

Государственный комитет СССР по народному образованию

Московский ордена Трудового Красного Знамени  
горный институт

---

В. Ф. АБРАМОВ, С. А. ТОЛСТЫХ

**ПОВТОРНАЯ И КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА  
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Учебное пособие

по специальности 09.02  
«Подземная разработка месторождений  
полезных ископаемых (рудных)»

Москва 1990

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ СССР ПО НАРОДНОМУ ОБРАЗОВАНИЮ  
МОСКОВСКИЙ ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ  
ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

---

В.Ф.АБРАМОВ, С.А.ТОЛСТЫХ

ПОВТОРНАЯ И КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА  
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Учебное пособие  
по специальности 09.02  
"Подземная разработка месторождений  
полезных ископаемых (рудных)"

Москва 1990



УДК 622.272:622.271:622.34

Абрамов В.Ф., Толстых С.А. Повторная и комбинированная разработка рудных месторождений. Учебное пособие. - М.: МГИ, 1990. - 82 с.

Данное учебное пособие посвящено повторному и комбинированному способам разработки рудных месторождений.

Приведены классификации, методы расчетов параметров разработки и рассмотрены практические примеры осуществления повторной и комбинированной разработок.

Ил.20, табл.3, список лит. II нами.

© Московский ордена Трудового  
Красного Знамени горный институт,  
1990

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящее учебное пособие составлено в соответствии с программой дисциплины "Технология и комплексная механизация подземной разработки рудных месторождений".

Слово повторная разработка говорит о том, что разрабатывавшееся месторождение или его часть через некоторое время начали разрабатывать вновь. Причиной этого является или снижение проминимума на полезный компонент, или же разработка какого-то нового, ранее считавшегося непромышленным или пустой породой минерального вещества. Повторная разработка может производиться открытым, подземным или комбинированным способом.

Комбинированная разработка месторождения производится открытым или подземным способом при различной степени их совмещения во времени и пространстве.

Причина комбинированной разработки зачастую бывает та же, что и повторной, в связи с чем оба эти способа указанной выше дисциплины рассматриваются совместно.

# І. ПОВТОРНАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

## І.І. Введение

В планах развития народного хозяйства СССР важное значение придается повышению эффективности горнодобывающей промышленности.

Наряду со строительством новых рудников и карьеров производится широкая реконструкция действующих, что требует, как правило, меньших затрат и обеспечивает наиболее стабильные и высокие темпы развития производства.

Целесообразность реконструкции горнодобывающих предприятий обусловлена еще и тем, что используются имеющиеся резервы сырьевой базы, а это отвечает требованиям рационального и комплексного использования недр. Поэтому повторная разработка рудных месторождений имеет и будет иметь в обозримой перспективе важное народнохозяйственное значение.

## І.2. Понятие о повторной разработке

Под повторной разработкой месторождений понимается выемка на действующих или действовавших ранее рудниках запасов руд, считавшихся некондиционными, потерянными или оставленными в недрах из-за отсутствия технических средств для их извлечения.

Повторная разработка обуславливается или снижением минимального промышленного содержания на добываемое полезное ископаемое, или целесообразностью добычи на данном месторождении другого полезного компонента, который ранее в народном хозяйстве не использовался.

Целесообразность повторной разработки определяется из выражения

$$C_{п.а.} \geq C_R + C_n, \quad (I)$$

где  $C_{п.а.}$  - ценность полезного компонента, извлекаемого из I т руды при повторной разработке, руб/т;

$C_R$  - себестоимость добычи I т руды, руб/т;

$C_n$  - себестоимость переработки I т руды, руб/т.

Повторная разработка, как и первичная, может осуществляться открытым, подземным и комбинированным способами.<sup>х)</sup>

х) К новым перспективным способам повторной разработки следует отнести геотехнологический, например выщелачивание.

### 1.3. Предпосылки повторной разработки

В процессе эксплуатации месторождений в пределах горных отводов происходит накопление разработанных и потерянных руд, качество и количество которых зависят от горнотехнических, горно-геологических и экономических условий разработки. Целесообразность повторной разработки таких руд определяется уровнем развития технологии их добычи и переработки.

Отсутствие в прошлом эффективных технологических схем переработки (обогащения и металлургического передела) некоторых типов руд (например, железистых кварцитов, окисленных руд верхних горизонтов) приводило к выборочной и неполной отработке месторождений. Кроме того, некоторые участки месторождений не могли быть отработаны, например, из-за отсутствия необходимых водостивных средств, методов проведения и поддержания выработок при наличии высокого горного давления и т.п. На некоторых месторождениях потери руд цветных металлов при разработке достигали 50% [10].

Сложные формы и условия залегания рудных тел и слабая геологическая изученность месторождений приводили к неточной оценке запасов руд, а иногда и к неверным решениям при разработке.

Некоторые полезные компоненты полиметаллических месторождений вообще не учитывались и не извлекались. Исчерпывание запасов богатых руд и непрерывное увеличение потребляемого минерального сырья требуют пересмотра уровня проминимума и бортового содержания полезных компонентов в сторону уменьшения. Например, за последние сорок лет минимальное содержание коренного золота в рудах уменьшилось с 10 до 1,5-2,0 гр/т, т.е. более чем в 5 раз.

Эксплуатация верхних горизонтов месторождений с высоким содержанием полезных компонентов, как правило, характеризуется более высокими качественными и количественными потерями.

С увеличением глубины разработки почти на всех отечественных и зарубежных рудниках наблюдается снижение содержания металлов в добываемой руде (рис.1).

Механизация, автоматизация, совершенствование техники и технологии добычи и переработки горнорудного сырья в настоящее время позволяют рентабельно извлекать металлы из более бедных руд.



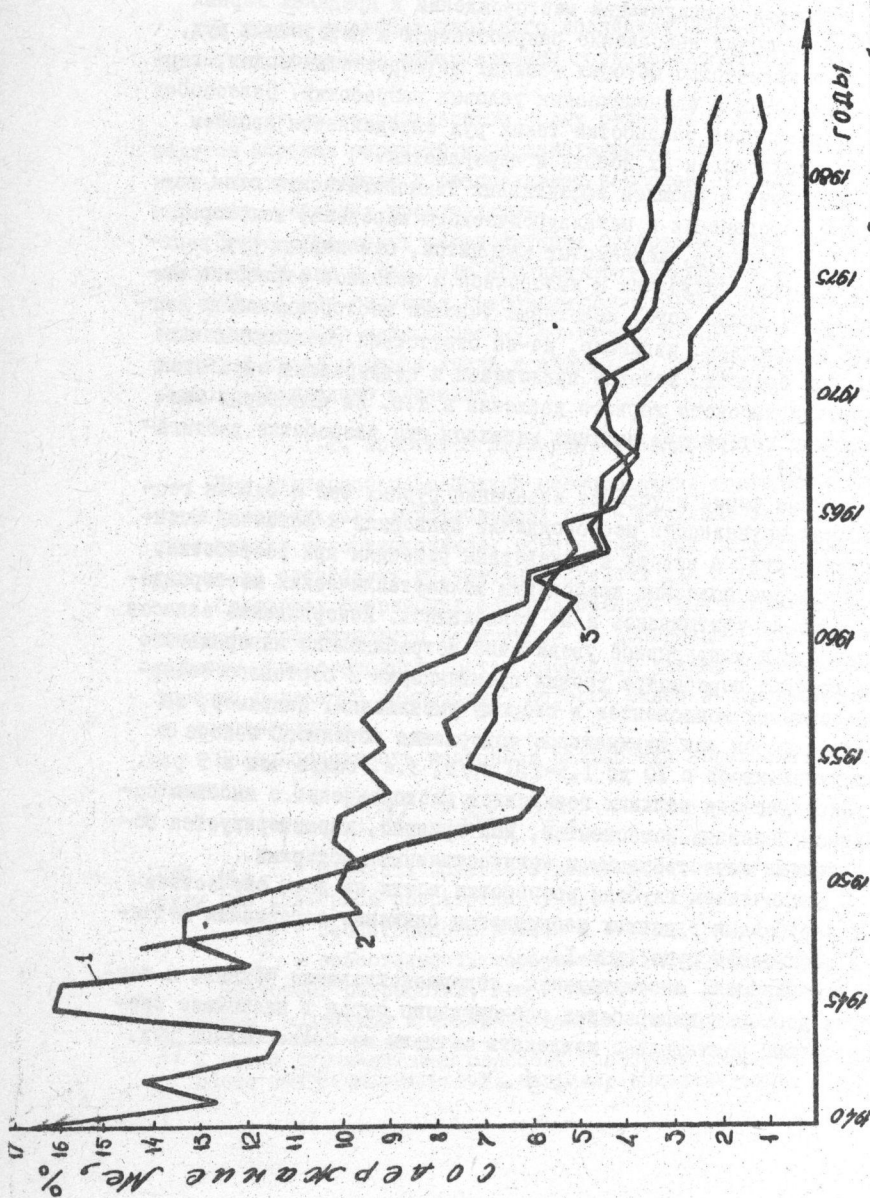


Рис. 1. Динамика изменения содержания металлов в добываемой руде на рудниках Садонского комбината:  
 1 - Садонский рудник; 2 - Зhdановский рудник; 3 - Холстиницкий рудник



В районах деятельности горнодобывающих предприятий запасы таких руд весьма значительны. Например, в Кривбассе запасы забалансовых железных руд составляют около 50 млрд. т [4].

Возрастающие потребности народного хозяйства в металлах быстро изменяют требования к добываемым рудам в отношении содержания полезных компонентов и комплектности использования сырья. Это позволяет производить экономическую переоценку сырьевой базы многих горнодобывающих предприятий как по объему запасов, так и номенклатуре полезных компонентов (металлов) и проводить их эффективную повторную разработку.

Повторная разработка во времени может совмещаться с доработкой месторождения (совместная) или проводиться после полной отработки месторождения (самостоятельная).

Повторная<sup>х)</sup> разработка месторождений может производиться открытым, подземным и комбинированным способами.

В данном разделе рассмотрены основные вопросы подземной повторной разработки; в разделе 2 - проблема открытой и комбинированной повторной разработки.

---

<sup>х)</sup> Повторная разработка может производиться дважды, трижды и более.

## 2. ЗАПАСЫ РУД ДЛЯ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ

### 2.1. Оценка запасов руд для повторной разработки

Определение и оценка запасов для повторной разработки месторождений производится на основании геолого-маркшейдерской документации первичной разработки. В случае отсутствия геолого-маркшейдерской документации или неполноты данных на месторождении или его участке проводится эксплуатационная доразведка. Запасы для повторной разработки утверждаются ГКЗ и для них устанавливаются кондиции -  $C_{min}$ ,  $C_{дог}$  и др.:

$$C_{min} = \frac{3 \cdot 100}{C_{me} \cdot \epsilon_0 \cdot \epsilon_n}, \% \quad (2)$$

- где  $3$  - полные затраты на получение 1 т металла, руб.;
- $C_{me}$  - отпускная цена металла, руб.;
- $\epsilon_0$  - извлечение металла в концентрат при обогащении, доли ед.;
- $\epsilon_n$  - извлечение металла при металлургическом переделе, доли ед.

Допустимая себестоимость добычи металлов ( $C_A$ ) по условию рентабельности

$$C_A = K_p \sum_0^n [C_{me} - (C_0 - C_s)] \frac{\epsilon_0 \cdot \epsilon_n \cdot C_{me}}{100 \cdot 100 \cdot 100} - [(C_T - C_n) + e'(C_T' + C_n')], \text{ руб/т}, \quad (3)$$

- где  $K_p$  - коэффициент рентабельности, доли ед.;
- $C_{me}$  - отпускная цена металла, руб/т;
- $C_0$  - общезаводские расходы на 1 т металла, руб/т;
- $C_s$  - внепроизводственные расходы, руб/т;
- $C_{me}$  - содержание металла в добытой руде, %;
- $C_T$  - стоимость транспортировки 1 т руды, руб/т;
- $C_n$  - стоимость переработки 1 т руды, руб/т;
- $e'$  - выход концентрата по весу из 1 т руды, т;
- $C_T'$  - стоимость транспортировки концентрата, руб/т;
- $C_n'$  - стоимость переработки 1 т концентрата на металлургическом заводе, руб/т.

Минимальное промышленное содержание ( $C_{min}$ ), определяе-

мое по формуле (2), может быть значительно снижено за счет уменьшения затрат (3) на получение металлов из I т руды.

При оценке запасов руд для повторной разработки должны быть учтены следующие факторы:

- размеры запасов руд, определяющие масштабы добычи;
- горно-геологические условия залегания руд;
- возможность использования горных выработок, проведенных при первичной разработке;
- наличие разработанных технологических схем переработки типов и сортов руд;
- влияние повторной разработки на поверхностные здания и сооружения;
- безопасность ведения работ и др.

## 2.2. Классификация запасов руд для повторной разработки

Горнотехнические условия повторной разработки месторождений, как правило, существенно отличаются от условий первичной (предшествующей) разработки. Поэтому выбор правильных технических решений должен быть основан на детальном изучении физико-механических свойств массива и анализе практического опыта повторной разработки в аналогичных условиях.

В предлагаемой ниже классификации (табл. I) запасы руды, подлежащие повторной разработке, разделены на два класса по их агрегатному состоянию, а классы - на группы по их местоположению относительно первичного выработанного пространства.

Таблица I

### Классификация запасов руд для повторной разработки

Класс	Г р у п п а	Примеры месторождений
I	2	3
A Запасы в разрыхленном состоянии	I. Зоны обрушения (сдвижения)	Ачисайское, Никитовское, Карабахское и др.

I	2	3
	2. Металлоносная закладка	Большой Бьют, Садонское и др.
	3. Отвалы бедных руд	Нерчинское, Хрустальненское и др.
	4. Хвосты обогатительных фабрик	Рей и др.
	5. Металлосодержащие торфа	Алданская, Магаданская, Приморская группа россыпей
	6. Эфели	Ленская группа приисков
Б Запасы в неразрушенном массиве	1. Рудные тела и межрудные зоны	Никитовское, Саданское и др.
	2. Отдельные неотраб- отанные блоки (апо- физы, карманы)	Лениногорское, Хайдарканское
	3. Висячий и лежащий бока отработанных блоков	Балейское, Хапчерачинское, Тьрынаузское
	4. Целики (охранные, барьерные, панель- ные, внутриблоко- вые) и потолочины	Салаирское и др.

В  
Комбинации запа-  
сов классов  
А и Б

х) Приведенные примеры месторождений, для которых данные группы запасов наиболее характерны. Однако почти на всех повторно разрабатываемых месторождениях имеются различные сочетания указанных запасов.

Группы запасов в разрыхленном состоянии (класс А), за исключением запасов I и 2 групп, находятся на поверхности или близ нее, что предопределяет повторную разработку их открытым способом. Запасы I и 2 группы могут обрабатываться и подземным, и открытым способами.

Разработка отвалов бедных руд (3 группа) включает их эскавацию, транспортирование на дробильно-сортировочную и обогатительную фабрику.

Повторная разработка хвостов обогатительных фабрик (4 группа) требует погрузки и транспортирования на обогатительную фабрику для извлечения металлов, которые извлекались ранее (повторное обогащение), или металлов, ранее не извлекавшихся. В последнем случае зачастую проводится предварительное обогащение в тяжелых суспензиях.

Металлоносные торфа (5 группа), сосредоточенные в районах деятельности горных предприятий, обрабатываются, как правило, традиционными для первичной разработки россыпных месторождений способами (дражным, гидравлическим и т.д.).

Отвалы эфелей (6 группа) — мелкого, зернистого материала, выделяемого при промывке россыпного и обогащении рудного золота, обогащаются гравитационными методами, а также перерабатываются на эфельных (перкаляционных) заводах цианированием.



### 3. ТЕХНОЛОГИЯ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

#### 3.1. Особенности горных работ при повторной разработке месторождений

Главной особенностью повторной разработки является то, что горные работы ведутся в пределах горных отводов, нарушенных первичной разработкой. Это определяет специфику вскрытия, подготовки и очистной выемки полезных ископаемых при повторной разработке, которая как правило, сопровождается использованием старых горных выработок.

Схемы вскрытия и подготовки запасов руд при повторной разработке предусматривают проведение новых вскрывающих и подготовительных выработок или использование старых горных выработок (частичное или полное). В последнем случае горные работы связаны с реконструкцией и восстановлением старых горных выработок.

Целесообразность использования ранее пройденных выработок устанавливается путем технико-экономического сравнения затрат на реконструкцию или восстановление старых горных выработок

$Z_{р.в.}$  с затратами на проведение новых горных выработок ( $Z_n$ ):

$$Z_{р.в.} \leq Z_n. \quad (4)$$

Использование старых горных выработок повышает эффективность повторной разработки. Однако реконструкция и восстановление старых выработок могут оказаться технически невозможными или экономически неоправданными из-за их значительной нарушенности и удаленности от запасов, проектируемых к повторной разработке. Например, восстановление старых стволов малого сечения, закрепленных деревянной крепью на Садонском руднике, было нецелесообразным, однако их используют в качестве вентиляционных и для перепуска горной массы на концентрационный горизонт.

#### 3.2. Вскрытие при повторной разработке месторождений

Вскрытие при повторной разработке может производиться:

- 1) специальными выработками (независимое);
- 2) существующими выработками;

3) комбинированными.

Первый способ вскрытия применяется для мощных месторождений со значительными запасами (обрушенные рудные массивы, неотработанные рудные тела). Этот способ обеспечивает повышение производительности предприятия независимо от установленной производительности рудника при первичной разработке. Производительность рудника

$$A = \frac{B \cdot K}{T} + \frac{B_1 \cdot K_1}{T_1}, \tau/\text{год}, \quad (5)$$

где  $B$  - балансовые запасы для первичной разработки, т;  
 $K$  - коэффициент извлечения запасов при первичной разработке, доли ед.;  $T$  - срок отработки основных запасов, лет;  
 $B_1$  - балансовые запасы для повторной разработки, т;  $K_1$  - коэффициент извлечения запасов при повторной разработке, доли ед.  
 $T_1$  - срок повторной отработки запасов месторождения, лет.

Недостатки данного способа вскрытия:

1) дополнительные капитальные затраты на проведение вскрывающих выработок и строительство комплекса подземных и поверхностных сооружений;

2) необходимо время на проведение вскрывающих выработок и строительство сооружений.

Способ вскрытия существующими выработками не требует капитальных затрат, но и не обеспечивает значительного повышения производительности предприятия. Такой способ вскрытия характерен для повторной разработки месторождений средней и малой мощности с ограниченными запасами.

Комбинированный способ вскрытия - наиболее часто применяемый - предполагает использование существующих и проведение новых вскрывающих выработок, которые предназначены для вскрытия запасов, проектируемых к повторной разработке.

### 3.3. Системы повторной разработки месторождений

При выборе систем разработки и определении их технико-экономических показателей при повторной разработке необходимо учитывать следующие специфические особенности:

- извлекаются руды, содержание металла в которых обычно ниже,

чем при первичной разработке;

- выработки проводятся в нарушенных, а часто в обрушенных массивах, что повышает затраты на их проведение и требует особых мер безопасности;

- поддержание выработок в условиях обрушенного массива пород связано со значительными материальными и трудовыми затратами.

Выбранные системы повторной разработки должны обеспечивать высокую интенсивность очистной выемки, а следовательно, высокую производительность труда. При этом искусственное поддержание очистного пространства и боковых пород, нарушенных предшествующими очистными работами, зачастую не только экономически нецелесообразно, но и практически невозможно, что предопределяет широкое применение систем разработки с массовым обрушением руды и вмещающих пород (системы III класса по классификации проф. В.Р. Именитова). Системы разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства при повторной разработке запасов класса А менее распространены и применяются в том случае, когда применение систем с массовым обрушением нецелесообразно, например, при малой мощности, высокой ценности руды и т.д.

Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства (I класс) в силу указанных выше особенностей повторной разработки могут применяться лишь при выемке запасов отдельных рудных тел и межрудных зон (запасы I группы класса Б). Горно-геологические условия залегания запасов руд для повторной разработки предопределяют многообразие возможных технических решений их добычи.

Для каждого месторождения должен составляться локальный проект, учитывающий своеобразие залегания запасов руд, поэтому ниже рассмотрены только примеры повторной разработки.

#### 3.4. Особые требования техники безопасности при повторной разработке месторождений подземным способом

Вопросы техники безопасности имеют первостепенное значение в любых условиях подземной разработки, но особенно при повторной разработке рудных залежей.

Проведение подготовительных, подсечных и нарезных выработок в зонах старых работ характеризуется интенсивным проявлением горного давления: заколообразованием, вывалами в кровле и боках, пучением почвы, деформацией и разрушением крепи.

Пересечение старых горных работ, восстановление и поддержание выработок производятся специальными методами и приемами, требующими высокой квалификации рабочих и ИТР, а также соблюдения особых мер техники безопасности.

Наличие старых незаполненных закладкой камер и выработок всегда связано с возможностью обрушения. В выработанных пространствах возможно скопление воды и газов, что создает опасность внезапных выбросов.

Перечисленные факторы требуют соблюдения особых мер безопасности при повторной разработке:

1. При приближении выработок к старым работам необходимо:

- бурение опережающих скважин и шпуров с целью установления действительных контуров старых работ, обнаружения и ликвидации скоплений воды и газов;

- усиленное проветривание и контроль за состоянием рудничной атмосферы;

- принудительное обрушение пустот с целью ликвидации возможности воздушных ударов.

2. При пересечении старых работ:

- тщательное изучение состояния имеющихся старых выработок;

- заложение выработок в местах минимальной протяженности старых работ;

- опережающее крепление кровли выработок забивной крепью (кальниками);

- усиленное (сплошное) крепление выработок;

- минимальное отставание постоянного крепления от груди забоя.

3. При выпуске и доставке рудной массы:

- усиленное (бетонное и металлическое) крепление выпускных дучек, ниш и их сопряжений;

- усиленное проветривание и пылеподавление.

#### 4. ОПЫТ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

##### 4.1. Повторная разработка запасов руд в разрыхленном состоянии (класс А)

Способ поддержания выработанного пространства закладкой в силу своих преимуществ является одним из наиболее распространенных при разработке месторождений в сплошных горно-геологических условиях.

В дореволюционный период и первые годы Советской власти отработка богатых руд месторождений сопровождалась заполнением выработанного пространства рудной массой, по содержанию металлов являвшейся в то время некондиционной. В некоторых случаях очистное пространство заполнялось хвостами обогатительных фабрик, содержащими полезное ископаемое в количествах, не обеспечивающих их рентабельную переработку на обогатительной фабрике.

Повторная разработка запасов, находящихся в разрыхленном состоянии, наиболее экономична, так как затраты на их извлечение состоят, как правило, из затрат на подсечку, вторичное дробление и ликвидацию завесаний при выпуске. Но выпуск таких запасов не всегда может быть осуществлен из выработок основных горизонтов, так как это влечет за собой обрушение вмещающего породного массива и увеличение горного давления, что приводит к разрушению выработок.

Не могут быть выпущены через выработки основного горизонта запасы руд в зонах обрушения висячего и лежащего боков, так как они смещены от этих выработок. Следовательно, выемка рудной закладки и рудной массы в зонах обрушения требует специальной подготовки блоков. В этой связи горизонты выпуска располагают, как правило, ниже горизонтов старых горных работ.

В зависимости от положения выработок горизонта выпуска по отношению к рудному телу подготовка может быть рудной и полевой, с расположением откаточных штреков в лежащем или висячем боку залежи.

Выбор схем и вариантов подготовки блоков должен производиться с учетом факторов безопасности работ и обеспечения полноты выемки при минимальном разубоживании руды.



## Разработка Ачисайского месторождения

Ачисайское полиметаллическое месторождение представлено несколькими жилообразными залежами непостоянной формы. Вмещающие известняки и доломиты имеют коэффициент крепости  $f=7-8$  (по шкале проф. М. М. Протоdjяконова).

Оруденение приурочено к тектонической полосе со сложной трещиноватой структурой, вследствие чего залежи имеют большое число апофиз, "карманов", раздувов и пережимов.

Месторождение до глубины 250-300 м почти полностью окислено. Окисленная зона представлена богатыми рыхлыми отложениями охристо-железистых свинцовых руд. Угол падения месторождения  $60-90^{\circ}$ , мощность рудных залежей изменяется от 25-30 м на верхних горизонтах до 2-3 м на нижних.

Лежачий бок сложен ожелезистыми песчаниками, висячий - известковыми брекчиями ( $f = 3-4$ ).

Неустойчивость руды и пород висячего бока, несмотря на попытки применения различных систем разработки, предопределила высокие потери.

Наиболее богатые руды двух верхних горизонтов первично разрабатывались открытым забоем, наклонными и восстающими выработками. Ниже применялись системы подэтажного обрушения, коротких блоков и вертикальных прирезок с креплением станковой крепью, а также слоевого обрушения. Междуканнерные целики и потолочины разрабатывались системами слоевого и подэтажного обрушения, что приводило к раздавливанию подэтажных выработок.

На участках, разрабатываемых системами с креплением рамами, не удавалось создать достаточно плотной закладки вследствие выхода из строя блоков из-за высокого горного давления со стороны сползающих массивов брекчий висячего бока, что вызывало большие потери руды.

При выемке целиков потери вызывались прорывами закладки через деревянный настил. Наибольшие потери имели место при разработке мощных участков залежи, что и предопределило их повторную разработку в первую очередь. При оседании отработанных участков целики раздавливались, дробились, а контуры рудных тел нарушались.

При разработке залежей на нижних горизонтах в зону обруше-

ния вместе с неотработанными целиками и потерянными участками основных рудных тел входили мелкие линзы и апофизы, расположенные в пределах зоны обрушения.

Руда вместе с закладкой, крепежным лесом и породами висячего и лежащего боков перемещалась, заполняя выработанное пространство. Под действием горного давления вся эта масса уплотнилась, а наличие глины придало ей вязкость.

Объемный вес рудной массы в зависимости от содержания металла колеблется от 1,9 до 2,2 г/м<sup>3</sup>. Средняя влажность 15%. Опытном установлено, что минимальная площадь обнажения при подсечке составляет 40-50 м<sup>2</sup>, при большей площади обнажения происходит обрушение.

В первый период повторной разработки была принята система этажного самообрушения, изображенная на рис.2. Руду выпускали в отступающем порядке от висячего к лежащему боку через пункты погружки в ортах, расположенных через 8 м. Для обеспечения равномерного плавного обрушения массива был принят диагональный по простиранию порядок выпуска.

Руду выпускали до минимального содержания металла, что устанавливалось систематическим опробованием.

Высота слоя выпуска составляла 15-30 м в зависимости от условий. При выпуске рыхлой горной массы высота этажа принималась, равной высоте этажа при первичной разработке, т.е. 30 м; при выпуске более плотной, слежавшейся массы этаж разбивался на 2 подэтажа высотой по 15 м. В этих случаях на подэтаже проходилась аналогичный комплекс подготовительных работ.

Сплошная подсечка обрушенного рудного массива не производилась. Выпуск начинался в заходках путем обнажения кровли и с помощью фугасных зарядов весом 3-5 кг.

Все выработки в пределах зоны обрушения имеют сечение в свету 3,5-4 м<sup>2</sup> и закреплены неполными крепежными рамами вплотную, причем стойки рам устанавливаются на лежаны.

При разработке пологопадающих участков орты проходят на всю мощность зоны обрушения до висячего бока. Выпуск руды ведут через заходки, пройденные через 2 м друг от друга в обе стороны от ортов.

Руда и порода грузятся погрузочными машинами, доставляются

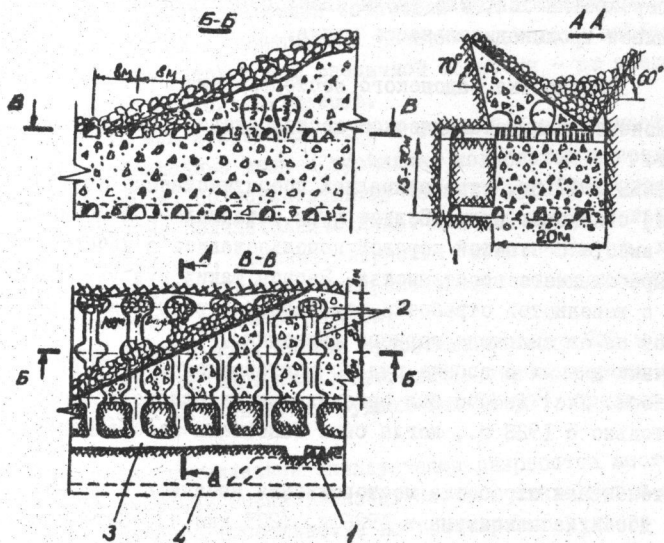


Рис.2. Схема подэтажного обрушения на Ачисайском руднике:

- 1- рудоспуск;
- 2- орты выпуска;
- 3- полевой штрек горизонта выпуска;
- 4- нижний откаточный горизонт

к рудоспускам и перепускаются на основной откаточный горизонт.

Основным недостатком принятого метода является несовершенство применяемой крепи, вследствие чего орты и рассечки неоднократно перекрепляются, что увеличивает себестоимость добычи руды и снижает производительность труда.

#### Разработка Садонского месторождения

Садонское полиметаллическое месторождение разрабатывается с 1843 г.

С 1853-1917 гг. отрабатывались преимущественно штупные (богатые) свинцовые руды. Бедные руды оставались в целиках, а также вместе с отбитой породой использовались в качестве закладки выработанного пространства. Запасы таких руд увеличивались в связи с неполнотой отработки, связанной с разрушением горных выработок из-за сильного горного давления.

Точных данных о добыче руд по месторождению до 1917 г. не сохранилось. Учет добычи был организован на основе достоверных данных только с 1923 г., когда были закончены восстановительные работы.

Интенсивная отработка месторождения началась в первой пятилетке и достигла максимума в 1936 г. (209 тыс.т). Затем она снизилась до 20000 т в 1943 г., в связи с Великой Отечественной войной. В этот период велась выборочная эксплуатация богатых участков месторождения.

Проведенными с 1943 по 1958 гг. разведочными работами было установлено, что содержание металлов в закладке значительно выше промышленного минимума и поэтому с 1958 г. была широко начата повторная разработка месторождения.

За последние 20 лет содержание металлов в добываемой руде снизилось: цинка в 6 раз, свинца в 4,5.

Общая добыча руд при первичной и вторичной разработках практически стабилизировалась и в настоящее время составляет 145-155 тыс.т/год. Однако доля металлоносной закладки в общем объеме добычи непрерывно возрастала: в 1968 г. составляла 50%, а в 1978 г. - 90% всей добычи. Это объясняется тем, что первичная разработка руд на нижних горизонтах месторождения (1000 м от поверхности) связана с высокой трудоемкостью, а разведанные запасы

таких руд ограничены.

Садонское месторождение приурочено к мощной зоне разлома, рассекающей ядро Садона-Унельской антиклинали. Руководящими являются системы субпараллельных трещин. Как правило, рудные тела представлены ветвящимися системами жил и прожилков, сближенных между собой и разделенных пачками гранитов, альбитофи-ров или конгломератов самой различной мощности - от нескольких сантиметров до нескольких метров.

Мощность жил колеблется от 1-2 см до 5-6 м. Мощность зон, включающая сближенные жилы и прожилки, колеблется в пределах от 10 до 50-70 м. По вещественному составу руды месторождения являются типично полиметаллическими. Наиболее распространенные минералы - офелерит, галенит, пирротин; менее - пирит, халькопирит, арсенопирит. Жильные минералы представлены кварцем, кальцитом, хлоритом и мангансидеритом.

Рудные тела и зоны обычно прослеживаются до 300 м по простиранию и 200 м по вертикали, прерываясь значительными безрудными участками. Угол падения рудных тел 70-90°, средняя мощность 1-1,4 м.

С начала промышленной эксплуатации разработка месторождения велась системой горизонтальных слоев с закладкой и креплением выработанного пространства по простиранию рудного тела, а мощных участков месторождения - вкрест простирания. Для выдачи руды через каждые 8-15 м проходились рудоспуски. Высота выемочной ленты составляла 2,0 м. Закладочный материал поступал по восстающему с верхних горизонтов, где добывался в горных выработках - мельницах. Это приводило к высокому горному давлению и создавало условия для обрушения руды из кровли очистных блоков, раздавливанию целиков, обрушению вмещающих пород, выходу из строя этажных штреков, блоковых восстающих и рудоспусков. В небольших масштабах при первичной разработке применялись системы с маганизированием руды и подэтажного обрушения.

Сложные горно-геологические условия Садонского месторождения часто вызывали отклонения от утвержденной технологии, что увеличивало потери руды и металлов. Высокое горное давление приводило к преждевременному разрушению горных выработок при неоконченных работах по выемке руды в блоках.



Вследствие отмеченных выше причин, в отработанных пространствах блоков накопилось большое количество металлоносной закладки.

Вертикальная площадь отработанных блоков, заполненных металлоносной закладкой, на Садонском месторождении составляет 1600 тыс. м<sup>2</sup> (рис.3).

Рудной закладкой заполнены полости мощностью 0,5-20 м, имеющие обычно форму и размеры вынутых рудных тел.

Состав металлоносной закладки разнообразен и включает в себя обломки горных пород и рудные обломки различной величины, состоящие из рудных и жильных минералов месторождения, покрытых тонкой пленкой окислов оцинца, цинка, железа и меди, а также крепежные леса старых работ.

Рудная закладка обогащена цинком, так как в дореволюционное время цинковые полиметаллические руды с повышенным содержанием колчеданов не перерабатывались и поступали в закладку. Кроме того, во всех старых работах встречаются неотработанные рудные целики.

Объемный вес полиметаллических руд колеблется от 2,54 до 3,58 т/м<sup>3</sup>, цирротиновых - от 2,85 до 2,95 т/м<sup>3</sup>, рудной закладки - от 1,5 до 3,5 т/м<sup>3</sup>. Коэффициент разрыхления 1,4-1,5.

Технологические свойства закладки - слеживаемость, плотность, склонность к завесаниям - зависят от их гранулометрического и минерального состава, времени, нахождения в выработанном пространстве, горного давления, температуры, влажности, окисленности и других факторов. Поэтому технологическая схема добычи и переработки рудной закладки выбирается с учетом вышеперечисленных факторов.

По физико-механическим свойствам на Садонском руднике выделяются три типа металлоносных закладок:

а) древнебогатые. Обычно представлены обломочными материалами, сцементированными окислами. Добыча их производится с применением буровзрывных работ. Эта закладка горных работ, выполненных до 1921 г. В настоящее время ее запасы почти полностью отработаны;

б) второй тип представляет закладка горизонтов, где развиты процессы катоморфизма. Это плотная глинистая масса, склонная к завесаниям. В общем балансе запасов этот тип закладок занимает

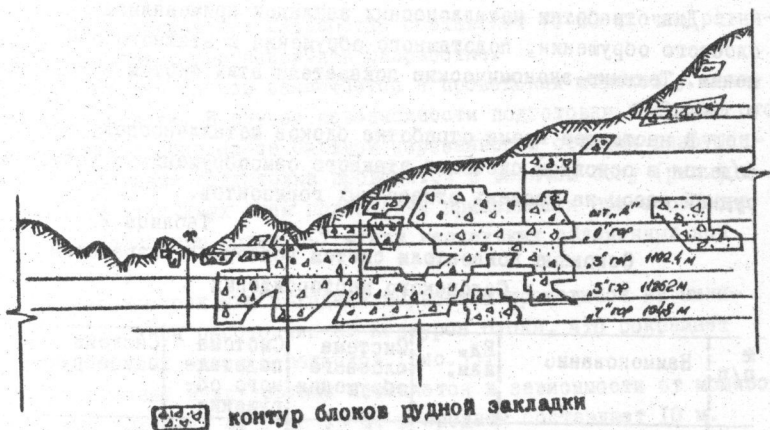


Рис. 3. Схема расположения блоков металлоносной закладки на Садонском руднике (вертикальный разрез по простиранию)

50-70%;

в) рыхлые и оvoidноистекающие закладки встречаются на верхних, слабообводненных горизонтах. Это закладки недавно про- веденных горных работ.

Для отработки металлоносных закладок применялись системы слоевого обрушения, подэтажного обрушения и этажного самообру- шения. Технико-экономические показатели этих систем приведены в табл.2.

В настоящее время отработка блоков металлоносной закладки ведется в основном системой этажного самообрушения с выпуском рудной массы на уровень откаточных горизонтов.

Таблица 2  
Основные показатели систем повторной разработки  
Садоноского месторождения

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Система слоевого обрушения	Система подэтажного обрушения	Система этажного самообрушения
1	2	3	4	5	6
1	Расход подготовительных работ	м 1000т	2	5	4
2	Объем нарезных работ	м <sup>3</sup> /1000т	90	46	29
3	Коэффициент извлечения закладки	доли ед.	0,95	0,80	0,45-0,60
4	Коэффициент разубоживания закладки	"-	0,05	0,15	0,25 и выше
5	Производительность труда забойного рабочего	т/см	7,31	9,54	13,67
6	Расход материалов на 1 т рудной массы:				
	ВВ	кг	0,46	0,64	0,10
	капсюль-детонатор	шт.	0,51	0,49	0,07
	огнепроводный шнур	м	1,00	0,98	0,50
	крепельный лес	м <sup>3</sup>	0,017	0,057	0,02
	твердые сплавы	г	0,91	1,21	-
7	Себестоимость добычи 1 т закладки (франко-люк.вост.)	руб.	9,49	8,96	6,22

Рудные тела на верхних горизонтах вскрыты штольнями, на нижних - слепыми стволами и квершлагами.

Полевые откаточные штреки на горизонтах пройдены в 10-30 м от зоны Садонского разлома на 5-10 м ниже уровня старых горизонтов.

Высота этажей при разработке составляет 70-80 м, что равняется двум этажам при первичной разработке.

Подготовка блоков заключается в проведении штреков у лежачего бока залежи. В случае невозможности подготовки блока со стороны лежачего бока из-за сильной изрезанности старыми разрушенными выработками подготовка проводится в висячем боку (рис.4). Комбинация этих двух схем подготовки применяется при отработке закладок мощностью более 5-7 м или нескольких оближенных зон (обычно 2-3).

Полевой штрек или обходная выработка проходится на минимально возможном расстоянии от контуров блока, что сокращает длину выемочных ортов и подходов (рис.5).

Расстояние между ортами изменяется в зависимости от мощности рудной закладки от 5 до 15 м, в среднем составляет 10 м.

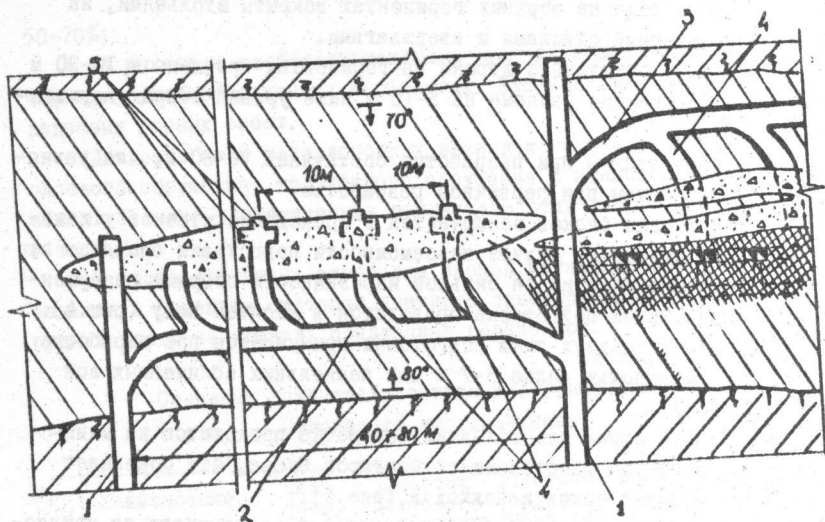
Рудная закладка просекается ортом на всю мощность до контакта с вмещающими породами. Подсечка блока заключается в проходке двух рассечек длиной на 3 м в обе стороны от ортов и разбуривании дучек. Выпуск закладки ведется в отступающем порядке с погашением ортов.

Вторичное дробление негабарита осуществляется накладными зарядами ВВ на почве орта, шпуровыми зарядами и вручную.


Ликвидация завесаний и заторов производится с помощью фугасных зарядов весом 3-5 кг, помещаемых в дучки на шестах длиной до 5 м.


В последнее время для интенсификации выпуска плотных закладок применяют воду, которую подают в массив блока по глубоким нисходящим скважинам (рис.6).


Подсечка плотных закладочных массивов может осуществляться взрыванием пучков скважинных зарядов. Скважины  $\phi$  105 мм бурят из ортов по простиранию закладки под углом 30-60° к горизонту и взрывают на соседние дучки блока. Перед взрыванием скважин производится усиленное крепление сопряжений доставочных ортов и дучек.



Условные обозначения:

 - блоки рудной закладки

 - восточный и западный сбросы

 - старые работы

1 - разведочный квершлаг;

2 - полевой штрек;

3 - обходной штрек;

4 - орты (подходы);

Рис. 4. Схема подготовки блоков металлоносной закладки в лекачем и висячем боках (план):

1 - разведочный квершлаг; 2 - полевой штрек;

3 - обходной штрек; 4 - орты (подходы);

5 - рассечки



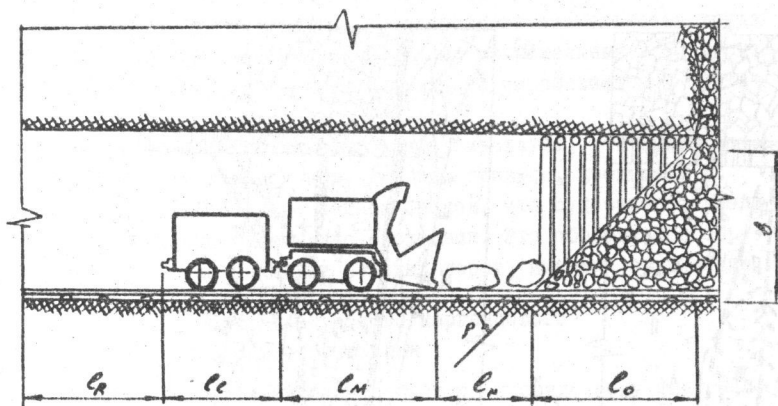


Рис.5. Схема к расчету минимальной длины орта ( $L_{min}$ ) при торцевой погрузке руды в вагоны:

$$L_{min} = l_0 + l_n + l_M + l_b + l_R, \text{ м};$$

$$l_0 = b \cos \alpha, \text{ м},$$

где  $b$  - высота дучки, м;

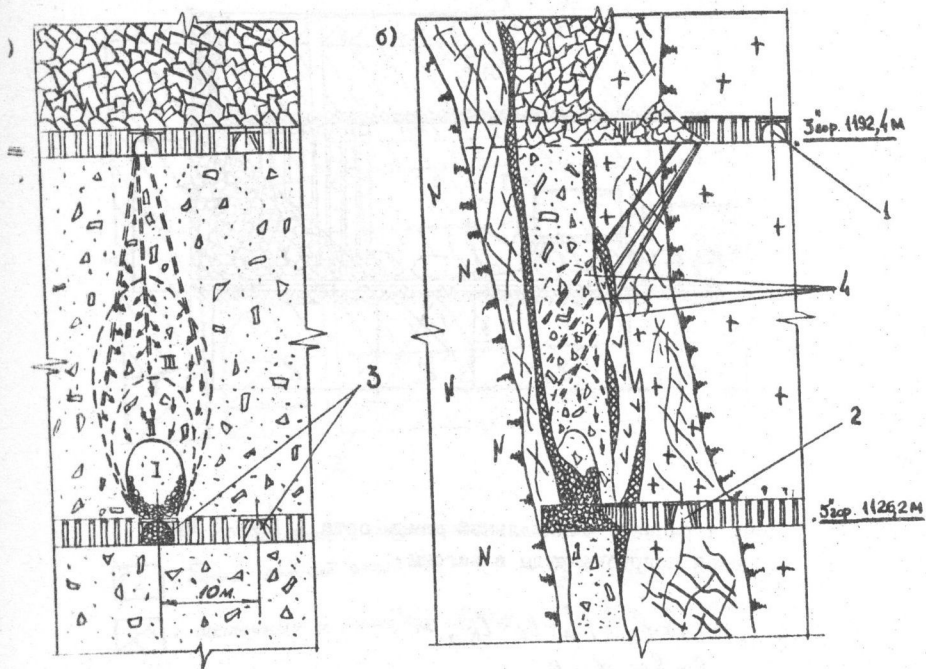
$\alpha$  - угол естественного откоса, град;

$l_n$  - длина зоны дробления негабаритов,  $l_n = 1-2$  м;

$l_M$  - длина погрузочной машины, м;

$l_0$  - длина вагона, м;

$l_R$  - длина поворота радиусом  $R$ , рассчитываемая по жесткой базе вагона, м






-  - металлоносная закладка;
-  - восточный и западный сбросы;
-  - оруденение висячего и лежащего боков

Рис. 6. Схема обработки блока системой этажного самообрушения с предварительным разрыхлением закладочного массива водой:

- а) разрез по простиранию; б) разрез вкрест простирания блока;  
 1 - откаточный полевой штрек; 2 - доставочный полевой штрек;  
 3 - орты (подходы); 4 - водоподающие окважины;  
 I, II, III - стадии обрушения рудной закладки

При отработке плотных окисленных закладок ("Новая рудная зона") переходят на систему слоевого обрушения.

При повторной разработке средняя производительность труда забойного рабочего составляет 30 т/см; максимальная - 60 т/см.

При выпуске рудная масса оперативно опробовывается и сортируется.

Обработка отчетных данных свидетельствует, что объем металлосной закладки при выпуске, как правило, превышает в 1,5-2,5 раза подсчитанные запасы блоков, что существенно увеличивает извлекаемые запасы месторождения. Это объясняется обрушением при выпуске закладки боковых пород, имеющих оруденение.

#### Разработка Чиатурского марганцевого месторождения

Чиатурское месторождение относится к осадочному типу месторождений с пластообразной формой рудных тел. Эксплуатация месторождения ведется почти 100 лет и в настоящее время площади распространения наиболее богатых окисных руд с содержанием марганца 35-40% отработаны, причем ранее извлекались лишь высококачественные легкообогащаемые руды, а карбонатные и окисленные руды оставались в выработанном пространстве.

Кондциями 1967 г. предусмотрено извлечение всех разновидностей руды при  $C_{min} \geq 15\%$  и  $C_{доп} = 10\%$ .

При первичной разработке марганцевый пласт мощностью 4 м был представлен богатой окисной рудой. В непосредственной кровле пласта залегали песчаники. Лавообразными забоями отработан верхний слой пласта мощностью 2,5 м.

При повторной разработке мощность вынимаемой рудной толщи равна 2,7-2,8 м, причем мощность закладки составляет в среднем 1,3 м. Крепление забоев осуществлялось неполными крепежными рамами, устанавливаемыми через 0,33 м в штреках и через 0,5 м в заходках с затяжкой кровли. Неустойчивость нарушенной при первичной отработке кровли пласта обусловила применение усиленного металлического крепления заходок в сочетании с органной деревянной крепью и сплошной затяжкой кровли.

Во избежание вывалов в очистном забое осуществляются выемка и затяжка верхней части забоя. Способ управления горным давлением - обрушение лавообразных заходок после извлечения крепи.

При периодическом пересечении завалов, длина которых составляла около 4 м, негабариты разрушали отбойными молотками.

Для полей, на которых рудная толща содержит карбонатные руды и значительные породные включения ( $f = 6$ ), применяется технологическая схема добычи с комбинированной отбойкой (бурозарывная и отбойными молотками) и машинной погрузкой.

Для разработки полей окисных и окисленных руд применяется схема с механизированной отбойкой комбайнами типа МБД, показанная на рис.7, которая обеспечивает снижение трудоемкости работ на 50% [4]. Сменное подвигание забоя составляет 2,1 м, производительность комплекса - 40-45 м.

Несмотря на тяжелые горнотехнические условия повторной разработки и повышенную (в 1,5 раза) себестоимость добычи 1 т руды по сравнению с обычным способом, высокое содержание марганца в потерянных рудах, на 30% превышающее содержание новых рудных полей, обуславливает целесообразность повторной разработки Читатурского месторождения.

#### 4.2. Повторная разработка запасов неразрыхленных руд (класс Б) отдельно и совместно с разрыхленными рудами (класс В)

При повторной разработке неразрыхленных руд могут применяться почти все системы, что и при первичной разработке. Наибольшую сложность и, пожалуй, оригинальность разработки представляют запасы таких руд, примыкающие к первичному незаполненному выработанному пространству или находящиеся в нем.

Для разработки таких запасов, учитывая большое разнообразие горнотехнических условий, невозможно дать типовые решения.

Мероприятиями, направленными на повышение эффективности повторной разработки запасов класса Б, являются, например:

- минная отбойка руды с использованием старых горных выработок;
- отбойка руды на компенсационное пространство (очистные камеры, щели, восстающие и горизонтальные выработки старых работ);
- разряжение сетки взрывных скважин с учетом нарушенности рудного массива старыми выработками и предшествующими взрывами и другие.

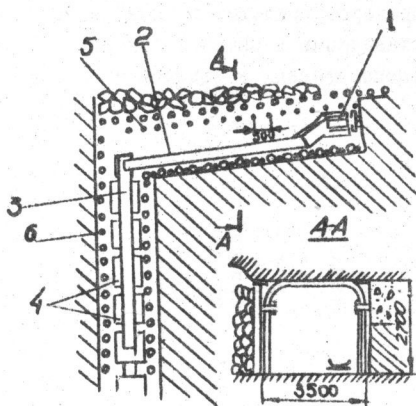


Рис.7. Повторная разработка заходками с комбайновой выемкой руды:

- 1- комбайн МБЛД; 2- забойный конвейер; 3- перегружатель;  
 4 - рудничные вагонетки; 5- металлическая крепь;  
 6 - стойки органиной крепи



Ниже в качестве примеров приводится опыт разработки целиков (столбов) руды, оставляемых в камерах при первичной разработке и запасов руд, расположенных в лежачем и висячем боку рудного тела.

Таблица 3

Примеры практики вземки рудных целиков в открытом  
выработанном пространстве

Наименование горного предприятия	Геологические данные месторождения			Системы первичной разработки	Виды по- терь ру- ды	Способ повторной отработки
	2	3	4			
	добыва- емый ме- талл	угол па- дения, град	мощность, м			
I				5	6	7
Шахта № 32 ДТМК	Медь	5	6	Камерно-столовая система	Круглые целики, диам. 5 м	Частичная вземка
Шахта № 42 ДТМК	"	"	8	"	"	"
Рудник Лед Белт	"	7	25	"	диам. 8 м	"
Сан Джозеф	Цинк	"	5	"	диам. 4 м	"
Сноу-Лейк	"	"	"	"	"	"
Джерси	"	"	"	"	"	"
Бонанзо-Джонер	Железо	20	50	"	диам. 10 м	"
Зитенге-Бирге	"	80	1,5	Камеры по восста- ниям	Ленточные целики шириной 2 м	Частичная вземка с обрушением кровли
Английское рудоуправление	Вольфрам	10	1,0	Камерно-столовая	Круглые целики	"

Продолжение табл.5

1	2	3	4	5	6	7
Рондо	Золото	5	1,5	Камерно-столовая	Круглые целики	Внешка целиков с за- менной их изкуствен- ными опорами из дере- вянных костров
Ван-Рин-Дип	Золото	7	2	Камерно-столовая	"-	То же с бутобетонными опорами
"Петро-Центр"	Медь	6	8	"-	"-	"-
ДГМК	"-	"	10	"-	"-	То же с бетонными опорами
Шахта № 45	Золото	6	1,5	"-	"-	"-
Ист.-Рин-Дип	Цинк- свинец	5	10	"-	"-	То же с железобетон- ными опорами
Джозеф	Медь	6	50	"-	"-	Внешка руды из цели- ков через полевые вырастки
Сулливан						То же с обрушением кровли
Рудник Мирга- лимсайский	Цинк	30	8	"-	"-	То же с направленными взрыванием
Рудник Западный Каражал	Железо	55	15	Камерная	Денточ- ные	Внешка направленным взрыванием заряды в целике на открытые камеры
Рудник Кадамд- жайский	Сурьма	40	7	Камерно-столовая	Круглые	

## Разработка Никитовского рудного месторождения

Повторная разработка участков Никитовского месторождения ведется более 20 лет.

Добыча руды осуществляется в двух толщах песчаников - Софиевских и Чегарникоких. Вмещающими породами являются глинистые сланцы.

Мощность рудных тел изменяется от 25 до 60 м, угол падения 65-80°. Коэффициент крепости руды  $f = 8-12$  (по Протодьяконову), вмещающих пород  $f = 4-6$ . Объемный вес руды 2,58 кг/м<sup>3</sup>, коэффициент разрыхления 1,45.

Характерной особенностью руд является наличие интенсивной трещиноватости в различных направлениях, что приводит к вывалам в забоях. Наличие прослоев угля и сланцев в рудных песчаниках, способствующее обрушению, усложняет повторную отработку месторождения.

На Никитовском месторождении повторно разрабатываются следующие запасы:

- руды, оставленные в недрах, добыча которых требовала значительных средств;
- руды, потерянные при первичной отработке;
- руды, выпуск которых был прекращен из-за сильного разубоживания во всех дучках;
- богатые руды, оставленные в недрах в связи с отсутствием рационального способа их выемки;
- руды, оставленные в лежащем боку Чегарникокой залежи с недостаточно крутым углом падения, менее 60-70°, (рудные "карманы").

Повторная разработка месторождения ведется в настоящее время как на верхних, так и нижних горизонтах системой этажного принудительного обрушения.

Высота блока принимается в зависимости от конкретных горно-геологических условий участка в пределах вертикальных контуров подсчетных запасов блока.

Схема повторной отработки блока № 2-8 на нижних горизонтах показана на рис.8. Первичная отработка производилась с доставкой

Вертикальный разрез вкрест простирания

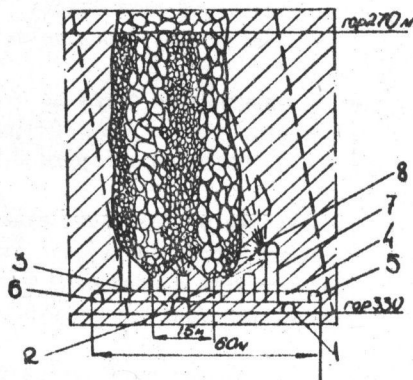


Рис.8. Схема повторной отработки нижних горизонтов Никитовского месторождения

1- откаточный штрек; 2- обходная выработка; 3- выработки вибропитателей ВДПУ-4ТМ; 4- орт скреперования; 5- хозяйственный штрек; 6 - вентиляционный штрек; 7 - буровой восстающий; 8- буровой штрек



вибропитателями ВДПУ-4ТМ. При повторной обработке блок подготавливался десятью ортами скреперования с кровли откаточного штрека. Через 6-7 м со штрека проходились 6-метровая дучки. Со стороны лежащего бока дучки сбиваются непосредственно с очистным пространством, через дучки висячего бока выпускается руда, которая ранее не обрабатывалась.

Отбойка руды производится серией вертикальных скважин в зажиме на ранее отбитую руду, которую не добывали вследствие низкого содержания металла. Бурение ведется из бурового штрека, пройденного в нетронутым массиве со стороны висячего бока.

Важным вопросом повторной обработки месторождения является выбор места заложения выработок выпуска руды.

Возможны следующие 5 схем расположения выработок выпуска руды:

- 1) пересечение выработками скрепирования старых горных выработок, чтобы площадь пересечения была минимальной;
- 2) пересечение выработками скрепирования участков старых очистных работ;
- 3) расположение выработок выпуска в ненарушенном массиве вмещающих пород;
- 4) расположение выработок выпуска ниже основного (откаточного) горизонта;
- 5) комбинированная схема расположения выработок выпуска руды (с использованием старых выработок).

Выбор рациональной схемы расположения выработок выпуска осуществляется при составлении конкретного проекта обработки блока (участка, залежи) путем технико-экономического сравнения возможных вариантов.

Удельный объем повторной добычи руды на Никитовском месторождении составляет более 10%. Себестоимость 1 т руды почти на 20% ниже себестоимости руды, добываемой при первичной разработке. Это объясняется тем, что извлекается часть руды и металла, потерянных при первичной разработке (возврат потерь), а также частичным использованием старых горно-подготовительных выработок, что снижает затраты на подготовку блоков.

В связи с тем, что участки повторной разработки нарушены старыми работами и взрывами, количество скважин резко уменьшает-

ся, что также способствует снижению себестоимости добычи.

### Разработка БалеЙского месторождения

Рудное тело месторождения представлено кварцевыми жилами с высоким содержанием металла и оруденелыми вмещающими породами.

Мощность рудных тел (зон) колеблется в пределах 10-30 м и составляет в среднем 15 м. Мощность составляющих зону жил равна 1-3,0 м. В первую очередь были отработаны кварцевые жилы, затем начата отработка закладки и оруденелых вмещающих пород.

Повторную разработку проводят на участках с высокой тектонической нарушенностью, сильно развитой трещиноватостью руды и вмещающих пород, невысокой устойчивостью, наклонным (от 35 до 75°) падением рудных тел.

Первоначально проектом предусматривалась отработка запапов системой подэтажного обрушения (вариант разработки "камера над дучками"). Кафедрой ТПР МГИ для данных условий повторной разработки предложен вариант системы подэтажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и отбойкой руды в зажиме (рис. 9), который по сравнению с вариантом "камера над дучками" имеет лучшие технико-экономические показатели:

- удельный объем подготовительно-нарезных работ на 15% меньше;
- выход негабарита снижен с 36 до 6%;
- производительность труда забойного рабочего увеличилась с 8,8 до 13,6 м<sup>3</sup>/см, а суточная производительность блока возросла в 1,5 раза;
- себестоимость добычи 1 т руды снизилась на 12-15%;
- средние потери и разубоживание руды при отработке блоков снизились до 10,2 и 11,8% против 14,0 и 23,3% соответственно.

Отработку блоков проводят под этажами сверху вниз. Подготовительные работы заключаются в проходке подэтажей, доставочных штреков, вентиляционных и рудоспускных восстающих. Нарезные работы включают проходку подэтажных буродоставочных выработок, дучек и ниш.

Выпускные и доставочные выработки располагаются в породах лежачего бока, менее нарушенных, чем рудный массив, что повышает их устойчивость и увеличивает активную высоту выпускаемого олоя

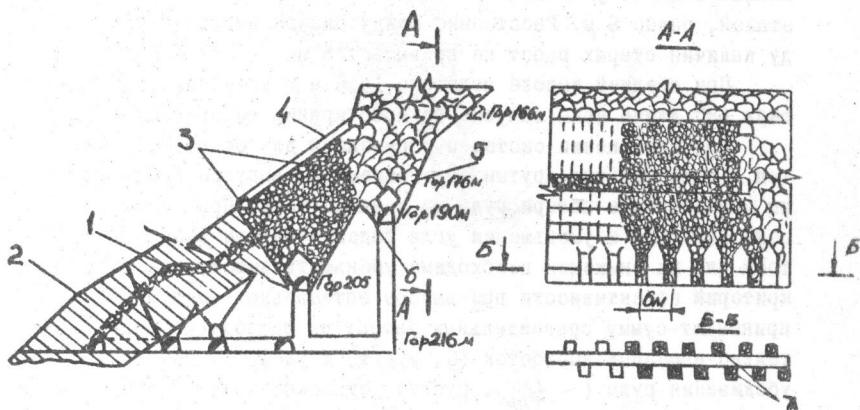


Рис. 9. Вариант системы подэтажного обрушения с одностадийной  
 выемкой руды (отбойка в заклине):  
 1- отработанные килы; 2- оруднелые породы; 3- буровые  
 выработки; 4- вентиляционный восстающий; 5-6 - воронки  
 верхнего и нижнего ряда; 7 - дучки

руды. Расстояние между дучками сечением  $1,5 \times 2,0 \text{ м}^2$ , принятое минимальным по условию обеспечения устойчивости оснований подэтажей, равно 6 м. Расстояние между рядами выпускных дучек ввиду наличия старых работ не превышает 8 м.

При средней высоте подэтажа 16,6 м и угле наклона рудного тела  $43^\circ$  длина зоны выпуска по простиранию не превышает 25 м.

При применении систем с обрушением для отработки рудных тел с недостаточно крутым залеганием при выпуске руды возможны значительные потери руды на лежащем боку. При неизменной высоте подэтажа и уменьшении угла падения потери возрастают, поэтому для их снижения необходимо уменьшать высоту подэтажа. За критерий эффективности при выборе оптимальной высоты подэтажа принимают сумму сравнительных затрат на проведение подготовительно-нарезных выработок ( $C$ , руб/т) и ущерб от потерь и разубоживания руды ( $Y_{np}$ , руб/т), отнесенного на 1 т погашаемых запасов:

$$Y = C + Y_{np}, \quad (6)$$

при этом

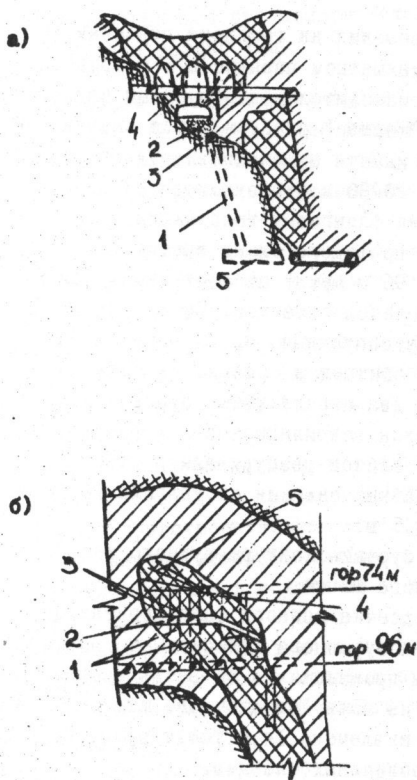
$$C + Y_{np} \rightarrow \min. \quad (7)$$

#### Выемка рудных "карманов" на шахте "Чегарники"

Рудное тело, представленное оруденелыми песчаниками, имеет мощность 8-12 м, которая в верхней части увеличивается до 20-25 м. Угол падения  $55-75^\circ$ . С увеличением мощности угла падения уменьшается до  $35^\circ$ .

Основной системой разработки, применявшейся на руднике, была система с магазинированием руды с шириной очистного пространства 8-12 м. Вследствие пологого падения в верхней подводящей части рудной залежи образовались рудные "карманы", отработка которых после выемки основных запасов потребовала отдельной подготовки (рис. 10, а).

Схема подготовки включает проходку двух фланговых восстающих в два отделения и специальных ортов к ним на основном горизонте. С целью сокращения потерь руды штреки скреперования проходят под нижним контактом рудного тела с вмещающими породами.



Условные обозначения:

- |   |                    |   |   |
|---|--------------------|---|---|
|  | рудные "карманы";  |  | старые работы;                                  |
|  | вещающие песчаники |  | контакт сланцев<br>висячего и лежащего<br>боков |

Рис.10. Выемка рудных "карманов" на шахте "Чегарники"

- а) вертикальный разрез по простиранию:  
 1- фланговый рудоспуск; 2- фланговый восстающий;  
 3- штрек скреперования; 4- старые подготовительные  
 выработки; 5- горизонт откатки
- б) вертикальный разрез вкрест простирания:  
 1- рудоспуски; 2- сбоечный орт; 3- буровые штреки;  
 4- восстающий; 5- скважины



Из штрека скреперования на горизонт подсечки проходит дучки, располагаемые в шахматном порядке в 6 м друг от друга.

Подсечка производится мелкошпуровым способом, с горизонта подсечки рудный "карман" разбурируется скважинами глубиной от 6 до 16 м в зависимости от мощности рудного тела. Двухстороннее скреперование на 20-30 м производится от центра блока в рудо-спускные отделения фланговых восстающих.

На рис. 10,6 приведена схема выемки запасов руды, расположенных выше гор. 96 м между отработанными камерами. Зона оруденения распространяется выше гор. 74 м. Подготовка запасов произведена двумя рудоспусками, пройденными из квершлага гор. 96 м на высоту 14 м и обитыми с ортами. Из орта по простиранию рудного тела пройдены два параллельных буровых штрека. Для сообщения с гор. 74 м пройден вентиляционно-ходовой восстающий. С гор. 74 м вышележащие запасы разбуривались станками типа БА-100. Глубина веерообразных скважин составляла 16-18 м, расстояние между ними - 3-3,5 м.

В процессе бурения контуры рудного тела контролировали опережением бурового шлама.

Сплошная подсечка запасов была произведена по горизонту первого яруса, разбуренного телескопными перфораторами.

Выпуск руды производился по вновь пройденным и существующим рудоспускам на почву откаточного штрека. При запасах блока 16,7 тыс. т было извлечено 14,8 тыс. т руды. Выпуск прекращали при появлении кровельных сланцев.

Основные показатели при отработке рудных "карманов":

Разубоживание руды, %	18
Потери руды, %	11,8
Расход ВВ, кг/т:	
на отбойку	0,920
на вторичное дробление	0,12
Производительность труда, м <sup>3</sup> /см:	
бурильщика	47,9
забойного рабочего	17,3
рабочего на погрузке руды, т/см	78,1

## Отработка целиков при камерно-столбовой системе разработки

На Джезказганском месторождении выемка целиков производится в залежи мощностью 3-5 м под углом падения 3-10°.

Камерные запасы были отработаны в 50-х гг. Запасы руд, оставленные в целиках при первичной разработке, делят на временные и безвозвратные потери.

В первую группу входят запасы в панельных, барьерных, ленточных и околострековых целиках. В кровле выработок эти потери составляют 36-40% общих потерь, или 9,5% погашенных запасов.

К второй группе относят безвозвратные потери - запасы в опорных круглых целиках, рудные корки в кровле выработок, потери в почве и др. Они составляют 60-64% общих потерь, или 16-17% погашенных запасов.

До 1965 г. при разработке Джезказганского месторождения камерно-столбовой системой, в кровле очистных камер повсеместно оставлялась рудная предохранительная корка толщиной 1,5-2 т. С 1965 г. на шахтах начали внедрять комбинированное крепление кровли железобетонными штангами в сочетании с набрызг-бетоном без оставления рудной корки.

Объектам повторной разработки на месторождении являются запасы в опорных целиках, потери в которых при первичной разработке были основными и составляли 40% общего количества потерь и 10% погашенных запасов [10].

На участках выемки целиков устанавливаются искусственные опоры из бетона, бутобетона и бетонных блоков, размещение которых приурочено к выемке целика. Выемка целиков производится буровзрывным способом с предварительным креплением кровли между целиками железобетонными штангами. Для обеспечения безопасности работ принимаются дополнительные меры по распору кровли в опасных зонах: устанавливаются дополнительные стойки, ступается сетка расположения штангового крепления и производится тщательная оборка заколов.

На другом руднике Джезказганского месторождения производят выборочную выемку целиков высотой 7-10 м. Процесс отработки заключается в отрезке целика от кровли и последующей его отбойке

шпурами. При этом увеличение площади обнажения производят не более чем в 2 раза по сравнению с проектной.

На свинцовых рудниках компании "Лед - Болт" (США) также осуществлялась частичная выемка целиков на отдельных участках рудного тела мощностью 3-3,6 м. Перед выемкой целиков кровлю крепили штанговой крепью, для контроля состояния которой применялись предупредительные сигнальные лампы (сейсмофоны и геофоны) и измерительные штанговые прокладки для определения возрастания нагрузки на штангу.

На свинцовых рудниках "Сент - Джозеф - Лед" (США) выемка целиков на участках с высоким содержанием металла осуществлялась после установки бетонных целиков с включением в них плоских домкратов и наполнением их водой под высоким давлением до восприятия опорой нагрузки пород кровли. Затем вода в домкратах заменялась цементным раствором.

Анализ опыта извлечения целиков позволяет оделать следующие выводы:

- среднюю величину напряжений в целиках для каждого участка следует рассчитывать, исходя из нагрузки, создаваемой полным весом столба пород до поверхности;

- в процессе выемки целиков с заменой их искусственными опорами на больших площадях возможно внезапное обрушение пород кровли из-за нарушения предельного равновесия между прочностью оставляемых целиков и весом налегающей толщи пород.

Возможны следующие способы извлечения руды из целиков:

- частичная выемка целиков между незаполненными камерами;
- сплошная выемка целиков с заполнением камер твердеющей закладкой;
- выемка целиков с заменой их искусственными опорами;
- выемка целиков с последующим обрушением налегающей толщи пород.

Примерная технологическая схема отработки целиков с обрушением налегающих пород в условиях Миргалимсайского месторождения показана на рис. II. Данный способ извлечения части руды из целиков на отдельных участках рудного тела предусматривает локальное или полное обрушение пород кровли. Предварительные расчеты выемки целиков этим способом показывают, что на площади блока

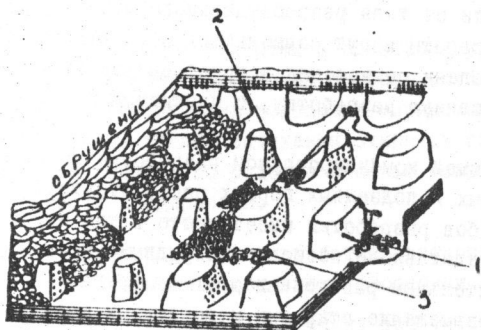


Рис.11. Технологическая схема обработки целиков с обрушением налегающих пород:

- 1 - самоходная буровая каретка типа "Параматик";
- 2 - дистанционно управляемый бульдозер типа БДЛУ-2;
- 3 - погрузочно-доставочная машина типа *TORO-350* или ДК-2,8 Д

при средней мощности рудного тела 5,0 м из оставленных в целиках запасов (30% потерь) можно дополнительно извлечь до 60% руды [7].

## 5. КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

### 5.1. Введение

В зависимости от типа разрабатываемого месторождения открытые и подземные работы могут совмещаться и во времени, и в пространстве. По степени совмещения в пространстве необходимо различать комбинированную разработку, с частичным и полным совмещением.

При независимой комбинированной разработке совмещение в пространстве открытых и подземных горных работ отсутствует. Такая комбинация способов разработки имеет место в том случае, когда месторождение представлено несколькими рудными телами, расположенными на значительном расстоянии друг от друга.

Частичное совмещение открытых и подземных работ в пространстве используется при разработке месторождений, представленных или одним рудным телом, или несколькими сближенными рудными телами.

Каких-либо сложностей производства горных работ независимая или частично совмещенная комбинированная разработка не вызывает.

Основные специфические вопросы, которые при этом необходимо решать, — это использование подземных протяженных выработок для целей вскрытия, транспортирования руды, вентиляции и водоотлива нижних горизонтов карьера.

Наибольшую сложность при производстве горных работ вызывает полное совмещение в пространстве открытых и подземных работ. При этом в зависимости от периода (времени) совмещения комбинированная разработка может быть одновременная или последовательная.

### 5.2. Последовательная комбинированная разработка месторождения открытым способом с последующим переходом на подземный

Такая последовательность разработки месторождения является логичной. Она не требует каких-либо специальных инженерных мероприятий при проведении горных работ, но требует строгой увязки выполнения открытых и подземных работ во времени и пространстве и четкого выполнения графика восполнения выбывающих мощностей карьера подземными работами.

Переход с открытой разработки на подземную осуществляется в течение длительного времени, когда себестоимость добычи открытым способом становится равной или выше, чем себестоимость добычи руды подземным способом.

Во время совмещения открытых и подземных горных работ необходимо строго соблюдать требования безопасности и последовательность перехода с открытых на подземные горные работы в соответствии с календарным планом затухания открытых горных работ и ввода мощностей подземного рудника с целью сохранения производственной мощности предприятия.

### 5.3. Одновременная разработка месторождения открытым и подземным способами

Одновременно открытые и подземные работы ведутся на значительном числе предприятий, главным образом, на предприятиях по добыче относительно ценных руд цветных металлов (медь, цинк, свинец, полиметаллы).

Одновременная комбинированная разработка месторождения позволяет: максимально интенсифицировать разработку месторождения; в более короткий срок развить необходимую производительность рудника; обеспечить более полное извлечение запасов руд, а также дополнительно вовлечь в разработку значительное количество бедных руд; в большинстве случаев значительно повысить эффективность капитальных вложений.

К основным условиям, характеризующим целесообразность применения одновременной разработки месторождения открытым и подземным способами, относятся:

- необходимость быстрого вовлечения запасов месторождения в отработку (острая потребность народного хозяйства в данном полезном ископаемом);
- преимущественно гористый рельеф поверхности;
- ограниченные, как правило, размеры месторождения при больших запасах руды;
- наличие на нижних горизонтах более богатых и ценных руд.

При одновременной разработке месторождения вскрытие шахтного и карьерного полей осуществляется за редким исключением по независимым схемам.



При одновременной разработке месторождения открытым и подземным способами для обеспечения безопасности работ на подземных горных работах должны, как правило, применяться системы с закладкой.

При подземной разработке месторождения под дном карьера (разработка крутопадающих рудных тел) должны применяться системы, исключаящие значительные деформации налегающих пород. Такими могут быть системы с твердеющей закладкой, выборочная отработка камер с последующим вводом сухой гидравлической закладки, если в последующем междукамерные целики будут отработаны открытым способом.

При отработке пологих и наклонных рудных тел на подземных работах могут применяться системы с обрушением и с открытым выработанным пространством при условии, что открытые работы будут несколько опережать подземные на границе с зоной обрушения.

При этом необходимо, чтобы зона обрушения (правильнее зона деформации) над подземными работами развивалась к борту карьера.

#### 5.4. Разработка месторождения подземным способом с последующим переходом на открытые горные работы

Такая необычная на первый взгляд последовательность в деятельности имеет объективные причины. Основными из них являются: быстрое снижение проминимума на большинство полезных ископаемых, вызванное как истощением запасов богатых руд, так и непрерывным ростом объемов добычи (рост составляет примерно 6-8% в год); опережающее развитие техники открытых горных работ, в первую очередь за счет роста единичной мощности оборудования, вовлечение в отработку новых, ранее не использованных полезных ископаемых; повышенная опасность и сложность разработки месторождений ряда руд подземным способом (например, серноколчеданных, серных и др.).

Указанные причины - особенно первые две - способствуют расширению границы открытых горных работ. При этом из-за снижения бортового содержания могут резко возрасти запасы руды на верхних горизонтах разрабатываемого подземным способом месторождения и, следовательно, уменьшается коэффициент вскрыши ( $m^3/m^2$ ;

м<sup>3</sup>/т) на этих горизонтах; а опережающее развитие техники открытых горных работ способствует увеличению экономически целесообразного коэффициента вскрыши.

Надо полагать, что переход с подземных на открытые горные работы при разработке ряда месторождений имеет место не только в настоящее время, но и будет в обозримой перспективе.

Под одновременной комбинированной разработкой следует понимать разработку месторождения открытым и подземным способами с начала его эксплуатации.

Наиболее логичной последовательностью разработки месторождения с большой глубиной залегания и распространения является первоначальная открытая разработка с последующим переходом на подземную, но возможна и обратная последовательность. При переходе с открытых работ к подземным или наоборот с подземных к открытым в какой-то промежуток времени (иногда очень большой) имеет место совмещение их во времени и пространстве. Однако необходимость такой одновременности возникает не с начала, а в какой-то период разработки месторождения. В силу указанного такую комбинированную разработку месторождения будем называть последовательной.

В соответствии с вышеизложенным, в зависимости от очередности проведения открытых и подземных горных работ и степени их совмещения комбинированная разработка может осуществляться:

- последовательно, в этом случае месторождение в первый период разрабатывается открытым способом с последующим переходом на подземный способ, или же месторождение в первый период разрабатывается подземным способом с последующим переходом на открытый способ;

- одновременно, при этом месторождение разрабатывается и открытым, и подземным способами с начала его разработки.

Независимо от последовательности комбинированной разработки при совмещении открытых и подземных горных работ должно обязательно выполняться условие обеспечения безопасности ведения работ как в карьере, так и на руднике.

Все инженерные решения при комбинированной разработке должны быть в первую очередь подчинены выполнению этого требования.

В отечественной практике переход с подземного способа к

открытому осуществлен на Шеленском никелевом, Блявинском медно-колчеданном, Хайдарканском ртутном, Каджаранском, Тырнауазском и других месторождениях.

При таком способе разработки месторождений технологический процесс на карьере осложняется из-за наличия подземных выработок, в зоне которых приходится вести открытые горные работы. Особенности открытых работ в этом случае определяются технологией подземных работ. Наличие в контурах карьеров подземных камер, заполненных закладкой, обычно не вызывает серьезных изменений технологии, так как закладка при хорошем заполнении камер гарантирует безаварийную работу карьерного оборудования и требует только дополнительных затрат средств на ее уборку. В этом случае необходимо соблюдать календарный график затухания подземных горных работ и ввода мощностей карьера с целью сохранения производительности предприятия.

Если при подземной разработке месторождения применялись системы с открытым выработанным пространством и закладка камер не производилась (Хайдарканское, Златоуст-Беловское, участки Норильского месторождения в районе рудника "Таймырский", Никитовское месторождения и др.), то открытые работы над камерами возможны лишь при своевременном обнаружении пустот и их систематической локализации, а также выборе такой толщины потолочин, которая гарантирует полную безопасность работ для людей и карьерного оборудования (методика расчета безопасной толщины потолочин приведена ниже).

Способы обнаружения подземных пустот. Границы подземных пустот в плане определяются:

а) по результатам анализа имеющейся в наличии маркшейдерской документации, при этом может использоваться метод экстраполяции, учитываться расположение воронок провала и рудных тел, и по выходам старых выработок на поверхность уступов;

б) буровыми работами (скважинами), которые для определения места расположения и границ пустот ведутся по специальным проектам. Сетка расположения скважин должна соответствовать размерам камер, принятых при подземной разработке, с таким расчетом, чтобы все очистные выработки были зарегистрированы буровыми скважинами с достаточной точностью. Наиболее часто применяется сетка разведочных скважин 6х6 м при глубине их до 70 м.

Недостатки бурового способа обнаружения пустот являются опасность провала в пустоты буровых снарядов, станков и людей, большие затраты на буровые работы (в дальнейшем используется 0,7-0,9 скважин для обрушения потолочины) причем 1 м скважины стоит 2,0-3,0 руб.; низкая точность оконтуривания пустот (подготовительные выработки могут остаться вообще не обнаруженными буровой разведкой);

в) геофизическими методами: звуко- и радиолокацией, магнитометрическими и гравиметрическими методами.

Локализация обнаруженных пустот производится как путем заполнения их сухой или гидравлической закладкой, так и обрушения потолочин, оставляемых между дном карьера и кровлей пустоты (полости).

Закладка может осуществляться из подземных выработок, через скважины и специальные шурфы, которые необходимо проходить с горизонтов карьера. Для применения гидрозакладки необходимо бурение серии закладочных скважин. Некоторые камеры могут закладываться пустой породой, выдаваемой при подземных работах. Для закладки камер через шурфы возможно использование пустых пород, выдаваемых из карьера. Для обеспечения полноты закладки нужно, чтобы разгрузочные устройства располагались выше свода камеры. Кроме того, требуется проходка специальных выработок для транспортирования пустых пород к камере. Для обеспечения полноты заполнения необходимо производить дополнительную забутовку верхней части камеры, так как в противном случае потолочина камеры лишается опорной поверхности.

Таким образом, локализация полостей закладкой требует проведения специальных выработок, усложняющей организацию и подземных, и открытых горных работ, и увеличивает себестоимость добычи руды, поэтому этот способ применяется реже.

Чаще всего локализацию полостей проводят путем обрушения потолочин, которое производят взрыванием скважин, выбуриваемых со дна карьера. Причем только часть скважин проходят сквозными для уточнения толщины потолочины, остальные скважины недобуривались на 1,0-1,5 м до кровли полости. Заряжение и взрывание скважин производят обычным способом.

Локализации пустот обрушением потолочины применяется на Хайдарканском карьере, карьере "Медвежий ручей" Норильского ГМК

и на других рудниках.

Параметры буровзрывных работ определяют с учетом размера потолочины (рис.12).

Объем потолочины  $V_n$  (по данным наблюдений) при расположении скважин в контуре площади  $BL$  может с достаточной точностью предварительно определяться как объем прямоугольной усеченной пирамиды. В данном случае:

$$V_n = 0,333 h_n (BL + BL + \sqrt{BL \cdot BL}), \text{ м}^3 \quad (8)$$

Общий вес зарядов в скважинах  $Q$ , определяемый с учетом удельного расхода  $q$ , установленного для данных пород при взрывании на уступах, и коэффициента  $K_{вв}$  (отношение фактического удельного расхода  $ВВ$  к нормативному на обычных уступах):

$$K_{вв} = (0,8 + 1,225),$$

отсюда

$$Q = V_n \cdot q \cdot K_{вв}. \quad (9)$$

Общее количество скважин определяется по формуле

$$P = \frac{BL}{S},$$

где  $S$  - площадь массива, приходящаяся на одну скважину,  $\text{м}^2$ ,  
 $S = a^2$ .

Величина заряда в скважине

$$P_3 = \frac{Q}{P \cdot \Delta}, \quad (10)$$

где  $\Delta$  - вместимость  $\text{т}$  скважины.

Как показала практика, разрушение потолочин взрывами серий колонковых зарядов в скважинах дает наиболее благоприятные результаты, если мощность потолочины не превышает 30 м, так как при посадке потолочин большей мощности часто происходит прострел скважин.

После производства массовых взрывов потолочины погрузка горной массы обычно производится с горизонта, расположенного ниже площадки, с которой производилось бурение, т.е. соблюдается такой же порядок отработки уступов, какой принят при обычной организации горных работ.

Основные организационно-технические мероприятия при работе людей и оборудования над подземными незаложенными камерами:

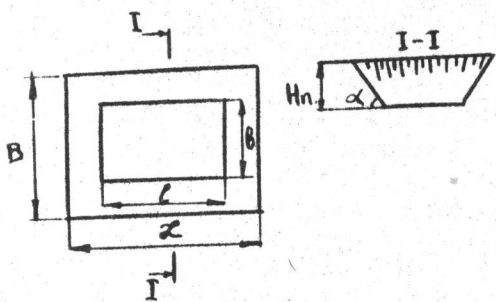


Рис.12. Схема и определение параметров потолочины



погашение подземных пустот массовыми взрывами серии скважин должно осуществляться по специальному проекту; локальные проекты составляются на каждую посадку, где указываются контуры обрушаемого массива, объем бурения, вес зарядов в скважинах, параметры БВР;

границы опасной зоны указываются на всех горизонтных планах, выносятся в натуру и отмечаются опознавательными знаками.

При локализации пустот путем обрушения очень важно определить ее толщину, обеспечивающую безопасную работу людей и обводования в карьере, а также последующую эффективность открытых горных работ.

Для определения большой толщины потолочины применяется несколько методов. Широко применяются методы расчета безопасной толщины потолочины на основе коэффициента разрыхления пород при их обрушении. В этом случае обрушение потолочины над камерой без нарушения поверхности будет иметь место тогда, когда потолочина при ее обрушении обеспечит заполнение камеры:

$$H_n \geq \frac{H_k}{K_{раз} - 1}, \text{ м}, \quad (II)$$

где  $H_n$  - безопасная толщина потолочины, м (см.рис.12);  
 $H_k$  - высота камеры; м;  $K_{раз}$  коэффициент разрыхления налегающих пород.

Зависимость (II) применима при высоте камер  $H_k$  до 10 м, при камерах большей высоты толщина потолочины получилась бы неоправданно большой.

Безопасные размеры потолочины можно определять, исходя из параметров свода обрушения (теория проф.М.М.Протодьяконова).

Известно, что высота свода обрушения зависит от ширины выработки и физико-механических свойств налегающих пород. Основываясь на этом положении, высота свода может быть вычислена по формуле

$$h_{св} = \frac{B}{2} \cdot \text{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (I2)$$

где  $B$  - ширина выработки, м;  $\alpha$  - угол наклона линии, соединяющей пятю свода с его наивысшей точкой (см.рис.12).

Исходя из выражения (I2), безопасная толщина потолочины

определяется по формуле

$$H_n = K \frac{B}{2} \cdot t g \alpha, \text{ м}, \quad (13)$$

где  $K$  - коэффициент запасов прочности потолочины,  $K = 2-3$ .

Рассматривая потолочину как толстую балку с заделанными концами, можно применить для расчета безопасной толщины потолочины методы теории сопротивления материалов:

$$M_{изг.} = \frac{(\gamma H_n + q) l_y^2}{12}, \quad (14)$$

где  $M_{изг.}$  - изгибающий момент;  $\gamma$  - плотность налегающих пород,  $\text{кН/м}^3$ ;  $q$  - рассредоточенная нагрузка,  $\text{кН/м}^2$ ;

$l_y$  - длина пролета потолочины, м (длина камеры),  $l_y = B$ ;

$B$  - ширина камеры, м.

Момент сопротивления

$$W = \frac{B \cdot H_n^2}{6}. \quad (15)$$

Допустимый предел прочности балки на изгиб

$$\sigma_{доп} = \frac{M_{изг.}}{W} = \frac{(\gamma H_n + q) \cdot B^2}{26 H_n^2}, \quad (16)$$

из (16) следует, что

$$H_n = 0,25 \cdot B \cdot \frac{(\gamma B \cdot \sqrt{\gamma^2 B^2 + 8 \sigma_{доп} B \cdot q})}{\sigma_{доп} B}. \quad (17)$$

Следует, однако, отметить, что указанные расчетные методы могут служить только для прикидочных определений толщины потолочины и должны корректироваться данными практики.

Исходя из опыта разработка месторождения, толщину потолочины ( $H_n$ ) для пород выше средней крепости можно определить по нижеследующей эмпирической формуле:

$$H_n = K_k \cdot K_{тр} \cdot B, \text{ м},$$

где  $K_k$  - коэффициент крепости, принимается равным от 1 до 1,2 для пород крепостью  $f = 20$  и  $f = 10$  соответственно;

$K_{тр}$  - коэффициент трещиноватости, принимается равным от 1,1 до 1,3 для монолитных и сильнотрещиноватых пород соответственно;

$B$  - ширина камеры, м.

Наибольшую сложность и опасность представляет совмещение открытых и подземных горных работ в том случае, когда подземная разработка осуществляется системами с обрушением под дном карьера.

Работа в зоне обрушения является наиболее сложной в практике комбинированной разработки. Работа ряда карьеров на месторождении (Каджаранское, Шеленское, Брик-Флет и др.) протекает нормально, если процессы сдвижения закончились до начала открытых работ. Если процессы сдвижения продолжаются, разработка производится с соблюдением ряда мер предосторожности.

Для обеспечения эффективной и безопасной работы людей в зоне обрушения требуется установить особый режим всех производственных процессов на карьере и разработать специальные профилактические и контрольные мероприятия в зоне совместного ведения работ.

При общем плавном оседании земной поверхности возможны случаи образования провалов, которые обычно приурочиваются к участкам пересечения нескольких трещин или пересечения трещин с тектоническими нарушениями.

В пределах контура карьера выделяются три зоны, образующиеся в результате подземной разработки рудных тел месторождения: зона плавных сдвижений, зона трещин и зона обрушений.

В зоне плавных сдвижений деформации пород незначительны и не оказывают заметного влияния на устойчивость уступов. Производство работ в зоне плавных сдвижений не требует применения специальных мероприятий по обеспечению безопасности. Границы зоны определяются углом сдвижения  $\beta = 50^\circ$  и углом разрывов  $\beta'' = 60^\circ$ .

В зоне трещин в результате нарушения сплошности массива на уступах могут образовываться крупные заколы и осыпи, представляющие опасность для людей и механизмов. Границы зоны трещин определяются углом разрывов  $\beta'' = 60^\circ$  и углом обрушения  $\beta''' = 70^\circ$ .

Зона обрушения ограничивается углами обрушения  $\beta''' = 70^\circ$  и характеризуется наличием крупных трещин с раскрытием более 25 см, уступов и терасс. В зоне обрушения выделяется опасная зона возможного образования воронок, граница распространения которой определяется углами воронкообразования, равными  $85^\circ$ .

Границы всех вышеуказанных зон проводятся от нижних границ отрабатываемых блоков.

Границы вышеуказанных зон определяются службой сдвижения и ежемесячно на основании утвержденных месячных планов работ по подземному руднику показываются на всех основных планах и разрезах карьера. Границы опасной зоны должны выноситься в натуру и обозначаться соответствующими указателями или ограждаться. Знаки и ограждения должны быть хорошо видны в любое время суток. За сохранность знаков ограждения несут ответственность начальник горного участка и главный инженер карьера.

В пределах огражденного участка категорически запрещаются производство горных работ и пребывание людей и механизмов.

Одновременное производство работ в карьере и очистных подземных работ в одной вертикальной плоскости допускается в следующих случаях:

а) при этажно-камерных системах разработки - до погашения междуканальных целиков и потолочины;

б) при системе с отбойкой на подконсольное пространство - до погашения последнего верхнего слоя и потолочины;

в) при одностадийной выемке руды и отбойке на зажатую среду - до выпуска из каждого отверстия не более 20%, приходящихся на него отбитых запасов. При этом глубина слоя отбитой руды от поверхности должна быть не менее 150 м.

Интенсивность выпуска должна быть не более 600 т/сут из одного отверстия и сопровождаться засыпкой и планировкой поверхности над местом выпуска не реже 1-2 раз в сутки, а также ежедневным инструментальным контролем за скоростями оседания поверхности над выпускными отверстиями.

Опасная зона выносится в натуру и ограждается предупредительными знаками "Опасно", "Обрушение" перед погашением потолочины при камерной системе разработки и системе с отбойкой на подконсольное пространство, а также при выпуске 20% запасов отбитой руды при одностадийной системе с отбойкой в зажиме. Одновременно из опасной зоны должны быть удалены люди и все оборудование.

В случаях когда налегающие породы обрушаются за выпуском руды и обрушение прекращается практически одновременно с окончанием выпуска, открытые работы над отработанным блоком могут быть

возобновлены не ранее чем через 5 сут после окончания выпуска руды из блока при условии соответствия объемов образовавшейся воронки (с учетом коэффициента разрыхления обрушившихся пород) объему выпущенной руды. При этом инструментально зафиксированная скорость оседания поверхности в центре воронки не должна превышать 30 мм/сут.

Распоряжение о снятии опасной зоны над отработанным блоком, согласованное со службой сдвижения, дает письменно главный инженер карьера.

Перед началом работ все трещины и провалы должны быть засыпаны. При этом используется бульдозер, управляемый дистанционно или оборудованный страховочными средствами.

Службой сдвижения должен осуществляться еженедельный инструментальный контроль за деформированием массива в пределах опасной зоны в течение всего периода выпуска руды из зоны обрушения блоков. Указанный контроль проводится с целью определения скоростей оседания массива, фиксирования отклонений в процессе обрушения и прогнозирования возможного образования пустот, осуществляться с помощью фототеодолитной съемки или любым другим способом, исключающим пребывание людей в опасной зоне.

Для организации и проведения наблюдений за деформацией поверхности над отрабатываемыми блоками необходимо до начала обрушения в пределах будущей опасной зоны производить ее соответствующую подготовку, обеспечивающую съемку.

При задержке выхода воронки обрушения на поверхность после окончания выпуска запасов должна быть произведена разведка пустот с помощью скважин (при необходимости в комбинации с горными выработками). В случае обнаружения пустот вопрос об их погашении должен решаться локальным проектом, разрабатываемым проектным отделом комбината с участием службы сдвижения и утверждаемым главным инженером комбината. После погашения пустот работы над провалом разрешаются не ранее чем через 5 сут.

После погашения пустот должны быть проведены соответствующие замеры, на основании которых службой сдвижения составляется акт о результатах погашения пустот с указанием классификации зоны по безопасности работ и заключением по возобновлению и производству горных работ. Акт утверждается главным инженером комбината.

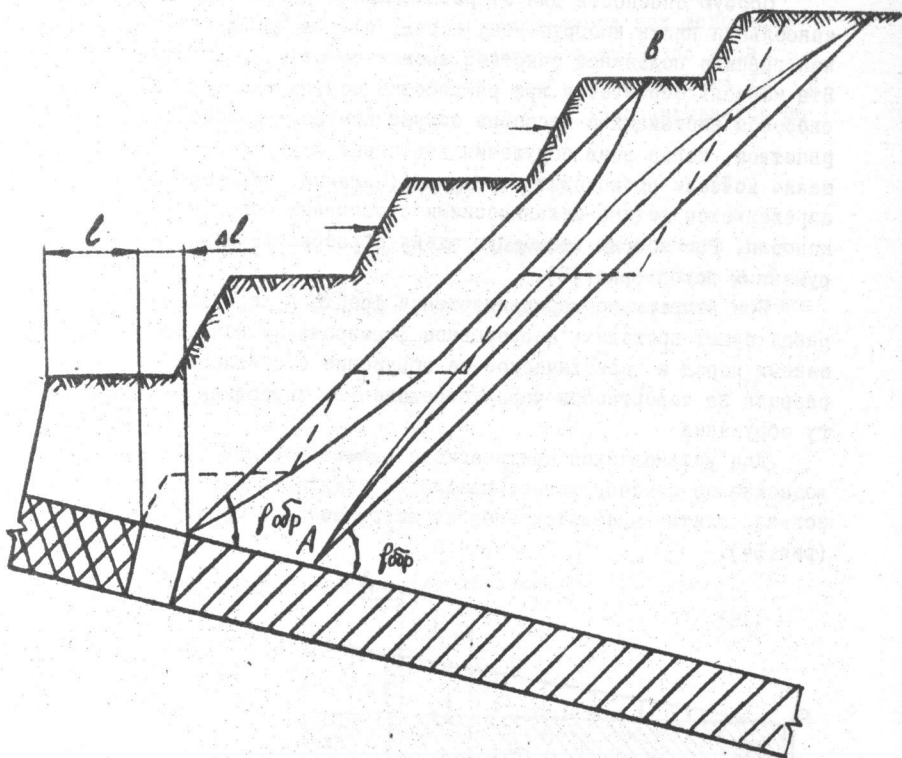


Рис.13. Схема образования консоли необрушенных пород



Особую опасность для открытых горных работ представляет консольная плита необрушенных пород, сформировавшихся на конечной границе подземной очистной выемки со стороны висячего бока. Эта консоль образуется при разработке месторождения подземным способом системами с массовым обрушением над выработанным пространством, когда зона обрушения достигает поверхности. Самообрушение консоли происходит ступенями (шагами), размеры которых определяются физико-механическими свойствами пород и толщиной консоли. Рассмотрим возможную схему образования консоли необрушенных пород (рис. I3).

При непрерывно передвигающемся фронте подземных очистных работ будет проходить непрерывное формирование консоли необрушенных пород и периодическое ее обрушение с появлением трещин разрыва на поверхности через определенные интервалы, равные шагу обрушения.

Для установления критического вылета консоли, при котором возможно ее самообрушение, предложен следующий расчет. Из консольной плиты вырезается элемент абвг, имеющей ширину  $b = 1$ . (рис. I4).

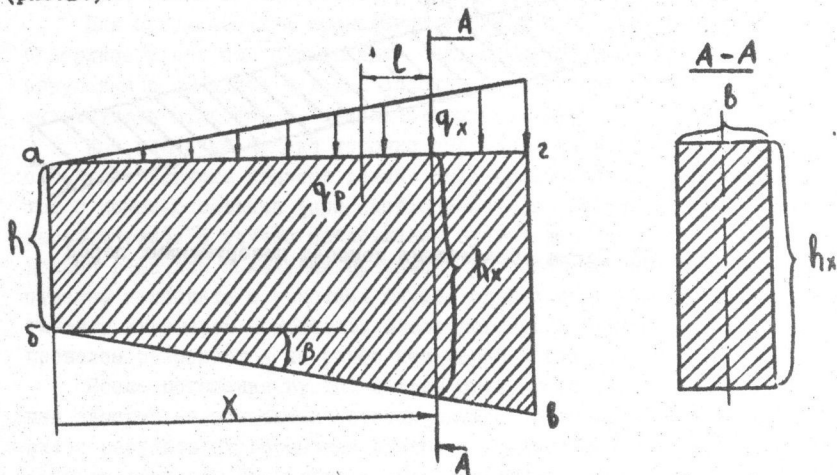


Рис. I4

Данный элемент  $ab\delta z$  представляет собой консольную балку, заделанную по плоскости  $be$  и находящуюся под действием собственного веса. Нагрузка от действия собственного веса возрастает при движении от плоскости  $ad$  к плоскости  $be$  и на расстоянии  $x$  от плоскости  $ad$  рассчитывается по формуле

$$q_x = (h + x \cdot \operatorname{tg} \beta) \cdot \gamma \cdot \gamma. \quad (18)$$

Изгибающий момент  $\mu$  равен произведению равнодействующей весовых нагрузок ( $q_{рав} = \frac{1}{2} x q_x$ ) на расстоянии  $\rho$  точки приложения равнодействующей от рассматриваемого сечения ( $\rho = 1/3 x$ ):

$$\mu = \frac{1}{2} x q_x \cdot \frac{1}{3} x = \frac{1}{6} \cdot \gamma \cdot x^2 (h + x \cdot \operatorname{tg} \beta). \quad (19)$$

Момент сопротивления

$$w = \frac{b h^2}{6} = \frac{1 (h + x \cdot \operatorname{tg} \beta)^2}{6}. \quad (20)$$

Максимальные растягивающие напряжения

$$\sigma_{max} = \frac{\mu}{w} = \frac{\gamma \cdot x^2}{h + x \cdot \operatorname{tg} \beta}. \quad (21)$$

Решая (21) относительно  $x$ , получим

$$x = \frac{\sigma_{max} \operatorname{tg} \beta \pm \sqrt{\sigma_{max}^2 \operatorname{tg}^2 \beta + 4 \gamma \cdot h \cdot \sigma_{max}}}{2 \gamma}, \quad (22)$$

с другой стороны

$$\sigma_{max} = \frac{\sigma_{раз}}{K_1},$$

где  $\sigma_{раз}$  - разрушающие нагрузки для данной породы;  $K_1$  - запас прочности.

При систематическом выпуске руды из подземных блоков распространение обрушения до поверхности происходит равномерно на достаточной площади, благодаря чему консоль, лишенная опоры, самообрушается.

Поскольку самообрушение консоли неизбежно, участок карьера,

находящийся вблизи трещин разрыва со стороны коносола, представляет серьезную опасность для людей и оборудования. Как установлено, шаг обрушения равен 25-40 м и существенно зависит от трещиноватости пород. Для определения пустот с горизонтов карьера применяются установки для прозвучивания горных пород.

Основные мероприятия по технике безопасности в зоне обрушения следующие:

1. Совместная разработка должна осуществляться по специально утвержденному техническому проекту.

2. На месторождении должны быть организованы маркшейдерские наблюдения за характером сдвижения горных пород и установлены основные параметры и закономерности формирования зоны обрушения. При этом необходимо закладывать контрольные скважины, оборудованные глубинными реперами. В ряде случаев целесообразно контрольные скважины проходить из соответствующих подземных выработок.

3. Необходим строгий режим выпуска руды из блоков при разработке месторождений системами с массовым обрушением.

4. Все работники рудника, которые будут находиться в зоне обрушения, обязательно должны пройти специальный инструктаж по безопасным методам работы.

5. Буровзрывные работы на подземных и открытых горных работах должны производиться по согласованному графику. После взрыва в подземных выработках берут пробы воздуха (при наличии стойки подземных и открытых горных работ).

6. При массовых взрывах в карьере для предотвращения проникновения газов в горные выработки через обрушение и трещины вентиляция подземного рудника должна осуществляться нагнетательным способом не менее 2 ч после взрыва, при этом всасывающие вентиляторы реверсируются или останавливаются. В случае необходимости устанавливаются дополнительные вентиляторные двери и переключки для создания надежного нагнетательного режима проветривания.

7. Работы в зоне обрушения (в интервале углов  $70-85^{\circ}$ ) разрешается производить при скорости оседания поверхности не более 20 мм/сут.

При этом должны соблюдаться следующие правила:

а) в зоне обрушения запрещается пребывание рабочих и ИТР.

не связанных непосредственно с производством горных работ и на-  
блюдением за сдвижением поверхности;

б) воспрещается передвижение людей по незасыпанным и не-  
спланированным участкам поверхности обрушения;

в) перед производством подземных массовых взрывов все люди  
и оборудование из зоны обрушения должны быть удалены. Возобнов-  
ление работ в зоне допускается не ранее чем через 6 ч после  
взрыва и при предварительном осмотре рабочих мест горным над-  
зором;

г) в темное время суток рабочие места должны освещаться;

д) все рабочие и ИТР карьера, работающие в зоне обрушения,  
должны быть ознакомлены под расписку в правилах поведения в зо-  
не и планом ликвидации аварий.

#### 5.5. Опыт комбинированной разработки месторождений

##### 5.5.1. Последовательная разработка

Никелевое месторождение Каула расположено на южном склоне  
горного хребта. Промышленное рудное тело имеет пласто-линзооб-  
разную форму и падает на юг под углом  $30-40^{\circ}$  (рис.15).

Руда и вмещающие породы вполне устойчивы, коэффициент кре-  
пости по шкале проф.М.М.Протодьяконова пород 10-12 руд 8-II,  
коэффициент разрыхления 1,5. Средний объемный вес руд  $3,2 \text{ т/м}^3$ ,  
пород  $2,7 \text{ т/м}^3$ . Мощность рудного тела от 25 до 80 м, длина по  
простираанию до 680 м.

До 1953 г. месторождение разрабатывали подземным способом.  
Незначительную часть руды добывали с поверхности системой воро-  
нок с мелкошпуровой отбойкой.

Месторождение вскрыто капитальной штольней, вертикальным  
и двумя наклонными стволами.

Штольня длиной 2967 м пройдена на уровне VI горизонта в  
породах лежачего бока.

Основной вертикальный ствол глубиной 209 м пройден на 9 м  
ниже горизонта штольни. Наклонный вспомогательный ствол длиной  
352 м пройден в лежачем боку рудного тела под углом  $40^{\circ}$ .

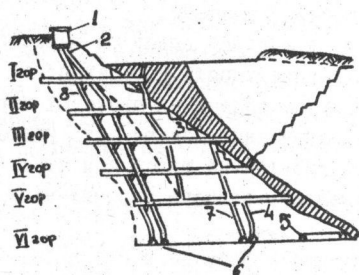


Рис.15. Схема вскрытия и разработки месторождения Каула:  
 I - дробильная установка; 2 - рудоспуск № I; 3 -  
 восстающий № 4 для перепуска пород; 4 - рудоспуск  
 № 3; 5 - штольня; 6 - квершлагаи; 7 - рудоспуск  
 № 2; 8 - рудоспуск № 5

Эксплуатационные горизонты соединены между собой четырьмя капитальными рудоспусками (см.рис.15).

На подземных работах применяется система разработки горизонтальными слоями с закладкой. Очистные камеры шириной 9 м располагают вкрест простиранья рудного тела, ширина междукамерных целиков 7 м.

На выбор системы разработки решающее влияние оказали ценность руды и устойчивость руды и пород, допускающих на длительное время обнажения кровли камер до 700 м<sup>2</sup>.

Схема горных работ в очистной камере показана на рис.16. Оригинально организованы двухслойная отбойка и закладка камер. При этом достигнуты высокие технико-экономические показатели по системе - производительность труда забойного рабочего составляет 4-4,5 м<sup>3</sup>/смену.

В качестве закладочного материала используют вскрышные породы карьера и породы от проходки полевых подземных выработок.

Породу вскрыши перевозят автомашинами ЯАЗ-210Е от экскаваторов до специальных выработок, по которым ее перепускают на ниже-

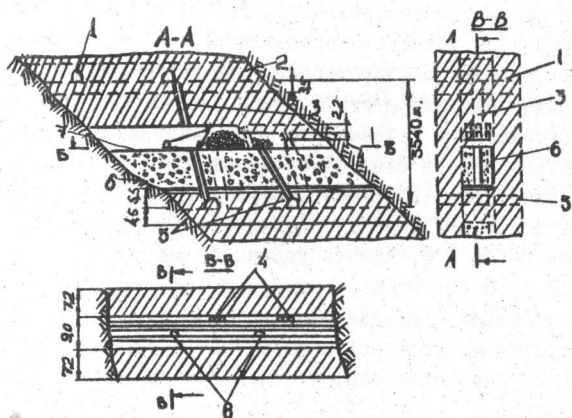


Рис.16. Отработка камер горизонтальными слоями с закладкой:

- 1 и 5 - соответственно верхние и нижние откаточные штреки;  
 2 - надштрековый целик; 3- закладочный восстающий;  
 4 - ходовые восстающие; 6- рудоспуски; 7- настил



лежащие горизонты.

При планировке поверхностного слоя закладки применяют градуированные шлаки металлургического завода, доставляемые по капитальной штольне к вертикальному стволу.

При сравнении технико-экономических показателей возможных вариантов разработки месторождения была установлена целесообразность применения открытого способа разработки для верхней части месторождения и подземного — для нижележащих горизонтов.

Параметры карьера следующие: проектная глубина 153 м; угол погашения борта  $45^{\circ}$ , угол откоса уступа  $65^{\circ}$ , предельный коэффициент вскрыши 7,9 м<sup>3</sup>/т, средний коэффициент вскрыши 4,8 м<sup>3</sup>/т, ширина бермы 4 м. Высота уступа 10-12 м.

Начиная с 50 м в карьере добывают руду из междукамерных и междуэтажных целиков, предварительно удаляя закладку из камер.

При бурении уступов над подземными выработками скважины располагают с таким расчетом, чтобы взорванной горной массой погасить пустоты.

При подходе к подземным выработкам бурение и взрывание скважин производят согласно специальным паспортам, а вертикальные и наклонные выработки, выходящие на рабочие уступы, засыпают рудой или породой.

Всю руду, добываемую в карьере, транспортируют автосамосвалами к дробильной установке и далее по рудоспускам № 1 и 5 на капитальную штольню и обогатительную фабрику.

Открытым способом добывают до 45% запасов месторождения. Причем первые 11-12 лет с начала строительства карьера намечено вести открытые и подземные работы совместно, а начиная с 14-го года — только подземные.

Норильское медно-никелевое месторождение представлено пластообразной залежью с углом падения от 6 до  $20^{\circ}$ . Мощность оруденелых габбро-диабазов колеблется от 6 до 90 м. На участках выклинивания угол падения рудного тела доходит до  $40-50^{\circ}$ .

Особенностью месторождения является залегание богатых сульфидных жил в нижней части общего массива вкрапленных руд. Жилы мощностью от 8 см до 10 м залегают на глубине 200 м и более, тогда как толща покрывающих безрудных диабазов и габбро-диабазов над основным рудным телом колеблется в пределах 120-200 м и с

глубиной достигает 300 м.

Руды и породы месторождения крепкие и вязкие, крепость 10-15.

Так как разница в содержании металлов в жильных и вкрапленных рудах значительна, то было установлено, что валовая разработка их неэкономична. Поэтому было принято решение об отработке жильных руд подземным способом, а вкрапленных открытым. Северную часть месторождения отработывают подземным рудником "Таймырский" и карьером "Угольный ручей", южную часть залежи - подземным рудником "Заполярный" и карьером "Медвежий ручей".

Подземные работы первоначально вели камерной системой разработки. Однако в 1958 г. из-за преждевременного разрушения междукамерных целиков перешли на систему блокового принудительного обрушения.

При камерной системе разработки ширину камер принимали равной 11-15 м, междукамерных целиков - 4-5 м, барьерных (ленточных) целиков - 5-6 м. Высота выработанного пространства колеблется от 1,5 до 10 м.

Вначале камеры закладывали сухим материалом. В дальнейшем от закладки камер отказались.

Более эффективной оказалась система блокового принудительного обрушения, так как достигается более полное извлечение запасов и облегчается управление горным давлением.

Отработка запасов принята в две стадии. Первоначально отработываются компенсационные камеры длиной 40-50 м и шириной 15 м, затем обрушаются междукамерные и барьерные целики.

Большое горное давление весьма существенно осложняет ведение горных работ. Этому в значительной степени способствуют пологое залегание рудного тела и интенсивная трещиноватость горных пород.

Вопросам управления горным давлением в первые годы эксплуатации рудника не уделяли должного внимания. Самообрушений покрывающих габбро-диабазов не происходило, а выработки для принудительного обрушения налегающих пород или не проходили или проходили с большим спозданием. В результате горное давление систематически возрастало и приводило к разрушению целиков и горизонтов выпуска.

Первая посадка кровли была произведена в конце 1954 г. Сос-

редоточенными зарядами были обрушены породы площадью более 10 тыс. м<sup>2</sup>, толщиной 17 м, но предварительно, с опережением на 2 с, было разрушено восемь междукамерных целиков.

Спустя 6-7 месяцев горное давление резко увеличилось и привело к полному разрушению целиков и выработок горизонта скрепления в соседних блоках. Через год после посадки кровли на поверхности появились трещины и она осела. Давление в соседних блоках стало нормальным.

Фронт очистных работ на подзаемном руднике перемещается на север, а уступы карьера развиваются в южном направлении. Таким образом, уступы карьера последовательно попадали в зону обрушения.

Для безопасной работы людей и оборудования велись специальные наблюдения за характером обрушения пород, в результате чего установлено, что после выхода воронки обрушения на поверхность дальнейшее ее развитие происходит с образованием консольного зависания пород.

Обрушению предшествует образование зоны трещин, которая находится за зоной плавных сдвижений. Переход зоны плавных сдвижений в зону трещин продолжается 7-9 месяцев.

Установлено также, что в процессе обрушения (особенно в начальной стадии) в нижней части массива покрывающих пород образуются пустоты высотой 10-12 м. Коэффициент разрыхления обрушившихся пород составляет 1,09-1,10. В связи с этим состояние пустот и развитие процесса обрушения систематически контролируются бурением специальных скважин с уступов карьера на глубину 60 м.

Если по каким-либо причинам обрушение пород задерживается, обнаруженные пустоты погашают взрыванием комплектов скважин, пробуренных с уступов карьера.

Ленингорское полиметаллическое месторождение. Ленингорская группа месторождений находится в пределах тектонического блока. Породы собраны в антиклинальные складки северо-западного направления. Рудные тела представляют собой линзообразные залежи, расположенные главным образом в верхних, купольных частях складки (рис. 17).

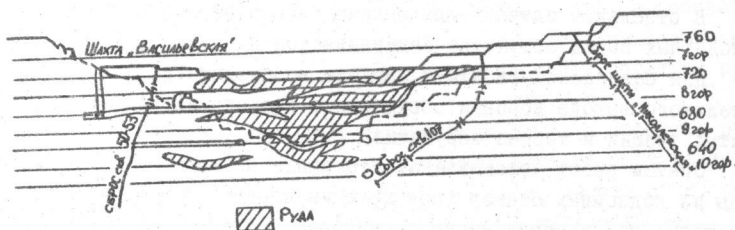


Рис.17. Схема разработки Лениногорского месторождения

Месторождения сложены в основном микрокварцитами, глинистыми и известково-глинистыми сланцами и туфами. На северном участке в значительной степени развиты кварц-баритовые породы.

Кварц-баритовые породы, микрокварциты и кварцевые кератофиры крепостью I4-I8, устойчивые и плотные, при отбойке откалываются крупными глыбами.

Глинистые и известково-глинистые сланцы, а также красно-зеленые туфы обладают меньшей крепостью, менее устойчивы и характеризуются ясно выраженной слоистостью.

Верхнюю часть месторождения отрабатывают Андреевским карьером, имеющим следующие основные проектные параметры: максимальная глубина 280 м, средняя 180 м; углы откоса бортов от 28 до 42°; углы откоса уступов в скальных породах 60°, в наносах 35°, высота уступов 10 м.

Скважины бурят ударно-канатными и шарошечными станками. Руду и породы транспортируют большегрузными автосамосвалами.

Интересен редко встречающийся в практике горных работ опыт работы Андреевского карьера в зоне обрушения пород.

В нижнем борту карьера на глубине от 30 до 80 м его уступов ведут очистные работы подземным способом системой блокового принудительного обрушения.

При обрушении блоков и последующем выпуске руды происходит

обрушение налегающих пород с выходом в карьер значительных по размеру воронок обрушения.

В отдельных случаях при наличии в кровле блоков крепких монолитных пород обрушение задерживается и происходит внезапно.

Для безопасной работы в карьере необходимо добиваться обязательного выхода воронки обрушения в карьер или появления раскрытых трещин и террас обрушения.

Опытом работ установлено, что после прекращения выпуска руды из подземных блоков (при наличии воронки обрушения) процесс сдвижения пород практически прекращается спустя 10-20 мес и работы в зоне обрушения становятся безопасными.

Однако работы в зоне обрушения могут быть начаты значительно раньше, если ускорить обрушение пород принудительным обрушением налегающей толщи. Так, над блоком № 3 вскрышные работы были начаты спустя 3 мес после окончания выпуска.

При работах над обрушенным пространством основные технологические затруднения связаны с нарушенностью массива, снижающей эффективность буровзрывных работ и предопределяющей повышенную кусковатость пород вскрыши. В связи с этим несколько усложняется и эскавация.

С другой стороны, объемы вскрышных работ в карьере в этом случае несколько уменьшаются за счет вовлечения пород в зону обрушения, выходящую за предельный контур карьера.

Разработка в зоне больших воронок производится с оставлением по их контурам предохранительного гребня, который отрабатываются нижележащими уступами. Воронки небольших размеров предварительно засыпают породой.

#### 5.5.2. Одновременная разработка месторождений

Гайское месторождение медно-цинковых руд представлено пятью рудными залежами с общим простиранием более 3 км. Разрабатываются в основном два рудных тела (№ 1 и 3). Вмещающие породы и руды достаточно устойчивы (крепость от 6 до 15). Залежь № 3 неправильной пластообразной формы. Мощность от 2 до 180 м. Рудные тела залегают на глубине от 74 до 542 м. Проектная глубина карьера 380 м, наибольший размер по поверхности составляет 1250 м.

Высокое содержание металлов в руде обусловило высокую рен-

табельность подземных горных работ, поэтому месторождение решено обрабатывать комбинированным способом. Это позволило за короткое время развить необходимую производительность и добывать руду одновременно со строительством рудника. Подземные работы ведут на глубине 170-260 м на участках с наиболее богатыми рудами (рис.18).

Рудные тела обрабатывают камерной системой с отбойкой руды из подэтажных штреков. Камеры располагают вкрест простирания рудного тела, ширина камер и целиков по 15 м, высота от 20 до 60 м. Руду отбивают глубокими скважинами диаметром 100 мм.

Поскольку подземные работы ведут под дном действующего карьера, причем обрабатываемые камеры расположены в проектных контурах карьера, то образованные пустоты закладывают.

Первоначально камеры закладывали тонкомолотыми гранулированными доменными шлаками. С 1962 г. в связи с намеченными мероприятиями по обработке междуканнерных целиков камеры стали закладывать твердеющей закладкой, которая поступает из карьера по скважинам, пробуренным непосредственно в кровлю камер.

Закладку готовят на заводе и транспортируют до скважин автосамосвалами. Одна скважина пропускает до 400 м<sup>3</sup> закладки в сутки.

Стоимость 1 м<sup>3</sup> уложенной в камеру закладки составляет 6-10 руб.

Обработка руд подземным способом в пределах контура будущего карьера намечена до тех пор, пока целик между карьером и камерами будет не менее 30-40 м. После этого подземные работы на этом участке должны быть прекращены и руда будет добываться только открытым способом.

#### Апатито-нефелиновое месторождение Расвумчорр

Месторождение апатито-нефелиновых руд "Апатитовый цирк" представлено пластообразной залежью мощностью от 10 до 120 м (в среднем 60 м), углом падения 30° и простиранием более 2000 м. Крепость руд 6-10, вмещающих пород 8-12.

Месторождение вскрыто капитальной штольней, по которой руду как из подземного рудника, так и из карьера транспортируют на обогатительную фабрику. В капитальную штольню руда поступает по



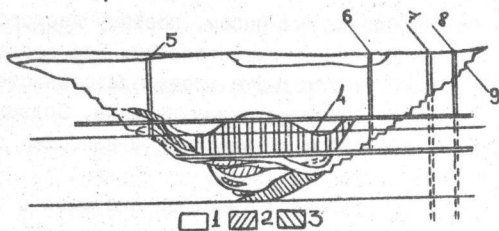


Рис.18. Совместная разработка Гайдского месторождения:  
 1 - медный и медно-цинковый колчедан; 2 - серный колчедан; 3 - прожилково-вкрапленные руды; 4 - камеры;  
 5 - вентиляционный ствол; 6 - разведочно-эксплуатационный ствол; 7 - основной ствол; 8 - вспомогательный ствол; 9 - проектный контур карьера

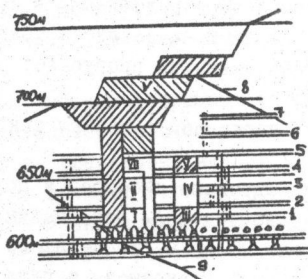


Рис.19. Совместная разработка месторождения "Апатитовый цирк":  
 I-7 - буровые горизонты; 8 и 9 - соответственно верхняя и нижняя границы рудного тела (римскими цифрами обозначены месяцы отработки частей рудного тела в 1964 г.)

рудоспускам с высоты 140-160 м.

На подземном руднике "Расвумчорр-цирк" применяют вариант системы этажного принудительного обрушения с одностадийной отбойкой руды горизонтальными глубокими скважинами диаметром 100 мм. Высота этажа 70 м, длина блоков (по простиранию) 60-70 м.

Совмещение открытых и подземных работ показано на рис.19.

Для обеспечения нормального ведения работ в карьере после обрушения подземного блока № 10/II была сформирована отработка уступов с одновременным созданием бери безопасности шириной по 20-25 м от границ блока. Отработку уступов производили короткими полутраншеями, пройденными поперек откоса борта. После этого полутраншеи расширяли по простиранию.

Достигнутая значительная ширина фронта работ (80-100 м) позволила использовать на погрузке по два экскаватора на уступе, что обеспечило высокую интенсивность подвигания уступов (до 40-60 м/мес). За 6 мес открытые горные работы опустились на 45 м, при этом было удалено 150 тыс.м<sup>3</sup> вскрышных пород и вынута около 500 тыс.т руды.

Одновременно вели подготовку, нарезку и отработку компенсационных камер в подземном блоке № 10/II.

Когда фронт забоев карьера отодвинулся на достаточно безопасное расстояние от блока (около 100 м), была взорвана потолочина между компенсационными камерами и карьером толщиной 30 м и обрушены целики.

Перед взрывом потолочины ее обнажение составило 750-800 м<sup>2</sup>. Каких-либо осложнений в связи с одновременным выполнением горных работ в карьере и подземном руднике не отмечено. Значительную роль в этом сыграли высокая интенсификация работ и четкая их организация.

В 1964 г. на руднике открытым способом было добыто 3 млн.т, подземным - 0,6 млн.т руды.

Вишневогорское месторождение представлено серией параллельных рудных тел прожилково-вкрапленного типа, элементы залегания которых варьируют в очень широких пределах: угол падения от 15 до 85° (в среднем 15-45°); мощность от 2,5 до 8 м. Непостоянны и размеры по простиранию. Крепость руд и пород 12-14. Породы кровли

трещиноватые.

Совместная разработка месторождения открытым и подземным способами применяется для интенсификации отработки, своевременного развития фронта подземных работ к моменту окончания отработки запасов карьера, а также для того, чтобы на обогатительную фабрику поступала руда необходимых кондиций.

Сложные в горно-геологическом отношении условия усугубляются дополнительными трудностями, вызываемыми одновременным ведением горных работ в близкорасположенных жилах и в карьере над ними (рис.20).

Несмотря на эти трудности, совместную отработку месторождения ведут успешно.

Для предупреждения провалов горного оборудования карьера в подземные очистные камеры на границе открытых и подземных работ оставляется постоянный барьерный целик руды толщиной до 10-15 м. При пологом залегании рудных тел барьерные целики предварительно обрабатывают подземным способом, а образовавшиеся пустоты заполняют породами вскрыши.

Для определения толщины потолочин и оконтуривания пустот со дна карьера бурят вертикальные контрольные скважины.

На подземном руднике руду добывают в основном камерно-столбовой системой разработки. Длина камер до 80 м, ширина 10-15 м, высота от 5 до 15 м (в зависимости от мощности рудного тела). Между камерами оставляют поддерживающие целики-столбы диаметром 4-6 м. На участках с трещиноватыми неустойчивыми породами оставляют ленточные целики шириной 5-8 м.

Большое внимание на руднике уделяют снижению вредного сейсмического действия массовых взрывов.

С целью безопасной работы людей в подземных выработках, куда проникают продукты взрыва из карьера, графики работ на открытом и подземном участках смещены во времени.

На границе открытых и подземных работ вес одновременно взрываемых зарядов снижают и при взрывании везде применяют короткозамедленный способ с помощью пиротехнических замедлителей КЗДШ-58.

Влияние массовых взрывов в карьере на состояние подземных горных выработок исследовали в 1962 г. сотрудники ИГД им.А.А.

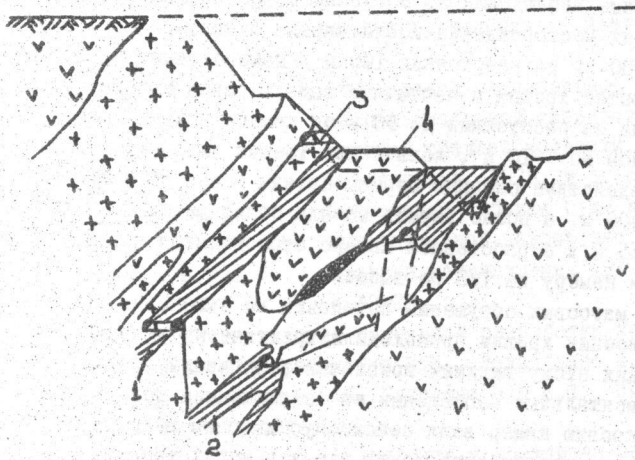


Рис.20. Совместная разработка  
 месторождения:  
 1 - жила I40; 2 - жила I40 а; 3 - проектный контур карьера; 4 - фактический контур карьера

Скочинского совместно с институтом НИИОГР и Вишневогорским рудоуправлением.

Визуальные наблюдения за состоянием кровли камер показали, что в условиях месторождения после взрыва в карьере заряда весом около 2000 кг на расстоянии 100 м в камере отмечены интенсивное раскрытие трещин и частичные вывалы пород кровли. Взрыв такого заряда на расстоянии до 50 м от камеры вызвал вывалы по кровле объемом до 5-10 м<sup>3</sup>, количество трещин увеличилось. Аналогичное воздействие оказали взрывы заряда весом 6670 кг на расстоянии 400 м, а после взрыва заряда общим весом 5600 кг на расстоянии 65 м в отработанной камере отслоившиеся породы кровли заполнили камеру на 1/3 по высоте.

Однако массовых обрушений потолочин не отмечено. Характерно, что отслоения кровли происходили практически внезапно, без предшествующих этому видимых признаков деформаций кровли.

Инструментальные наблюдения за сейсмическим воздействием взрывов на кровлю камер вели сейсмоакустическим методом. Наблюдения показали, что упругие волны взрывов могут вызвать значительные колебания в контурах потолочин и целиков. Обработка результатов инструментальных и интерпретация их по критической скорости колебания частиц массива (5 м/с) позволили установить ориентировочную зависимость сейсмического влияния взрывов зарядов ВВ от радиуса их действия:

Вес заряда ВВ, кг	7	55	185	450	870	1500	2350	3200
Радиус сейсмически опасной зоны, м.....	10	20	30	40	50	60	70	80

## ЛИТЕРАТУРА

- I. Абрамов В.Ф.,  
Волков Е.С.,  
Трошин В.П.      Повышение полноты и качества извлечения руды при повторной разработке наклонных рудных тел. - Цветная металлургия, 1977, № I, с.9-13.
2. Абрамов В.Ф.,  
Волков Е.С.      Определение рациональной высоты подэтажа при повторной разработке наклонных залежей средней мощности. - Цветная металлургия, 1978, № 9. с.8-13.
3. Абрамов В.Ф.,  
Трошин В.П.,  
Лизункин В.М.,  
Жеребцов Г.И.      Применение отбойки руды в зажиме при повторной разработке рудных зон. - Цветная металлургия, 1977, № 9, с.18-23.
4. Эффективная технология повторной разработки марганцевого месторождения /Зурабшвили Н.И., Колондадзе В.А., Туроравагашвили Т.А., Апакидзе М.П., Байрамшвили И.Ш., Цицилашвили Г.А.- Горный журнал, 1977, № 10.
5. Куликов В.В.      Совместная и повторная разработка рудных месторождений. - М.: Недра, 1965.
6. Казикаев Д.М.      Совместная разработка рудных месторождений. - М.: Недра, 1967.
7. Маленкулов С.М.,  
Гердт В.К.      Вторичная разработка Миргалинскайского месторождения. - Цветная металлургия, 1977, № 9.
8. Попов В.И.      Классификация подземных методов повторной разработки. - Изв. вузов "Геология и разведка", 1975, № 8.
9. Сагитов Т.С.      О повторной разработке Дезказганского месторождения. - Разведка и охрана недр, 1976, № I.
10. Струна М.Г.      Повторная обработка участков Никитовского месторождения подземным способом. - Цветная металлургия, 1978, № 4.
- II. Шашурин С.Л.      Повторная разработка месторождений руд цветных и редких металлов. - М.: Госгортехиздат, 1962.



12. Юматов Б.П.

Технология открытых горных работ и  
основные расчеты при комбинированной  
разработке рудных месторождений. -  
М.: Недра, 1966.

## Контрольные задания

1. Понятие о повторной разработке.
2. Факторы, обуславливающие необходимость повторной разработки месторождений.
3. Классификация запасов руд для повторной разработки от их местонахождения и физико-механического состояния.
4. Характеристика запасов руд для подземной повторной разработки.
5. Условия эффективности повторной разработки месторождений.
6. Способы вскрытия месторождений для их повторной разработки.
7. Способы добычи слежавшихся руд в ранее отработанных блоках.
8. Способы извлечения междукammerных целиков при повторной разработке пологих, наклонных и крутопадающих месторождений.
9. Особые требования безопасности при повторной разработке.
10. Понятие о комбинированной разработке.
11. Классификация способов комбинированной разработки по степени совмещения в пространстве и во времени открытых и подземных работ.
12. Последовательная открыто-подземная разработка : факторы, обуславливающие переход с подземных к открытым работам, особые требования безопасности в зависимости от степени пространственного совмещения открытых и подземных работ.
13. Последовательная открыто-подземная разработка: степень совмещения во времени и особые требования.
14. Одновременная открыто-подземная разработки: факторы, обуславливающие эффективность одновременной (совместной) разработки и особые требования к технологии.
15. Методы определения безопасной толщины потолочины между дном карьера и подземными пустотами.

3. Особые требования безопасности ведения горных работ при подземной разработке месторождений системами с массовым обрушением и при полном пространственном совмещении вскрытых и подземных **способов**

17. Способы обнаружения и ликвидации пустот (полостей) при переходе с подземных на открытые работы.

## СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
ПРЕДИСЛОВИЕ . . . . .	3
1. ПОВТОРНАЯ РАЗРАБОТКА . . . . .	4
1.1. Введение . . . . .	4
1.2. Понятие о повторной разработке . . . . .	4
1.3. Предпосылки повторной разработки . . . . .	5
2. ЗАПАСЫ РУД ДЛЯ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ . . . . .	8
2.1. Оценка запасов руд для повторной разработки	8
2.2. Классификация запасов руд для повторной разработки . . . . .	9
3. ТЕХНОЛОГИЯ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ . . . . .	12
3.1. Особенности горных работ при повторной раз- работке месторождений . . . . .	12
3.2. Вскрытие при повторной разработке месторож- дений . . . . .	12
3.3. Системы повторной разработки месторождений	13
3.4. Особенные требования техники безопасности при повторной разработке месторождений под- земным способом . . . . .	14
4. ОПЫТ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ . . . . .	16
4.1. Повторная разработка запасов руд в разрых- ленном состоянии (класс А) . . . . .	16
4.2. Повторная разработка запасов неразрыхлен- ных руд (класс Б) отдельно и совместно с разрых- ленными рудами (класс В) . . . . .	30
5. КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ . . . . .	46
5.1. Введение . . . . .	46
5.2. Последовательная комбинированная разработка месторождения открытым способом с последующим переходом на подземный . . . . .	46
5.3. Одновременная разработка месторождения откры- тым и подземным способами . . . . .	47

5.4. Разработка месторождения подземным способом с последующим переходом на открытые горные работы . . . . .	48
5.5. Опыт комбинированной разработки месторождения	63
ЛИТЕРАТУРА . . . . .	77

Виктор Филиппович АБРАМОВ,  
Сергей Александрович ТОЛСТЫХ

ПОВТОРНАЯ И КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА  
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Учебное пособие

Темплан 1990 г., поз.3-доп.

Редактор Т.Е.Белинская  
Технический редактор Т.Н.Абросимова

Л-34284 Подписано в печать 29.04.1990 г. Формат 60x90/16  
Объем 5,25 п.л. Тираж 300 экз. Цена 50 коп. Заказ № 645

---

Типография Московского горного института. Ленинский проспект, 6