

6
А 39

АКАДЕМИЯ НАУК КИРГИЗСКОЙ ССР
ОБЪЕДИНЕННЫЙ УЧЕНЫЙ СОВЕТ ПО ГЕОЛОГИИ И ГОРНОМУ ДЕЛУ

На правах рукописи

Горный инженер В.А.Тумаков

ИССЛЕДОВАНИЕ ТОРЦОВОГО ВЫЛУСКА РУДЫ ПРИ СИСТЕМЕ ПОД-
ВТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ЗАЛЕЖИ СРЕДНЕЙ МОЩНОС-
ТИ АЛТЫН-ТОПКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Специальность № 311 "Подземная разработка и эксплуатация угольных, рудных и нерудных месторождений"

А в т о р е ф е р а т

диссертации, представленной на соискание
ученой степени кандидата технических наук

Фрунза
1970

АКАДЕМИЯ НАУК КИРГИЗСКОЙ ССР
СЪЕДИНЕННЫЙ УЧЕНЫЙ СОВЕТ ПО ГЕОЛОГИИ И ГОРНОМУ ДЕЛУ

На правах рукописи

Горный инженер В. А. Тумаков

ИССЛЕДОВАНИЕ ТОРЦОВОГО ВЫПУСКА РУДЫ ПРИ СИСТЕМЕ ПОД-
ЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ЗАЛЕЖЕЙ СРЕДНЕЙ МОЩНОС-
ТИ АЛТЫН-ТОПКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Специальность № 311 "Подземная разработка и эксплуата-
ция угольных, рудных и нерудных месторождений"

А в т о р е ф е р а т

диссертации, представленной на соискание
ученой степени кандидата технических наук

Фрунзе

1970

А 39

СК

Работа выполнена в Среднеазиатском научно-исследовательском и проектно-институте цветной металлургии и Институте горного дела АН КазССР.

Научный руководитель - член-корреспондент АН КазССР, доктор технических наук, профессор

А. В. БРИЧКИН

Официальные оппоненты - доктор технических наук, профессор
Н. Г. ДУБЫНИН

кандидат технических наук
Н. В. ДРОНОВ

Ведущее предприятие - Алтын-Топканское рудоуправление Алмаатинского горнометаллургического комбината.

Автореферат разослан " I " марта 1971 г.

Защита диссертации состоится в конце мая месяца 1971 г.

на заседании Ученого Совета по геологии и горному делу АН Киргизской ССР (г. Фрунзе, проспект Дзержинского, 30).

С диссертацией можно ознакомиться в Центральной научной библиотеке АН Киргизской ССР (г. Фрунзе, проспект Дзержинского, 30).

Отзыв, заверенный печатью, просим направлять в двух экземплярах по адресу: г. Фрунзе, проспект Дзержинского, 30, Институт геологии АН КиргССР, ученому секретарю.

Ученый секретарь Совета,
кандидат геолого-минералогических наук

В. В. Малигин

В. В. МАЛЫГИН

Центральная научная
БИБЛИОТЕКА

Предусмотренное планом развития народного хозяйства увеличение производства цветных металлов при неуклонном росте производительности труда требует непрерывного совершенствования систем разработки.

Значительная часть запасов цветных металлов сосредоточена в залежах средней мощности (менее 10-15 м).

Разработка таких залежей обычно характеризуется худшими технико-экономическими показателями, чем разработка мощных залежей - большим объемом подготовительно-нарезных работ, большей трудоемкостью, более высокой себестоимостью добычи руды, большими потерями и разубоживанием.

В условиях перехода промышленности на новую систему планирования и экономического стимулирования внедрение на залежах средней мощности эффективных систем разработки, обеспечивающих повышение технико-экономических показателей до показателей разработки мощных залежей, актуально для многих рудников.

Опыт разработки месторождений цветных металлов показывает, что для выемки залежей средней мощности перспективной является система подэтажного обрушения, особенно ее варианты с выпуском руды через торцы доставочных выработок, отличающиеся малыми объемами подготовительно-нарезных работ, высокой производительностью, низкой себестоимостью добычи руды.

Одной из основных производственных операций в системе подэтажного обрушения, определяющей ее эффективность, является выпуск обрушенной руды. Выпуск определяет уровень потерь и разубоживания руды, от которых во многом зависят экономические показатели системы. Поэтому исследование закономерностей выпуска является главным вопросом при изучении системы подэтажного обрушения.

Торцовый выпуск руды из блоков изучен еще недостаточно. Данная работа рассматривает его для условий разработки крутонадающих залежей средней мощности полиметаллических руд, дробление которых при отбойке сопровождается выходом большого количества крупных кусков.

Работа выполнена применительно к условиям Алтын-Топканского рудника, однако ее основные положения и рекомендации могут иметь более общее значение.

Материалами для диссертации послужили исследования автора, работы других исследователей, литературные источники.

При выполнении работы был использован комплексный метод иссле-

довании, включающий обобщение и анализ данных практики и ранее выполненных исследований, лабораторные и промышленные эксперименты, технико-экономический анализ, методы математической статистики и корреляционного анализа.

Диссертация состоит из введения, пяти глав и выводов, изложенных на 158 страницах машинописного текста, включая 41 рисунок, 26 таблиц и список использованной литературы.

х х

Глава I посвящена обобщению практики разработки залежей средней мощности, анализу ранее выполненных работ и постановке задач исследования.

На Алтын-Топканском руднике залежи мощностью менее 10-15 м составляют до 2/3 общей длины месторождения по простиранию.

Сложная морфология таких залежей, недостаточная устойчивость вмещающих пород, а также завышенные параметры применявшейся для их разработки системы с магазинированием (высота этажа 72 м, длина блока 60 м) приводили к повышенным потерям и разубоживанию руды. Потери по отдельным блокам достигали 32-55%. Только "конструктивное" разубоживание достигало 11-21%, а общее - 30-43%. Уменьшение размеров блоков при системе с магазинированием, как показывают расчеты и опыт других рудников, не дает заметного улучшения показателей.

На других рудниках в аналогичных условиях применяют системы с закладкой, с магазинированием, подэтажного обрушения. Для систем с закладкой характерна высокая трудоемкость, низкая производительность и высокая себестоимость руды. При системе с магазинированием также высоки потери и разубоживание руды. Удовлетворительные показатели извлечения при достаточно высокой производительности и сравнительно низкой себестоимости добычи обеспечивает система подэтажного обрушения. Ее применение в условиях Алтын-Топканского рудника позволяет до минимума снизить конструктивное разубоживание.

Главным направлением совершенствования системы подэтажного обрушения в настоящее время является максимальное ее конструктивное упрощение за счет отказа от коротких тульковых выработок и увеличение интенсивности истечения руды с целью создания условий для эффективного использования высокопроизводительного оборудования.

Наиболее просто конструктивно варианты подэтажного обруше-

ния, предусматривающие выпуск руды через торцы выработок, особенно варианты с послойным выпуском. При этих вариантах объем подготовительно-нарезных работ на 30-40% меньше, чем при вариантах с выпуском через воронки и дучки.

При выпуске через торцы выработок улучшаются условия истечения руды: увеличиваются размеры проходного отверстия, уменьшается число завесаний, работы по ликвидации завесаний и дроблению негабарита более безопасны.

При торцовом выпуске создаются условия для использования на проходческих и очистных работах современного высокопроизводительного оборудования, такого, как погрузочно-доставочные машины и вибрационные механизмы - вибропитатели и виброконвейеры. Применение, например, вибромеханизмов, как показывает опыт, может повысить производительность на выпуске руды в 2-3 раза.

Исследованию особенностей торцового и послойного выпуска руды посвящен ряд работ Г.Д.Лисовского, И.Т.Слащилина, Н.В.Дронова, В.В.Шкарпетина, Д.И.Файбишенко и других. Исследования проводились, в основном, для мощных или пологих залежей. Рассматривались характер истечения руды, уровень потерь и разубоживания, их зависимость от параметров системы для различных схем торцового выпуска. Исследователи не пришли к единому мнению о характере закономерностей торцового выпуска. Имеются различные точки зрения на характер зоны влияния выпускного отверстия при торцовом выпуске. Одни исследователи считают, что эти зоны представляют собой плоские воронки, ограниченные со стороны сыпучей среды плоскостью, параллельной плоскости массива. Другие считают, что зоны влияния выпускного отверстия развиваются в виде эллипсоидов.

Нет единого мнения и об оптимальных параметрах торцового выпуска, например об угле наклона выпускаемого слоя. Различны взгляды на характер истечения руды при принудительном выпуске (с помощью вибропитателей). Некоторые исследователи считают, что при послойном вибровыпуске создаются условия для столбообразного движения руды. Другие считают, что и в этом случае развивается воронка выпуска. Все эти вопросы требуют дополнительного изучения. Кроме того, каждый способ и схема выпуска рассматривались изолированно, что не дает возможности сделать их сравнительную оценку.

Исследование в одинаковых условиях как свободного (под действием силы тяжести), так и принудительного (специальными механизмами, заглубленными в обрушенную руду) выпуска, насколько нам

известно, никто его не проводил.

В данной работе способы выпуска, как свободный, так и принудительный, рассмотрены для условий разработки системой подэтажного обрушения с послойным торцовым выпуском руды крутопадающих (80-85°) залежей средней мощности. С учетом современных тенденций развития системы подэтажного обрушения свободный выпуск изучали применительно к использованию погрузочно-доставочных машин, а принудительный - вибропитателем, направленного действия.

Задачей исследования являлось изучение закономерностей торцового выпуска, сравнительная оценка двух способов выпуска и обоснование оптимальных параметров системы подэтажного обрушения с послойным торцовым выпуском. При этом были рассмотрены следующие вопросы:

- а) характер истечения руды из выпускного отверстия;
- б) форма и размеры зон влияния выпускного отверстия;
- в) проходимость руды через выпускное отверстие;
- г) уровень потерь и разубоживания и их изменение в зависимости от изменения параметров очистного забоя;
- д) методика определения оптимальных параметров системы разработки.

Был исследован конструктивно наиболее простой и наиболее универсальный вариант системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. Известные способы повышения показателей извлечения (ромбoidalная форма забоя, оставление козырька-потолочины и т.д.) на Алтын-Топканском руднике по горногеологическим условиям могут иметь лишь весьма ограниченное применение.

В главе II рассмотрен характер зон влияния выпускного отверстия при торцовом выпуске руды из залежей средней мощности. Выпуск изучали в лабораторных условиях на объемной модели.

Условия подобия модели и натуре принимали по общепринятой методике.

Модель в масштабе 1:50 представляла деревянный ящик размерами 400x400x1200 мм. Для удобства наблюдения две стенки ее изготовили стеклянными. Для моделирования использовали дробленую породу светлого цвета, налегающие породы имитировали породой темного цвета.

При загрузке модели выдерживали подобие плотности (коэффициента разрыхления) и структуры руды применительно к условиям отбойки в "зонах".

Выпуск вели порциями по 500-600 г. Выпущенную дозу разделяли на руду и породу и определяли разубоживание в ней. Выпуск заканчивали, когда разубоживание в дозе превышало 75%.

После выпуска каждой дозы модель фотографировали и зарисовывали форму фигур выпуска и положение контакта руды и покрывающих пород по простиранию и вкrest простирания залежи.

При моделировании торцового выпуска с машинной погрузкой руду удаляли совком, имитирующим ковш погрузочной машины.

Для моделирования торцового вибровыпуска была изготовлена модель забойного вибропитателя направленного действия. При этом выдерживали подобие возмущающей силы, частоты колебаний и производительности вибропитателя.

При изучении закономерностей торцового выпуска изменяли угол наклона массива α (70°, 80°, 90°, 100°), высоту подэтажа H (10 м, 20 м, 30 м), мощность рудного тела m (5 м, 10 м, 15 м) и глубину внедрения l (2,5 м, 5,0 м, 7,5 м) вибропитателя. Здесь и далее все размеры даны в переводе на натуру. Большая глубина внедрения вибропитателя была принята для проверки встречных их в литературе утверждений, что увеличение ее улучшает показатели извлечения. Высота подэтажа ограничена 30 м, поскольку современные буровые станки не позволяют достаточно экономично бурить скважины большей глубины.

Опыты показали, что при выпуске через торцы выработок истечение руды в принципе происходит так же, как и при выпуске через отверстия в днище блока.

Вследствие забора руды рабочим органом погрузочного механизма на уровне кровли выработки образуется активная зона, как бы выпускное отверстие, над которым развиваются зоны его влияния. Размер выпускного отверстия по простиранию определяется глубиной внедрения рабочего органа, высотой выработки и физико-механическими свойствами руды.

При выпуске с машинной погрузкой в руде со значительным количеством негабаритных кусков неизбежны завалы. При них откос отодвигается вглубь обрушенной породы. Свободное истечение руды происходит, когда откос отодвигается на расстояние, обеспечивающее необходимый коэффициент проходимости.

При вибровыпуске размер выпускного отверстия значительно больше, чем при выпуске с машинной погрузкой и увеличивается с повыше-

нием глубины внедрения вибропитателя. Однако с глубиной передача вибрации руде затухает. Активная зона вибровыпуска имеет пределы, определяемые технической характеристикой вибропитателя; заглублению его за пределы этой зоны не эффективно.

Скорость виброперемещения груза прямо пропорциональна амплитуде вибрации. Амплитуда же обратно пропорциональна величине колеблющихся масс (с присоединенным весом груза). Присоединенный вес в свою очередь зависит от давления столба обрушенной руды, которое у массива меньше полного веса этого столба (из-за трения о массив) и увеличивается с удалением от массива. Поэтому амплитуда вибрации уменьшается с удалением от массива.

Кроме того, частицы руды имеют неодинаковую возможность движения к выпускному отверстию. Максимальная скорость истечения наблюдается непосредственно у горловины погрузочной выработки. Чем дальше частицы от выпускного отверстия, тем большее сопротивление движению они испытывают от трения о вышележащие слои руды, которое увеличивается с ростом давления столба руды. На некотором расстоянии от массива скорость перемещения руды к выпускному отверстию равна нулю, хотя вибрация еще имеет место и здесь.

Размеры выпускного отверстия в поперечном направлении определяются шириной погрузочной выработки.

Над выпускным отверстием развивается зона разрыхления (погока). На первых стадиях выпуска она по форме напоминает трехосный эллипсоид. Когда эллипсоид разрыхления выходит за пределы слоя руды, поверхность ее контакта с покрывающей породой прогибается, развивается воронка внедрения пород. Увеличиваясь, воронка достигает выпускного отверстия, начинается разубоивание руды, постепенно достигающее предельно допустимой величины.

По простиранию залежи всегда развиваются как зона разрыхления, так и воронка внедрения. При использовании вибропитателя ширина их увеличивается (рис. I).

С увеличением глубины внедрения вибропитателя увеличивается ширина зоны потока (пока не будет достигнута граница активной зоны вибрации). Ширина воронки внедрения покрывающих пород увеличивается в верхней части подэтажа. У выпускного отверстия она несколько больше, чем при выпуске с машинной погрузкой и практически одинакова при любой глубине внедрения вибропитателя (поскольку максимальная скорость истечения руды наблюдается у массива и

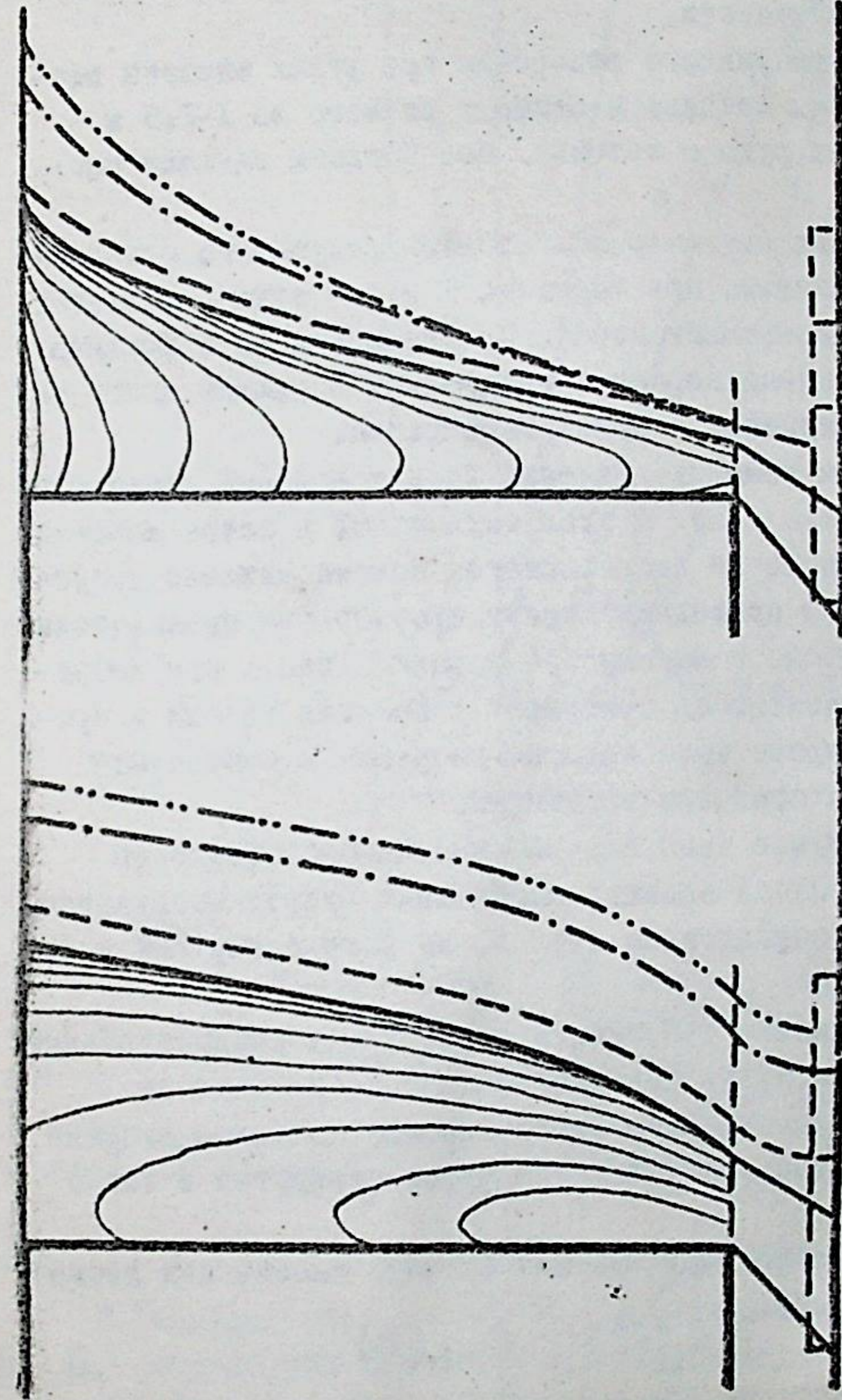


Рис. I. Влияние глубины выпускного отверстия при торцовом выпуске: а - зона разрыхления; б - воронка внедрения покрывающих пород:
 - - - - - выпуск с машинной погрузкой;
 - - - - - вибровыпуск, $\ell = 2,5$ м;
 - . . . - вибровыпуск, $\ell = 5,0$ м;
 - : : : - вибровыпуск, $\ell = 7,5$ м.

предельное разубоживание достигается одинаково быстро).

С увеличением угла наклона массива ширина зон влияния выпускного отверстия увеличивается. При угле 70° сечение их горизонтальной плоскостью даже в верхней части подэтажа представляет эллипс, вытянутый вдоль массива. При углах 90° и 100° это сечение приближается к окружности.

Оси зон влияния выпускного отверстия при углах наклона массива до 90° параллельны массиву и отстоят от него на 1-1,5 м (за счет трения кусков руды о массив). При большем наклоне массива оси вертикальны.

Вкрест простирания развитие зон влияния выпускного отверстия зависит от мощности залежи. При мощности 5 м вся залежь охвачена воронкой внедрения покрывающих пород. При мощности 10 м верхняя часть блока также охвачена воронкой внедрения. В нижней части наблюдаются и воронка внедрения и зона разрыхления.

При мощности 15 м зона разрыхления даже в верхней части блока не достигает висячего бока. В этом случае 40% и более площади поперечного сечения блока не затрагивается зонами влияния выпускного отверстия. Размеры последних вкрест простирания практически одинаковы как при выпуске с машинной погрузкой, так и при вибровыпуске, так как вибропитатель совершает колебания только в продольном направлении, кроме того энергия вибрации в поперечном направлении погашается стенками выработки.

Чтобы и в этом случае зоны влияния выпускного отверстия достаточно полно охватывали залежь, необходима вторая погрузочная выработка, пройденная параллельно первой, на расстоянии 7-8 м от нее.

Образующие зон влияния выпускного отверстия в горизонтальной плоскости в этом случае будут параллельны плоскости массива.

Форма зон влияния выпускного отверстий при торцовом выпуске в принципе такова же, как и при выпуске через отверстия в днище блока.

Ширину этих зон можно выразить как функцию высоты над доставочной выработкой (рис. 2).

$$B = f(h); \quad b = f_1(h)$$

Ширина зоны разрыхления для условий Алтын-Топканского рудника с достаточной точностью выразится

$$B = B_0 - h \operatorname{ctg} \alpha + h^n \quad (24)$$

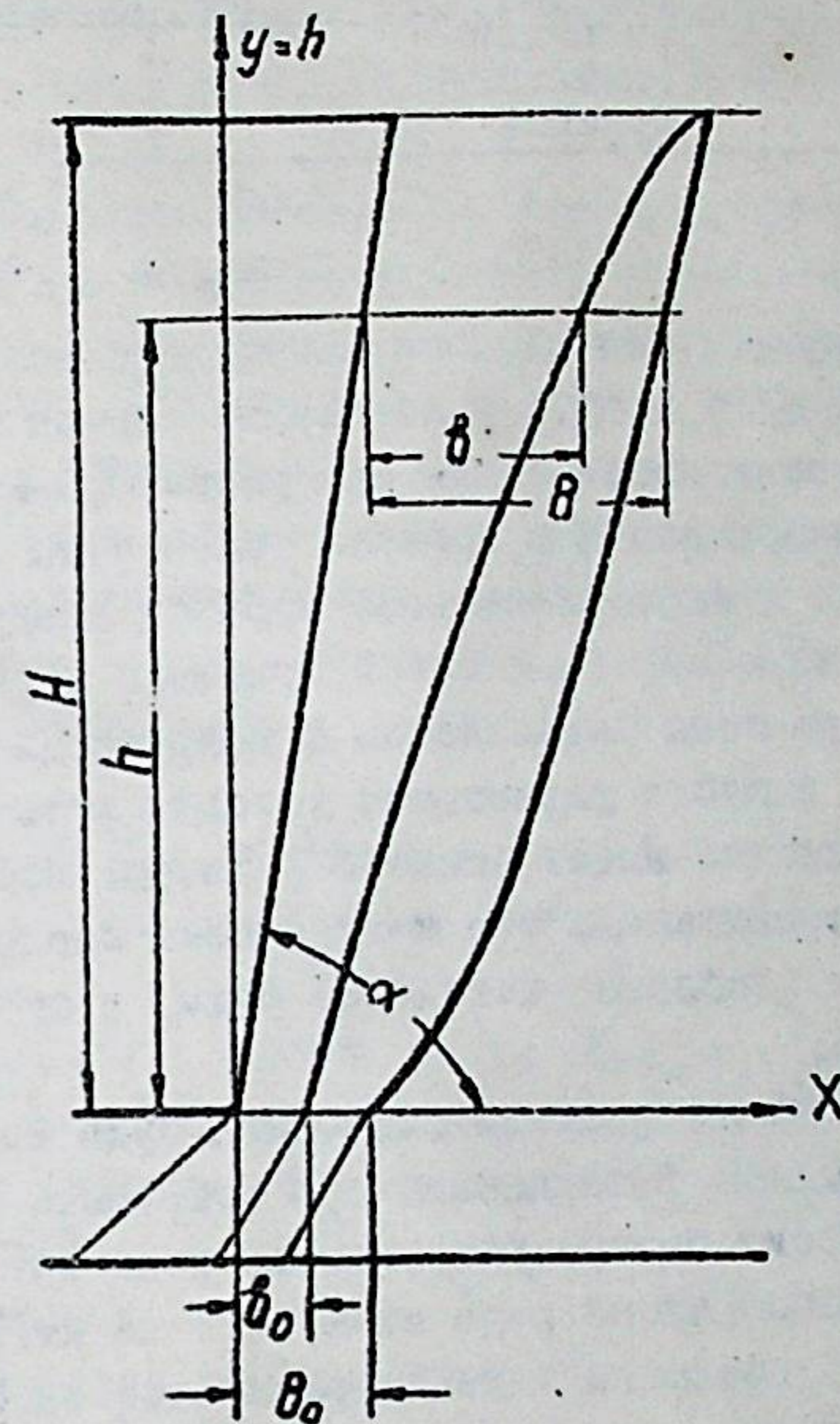


Рис. 2. Схема к определению формы зон влияния выпускного отверстия

где
$$n = 0,50 + 0,04 + \frac{1}{2,3 \operatorname{tg} \alpha + 0,3}$$

Ширина воронки внедрения покрывающих пород выразится

$$b = B_0 - h \operatorname{ctg} \alpha + (H^n + B_0 - b_0) \left[1 - \left(1 - \frac{h}{H} \right)^p \right] \quad (26)$$

где
$$p = 0,62 + \frac{1}{0,9 \operatorname{tg} \alpha + 2,5}$$

В формулах (24) и (26) B_0 - ширина выпускного отверстия, а b_0 - ширина воронки внедрения покрывающих пород в последней стадии выпуска на уровне кровли доставочной выработки. Их величины для условий Алтын-Топканского рудника и имеющейся конструкции вибропитателей приведены в табл. I.

ПРИМЕЧАНИЕ: нумерация формул приведена по тексту диссертации.

Таблица I

	Выпуск с машин- ной пог- рузкой	Вибровыпуск при ℓ , м		
		2,5	5,0	7,5
V_0	2,5	3,50	6,00	7,00
V_0	1,50	2,00	2,00	2,00

Кривые образующих зон влияния выпускного отверстия, построенные по формулам (24) и (26) и по данным опытов близки между собой. Корреляционное отношение для них равно 0,8-0,9.

Форма зоны разрыхления в пределах слоя руды на последней стадии выпуска близка к параболической. Воронка внедрения покрывающих пород ограничена параболической кривой с вершиной в точке пересечения контура зоны разрыхления с покрывающими породами.

При торцовом выпуске улучшаются условия истечения руды, так как проходное отверстие имеет большие размеры. Исследования ИГД им. А.А.Скочинского показали, что коэффициент проходимости, при котором происходит свободное истечение руды, в этом случае не превышает 2,25-2,5.

Еще больше улучшает условия истечения руды применение для выпуска вибропитателей. Возникающие при истечении руды своды естественного равновесия быстро разрушаются воздействием вибрации. Кроме того, при вибровыпуске руда поступает на питатель почти вертикально и проходное отверстие определяется высотой от лотка вибропитателя до кровли выработки, в то время как при свободном выпуске проходное отверстие от горловины выработки до неподвижной рудной постели невелико. Частота зависаний (на 1000 т руды) по данным наших опытов при вибровыпуске снижается по сравнению с машинной погрузкой более чем в 10 раз (с 37,7 до 3,28). Свободное истечение руды происходит при коэффициенте проходимости, равном 1,25-1,5.

В главе III рассмотрены потери и разубоживание руды при послыйном торцовом выпуске. Они определяются характером истечения. Руда, не попавшая в контуры зоны потока, остается неподвижной. В пределах этой зоны она постепенно перемещается к выпускному отверстию. Верхний контакт руды с покрывающими породами опускается в соответствии с развитием воронки их внедрения.

Если зона потока, превышает размеры выпускаемого слоя, возни-

кает боковое разубоживание. Когда воронка внедрения пород достигает выпускного отверстия, разубоживание резко увеличивается и быстро достигает предельной допустимой величины. Выпуск из слоя прекращается, а оставшаяся за пределами воронки трехгранная призма руды теряется.

Абсолютные размеры потерь зависят от параметров очистного забоя. С увеличением высоты подэтажа и толщины слоя размеры теряемых призм руды увеличивается, а с увеличением угла наклона массива уменьшаются. При обратном наклоне ($\alpha = 100^\circ$) возникают потери руды в виде трехгранных призм на границе с массивом в верхней части подэтажа (особенно при большой его высоте). Эти потери возникают вследствие того, что эта часть очистного пространства оказывается в зоне малых скоростей перемещения руды. Порода над выпускным отверстием достигает его раньше, чем руда у границы с массивом.

При выпуске руды с помощью вибропитателя размеры теряемых рудных призм уменьшаются ввиду расширения зоны влияния выпускного отверстия.

Из-за наличия в нижней части слоя горизонтального потока рудной массы при вибровыпуске потери в верхней части подэтажа возникают при меньшем угле наклона (90° и даже 80° при большей высоте подэтажа).

Разубоживание происходит как за счет породы, соседствующей с выпускаемым слоем и попавшей в контуры зоны потока, так и за счет покрывающих пород.

После выпуска некоторого количества чистой руды разубоживание вначале плавно возрастает (до 10-15%), затем резко увеличивается до предельной величины.

Интенсивность разубоживания примерно одинакова при всех условиях выпуска. Более плавно оно нарастает при толщине слоя 2,5 м, наиболее резко растет при толщине слоя 7,5 м.

Для выпуска при помощи вибропитателя характерно уменьшение количества чистой руды, более плавное нарастание разубоживания, а также меньшая разница в разубоживании для разной высоты подэтажа. Количество чистой руды при выпуске с машинной погрузкой достигает при оптимальных параметрах 60-65%, а при вибровыпуске 55-60%.

С изменением параметров очистного забоя меняются относительные потери и разубоживание. Потери уменьшаются с увеличением вы-

сотн подэтажа и увеличиваются с увеличением толщины слоя (рис.3), за исключением варианта с толщиной слоя 2,5 м при углах наклона 90° и 100° , здесь с увеличением высоты подэтажа потери растут. Разубоживание снижается с увеличением высоты подэтажа и толщины слоя. Исключением является рост разубоживания при высоте подэтажа 30 м и углах наклона 90° и 100° при выпуске с машинной погрузкой.

Минимальные потери и разубоживание наблюдаются, как правило, при углах наклона слоя 80° и 90° .

При вибровыпуске (в исследованных пределах глубины внедрения вибропитателя) потери руды ниже, чем при выпуске с машинной погрузкой. С увеличением глубины внедрения вибропитателя они снижаются. Разубоживание при вибровыпуске значительно выше, чем при выпуске с машинной погрузкой. С увеличением глубины внедрения вибропитателя оно увеличивается. Это объясняется расширением зоны потока при вибровыпуске.

Высокое разубоживание снижает экономическую эффективность системы разработки. Чтобы снизить разубоживание при вибровыпуске до величины его при выпуске с машинной погрузкой, необходимо уменьшить ширину зон влияния выпускного отверстия. Это можно сделать за счет уменьшения глубины внедрения вибропитателя. Достаточно установить задний торец вибропитателя наравне с кромкой массива. Тогда активная зона вибрации, которая по данным Г.Н.Корнева и В.Л.Щербакова не превышает 2-3 м, не выйдет за пределы зоны разрыхления при свободном выпуске и величина потерь и разубоживания в этом случае будет также близкой их величине при свободном выпуске. Производительность выпуска при этом останется достаточно высокой.

В главе IV изложены результаты промышленных испытаний подэтажного обрушения с послынным торцовым выпуском руды на Алтын-Топканском руднике. Испытания проводили в трех опытных блоках. В первом блоке испытывали свободный торцовый выпуск. Ввиду отсутствия на руднике в период испытаний погрузочно-доставочных машин использовали скреперную доставку. Во втором блоке был испытан вибропитатель направленного действия (малогабаритный вибропитатель конструкции Лениногорского комбината). В третьем блоке испытывали принудительный торцовый выпуск (при помощи вибропитателя).

Испытания показали высокую эффективность вибровыпуска руды. Вибропитатель успешно транспортировал куски руды до 1,0-1,5 м в

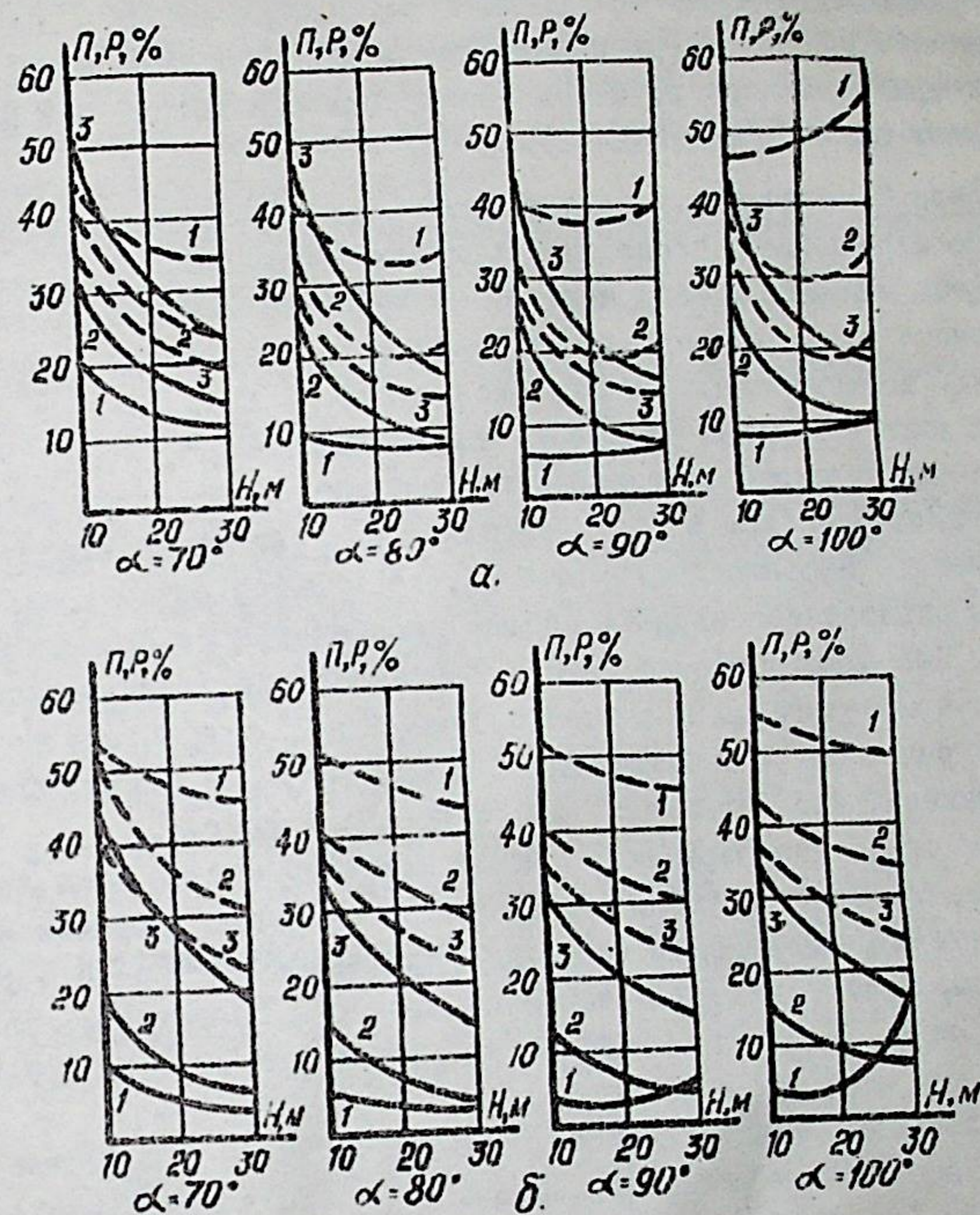


Рис.3. Зависимость потерь и разубоживания при послынном торцовом выпуске от параметров очистного забоя: а - при выпуске с машинной погрузкой; б - при вибровыпуске, $l = 2,5$ м; - - - разубоживание; - - - потери; 1 - $t = 2,5$ м; 2 - $t = 5,0$; 3 - $t = 7,5$ м.

перечнике. Производительность за чистое время работы составила 200-250 т/час.

Показатели извлечения при производственных испытаниях послынного торцового выпуска оказались достаточно близкими к показателям, полученным при лабораторных исследованиях при аналогичных параметрах.

Испытания подтвердили также, что показатели извлечения выпуска с помощью вибропитателя при малой глубине внедрения близки

к показателям свободного выпуска.

Хорошая сходимость показателей производственных и лабораторных опытов при одинаковых параметрах в исследованных интервалах дает основание полагать, что и при других параметрах эти показатели будут также достаточно близкими.

Глава У посвящена выбору оптимальных параметров системы подэтажного обрушения с послойным торцовым выпуском.

Здесь имеются в виду переменные параметры, влияющие на условия выпуска руды и определяющие показатели извлечения - высота подэтажа, толщина выпускаемого слоя, угол наклона слоя, а при вибровыпуске - глубина внедрения вибропитателя.

Поскольку переменные параметры системы подэтажного обрушения через величину потерь и разубоживания руды оказывают влияние на экономическую эффективность системы, то и выбор оптимальной их величины следует производить, путем экономического сравнения вариантов. При этом целесообразно использовать критерии оценки, применяемые при сравнении и выборе систем разработки. Этому вопросу посвящен ряд работ М.И.Арошкова, Р.П.Каплунова, П.И.Городецкого, В.А.Шестакова, А.Е.Ергалиева, А.А.Сергеева и других.

Нами сравнение вариантов при определении оптимальных параметров подэтажного обрушения с послойным торцовым выпуском производилось по рентабельности (прибыль или убыток) добычи и переработки руды. Этот показатель наиболее просто и достаточно полно учитывает изменение экономической эффективности системы при изменении ее параметров и показателей.

Из известных показателей рентабельности нами в качестве критерия для оценки принята рентабельность (прибыль или убыток), отнесенная на I т погашенных балансовых запасов, поскольку только тонна запасов остается в любом случае неизменной по величине и содержанию полезных компонентов.

При этом приняты следующие исходные допущения.

1. Производительность рудника остается постоянной.
2. Конечной продукцией предприятия является концентрат.
3. Предполагается, что разубоживание происходит за счет примешивания породы или некондиционной руды.
4. Фактор времени не учитывается.

Учет фактора времени при оценке систем разработки - вопрос сложный и до настоящего времени окончательно не решенный. При рассмот-

ЛЕНИНСКАЯ ОБЛАСТЬ
АНЗЛОТ

рению такого узкого вопроса, как выбор оптимальных параметров системы разработки, влияние фактора времени можно опустить.

Для полиметаллической руды, содержащей i полезных компонентов, показатель рентабельности, отнесенный к I т погашенных балансовых запасов можно выразить:

когда разубоживающие породы содержат полезные компоненты

$$e = 10^6 (100 - \Pi) \left(\sum_i c_i \varepsilon_i \Pi_i + \rho \sum_j b_j \varepsilon_j \Pi_j \right) - \left(S_1 + \frac{100 - \Pi}{100 - \rho} S_2' \right), \text{ руб} \quad (41)$$

когда разубоживающие породы не содержат полезных компонентов

$$e = 10^6 (100 - \Pi) \sum_i c_i \varepsilon_i \Pi_i - \left(S_1 - \frac{100 - \Pi}{100 - \rho} S_2' \right), \text{ руб} \quad (45)$$

В правой части выражений (41) и (45) уменьшаемое представляет ценность, извлекаемую из I т погашенных балансовых запасов, а вычитаемое - затраты на добычу, транспортировку и переработку руды, отнесенные на I т запасов.

- Здесь Π - потери руды, %;
 ρ - разубоживание, %;
 c_i - содержание i -ого компонента в балансовой руде, %;
 ε_i - извлечение при обогащении, %;
 Π_i - оптовая цена полезного компонента, руб/т;
 $\rho = \frac{P}{100 - P}$ - коэффициент примешивания к руде разубоживающей породы, содержащей j полезных компонентов;
 b_j - содержание j -го компонента в разубоживающей породе;
 S_1 - доля затрат на добычу I т товарной руды, изменяющаяся с изменением потерь и разубоживания (затраты на разведку месторождения, подготовительно-нарезные работы, отбойку руды, крепление или закладку выработанного пространства), руб;
 $S_2' = S_2 + S_{пер}$, где S_2 - доля затрат на добычу I т руды, не изменяющаяся с изменением потерь и разубоживания (затраты на выпуск, погрузку и доставку руды, на откатку и подъем, общерудничные и т.д.), руб; $S_{пер}$ - затраты на транспортировку I т руды и переработку ее на обогащательной фабрике, руб.

По приведенной методике было проведено сравнение системы подэтажного обрушения с послойным торцовым выпуском при различных параметрах с применявшейся ранее на руднике для отработки залежей средней мощности системой с магазинированием руды.

Сравнение показало, что большая глубина внедрения вибропитателя в большинстве случаев приводит к уменьшению рентабельности. Экономия от снижения потерь перекрывается убытками от повы-

Центральная научная
Библиотека

шения разубоживания. Большая глубина внедрения нецелесообразна. Как было указано выше, улучшения показателей вибровыпуска можно добиться путем уменьшения глубины внедрения (установив задний конец вибропитателя на уровне кромки массива). Поэтому при выборе оптимальных параметров системы подэтажного обрушения ориентировались на показатели рентабельности для выпуска с машинной погрузкой.

Оптимальными параметрами подэтажного обрушения следует считать такие параметры, которые обеспечивают наибольшее повышение рентабельности по сравнению с системой с магазинированием. С этой точки зрения не рациональны варианты с толщиной слоя 2,5 м и высотой подэтажа 10 м. Однако в исключительных случаях такая высота подэтажа может быть обусловлена геологическими или горнотехническими условиями.

Оптимальными являются (рис. 4):

- угол наклона слоя - 80-90°;
- высота подэтажа - 20-30 м;
- толщина слоя при высоте подэтажа 20 м - около 6 м, при высоте 30 м - около 7,5 м.

При высоте подэтажа 10 м оптимальная толщина слоя - около 4 м.

Эти, оптимальные с экономической точки зрения, параметры позволяют также выпустить максимальное количество чистой, не разубоженной руды (55-65%).

Лабораторные и промышленные исследования позволили рекомендовать для залежей малой и средней мощности Алтын-Топканского рудника подэтажное обрушение с послойным торцовым выпуском руды при помощи вибропитателей и доставкой ее виброконвейерами. Технико-экономические показатели предлагаемого варианта в сравнении с ранее применявшейся системой с магазинированием приведены в табл. 2.

Таблица 2

Показатели	Системы разработки	
	с магазинированием руды	подэтажного обрушения с послойным торцовым выпуском
1	2	3

Объем подготовительно-нарезных работ на 1000 т руды:

а) пог.м.	7+8	3,5+4,5
б) м ³	35+50	16,0+22,0

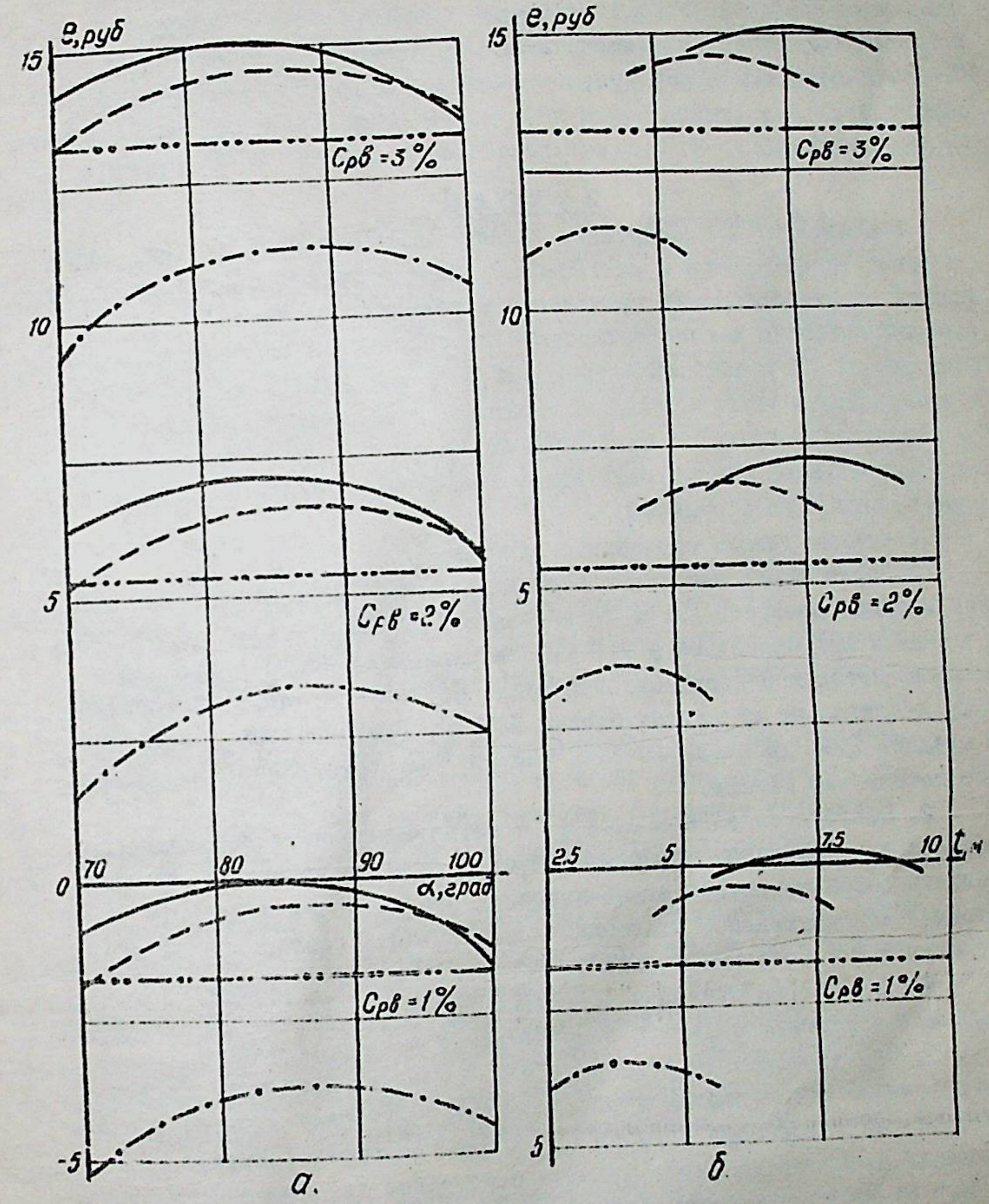


Рис. 4. Графики для определения оптимальных параметров системы подэтажного обрушения с послойным торцовым выпуском
 а - для угла наклона слоя; б - для толщины слоя
 Н = 10 м; - - - - Н = 20 м;
 Н = 30 м.

Центральная библиотека
 АН ССРСР

1	2	3
Активные запасы блока, %	60+70	80+85
Производительность блока, т/смену до	200	400+500
Производительность забойного, м ³ /см	7,0+8,0	9,0+11,0
Себестоимость 1 т руды, руб.	6,80	6,20+6,60
Потери, %	20	7,5+13,0
Разубоживание, %	25	16,0+17,0

ВЫВОДЫ

Выполненные в диссертации технико-экономический анализ, лабораторные эксперименты и опытно-промышленные работы позволили обосновать целесообразность применения в условиях разработки залежей средней мощности Алтын-Топканского месторождения системы подэтажного обрушения с послонным торцовым выпуском взамен системы с магазинированием руды, установить основные особенности принудительного торцового выпуска по сравнению со свободным выпуском, рекомендовать оптимальный для условий Алтын-Топканского рудника вариант системы подэтажного обрушения.

Основные выводы сводятся к следующему.

1. Применение системы с магазинированием руды в условиях залежей средней мощности Алтын-Топканского рудника при сложной их морфологии и недостаточной устойчивости вмещающих пород приводило к высоким потерям и разубоживанию руды. Потери в среднем составляли 20%, достигая по отдельным блокам 32-55%. Разубоживание составляло в среднем 25%, достигая 30-43%. Только "конструктивное" разубоживание составляло 11-21%.

2. Применение взамен системы с магазинированием подэтажного обрушения с послонным торцовым выпуском руды позволяет на 30-40% снизить объем подготовительно-нарезных работ, почти полностью исключить конструктивное разубоживание, уменьшить разубоживание отслаивающимися боковыми породами. Снижаются и потери руды.

Высокопроизводительным средством выпуска руды при системе подэтажного обрушения являются вибропитатели и виброконвейеры.

3. При торцовом выпуске руды под действием заборного органа погрузочного механизма на уровне кровли погрузочной выработки развивается активная зона выпуска (выпускное отверстие). Ширина ее в условиях Алтын-Топканского рудника составляет для свободного выпуска 2,5 м. При использовании вибропитателя размер активной зоны увеличивается (тем больше, чем больше глубины внедрения вибропитателя). Максимальная ширина выпускного отверстия для исследованного типа

вибропитателя составляет 7 м. Дальнейшее заглубление вибропитателя не увеличивает размер выпускного отверстия.

4. Над выпускным отверстием развиваются зона разрыхления и воронка внедрения покрывающих пород.

Зона разрыхления развивается как трехосный эллипсоид, усеченный плоскостями контактов с вмещающими породами и массива руды. На последней стадии выпуска нижнюю часть зоны разрыхления, охватывающую слой выпускаемой руды, с достаточной степенью точности можно считать параболоидом.

Воронка внедрения покрывающих пород имеет образующие в виде кривых типа параболы с вершиной в точке пересечения контура зоны потока и верхней границы подэтажа.

При выпуске с помощью вибропитателя увеличивается ширина зоны разрыхления, тем больше, чем больше глубина внедрения (пока не будет достигнута предельная величина активной зоны выпуска). Ширина воронки внедрения покрывающих пород в верхней части подэтажа равна ширине зоны разрыхления, у выпускного отверстия она несколько больше, чем при свободном выпуске (2,0 м против 1,5 м) и практически постоянна при любой глубине внедрения.

На последней стадии выпуска форма зон влияния выпускного отверстия достаточно точно описывается формулами (24) и (26).

5. При мощности залежи 8-15 м для повышения полноты извлечения руды необходимы две погрузочные выработки на расстоянии 7-8 м одна от другой.

6. Применение вибропитателей резко улучшает условия истечения руды. В несколько раз снижается удельное число зависаний по сравнению с выпуском под действием силы тяжести. Свободное истечение руды при вибровыпуске происходит при коэффициенте проходимости 1,25-1,5.

7. Уровень потерь и разубоживания руды при послонном торцовом выпуске определяется тем, насколько точно выпускаемый слой вписывается в зоны влияния выпускного отверстия.

Величина потерь и разубоживания изменяется с изменением параметров системы. Как правило, потери уменьшаются с увеличением высоты подэтажа и увеличиваются с увеличением толщины выпускаемого слоя. Разубоживание с увеличением высоты подэтажа и толщины слоя снижается.

Потери и разубоживание имеют наименьшую величину при углах наклона выпускаемого слоя в интервале 80-90°.

8. Расширение зон влияния выпускного отверстия при использо-

нии вибропитателей приводит по сравнению со свободным выпуском к снижению потерь руды и увеличению разубоживания. С увеличением глубины внедрения вибропитателя потери уменьшаются, а разубоживание увеличивается. При вибровыпуске уменьшается количество руды, выпущенной без разубоживания (при оптимальных параметрах 55-60% против 60-65% при свободном выпуске).

9. Выбор оптимальных параметров системы рекомендуется производить путем экономического сравнения вариантов по рентабельности (прибыль или убыток) добычи и переработки руды в расчете на I т погашенных балансовых запасов. Показатель рентабельности для полиметаллических руд рекомендуется определять по формулам (41) и (45).

10. Оптимальными параметрами системы подэтажного обрушения с послынным торцовым выпуском в условиях Алтын-Топканского рудника являются: угол наклона отбиваемого слоя - 80-90°; высота подэтажа - 20-30 м; толщина выпускаемого слоя при высоте подэтажа 20 м - около 6 м, при высоте подэтажа 30 м - около 7,5 м. При высоте подэтажа 10 м, которая может быть принята в исключительных случаях, оптимальная толщина слоя составляет около 4 м. При этих параметрах ожидаемые показатели извлечения составляют: потери 7,5 - 13%, разубоживание 16-17%.

11. Заглубление вибропитателя в обрушенную руду за кромку отбиваемого массива нецелесообразно, так как при этом из-за значительного увеличения разубоживания снижается рентабельность (тем больше, чем больше глубина внедрения).

Основное назначение вибропитателя - не улучшение показателей извлечения, а повышение интенсивности и производительности выпуска (и за счет этого снижение себестоимости добычи).

Для этого достаточно устанавливать вибропитатель таким образом, чтобы его задний торец находился на уровне кромки массива.

12. При промышленных опытных системах подэтажного обрушения с послынным торцовым выпуском получены показатели потерь и разубоживания, близкие к результатам лабораторных исследований.

13. Применение рекомендуемого варианта системы подэтажного обрушения с послынным торцовым выпуском в условиях Алтын-Топканского рудника может дать экономический эффект в сумме 1470-1740 руб. на каждые 1000 т руды, добытой этой системой.

Л Х

Х

Основные положения диссертации опубликованы в следующих работах:

1. Тумаков В.А., Чуриков В.И. Отбойка руды глубокими скважинами при системе с магазинированием руды на Алтын-Топканском руднике. Бюллетень "Цветная металлургия", 1964, № II.

2. Хетагуров Г.Д., Тумаков В.А. и др. Система с магазинированием руды на Алтын-Топканском руднике. Бюллетень "Цветная металлургия", 1964, № 20.

3. Тумаков В.А. Экономическая оценка систем разработки при их выборе. Сборник статей по экономике горнообогатительных предприятий цветной металлургии. Цветметинформация, 1966 год.

4. Тумаков В.А. Исследование характера истечения руды при торцовом выпуске (применительно к условиям Алтын-Топканского рудника). Депонировано в научных фондах ВИНТИ, 1968 (№ 315-68 Деп.).

5. Тумаков В.А. - Потери и разубоживание при системе подэтажного обрушения с послынным торцовым выпуском руды (на примере Алтын-Топканского рудника). Депонировано в научных фондах ВИНТИ, 1968 (№ 316-68 Деп.).

6. Бричкин А.В., Тумаков В.А. Исследование торцового выпуска руды. Горный журнал, 1969 г. № 6.