma_y / E * (1 - 2 * \nu * \eta)$

Устойчивая высота вертикального обнажения

Таблица 4

Авторы методик, расчетные схемы	Высота вертикального обнажения
1. Г.Л.Фисенко. Высота вертикального откоса карьера	$H_{90} = 2 * c / \gamma * tg(45 + 0.5 * \varphi)$
- при учете только сцепления пород в массиве	$H_{90} = \frac{2 * c}{\gamma} * tg(45 + 0.5 * \varphi) * \left[1 + \sqrt{\frac{\sigma_p * tg(45 + 0.5 * \varphi)}{c}} \right]$
- при учете сил сцепления и сопротивления отрыву	$H = \frac{c^1 * \cos \varphi}{\gamma * \cos \beta * \sin(\beta - \varphi^1)}$
- при наличии поверхностей ослабления и учете НДС массива (φ^1 , c^1 - угол внутреннего трения и сцепление по поверхности ослабления, β - угол падения плоскости ослабления)	$H = H_{90} * \left[\frac{\sin \varphi * \sin(90 + \varphi + \varphi^1)}{\sin \varphi^1} - 1 \right] * \sigma$
- при наличии ослаблений и учете угла падения обнажения α	$H = \frac{c^1 * \cos \varphi^1}{\gamma * \cos \beta * \sin(\beta - \varphi^1)} * \frac{1}{1 - \sqrt{ctg \alpha * tg \beta}}$

2. Э.Г.Газиев. Высота ослабленного трещинами разрыва откоса карьера: - при учете угла падения трещины разрыва β	$H = \frac{c}{\gamma * \cos^2 \beta * (tg\beta - tg\varphi)}$
- при учете угла падения откоса α	$H = H^* * \frac{ctg\beta + \sqrt{ctg\beta * ctg\alpha}}{ctg\beta - ctg\alpha}$
3. С.В.Ветров. Высота незакрепленной сводчатой выработки	$H = 0.5 * (L - L_{np}) * tg(45 + 0.5 * \varphi)$ $L = 2 * d_e * \left(\frac{\sigma_{сж}}{\gamma * H} - 1 \right)$ $L_{np} = 4.3 * d_e * \sqrt[3]{\sigma_{сж} / \gamma * d_e}$

Предельный пролет обнажения слоистой кровли и трещиноватого массива

Таблица 5

Авторы методики, учитываемая нагрузка	Предельный пролет выработки
Слоистая кровля	
В.Д.Слесарев, столб пород до поверхности	$L = 2.44 * \xi_t * \sqrt{\sigma_p * H / \gamma}$ $\xi_t = 0.7 \div 0.9$
Г.Н.Кузнецов, собственный вес плиты	$L_{xp} = \sqrt{\sigma_{сж} * h / \gamma}$ $L_{пл} = 1.73 * \sqrt{\sigma_{сж} * h / \gamma}$

Г.Л.Фисенко, собственный вес плиты	$L_{xp} = \sqrt{\left(\frac{\sigma_{сж} * h}{7 * \sigma_p}\right)^2 + \frac{\sigma_{сж} * h}{\gamma} - \frac{\sigma_{сж} * h}{7 * \sigma_p}}$ $L_{пл} = \sqrt{\left(\frac{\sigma_{сж} * h}{3,5 * \sigma_p}\right)^2 + \frac{2 * \sigma_{сж} * h}{\gamma} - \frac{\sigma_{сж} * h}{3,5 * \sigma_p}}$
Г.Т.Нестеренко, В.Д.Палий, собственный вес плиты с пригрузкой k_n	$L = \sqrt{\frac{8 * \sigma_{изг} * h}{3 * \gamma * (1 + k_n)}}$ $k_n = 1 \div 2$
А.А.Борисов, собственный вес плиты с пригрузкой	$L = \xi_t * h * \sqrt{\frac{2 * \sigma_{изг}}{q}}; \quad \xi_t = 0.5 \div 0.7$ $L_9 = B * \sqrt{0.5 * \beta * (1 - \nu^2)}$
А.А.Иливицкий, столб пород до поверхности	$L = \left(\frac{10.9 * \gamma * H}{\sigma_{сж}} + \frac{2 * \gamma * h}{\sigma_p} - 3.3 * \sqrt{\frac{\gamma * H}{\sigma_{сж}}} \right) * \frac{\sigma_{сж}}{\gamma}$
А.П.Тимухин, собственный вес пород с пригрузкой	$L = \xi_t * \sqrt{\frac{4 * \eta * \sigma_{изг} * h^2}{q * (1 - \nu^2) * \beta}} - \psi; \quad \xi_t = 0.8 \div 0.9$
А.К.Порцевский, столб пород до поверхности	$L_9 = \sqrt{\frac{\left(k_0 * \sigma_{сж}^0 + \frac{\eta * \gamma * H}{0.61 * h}\right) * (4.3 * h - 7.3 * \nu)}{7.3 * q * (h - \nu)}}$
Трещиноватый массив	
А.А.Борисов, собственный вес самозаклиненного свода	$L = \xi_t * \sqrt{\frac{0.04 * \sigma_p * d_6}{\gamma * \cos \delta}}; \quad \xi_t = 0.5 \div 0.7$
С.В.Ветров, собственный вес самозаклиненного свода	$L_{св} = 2 * d_z * \left(\frac{\sigma_{сж}}{\gamma * H} - 1 \right)$ $L = 2 * d_6 * \sqrt[3]{\frac{\sigma_{сж}}{\gamma * d_z}}$

Ф.Ф.Рычик, В.А.Кондратов, В.И.Голик, собственный вес самозаклиненного свода	$L_{св} = 2 * d_z * \left(\frac{\sigma_{сж}}{\gamma * H} - 1 \right)$ $L = 2.15 * d_{\epsilon} * \sqrt[3]{\frac{\sigma_{сж}}{\gamma * d_z}}$
Ковалев И. А., Боровков Ю.А, Холобаев Е.Н., учет неупругих деформаций r_n и рельефа K_p , бокового отпора η	$L = \frac{2 * r_n * K_p * \eta * h}{\eta * h * \ln \left(\frac{K_k * K_p * \gamma * H}{\sigma_{сж}} \right) - 2 * r_n * K_p * \operatorname{tg} \varphi}$
А.К.Порцевский, собст- венный вес самозаклинен- ного свода	$L_{\epsilon}^{nl} = \left[2.2 * \sqrt{\frac{K_0 * \sigma_{сж}^0 * d_{\epsilon} * (0.8 * d_{\epsilon} - \nu)}{\gamma * h_c}} \right] - 2 * d_z$ $L_{\epsilon}^{св} = \left[1.9 * \sqrt{\frac{K_0 * \sigma_{сж}^0 * d_{\epsilon} * (0.8 * d_{\epsilon} - \nu)}{\gamma * h_c}} \right] - d_z$
Эмпирические зависимости	
НИГРИ, Р.Ш.Азимов	$L^2 * H = \text{const}$
В.В.Дейнер, для пород ПГХК	$L = K * \sqrt[3]{d_{cp}}$ $K = 22 + 0.08 * \sigma_{сж}^0$
В.А.Павлов, Б.М.Беляев, для пород ЦГХК	$L_{\epsilon}^{штр} = 8.6 * \sqrt[3]{d_{cp}} ; \quad h_c = -2.57 + 0.26 / d_{cp}$ $L_{\epsilon}^{кам} = 1350 * (d_{cp})^2 ; \quad h_c = -21.1 + 1.96 / d_{cp}$

Методы расчета целиков

Автор	Формула	Примечание
Л.Д.Шевяков, Р.Моррисон, вес столба пород, ленточ- ные целики для ка- мерно-столбовой сис- темы	$b_{\text{ц}} = \frac{A\gamma H}{\frac{\sigma_{\text{сж}}}{n_{\text{зап}}} - \gamma H - \gamma_{\text{ц}} h_{\text{ц}}}$	
Л.Д.Шевяков, Р.Моррисон, вес столба пород, прямо- угольные целики для камерно-столбовой системы	$b_{\text{ц}} = \frac{\frac{A^2}{a_{\text{ц}}} + A}{\frac{\sigma_{\text{сж}}}{\gamma H n_{\text{зап}}} - \frac{\gamma_{\text{ц}} h_{\text{ц}}}{\gamma H} - \frac{A}{a_{\text{ц}}} - 1}$	
В.Ф.Трумбачев, Е.А.Мельников [9], вес столба пород	$b_{\text{ц}} = \frac{L + 0.15Ah_{\text{ц}}}{1.15A - 1}$ $A = \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\gamma HK_{\alpha} n_{\text{зап}}}$	
С.В.Ветров [11, §3.1], вес пород из свода давления, столбчатый целик	$b_{\text{ц}} = \frac{L_3 \gamma H \pm \sqrt{(2L_3 \gamma H)^2 + 4L_3^2 \gamma H (4\sigma_{\text{сж}}^{\text{м}} - \gamma H)}}{4\sigma_{\text{сж}}^{\text{м}} - \gamma H}$	L_3 – эквивалентный пролет обнажения камер, м.
ВНИМИ [12, 13, прил.4], вес столба пород	$b_{\text{ц}} = \frac{0.4\gamma H(L_1 + L_2)}{\lambda K_{\alpha} \sigma_{\text{сж}}^0} \quad - \text{ для ленточных целиков}$	L_1 и L_2 – эквивалентные пролеты двух блоков, между которыми расположен целик
Н.З.Галаев [14, глава 2], вес столба пород до поверхности или из свода давления	$b_{\text{ц}} = \frac{A\gamma H \cos \alpha * n_{\text{зап}}}{K_{\phi} \sigma_{\text{сж}} - \gamma H \cos \alpha * n_{\text{зап}}} \quad - \text{ для ленточного целика}$ $b_{\text{ц}} = A \left[\frac{a_{\text{ц}} K_{\phi} \sigma_{\text{сж}}}{\gamma H \cos \alpha * n_{\text{зап}} * (A + a_{\text{ц}})} - 1 \right] \quad - \text{ для столбчатого целика}$	A – пролет камер, м. Вместо H можно подстав- лять $h_{\text{св}}$

Н.З.Галаев [14, глава 2], неоднородная слоистая кровля, вес столба пород из свода давления	$b_{\text{ц}} = \frac{0.25\gamma A^2 \operatorname{tg} \delta * n_{\text{зап}}}{(n-1)\sigma_{\text{сж}}} - \text{ для межкамерного целика}$ $B_{\text{ц}} = \frac{AH - 0.25 A^2 \operatorname{tg} \delta}{\sigma_{\text{сж}} / \gamma n_{\text{зап}} - H} - \text{ для барьерного целика}$	А–ширина панели, расстояние между барьерными целиками, м; n–число камер в панели и (n-1) – число целиков
И.В.Баклашов [1, §5.1], допредельное деформирование	$\left. \begin{matrix} \sigma_x \\ \sigma_y \end{matrix} \right = q \frac{r^2 + C_1}{r^2 - C_1} \left\{ 1 \pm \frac{r^2(1 + C_1^2) - 2C_1 r^2}{(r^2 - C_1)^2} \right\} \text{ для } b_{\text{ц}} \geq 1.5b$ $r = \frac{2x}{b}, C_1 = \frac{1-h/b}{1+h/b}. \text{ При } \sigma_y = \sigma_{\text{сж}} \quad b_{\text{ц}} \geq 1.5b = 1.5 * \frac{h * \sigma_{\text{сж}}}{2q}$	
И.В.Баклашов [1, §5.2], запредельное деформирование	$b_{\text{ц}} = \frac{2}{3} \frac{1}{1-\varpi} \left[\frac{2q}{\sigma_{\text{сж}}} (2-\varpi) - 1 \right] * \sqrt{\frac{h * b}{\pi}}, \quad \varpi = n_{\text{факт}} / n_{\text{проект}} \leq 1$ $b_{\text{ц}} = \frac{2}{3} \left(\frac{4q}{\sigma_{\text{сж}}} - 1 \right) * \sqrt{\frac{h * b}{\pi}} - \text{предельное состояние целика } n_{\text{факт}} = \varpi = 0$	
С.Г.Борисенко [2, §2.4], давление призмы сползания	$b_{\text{ц}} = \frac{P_1 * B * n_{\text{зап}}}{b * \sigma_{\text{сж}} * (A_1 - b) - P_1 * n_{\text{зап}}}, b = \frac{h_{\text{эт}} * \sin(\alpha + \beta)}{\sin \alpha}, L = \frac{H - 0.5h_{\text{эт}}}{\sin \beta},$ $P_1 = \frac{L * b * \gamma}{\cos \varphi} \left[A_1 * \sin(\beta - \varphi) - \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} H * \sin \varphi \right]$	
Ю.А.Боровков [3, §1.5], прямоугольные целики для камерно-столбовой системы	$b_{\text{ц}} = \frac{q * L^1 (a_{\text{ц}} + L)}{a_{\text{ц}} (0.6 + 0.4a_{\text{ц}} / h_{\text{ц}}) - q(a_{\text{ц}} + L)}, q = \frac{K_{\text{н}} K_{\alpha} \gamma H * n_{\text{зап}}}{K_q \sigma_{\text{сж}}^M}$	
Ю.А.Боровков [3, §1.5], ленточные целики для камерно-столбовой системы	$a_{\text{ц}} = 1.25h_{\text{ц}} (q - 0.6) + \sqrt{[1.25(q - 0.6)]^2 + 2.5qLh_{\text{ц}}}, q = \frac{K_{\text{н}} K_{\alpha} \gamma H * n_{\text{зап}}}{K_q \sigma_{\text{сж}}^M}$	

В.Д.Палий, В.Н.Рева [6, §3.2], вес столба пород, межкамерные целики	межкамерные целики : $b_u = \frac{qL^1(a_u + L)}{a_u(0.6 + 0.4 \frac{a_u}{h_u}) - q(a_u + L)} \quad \text{при} \quad \frac{a_u}{h_u} \leq 1$ $q = \frac{K_u K_\alpha \gamma H n_{\text{зап}}}{\lambda K_q \sigma_{\text{сж}}}$ ленточные целики для камерно – столбовой системы : $b_u = -1.25h_u(0.6 - q) + \sqrt{1.6h_u^2(0.6 - q)^2 + 2.5h_u L q} \quad \text{при} \quad \frac{b_u}{h_u} < 1$ $b_u = \sqrt[3]{h_u(qL_{\text{бл}})^2} \quad \text{при} \quad \frac{b_u}{h_u} > 1$	K_u – к-т нагрузки, равен 0.7-1; L^1 – ширина просечек в целике, м; $L_{\text{бл}}$ – ширина блока, м
И.Т.Айтматов, давление призмы сползания, межкамерные целики	$b_u = \frac{AL_{\text{пр}} - B \frac{L_{\text{пр}} h_u}{L_u + h_u}}{B - A}, \quad B = \frac{\sigma_{\text{сж}}}{n_{\text{зап}}}, \quad h_u = \frac{\lambda L_{\text{пр}}}{\frac{B}{K_\beta} - \lambda A}, \quad K_\beta = \frac{1}{1 + \text{tg} \beta * \text{tg} \varphi}$ $A = 0.5 * \sigma_x \left\{ \left(1 - \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_p} \right) * (\cos^2 \alpha + K_\beta \sin^2 \alpha) + \left(1 + \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_p} \right) * \sqrt{(\cos^2 \alpha + K_\beta \sin^2 \alpha + [(1 - K_\beta) \sin 2\alpha]^2)} \right\}$	$L_{\text{пр}}$ – пролет камеры по простиранию, м; L_u – пролет камеры по падению, м; h_u – толщина потолочины, сопротивляющейся внешним нагрузкам, м; K_β – коэффициент, учитывающий влияние угла β между направлением нагрузки и осью целика;
В.В.Куликов, вес пород из свода давления, цилиндрические целики	$b_u = 2L_u \sqrt{\frac{\gamma h_c}{\pi \sigma_{\text{сж}}}} \quad \text{для цилиндрических целиков}$ $b_u = \frac{\gamma h_c L}{\sigma_{\text{сж}} - \gamma h_c} \quad \text{для ленточных целиков}$	$L_{\text{ц}}$ – расстояние между осями опорных целиков, м
Ф.А.Барсуков, И.А.Турчанинов, М.А.Иофис, Э.В.Каспарьян [17, §63]	$b \geq 3 * W, \quad W - \text{л.н.с.}$ $b \geq 100 * d_{\text{заряд}}$	Условия неразрушения целиков при взрыве скважин

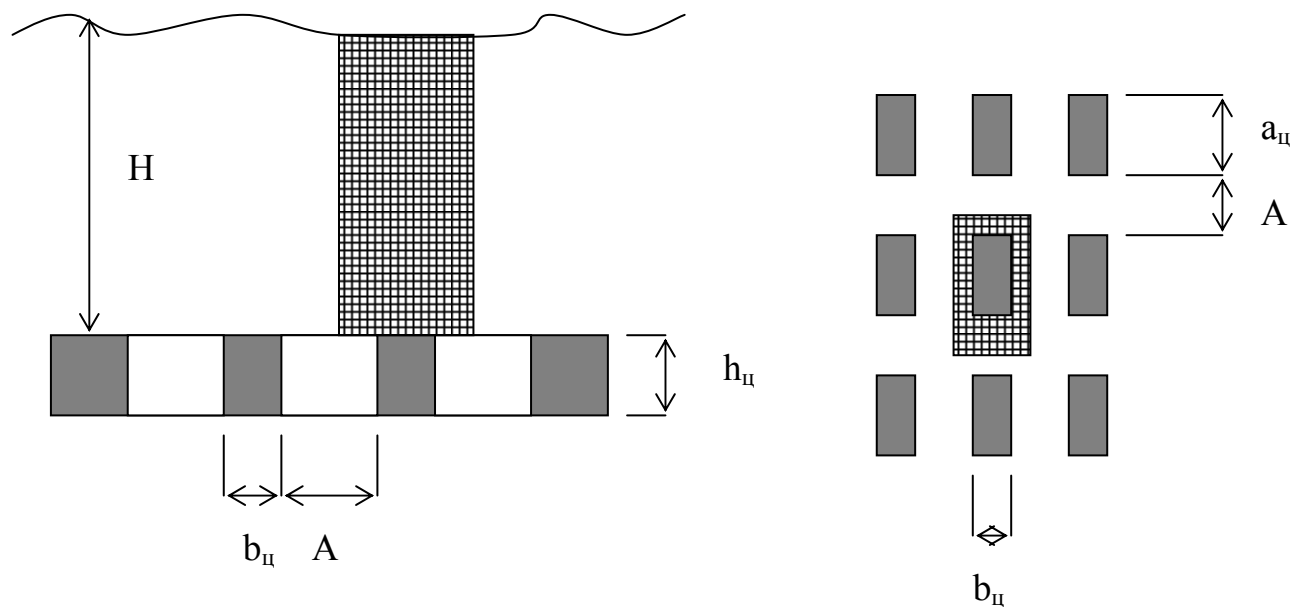


Рис. к расчету по Р.Моррисону, Л.Д..Шевякову

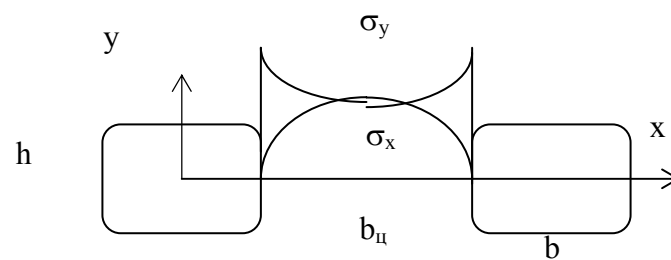


Рис. к расчету по И.В.Баклашову

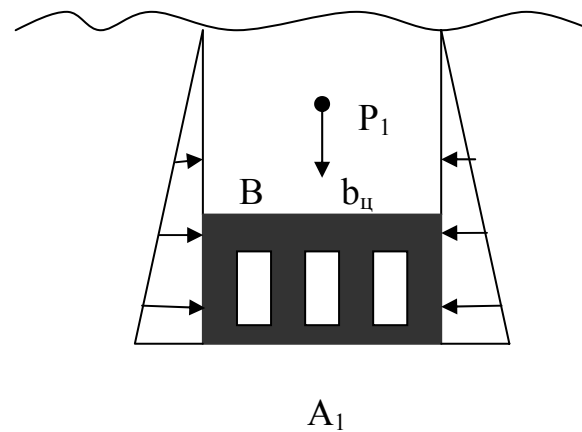
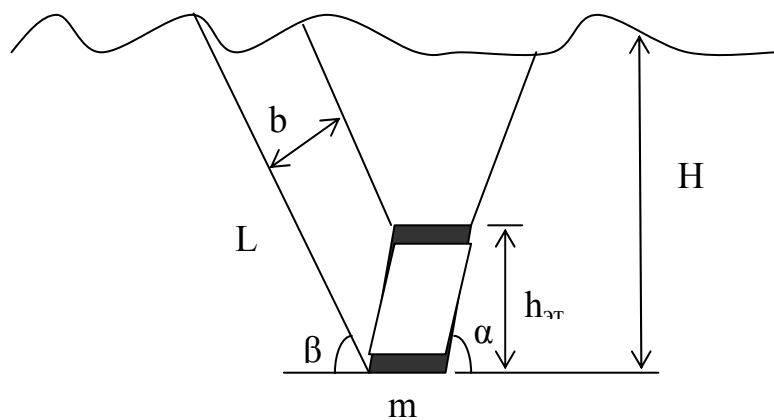


Рис. к расчету по С.Г.Борисенко

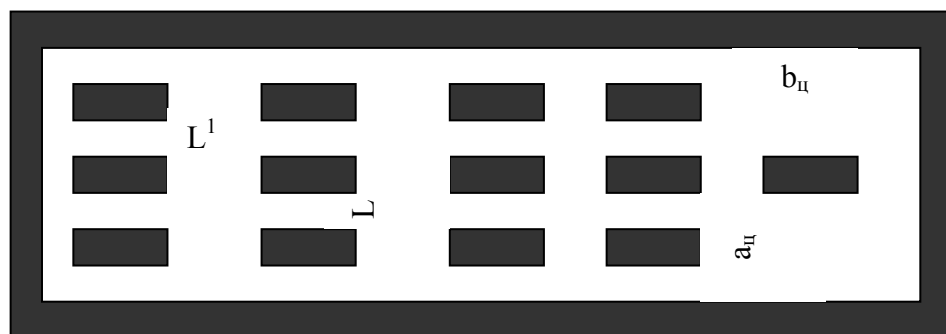


Рис. к расчету по Ю.А.Боровкову

Единицы измерения :

$$1 \text{ МПа} = 100 \text{ т/м}^2 = 10 \text{ кгс/см}^2 = 100 \text{ Н/см}^2 = 10^4 \text{ г/см}^2$$

$$1 \text{ т/м}^2 = 0.1 \text{ кгс/см}^2 = 0.01 \text{ МПа}$$

$$1 \text{ МПа} \cdot \text{м}^2 = 1 \text{ МН}$$

Условные обозначения:

$\sigma_{сж}$ – прочность на сжатие пород в массиве, МПа;

α – угол падения, град.;

γ – средняя объемная масса налегающих пород, т/м² или МН/м²;

φ – угол внутреннего трения налегающих пород, град.;

q – равномерно-распределенная внешняя нагрузка на выработки и целики, т или МН;

K_n – коэффициент, учитывающий отношение длины отрабатываемого участка шахтного поля (L_n) к глубине разработки (H), $K_n = 1$ при $L_n/H > 0.8$ и $K_n = 0.7$ при $L_n/H < 0.8$;

K_α - коэффициент, учитывающий угол падения рудного тела [15]:

- для целиков, длинная сторона которых расположена по восстанию

$$K_\alpha = \cos^2 \alpha + \eta \sin^2 \alpha ;$$

- для целиков, длинная сторона которых расположена по простиранию

$$K_\alpha = \frac{\eta \sin \alpha}{\cos \beta \cdot \sin(\alpha - \beta)} ; \quad \beta = \alpha - \arctg(\eta \cdot \tg \alpha)$$

η – коэффициент бокового отпора нетронутого горного массива:

Автор	Формула	Значение η
А.Гейм	1	1
А.Н.Динник при $\mu=0.13-0.25$	$\frac{\mu}{1-\mu}$	0.15-0.33
Г.А.Крупенник при $\varphi=38-58^\circ$	$\frac{1-\sin \varphi}{1+\sin \varphi}$	0.08-0.23
М.М.Протодяконов, В.Д.Слесарев, СНИП II-44-78 при $\varphi=38-58^\circ$	$\tg^2 \frac{90-\varphi}{2}$	0.08-0.23
Н.П.Ерофеев, Ю.Н.Ерофеев	$0.2 + \frac{H}{1250}$	Для $H=100-1000$ $\eta=0.28-1.0$
Г.М.Малахов	$1 - 0.07 \exp\left(\frac{275 \cdot 10^4}{H^2}\right)$	0.4- 0.9

K_q – коэффициент, учитывающий длительность обнажений, обычно равен 0.5-0.7 ;

K_{ϕ}^I - коэффициент, учитывающий отношение ширины целика к его длине;
 K_{ϕ}^{II} - коэффициент, учитывающий отношение высоты целика к его ширине

Автор	Формула
Е.Церн	$K_{\phi}^{II} = \sqrt{\frac{b_u}{h_u}}$
Н.Баушингер	$K_{\phi}^{II} = 0.775 + 0.22 \frac{b_u}{h_u}$
М.Н.Цыгалов, Н.Ф.Замесов, В.Н.Калмыков	$K_{\phi}^{II} = \begin{cases} 0.6 + 0.4 \frac{b_u}{h_u} & \text{при } h_u < b_u \\ \sqrt{\frac{b_u}{h_u}} & \text{при } h_u \geq b_u \end{cases}$
Б.А.Вольхин	$K_{\phi}^{II} = 1.05 - 0.05 \frac{h_u}{b_u} \quad \text{при } h_u > b_u$
А.М.Ильштейн, Ю.М.Либерман	$K_{\phi}^{II} = 1.15 - 0.15 \frac{h_u}{b_u} \quad \text{при } 1 < \frac{b_u}{h_u} < 3$
Ю.М.Карташов, А.Б.Фадеев	$K_{\phi}^{II} = 0.75 + 0.496 \frac{b_u}{h_u} \quad \text{при } 0.6 < \frac{h_u}{b_u} < 2.2$
Н.П.Ерофеев	$K_{\phi}^{II} = \begin{cases} \sqrt{\frac{b_u}{h_u}} & \text{при } 1 < \frac{b_u}{h_u} < 3 \\ \sqrt[3]{\frac{b_u}{h_u}} & \text{при } 0.3 < \frac{b_u}{h_u} < 1 \end{cases}$
И.М.Петухов, А.М.Линьков	$1 + E_0 * \frac{b_u}{h_u}, \text{ где } E_0 = 0.6 - 0.7 \quad \text{при } 1 < \frac{b_u}{h_u} < 7$
М.П.Попов, А.В.Зубков [7, §6]	$1.4(0.75 + 0.5 \frac{b_u}{h_u}) \left[1 - \frac{0.285}{\exp\left(\frac{a_u}{b_u} - 1\right)} \right]$

Схема к выбору значений коэффициента формы K_ϕ при расчете изолированных целиков с прямоугольной формой сечения (ВНИМИ, УНИпромедь [16, §4])

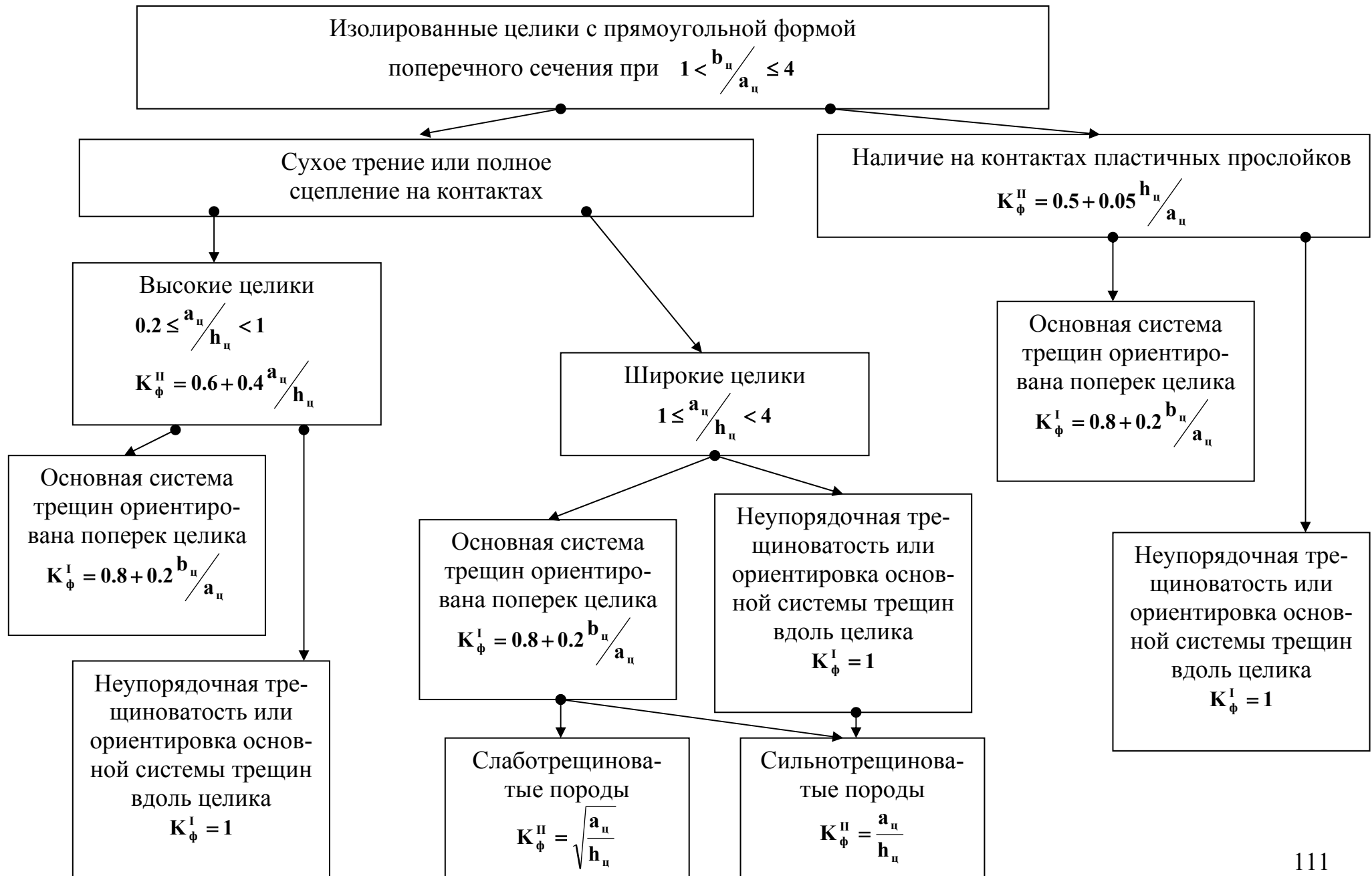
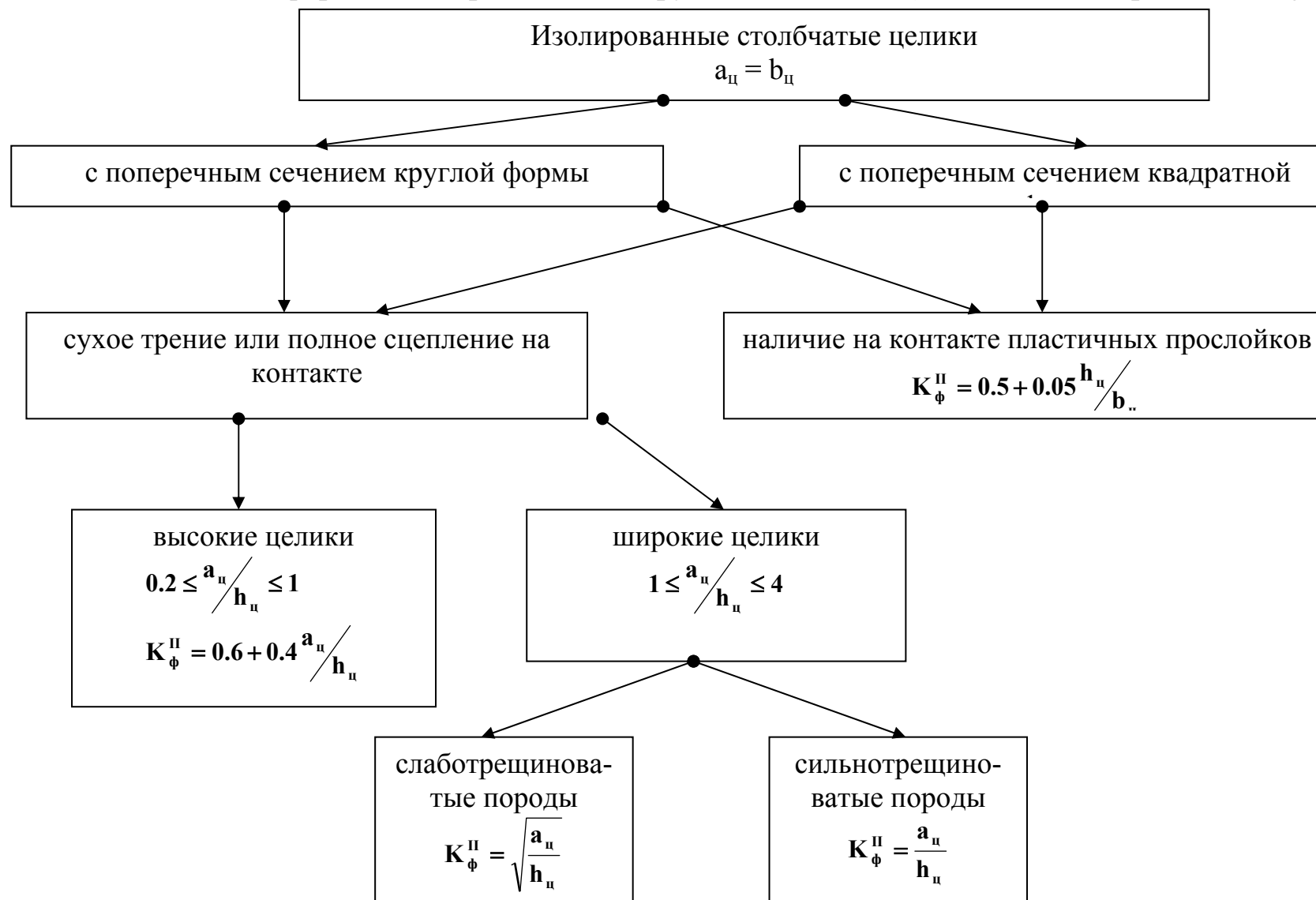


Схема к выбору значений коэффициента формы K_ϕ при расчете изолированных целиков столбчатой формы с квадратным или круглым сечением (ВНИМИ, УНИпромедь [16, §4])



λ – коэффициент структурного ослабления прочности породного массива по сравнению с прочностью образцов пород на одноосное сжатие [10, §1.6], обычно 0.2-0.4 :

$$\lambda = f_1 * f_2 * f_3 \quad ;$$

f_1 - функция влияния минералогического состава;

f_2 - функция влияния микроструктурных плоскостей ослабления;

f_3 - функция влияния макротрещин, густоты трещиноватости;

C – сцепление горных пород в массиве:

Автор	Формула
Кулон, Мор	$0.5\sigma_{сж} \operatorname{tg}\varphi$
В.И.Борщ-Компаниец, Б.А.Крайнев	$C = \lambda^{0.6} C_0, \quad C_0 = \frac{\sigma_{сж}^0}{2\operatorname{tg}(90 - \varphi/2)}$
И.А.Ковалев, Ю.А.Боровков, Е.Н.Холобаев, сцепление в области неупругих деформаций	$\sigma_p \frac{1 - \sin \varphi}{2 \cos \varphi}$
И.И.Протопопов [10, §1.6]	$(0.6-0.8)*C_0$

Критическая глубина подземных работ, где будут возможны горные удары [8]:

$$H_{кр} = \frac{620 + 8\sigma_{сж}^м}{\gamma K_k}$$

K_k – максимально возможный в данных условиях коэффициент концентрации напряжений, обычно 2-7 при различных соотношениях горизонтальных сил к вертикальным [7, §7.2].

Ориентировочно, коэффициент разрыхления обрушившихся пород равен (Громов В.В., Таран В.Г., ВНИМИ):

$$K_p = 1 + \frac{\sqrt{f}}{12}$$

Оглавление

Введение	2
I часть. Методика выбора систем подземной разработки рудных месторождений	3
I.1. Последовательность выбора систем разработки	3
I.2. Техничко-экономическое обоснование выбора системы разработки	7
I.3. Пример. Выбор системы разработки	9
I.4. Обоснование параметров систем разработки	11
I.5. Подготовительные и нарезные работы	11
I.6. Расчет очистных работ	13
I.7. Расчет калькуляции себестоимости добычи 1 т рудной массы	14
I.8. Основные технико-экономические показатели разработки	14
I.9. Определение размеров основных элементов систем разработки	18
II часть. Камерная система с подэтажной отбойкой (пример)	21
Расчет объемов подготовительно-нарезных работ	22
Определение показателей потерь и разубоживания руды	22
Календарный план подготовки и нарезки блока	26
Расчет очистной выемки	28
А. Подсечная и отрезная камеры	28
Б. Подэтажная отбойка в камере	31
В. Заполнение камеры закладкой	36
Г. Выемка блоковых целиков	37
Д. Очистная выемка блока	38
Е. Число блоков в одновременной подготовке и нарезке	38
Ж. Сводные технико-экономические показатели по блоку	39
III часть. Камерно-столбовая система разработки (пример)	41
IV часть. 1. Система с магазинированием и со скважинной отбойкой из восстающих (пример)	52
2. Система со шпуровой отбойкой из магазина руды (пример)	60
V часть. Система разработки восходящими слоями с гидравлической закладкой (пример)	62
VI часть. Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском (пример)	68
Буквенные обозначения, принятые в работе для геомеханических расчетов	79
Список литературы к курсу «Системы разработки»	80
Приложение 1	84
Приложение 2	95
Определение вертикальных нагрузок на потолочину очистных выработок от веса налегающих пород	95
Расчетные формулы эквивалентного пролета обнажения	97
Высота свода естественного равновесия	98
Устойчивая высота вертикального обнажения	100
Предельный пролет обнажения слоистой кровли и трещиноватого массива	101
Методы расчета целиков	104
Единицы измерения. Условные обозначения	109
Оглавление	115