

6
АУУ

АКАДЕМИЯ НАУК КИРГИЗСКОЙ ССР
СОВЕТ ПО ГЕОЛОГИИ И ГОРНОМУ ДЕЛУ ОБЪЕДИНЕННОГО
УЧЕНОГО СОВЕТА ПО ТЕХНИЧЕСКИМ И ЕСТЕСТВЕННЫМ НАУКАМ
ИНСТИТУТ ФИЗИКИ И МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

На правах рукописи

Аспирант Абдиганпар Кенжебаев

ИССЛЕДОВАНИЕ ПУТЕЙ СНИЖЕНИЯ
КОЛИЧЕСТВЕННЫХ И КАЧЕСТВЕННЫХ ПОТЕРЬ
ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
МЕДНОПОРФИРОВЫХ РУД

(на примере Кальмакырского рудника)

(Диссертация на русском языке)

Специальность — 05.15.03

Открытая разработка и эксплуатация
угольных, рудных и нерудных месторождений

Автореферат
диссертации на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Фрунзе 1973

15

АКАДЕМИЯ НАУК КИРГИЗСКОЙ ССР

Совет по геологии и горному делу Объединенного
Ученого Совета по техническим и естественным
наукам

Институт физики и механики горных пород

На правах рукописи

Аспирант Абдигалпар КЕНЖЕБАЕВ

ИССЛЕДОВАНИЕ ПУТЕЙ СНИЖЕНИЯ КОЛИЧЕСТВЕННЫХ И
КАЧЕСТВЕННЫХ ПОТЕРЬ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ
МЕСТОРОЖДЕНИИ МЕДНОСПОРФИРОВЫХ РУД
(на примере Кальмакыровского рудника)

(Диссертация на русском языке)

Специальность - 05.15.03

Открытая разработка и эксплуатация
угольных, рудных и нерудных месторождений

Автореферат
диссертации на соискание ученой
степени кандидата технических
наук

Фрунзе 1973

622
АЧЧ

Работа выполнена в институтах Среднеазиатского цветмет и физики и механики горных пород АН Киргизской ССР.

Научные руководители: кандидат технических наук
СЕКИСОВ Г.В.
кандидат технических наук
ПЛЯСКИН И.И.

Официальные оппоненты: член-корр. АН Каз.ССР, доктор
технических наук, профессор
МУСТАФИН А.М.
кандидат технических наук
СУХОВЕРСКИЙ В.Ф.

Ведущее предприятие - Алмалыкский ордена Ленина горно-металлургический комбинат имени В.И. Ленина.

Автореферат разослан " _____ " апреля 1973г.

Защита диссертации состоится " _____ " _____ 1973г.

в 14 час. на заседании Совета по геологии и горному делу
Объединенного Ученого Совета по техническим и естественным
наукам АН Киргизской ССР.

Отзыв в 2-х экземплярах просим направлять по адресу:
720481, г. Фрунзе, проспект Дзержинского, 30.

С диссертацией можно ознакомиться в Центральной научной
библиотеке АН Киргизской ССР.

Ученый секретарь Совета,
кандидат геолого-минерало-
логических наук

МАЛЫГИН В.В.

СК

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

Актуальность проблемы. В решении задач, поставленных XXIV съездом КПСС по дальнейшему росту производства цветных и редких металлов в нашей стране важная роль принадлежит открытому способу разработки месторождений, в том числе и месторождений меднопорфировых руд, удельный вес которых в общем объеме добычи медных руд в о з р а о т е т до 35-40%. При этом растущие потребности промышленности будут удовлетворяться не только за счет строительства новых карьеров, требующих значительных капитальных вложений и длительного времени на строительство, но и за счет существенного повышения полноты и качества выемки руд на действующих предприятиях.

В свете указанного на современном этапе особую остроту приобретает борьба за снижение количественных и качественных потерь руды, поскольку оно является одним из важнейших источников увеличения выпуска дефицитных металлов, повышения рентабельности горнометаллургического производства и полноты использования недр.

Однако, эта важная проблема горнорудной промышленности решается пока еще недостаточно интенсивно. Общие потери металла при добыче и переработке руды в настоящее время ориентировочно составляют по меди - 31%, по свинцу - 42%, цинку - 37%, молибдену - 33%, вольфраму - 30%, золоту - 25% от металла, содержащегося в обрабатываемых запасах.

Основными причинами относительно больших количественных и качественных потерь при отработке сложных меднопорфировых месторождений открытым способом являются: отсутствие эффективных методов их определения; несоответствие планируемых кондиций по металлу фактическим; применение в ряде случаев техники и технологий несоответствующей сложным условиям разработки. Кроме того, до последнего времени недостаточно изучены закономерности перемешивания руд и пород при экскаваторной отработке сложных забоев, хотя именно этот процесс во многом предопределяет образование потерь, которые при открытом способе разработки месторождений достигают 80-90% от общих количественных и качественных потерь.

ц е л ь р а б о т ы . Целью работы является разработка рациональной технологии выемки меднопорфировых руд и эффективного метода определения количественных и качественных потерь руды на основе изучения процесса их образования при экскавации.

Основные задачи при этом сводятся к следующему: проведение сравнительной оценки методов определения количественных и качественных потерь; установление взаимосвязи между потерями и разубоживанием руды и выявлению закономерностей в их изменении при экскаваторной отработке приконтурных зон; обоснование рациональных технологических схем развития доменных работ и экскаваторной отработки приконтурных зон; разработка эффективного способа определения количественных и качественных потерь руды применительно к условиям Кальмакырского карьера.

При решении поставленных задач использованы следующие методы исследования:

научный анализ – для обобщения теории и практики селективной выемки руды при использовании способов совместной отбойки руд и пород; для оценки методов определения потерь и разубоживания руды, выявления их достоинств и недостатков;

физическое моделирование на объемной модели – для изучения влияния параметров экскаваторного забоя и элементов залегания рудных тел на степень перемешивания руд и пород при экскавации; установления оптимальных соотношении объемов разубоживающих пород и теряемых руд в приконтурных зонах;

методы математической статистики и теории вероятности – для проведения с помощью ЭЦВМ многофакторного корреляционного анализа статистических данных, полученных в процессе экспериментальных исследований экскаваторной выемки руд; для получения уравнения множественной регрессии по определению количеств потерь руды и разубоживающих пород в зависимости: от высоты уступа, ширины экскаваторной заходки и предельно допустимого разубоживания; для получения уравнения множественной регрессии по определению извлечения меди в концентрат в зависимости: от содержания меди в руде, сульфидности руд и содержания меди в концентрате.

Графо-аналитический – для установления: количественной

взаимосвязи между потерями и разубоживанием руды и выявления закономерностей в их изменении; оптимальной границы выемки руды при отработке приконтурных зон; для вывода формул по определению потерь и разубоживания руды;

натурные наблюдения – для определения элементов залегания рудных тел, коэффициента разрыхления, гранулометрического состава, угла откоса развала и влажности горной массы, а также для изучения процесса экскавации с целью установления качества добываемой рудной массы;

промышленный эксперимент – для проверки данных по установлению оптимальных параметров технологии выемки руд сложного состава, полученных при физическом моделировании и аналитическим путем.

Научная новизна работы заключается в установлении взаимосвязи между потерями и разубоживанием руды в процессе экскаваторной отработки приконтурных зон при различных параметрах добычного забоя и элементах залегания рудных тел; в разработке методики определения оптимальной границы выемки руд и пород; в обосновании одного из эффективных вариантов прямого метода определения количественных и качественных потерь применительно к условиям открытой разработки Кальмакырского месторождения.

Практическая ценность. Разработанные технические и организационно-технологические решения по снижению потерь и разубоживания руды могут служить действенным средством в повышении полноты и качества выемки меднопорфировых руд на карьерах. В частности рекомендуемая схема развития горных работ позволяет значительно расширить применение многорядного короткозамедленного взрывания и добиться в приконтурных зонах значительного снижения перемешивания руд и пород в процессе взрыва, а разработанные графо-аналитический метод установления оптимальной границы выемки руд и пород и методика учета потерь и разубоживания руды при отработке приконтурных зон – существенно снизить количественные и качественные потери руд.

Реализация работы в промышленности. Разработанные автором рекомендации по уста-

новлению оптимальной границы выемки руд и пород и по применению рациональной охемы развития горных работ внедрены на Кальмакырском руднике. Внедрение указанных рекомендаций позволило значительно сократить разубоживание и потери руды, снизить затраты на добычу горной массы и получить экономический эффект в сумме 754,7 тыс. рублей.

Основные результаты диссертационной работы доложены в а л и з ь на научно-технической конференции "СредазНИПРОЦВЕТМЕТА", посвященной 100 летию со дня рождения В.И. Ленина (Алмалык, 1970), на научно-методических семинарах Института физики и механики горных пород АН Киргизской ССР (1968 + 1972) и института кибернетики АН Уз.ССР в лаборатории "Оптимизация процесса добычи и обогащения полезных ископаемых" (1972), а также на технических совещаниях Алмалыкского ордена Ленина горнометаллургического комбината имени В.И. Ленина (1967-1972) и Хайдарканского ртутного комбината (1968-1972).

В основу работы положены результаты исследований, выполненных в течение 1966-1972 гг. при непосредственном участии автора, в лабораториях открытых горных работ СредазНИПРОЦВЕТМЕТА под руководством кандидатов техн. наук С.В. Цак (научного консультанта диссертации) и И.И. Плюкина и Института физики и механики горных пород АН Кирг.ССР под руководством канд. техн. наук Г.В. Секирова.

Промышленные испытания проводились на руднике Кальмакыр Алмалыкского ордена Ленина горнометаллургического комбината имени В.И. Ленина.

Диссертация изложена на 127 страницах машинописного текста с 33 рисунками и 22 таблицами и состоит из введения, 4 глав, общих выводов и перечня использованной литературы из 101 названия.

Г Л А В А I посвящена анализу геологических особенностей Кальмакырского месторождения, теории и практики селективной выемки руды на меднопорфировых месторождениях при использовании методов совместной отбойки руд и пород; анализу факторов, предопределяющих эффективность раздельной экскаватор-

ной выемки, и исследований по разработке методов определения потерь и разубоживания в процессе экскавации руды.

Сложная морфология и условия залегания рудных тел и требования отгрузки на фабрику руды заданного качества предопределяют необходимость применения на Кальмакырском карьере раздельной экскаваторной выемки каждого отдельно добываемого типа руды.

Анализ литературных данных и ранее выполненных исследований показывает, что, несмотря на имеющиеся достижения в вопросе изучения методов экскаваторной селекции и взаимосвязи конструктивных параметров экскаватора с горногеометрическими параметрами, ряд вопросов остается еще мало изученным: отсутствует комплексная оценка эффективности способа экскаваторной селекции в увязке с принимаемыми параметрами забоя и методом учета потерь и разубоживания руды и др.

В Г Л А В Е II изложены основы сравнительной оценки методов определения потерь и разубоживания руды и достоверности косвенного метода их учета. Дана классификация количественных и качественных потерь.

В настоящее время широкое распространение получил косвенный метод, который в целом ряде случаев не позволяет достоверно и своевременно определять величину потерь, устанавливать место, время и причину их образования, а также осуществлять контроль процесса добычи и регулирование уровня возникающих потерь. В связи с этим осуществляемая методика учета потерь и разубоживания руды на карьерах нуждается в коренном изменении.

На Кальмакырском карьере применяется один из методов простой селективной экскавации: на границах между разнотипными рудами и породой выставляются пикеты, в процессе экскаваторной выемки до достижения пикета верхней бровкой забоя выдается горная масса одного сорта, а за пикетом - другого. Такая схема селекции обладает целым рядом недостатков, основными из которых является игнорирование сложного характера формирования и изменения поверхности забоя в процессе экскавации, что приводит к ошибочной оценке качественных и количественных потерь руды при добыче. Аналогичную ошибку допускают

при проектировании систем разработки и определении норм потерь и разубоживания для крутопадающих рудных тел. При этом для вывода расчетных формул потерь и разубоживания руды сыпучую среду (разрыхленную горную массу) принимают как статическую, строят продольный разрез уступа (забоя), фиксируя поверхность забоя постоянным углом откоса и решением плоских геометрических задач определяют объем теряемой руды ("треугольник" руды ABC) и примешиваемой породы ("треугольник" породы ABO), рис. I. Однако, как видно из рис. I, такое

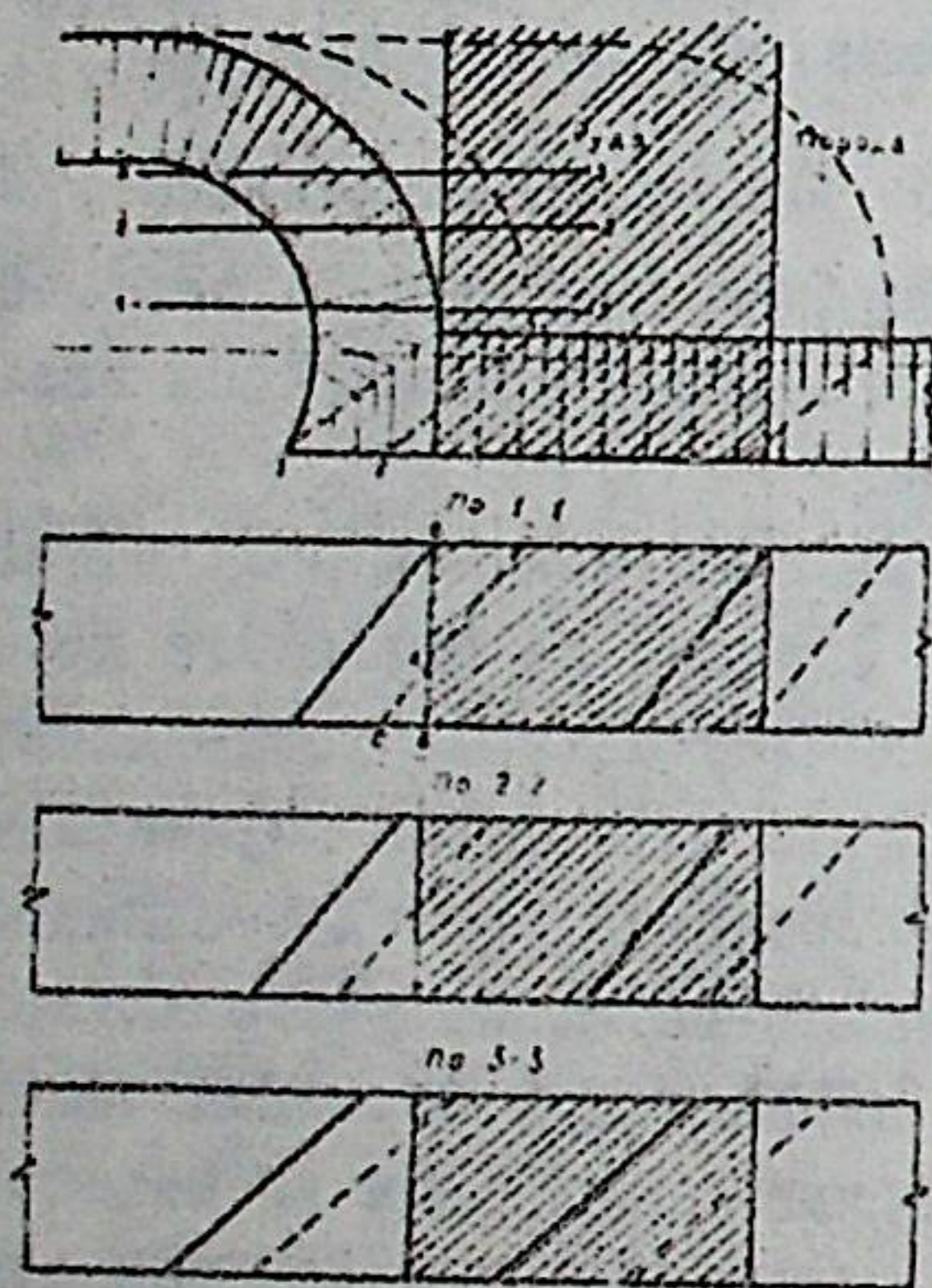


Рис. I. Схема выемки руды из приконтурной зоны

решение оправдливо только для сечения I-I, поскольку во всех остальных разрезах при перемещении фронта забоя из положения I до 2 соотношение рудных и породных масс иное.

Количественные и качественные потери руды при экскавации должны определяться на основе решения объемных задач. Однако, объемы теряемой руды и примешиваемой породы имеют сложную и невыявленную геометрическую форму. Аналитическое выра-

жение объемов таких тел получается очень громоздким и трудоемким для практического применения, поскольку необходимо учитывать их изменение в зависимости от параметров экскаваторного забоя и элементов залегания рудного тела.

Исследование в производственных условиях влияния на потери и разубоживание элементов экскаваторного забоя и морфологии рудных тел сопряжено с организационно-техническими трудностями и зачастую не выполнимо. Так, например, количество проб для анализа качества отгруженной рудной массы только с одного состава из десяти вагонов составит 1000-1200 кг, всего на одной приконтурной зоне необходимо отобрать 4000 - 6000 кг. В связи с этим установление характера формирования и закономерностей качественного изменения добываемой руды при отработке приконтурных зон в широком диапазоне возможно осуществить на основе физического моделирования процесса экскавации.

В Г Л А В Е III приводятся методика исследований и результаты теоретических и экспериментальных работ по экскаваторной выемке руды в сложных забоях.

Лабораторные эксперименты обусловили необходимость разработки аналитических зависимостей по установлению взаимосвязи между потерями и разубоживанием руды и закономерностей их изменения с учетом параметров экскаваторного забоя и сложности рудного тела при экскаваторной отработке приконтурных зон.

Общие потери и разубоживание руды при отработке балансовых запасов полезных ископаемых (Б) предлагается определять по следующим формулам:

$$\bar{p}_L = \frac{0,5H^2(\text{ctg}\beta \pm \text{ctg}\delta) \rho_k (\Pi_{оп} + \Pi_{ор})}{B} \% \quad (1)$$

$$P = 0,5H(\text{ctg}\beta \pm \text{ctg}\delta) \frac{B[\rho_n(100-\pi_n)(100-\rho_p) + \rho_p(100-\pi_p)(100-\rho_n)]}{D \cdot m_{cp}(100-\pi_n)(100-\rho_p)} \% \quad (2)$$

где $\Pi_{оп}$ - оптимальные потери руды при переходе экскаватора из передней в рудной зоне, %;

P_{op} - то же, при переходе экскаватора из рудной зоны к породной, %;

H - высота уступа, м;

L_k - протяженность контакта, м;

A - угол откоса забоя, град.;

γ - угол падения рудного тела, град.;

P_n и P_{n1} - соответственно потери и разубоживание руды при переходе экскаватора из породной к рудной зоне, %;

P_r и P_{r1} - то же, при переходе экскаватора из рудной зоны к породной, %;

D - объем добытой рудной массы, м³;

m_{cp} - средняя мощность рудных тел, м.

Экспериментально решались следующие задачи:

1. Определение основных показателей, характеризующих взорванный массив. В частности методом натуральных измерений определялись коэффициенты разрыхления, гранулометрический состав, влажность, угол откоса развала.

2. Установление влияния высоты уступа, ширины экскаваторной заходки и характера залегания рудного тела на перемещение руд и пород при экскавации.

3. Установление взаимосвязи между потерями и разубоживанием руды и закономерностей их изменения, являющихся основой для определения оптимального соотношения объемов разубоживающих пород и теряемых руд в приконтурных зонах.

Выявление указанных зависимостей производилось на основе проведения лабораторных экспериментов методом физическо-го моделирования.

При помощи выбранного материала в масштабе 1 : 40 воспроизводится уступ карьера с разрыхленной горной массой и рудным телом заданной конфигурации. Коэффициент разрыхления в модели составлял 1,15-1,20, что соответствует взрыванию массива в закатной орде и под навалом необработанной горной массы.

В качестве исходных данных для моделирования приняты: высота уступа 10, 15 и 20 м, ширина экскаваторной заходки 10, 12, 14 и 16 м, емкость ковша экскаватора 4 м³.

Для отличия руды от разубоживающей породы и последующего анализа их соотношений при отработке приконтурной зоны рудное

тело задается окрашенной породой крупностью более 5 мм. Мелочь разделяется пропорционально выходу крупных фракций.

Выемка горной массы производилась специальным механизмом, имитирующим экскаватор. При ходе экскаватора от породной зоны к рудной за начальное положение забоя принимается момент окончания выемки чистой породы, за конечное - начало выемки чистой руды.

Общий объем горной массы между этими положениями забоя определяет объем приконтурной зоны. Для каждого определенного интервала шага передвижения экскаватора производится анализ качественного состава горной массы. Зная качественную характеристику каждого слоя (отружки), можно определить потери при исключении некондиционных по качеству слоев, разубоживание в оставшейся части и среднее содержание металла в исключаемой и оставшейся горных массах.

Анализ изменения потерь и разубоживания, которые устанавливались по экскаваторным слоям, по мере отработки приконтурной зоны, для различных вариантов типов забоя и охем экскавации (табл. I), показывает, что в приконтурной зоне в процессе экскавации происходит интенсивное разубоживание руды: достигающее 45-50%, а потери составляют 5-20% (рис. 2).

Таблица I.

Варианты типов забоя и охемы экскавации (выемка горной массы из приконтурной зоны по схеме С-1 производится параллельными слоями с прямолинейным выравниванием забоя, по остальным - лобовыми заходками)

Варианты	С-1	С-2	С-3	С-4	С-5	С-6	С-7	С-8	С-9	С-10	С-11
падение рудного тела (γ)	90°	90°	90°	90°	90°	90°	30°	30°	45°	90°	90°
протирание рудного тела (θ)	90°	60°	90°	30°	60°	120°	90°	60°	30°	120°	60°

углы, град.

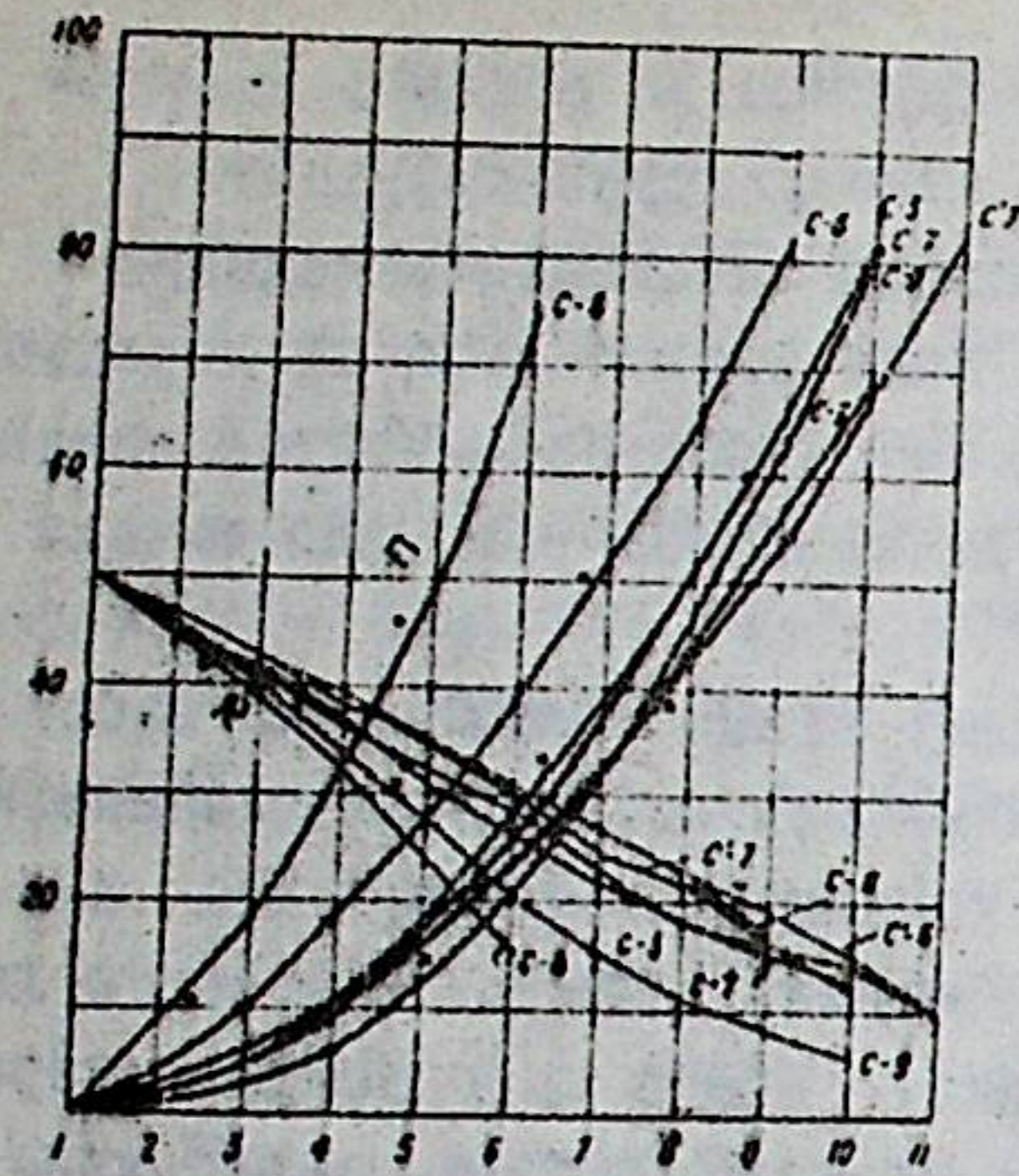


Рис.2. Изменение потерь (П) и разубоживания (Р) руды в зависимости от типа забоя и схемы экскавации

Анализ качества горной массы по слоям, при известном браковочном содержании металла в добытой руде, позволил установить характер образования и уровень количественных и качественных потерь в процессе экскавации горной массы из приконтурной зоны.

В качестве примера на рис.3 приводятся результаты моделирования формирования потерь и разубоживания руды при экскаваторной выемке обычным способом (С-3), условном содержании меди в руде 7%, во вмещающих породах 2%, мощности рудного тела, ширине экскаваторной заходки и высоте уступа 10 м. Как видно на рис.3, уровень разубоживания в приконтурной зоне изменяется от 40 до 90%, а условное содержание меди в добытой руде — от 2,5 до 6%. Принимая условное браковочное содержание меди в добытой руде равным более 4%, устанавливаем:

- а) при отработке первой заходки полностью теряется первый и частично второй слой (на расстоянии от 0 до А). При этом, проследивая линию АВС, видим, что среднее содержание в добытой руде 4,5% (точка С), разубоживание — 50%;
- б) при второй заходке в потери подлежат первый и частично второй слой (на расстоянии от 0 до А') и полностью последние слои в интервале АБ. При этом среднее содержание в добытой руде составляет 4%, а разубоживание — 60%.

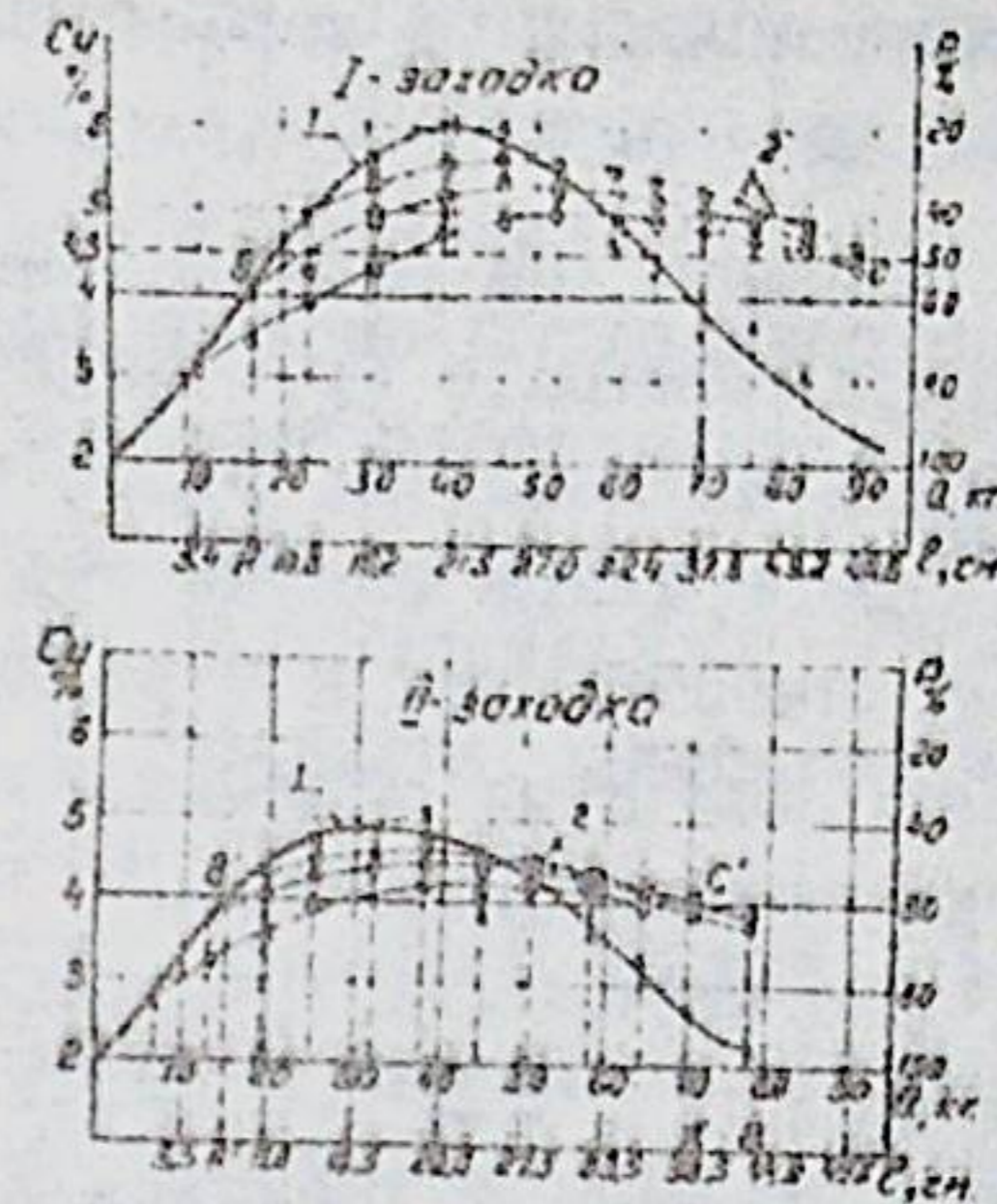


Рис.3. Изменение среднего содержания меди (Cu) и разубоживания (Р) при экскавации:

- Е — толщина слоя, см;
- Q — объем горной массы, кг;
- I — среднее содержание меди по слоям;
- 2 — то же, когда теряются начальные слои.

Достоверность полученных результатов лабораторных исследований на моделях проверялась в производственных условиях Кальмакырского карьера. При этом было установлено, что если при существующем на карьере способе выемки руды из приконтурной зоны отклонение от среднего содержания меди (отклонения определялись по отношению к данным по сливу классификаторов фабрики) в направляемых на фабрику рудных составах составляет от +8 до -22,5%, то при выемке руды до соответствующей границы, установленной на основе данных моделирования, оно находится в пределах от +2 до -7%.

Проведенные комплексные исследования по изучению влияния процесса экскавации на качество руды на моделях и в производственных условиях позволили: установить зависимости по определению потерь при исключении некоординированных по качеству слоев, разубоживания в оставшейся части (по отношению к приконтурному объему руды) и среднего содержания металла в исключаемой и оставшейся частях горной массы;

обосновать методику установления оптимальной границы выемки руды из приконтурной зоны;

разработать методики определения и учета потерь и разубоживания руды;

дать теоретические основы определения рациональных параметров технологии выемки в зависимости от морфологии рудных тел, высоты уступа и ширины экскаваторной заходки.

В Г Л А В Е IY даны: обоснование рациональной схемы развития добычных работ, обеспечивающее применение эффективных методов совместного взрывания массива; разработанные методики установления оптимальной границы выемки руд и пород и определения количественных и качественных потерь при экскаваторной выемке руды из приконтурных зон; рациональной технологии экскаваторной отработки приконтурных зон.

Исследования показывают, что метод многорядного короткозамедленного взрывания рудных блоков в зажатой среде и под навалом необработанной горной массы позволяет добиться в приконтурных зонах минимального перемешивания руд и пород в процессе взрыва. Переход Кальмакырского карьера на широкое внедрение многорядного взрывания обуславливает создание необходимой ширины рабочих площадок, что может быть осуществлено за счет проведения работ одновременно на всех уступах или поэтапно.

В первом случае разнос уступов должен производиться последовательно, начиная с верхних горизонтов. При этом скорость подвигания на нижних горизонтах будет минимальной (практически работы на них будут приостановлены), а на верхних максимальной. Кроме того, увеличение ширины рабочей площадки обусловит резкое возрастание коэффициента вскрыши. В этой связи осуществление первого варианта без снижения объема добычи руды связано с выполнением дополнительного объема вскрышных работ в течение значительного периода (5-6 лет).

Использование при реконструкции рабочих площадок поэтапной схемы развития горных работ позволяет создать необходимые условия для равномерного подвигания фронта работ в пределах всей рабочей зоны без увеличения текущего коэффициента вскрыши. При этом в рабочей зоне карьера в одновременной отработке может находиться половина всех уступов, а остальные - в стадии подготовки. Ширина площадок на нера-

бочих уступах может быть минимальной и определяется из условия размещения горнотранспортного оборудования (35 м - при железно-дорожном транспорте), а на рабочих уступах определяется количеством рядов скважин (4-5) и составляет 65-70 м.

Использование рекомендуемой схемы поэтапного развития горных работ позволило перейти к широкому применению на Кальмакырском карьере многорядного взрывания, которое обеспечило:

- снижение себестоимости 1 м³ горной массы (на 5,2 коп.);
- снижение потерь и разубоживания при экскаваторной выемке руды (соответственно на 1-2% и 5-10% от общих потерь) за счет сокращения перемешивания руд и пород в процессе их совместного взрывания.

Ввиду сложности контуров рудных тел и породных участков, а также конструктивных особенностей прямой механической лопаты, полностью исключить перемешивание различных типов руд и пород не представляется возможным даже при высокой организации внутрискважинной селекции. В этой связи эффективная отработка приконтурных зон обуславливает необходимость установления рациональных пропорции смешивания различных типов руд и пород, иначе установить оптимальную границу выемки между рудой и породой. За экономический критерий при установлении рациональной границы выемки, между рудой и породой нами принимается браковочное содержание металла в рудной массе. При этом граница выемки будет оптимальной, когда суммарный ущерб от потерь и разубоживания является минимальным.

Браковочное содержание металла ($\alpha_{бр}$) в рудной массе для определенного периода времени предполагается устанавливать по формуле

$$\alpha_{бр} = \frac{Z_{тр} + C_0 + C_M + C_K}{U \cdot \epsilon_0 \cdot \epsilon_M \cdot K} \% \quad (3)$$

где $Z_{тр}$ - разница затрат на транспортировку горной массы на фабрику и отвал, руб/т;
 C_0 - себестоимость обогащения товарной руды, руб/т;
 C_M - затраты на металлургический передел, руб/т;
 C_K - затраты на извлечение попутных компонентов, руб/т;

κ - коэффициент, учитывающий ценность извлечения попутных компонентов;
 $Ц$ - отпускная цена на готовую продукцию по одному полезному компоненту, руб/т;
 ϵ_0 и ϵ_M - коэффициенты извлечения меди соответственно при обогащении и металлургическом переделе, доли единицы.
 При условии (3) предельно-допустимое разубоживание равно:

$$P_9 = \frac{c - \alpha_{об}}{c - \epsilon} \quad (4)$$

где c - содержание меди в добытом кондиционной руде, доли единицы;
 ϵ - то же, в разубоживающей породе, доли единицы.

Метод установления границы выемки в приконтурных зонах на основе браковочного содержания или предельно-допустимого разубоживания учитывает тот факт, что при переработке руды с содержанием ниже $\alpha_{об}$ предприятие несет прямые убытки.

Рассмотрим определение оптимальной границы между промышленной рудой и пустой породой на конкретном примере. Принимаем следующие исходные данные: ширина экскаваторной заходки - 16м и высота уступа - 10м; условное содержание металла в балансовой руде и в породе - соответственно 0,009 и 0,002 доли единицы; браковочное содержание - 0,004 доли единицы.

По формуле (4) предельно-допустимое разубоживание руды равно

$$P_9 = \frac{0,009 - 0,004}{0,009 - 0,002} \cdot 100 = 70\%$$

На основе графика (рис.4), построенного по данным лабораторных исследований, устанавливаем, что такое предельно-допустимое разубоживание получим при отгрузке второго состава. Тогда оптимальная граница выемки руд и пород по формуле (5) предопределится слоем с порядковым номером 5

$$N_{сл} = \frac{H \cdot E}{H \cdot \omega_3 \cdot \gamma} = \frac{2 \cdot 1000}{10 \cdot 16 \cdot 1,25} = 5 \quad (5)$$

где $N_{сл}$ - номер слоя;
 N - количество составов, отправленных на отвал;
 E - вес рудной массы в составе, равный 1000т;
 ω_3 - ширина экскаваторной заходки, м;
 H - высота уступа, м;
 ϵ - толщина слоя, м;
 γ - объемный вес, т/м³

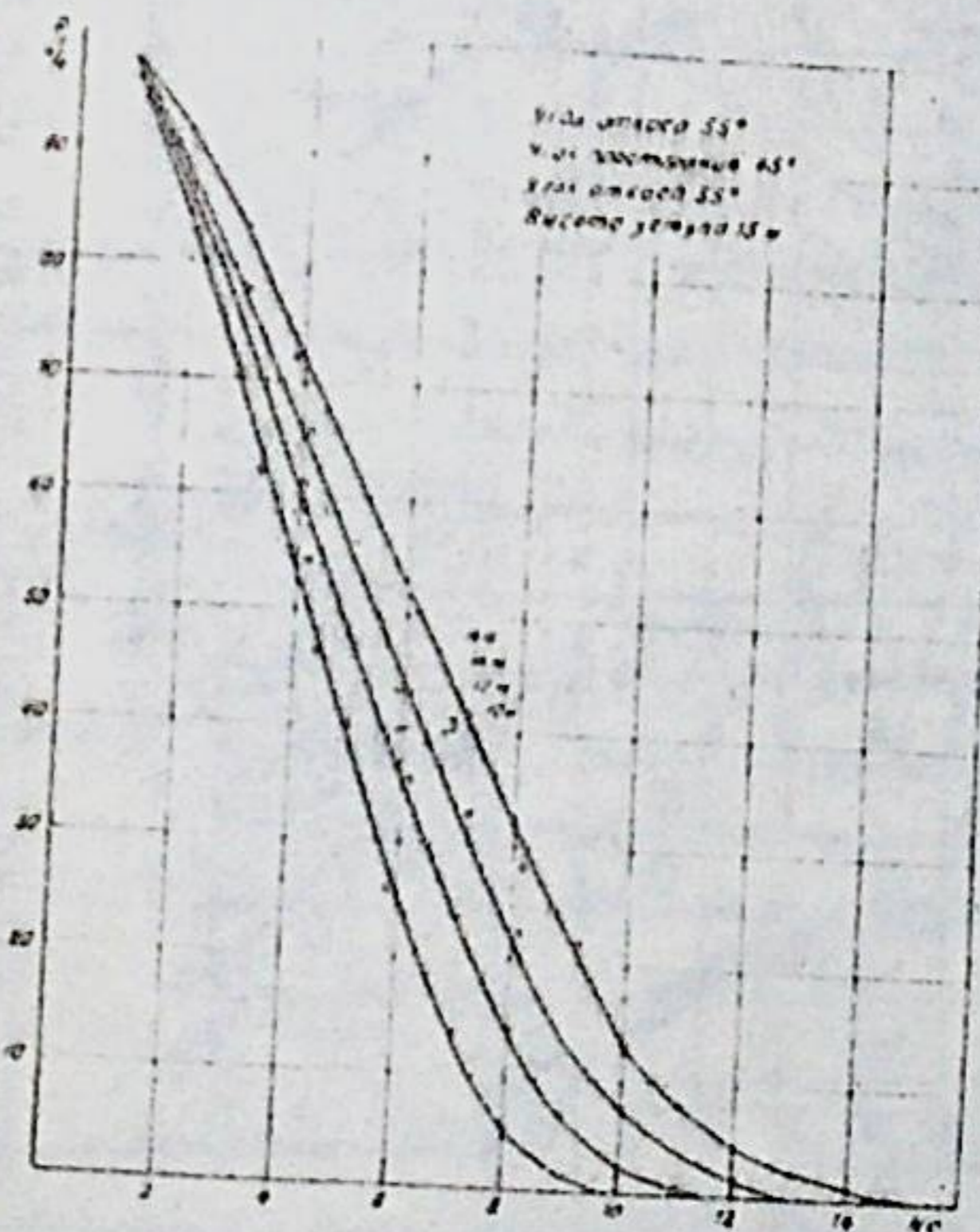


Рис.4. изменение разубоживания руды (P) в составе (N_c) в зависимости от ширины экскаваторной заходки

поскольку толщина слоя составляет 1м, оптимальная граница выемки от условного контакта будет находиться на расстоянии 5м в сторону подвигания забоя.

Большое число составляющих, входящих в формулу по определению оптимальной границы выемки, создает определенное затруднение в практическом их использовании. В этой связи для условий Кальмакырского карьера нами разработана номограмма (рис.5) определения оптимальной границы выемки руд из приконтурных зон. левая часть номограммы, представляющая зависимость разубоживания руды в составе от его номера, составлена для каждого типа контакта. Порядок пользования номограммой

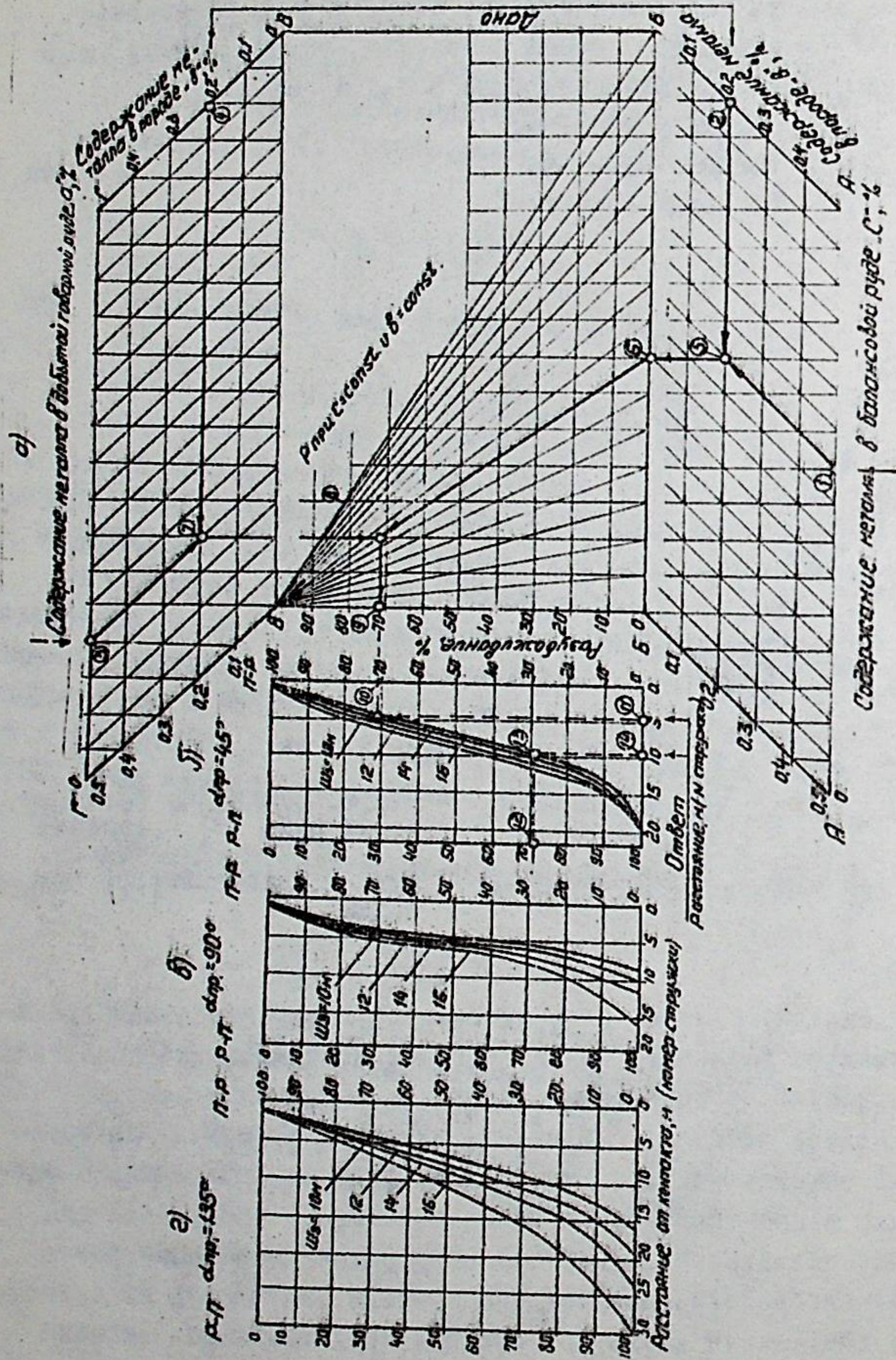
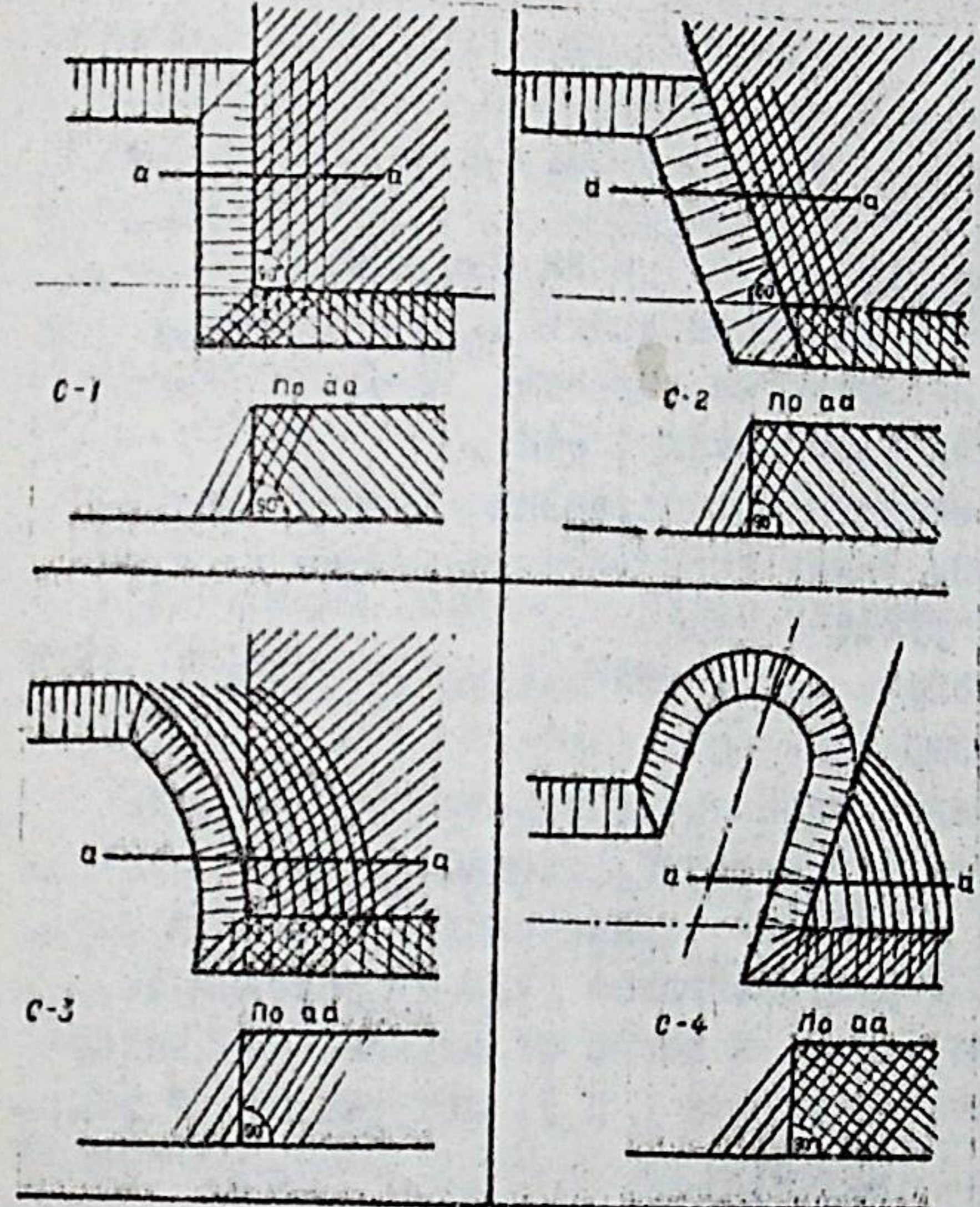


Рис. 5. Номограмма для установления оптимальной границы выемки и определения потерь и разубоживания руды при отработке приконтурных зон.

показан на рис. 5,

Выявленные закономерности перемешивания руд и пород при экскавации и их количественная и качественная оценки позволили выделить основные типы забоев и схем экскавации (рис. 6).



Условные обозначения:
 - - - - - Ось движения экскаватора
 [Hatched area] Рудное тело

Рис. 6. Варианты типов забоев и схем экскавации раздельной выемки руд и пород.

На основе экспериментальных исследований, выполненных в лабораторных и производственных условиях, для каждой схемы экскавации установлены: конкретный уровень количественных и качественных потерь, затраты на добычу, обогащение и металлургическую переработку I т руды при одинаковых параметрах экскаваторного забоя и ценности добываемых руд.

В целях установления наиболее эффективной схемы экскавации раздельной выемки руд и пород в приконтурной зоне нами построена экономико-математическая модель.

Комплексная экономическая оценка каждого из вариантов схемы экскавации производилась по показателю прибыли (Э) на 1 т погашенных балансовых запасов. При этом целью является функция экономико-математической модели по установлению рациональной схемы экскаваторной отработки приконтурных зон имеет следующий вид

$$\frac{1-p}{1-p} \left(\sum_{i=1}^n u - \sum_{i=1}^n z \right) = \sum_{i=1}^n \varepsilon \rightarrow \max, \quad (6)$$

- где p - потери руды при добыче, доли единицы;
 $\sum_{i=1}^n u$ - разубоживание руды при добыче, доли единицы;
 $\sum_{i=1}^n u$ - суммарная извлекаемая ценность полезных компонентов в конечной продукции, руб.;
 $\sum_{i=1}^n z$ - суммарные затраты на получение готовой продукции по всему циклу горнометаллургического производства, руб.;
 $\sum_{i=1}^n \varepsilon$ - прибыль, получаемая в результате производства готовой продукции, руб.

Область решения данной экономико-математической модели определяется системой ограничений, входящих в нее переменных. В данном случае основными ограничениями являются изменения величины потерь и разубоживания руды от условий залегания рудных тел, типа забоя, а также от ширины экскаваторной заходки (u_2) и высоты уступа (H), которые имеют вид:

$$\begin{aligned} 30^\circ \leq \gamma \leq 90^\circ & \quad 0,05 \leq p \leq 0,50 & \quad 0,01 \leq \eta \leq 0,10 \\ 30^\circ \leq \theta \leq 90^\circ & \quad 10 \leq u_2 \leq 16 & \quad 10 \leq H \leq 20 \end{aligned}$$

Для выявления зависимости количества потерянных руд (ΔR) и примешиваемых пород (ΔB) от указанных факторов проведен многофакторный корреляционный анализ статистических данных, полученных в процессе экспериментальных исследований экскаваторной выемки руд. При этом получены следующие уравнения множественной регрессии:

$$\Delta R = 22,25H + 7,8u_2 + 0,32p - 17,25 \quad (7)$$

$$\Delta B = 66,60H + 89,25u_2 + 13,56p - 21,87 \quad (8)$$

Коэффициент множественной корреляции составил $R = 0,7609$.

Для выявления зависимости извлечения меди в концентрат от содержания меди в руде (α), сульфидности руд (S) и содержания меди в концентрате (β) построена математико-статистическая модель в виде параболического уравнения множественной регрессии

$$\begin{aligned} \xi = 137\alpha - 0,73S + 4,26\beta - 162\alpha^2 + 1,86\alpha \cdot S - 5,8\alpha\beta + \\ + 0,0002S^2 - 0,024S \cdot \beta + 0,041\beta^2 + 3,53 \end{aligned} \quad (9)$$

Уравнение характеризуется следующими среднеквадратическими отклонениями величин:

$$\sigma(\alpha) = 0,0025; \quad S = 4,7158; \quad \beta = 1,0867$$

Результаты расчета прибыли на 1 т погашенных балансовых запасов на основе предложенной модели (6) для рассматриваемых вариантов схем экскаваторной отработки приконтурных зон приводятся в табл. 2.

Таблица 2.

Варианты типов забоев и схем экскавации	Потери, %	Разубоживание, %	Прибыль на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.
C-1	2,0		3,17
C-2	3,3		3,04
C-3	1,3		3,39
C-4	3,0		2,84

Уравнения регрессии (7,8,9) получены в результате обработки данных на ЭЦВМ "М-220" в Институте кибернетики АН УзССР по программам, разработанным лабораторией "Оптимизация процессов добычи и обогащения полезных ископаемых".

Сравнительная оценка, выполненная применительно к условиям кальякырокого карьера (табл.2), показывает высокую эффективность схемы отработки приконтурных зон с раздельной выемкой руд и пород лобовыми заходками (С-3); потери снижаются в 1,5-2,5 раза, разубоживание в 1,5-2,3 раза, а прибыль на 1 т погашенных балансовых запасов по сравнению с другими вариантами наибольшая.

Возможность эффективного применения того или иного способа определения количественных и качественных потерь тесно связана с влиянием двух основных факторов: горногеологическими условиями залегания месторождения и технологией ведения добычных работ. Эти факторы обуславливают специфику применения каждого способа в конкретных условиях.

Предлагаемый метод определения количества потерленной руды и разубоживающей породы базируется на установлении контуров оптимальной границы выемки в результате замера весовых и линейных параметров на погоризонтных планах с последующим их выносом в натуре.

Оперативный учет качественных и количественных потерь в процессе экскаваторной выемки производится по приведенной выше (рис.5) номограмме, связывающей номер состава, разубоживание, содержание металла в разубоживающей породе, в исходной и товарной руде.

Порядок пользования номограммой, следующий. При известном номере состава "N", проводя вертикальную линию на пересечении ее с кривой разубоживания в точке O по ординате находится допустимое разубоживание руды в составе. По данным содержания металла в исходной руде и разубоживающей породе (на рис.5 показано отрезками) находится содержание металла в рудной массе. Все эти показатели фиксируются машинистом в паспорте экскавации (на бланке учета качества руды).

По истечении определенного периода времени (месяц, квартал, год) бланк учета анализируется маркшейдерской службой рудника. При известном количестве и качестве горной массы в каждом составе, вывезенном на отвал с каждого типа контакта, потери руды за определенный период определяется по формулам:

а) потери руды на одном контакте

$$\Pi_k = (E_1 - 0,01P_1E_1) + (E_2 - 0,01P_2E_2) + \dots + (E_n - 0,01P_nE_n) \quad (10)$$

в тех случаях, когда $E_1 = E_2 = \dots = E_n = E$

$$\Pi_k = 0,01E(100 \cdot n - P_1 - P_2 - \dots - P_n), \bar{m} \quad (10a)$$

б) потери руды со всех контактов

$$\Pi_0 = \sum_k \Pi_k, \bar{m} \quad (11)$$

в) относительные потери руды за определенный период времени

$$\Pi = \frac{\Pi_0}{B} \cdot 100 \% \quad (12)$$

где E_1, E_2, \dots, E_n - емкость 1-го, 2-го... n-го состава, т;

P_1, P_2, \dots, P_n - допустимое разубоживание соответственно в 1-ом, 2-ом, n-ом составе в %, определяется по номограмме,

Π_k - абсолютная величина потерь руды при пересечении одного контакта, т;

Π_0 - общие потери за определенный период времени с 1-го, 2-го, ... k-го контактов, т;

Π - относительные потери руды за определенный период времени при отработке балансовых запасов, %.

Разубоживание руды, поступившей на переработку в течение определенного периода времени, определяется в следующей последовательности:

а) объем породы (B), примешиваемой к балансовой руде, при отработке приконтурной зоны рассчитывается по формуле:

$$B = 0,01P_{n+1}E_{n+1} + 0,01P_{n+2}E_{n+2} + \dots + 0,01P_nE_n, \bar{m} \quad (13)$$

или при $E_{n+1} = E_{n+2} = \dots = E_n = E$,

$$B = 0,01E(P_{n+1} + P_{n+2} + \dots + P_n), \bar{m} \quad (13a)$$

б) суммарный объем породы, примешиваемой к балансовой руде (при отработке контактов) по формуле:

$$\sum B_0 = \sum_k B_k, \bar{m} \quad (14)$$

в) разубоживание руды в конечном счете подсчитывается по формуле

$$\frac{\sum_{i=1}^N \theta}{E(N-n')} \cdot 100 \quad (15)$$

где $E_{n1}, E_{n2}, \dots, E_n$ - объем руды в (N) - ом составах, поступающих на переработку, т.;
 $P_{n1}, P_{n2}, \dots, P_n$ - допустимое разубоживание руды в отдельных составах, поступающих на переработку и определяемое в номограмме, %;
 N - число составов сформированных при отработке одной приконтурной зоны;
 n' - то же при отработке всех контактов за определенный период времени;
 n - число составов, отправленных на породные отвалы при отработке всех контактов.

Выполненный анализ расчетных данных определения относительных средних квадратических ошибок показывает, что величина указанных ошибок определения потерь по предлагаемому методу не превышает 2,2+5,3%, а разубоживания 5,4+10,5%. Это свидетельствует о высокой надежности установления искомым величин по предлагаемому методу их определения.

Данная методика определения потерь и разубоживания руды позволяет не только надежно устанавливать их фактические величины, но и добиваться их сокращения в процессе отработки рудных блоков.

ОСНОВНЫЕ ВЫВОДЫ И РЕКОМЕНДАЦИИ

I. Современное состояние открытой разработки меднопорфировых месторождений характеризуется, как правило, отсутствием на предприятиях достоверных данных, отражающих фактический уровень количественных и качественных потерь. В связи с этим для повышения полноты выемки и качества руд на карьерах цветной металлургии, на основе установления взаимосвязи между потерями и разубоживанием руды и выявлению закономерностей их изменения, необходимо разработать эффективные методы определения и учета количественных и качественных потерь.

2. Существенные недостатки косвенного способа определения потерь и разубоживания руды предопределяет необходимость изыскания новых, простых и достоверных методов, позволяющих производить оперативную оценку деятельности горных предприятий по борьбе с потерями и разубоживанием. Предложенные в последнее время рядом авторов прямые и комбинированные методы определения потерь и разубоживания не могут быть непосредственно использованы при эксплуатации сложных месторождений типа кальмакырского, хотя их принципиальная основа является общей для любого месторождения.

3. На карьерах, разрабатывающих сложные рудные месторождения с применением совместного взрывания руд и пород, определяющая роль в образовании количественных и качественных потерь в конечном счете принадлежит процессу экскавации: удельный вес потерь, обусловленных данным процессом составляет 80-90%.

4. Исследовать полноту выемки и качество добываемых руд в процессе экскавации позволил метод физического моделирования в сыпучей среде, на основе которого нами установлено:

а) в приконтурной зоне в процессе экскавации происходит интенсивное разубоживание руды, достигающее до 45-50%, и образование потерь до 5-14%.

б) изменение потерь и разубоживания руды для различных схем экскавации, обусловленных элементами залегания рудного тела (мощность, углы падения и простирания) и параметрами экскаваторного забоя (высоты уступа, ширины экскаваторной заходки).

в) взаимосвязь между количеством потерянной руды и разубоживающих пород и закономерности их изменения от высоты уступа (в пределах от 10 до 20м), ширины экскаваторной заходки (от 10 до 16 м) и допустимого разубоживания (от 20 до 80%) при экскаваторной отработке приконтурных зон.

г) основы определения оптимальной границы выемки руд и пород в приконтурной зоне. При этом за экономический критерий при установлении рациональной границы выемки принято браковочное содержание, определяемое исходя из равенства убытков от потерь и разубоживания.

д) теоретические основы прямого метода определения потерь и разубоживания руды применительно к экскаваторной отработке приконтурных зон.

5. Разработаны один из вариантов прямого метода определения количественных и качественных потерь руды применительно к условиям Кальмакырокого карьера. При этом величина относительных средних квадратических ошибок определения потерь по предлагаемому методу не превышает $2,2 \pm 5,3\%$, а разубоживания $5,4 \pm 10,5\%$.

6. Проведенные лабораторные и производственные исследования влияния процесса экскавации на качество добываемой руды позволили разработать ряд практических рекомендаций, которые сводятся к следующему:

а) применение рациональной поэтапной схемы развития горных работ создает условия к широкому внедрению на Кальмакырском карьере многорядного взрывания, которое обеспечивает:

- снижение себестоимости 1 м^3 горной массы на $5,2 \text{ коп.}$,
- уменьшение потерь и разубоживания при экскаваторной выемке руды соответственно на $1-2\%$ и $5-10\%$ от общих потерь (за счет сокращения перемешивания руд и пород в процессе их совместного взрывания),

б) для оперативного установления оптимальной границы выемки руд и пород в приконтурной зоне предложен графо-аналитический метод, который позволяет использовать определенную часть руд приконтурных зон с содержанием меди, равным браковочному. Это позволило сократить на Кальмакыроком карьере потери - на $0,3\%$ и разубоживания - на $1,3\%$.

в) предлагаемые уравнения множественной регрессии по определению количества потерь руды и разубоживающих пород в зависимости от высоты уступа, ширины экскаваторной заходки и допустимого разубоживания позволяют с достаточной для практических целей точностью устанавливать их величины,

г) для определения и учета потерь и разубоживания руды при отработке месторождений типа Кальмакырского предложены расчетные зависимости и номограмма. Это дает возможность не только надежно устанавливать фактические величины потерь и разубоживания, но и влиять на их сокращения в процессе отработ-

ботки рудных блоков.

д) общий экономический эффект от внедрения разработанных предложений составляет $754,7 \text{ тыс. рублей}$.

Основное содержание диссертации опубликовано в следующих работах автора:

1. Графо-аналитический метод исследования процесса перемешивания горной массы. "Средазнипроцветмет", сб. научных трудов. Ташкент, 1968, соавторы: С.В. Пак, М.Абдукахаров.

2. Влияние процесса экскавации на качество руды. Сб. "Технология, механизация и организация горных работ". "Наука" Москва, 1969, соавтор: С.В. Пак.

3. Методика учета количественных и качественных потерь при экскаваторной выемке сложного состава. Сб. трудов "Разработка месторождений руд цветных металлов". "Средазнипроцветмет", Ташкент, 1970, соавторы: П.С. Поклонский, С.В. Пак, И.И. Пляскин, В.Ю. Деды, А.Ф. Головин.

4. Оценка возможных ошибок при координатном методе учета потерь и разубоживания руды на карьерах, там же: соавторы И.И. Пляскин, С.Г. Чувихин, В.Г. Казанцева.

ПОДПИСАНО В ПЕЧАТЬ 9/IV 1973 Г. ФОРМАТ БУМАГИ
60x901/16. ОБЪЕМ 1,75 л. л.

Д-03087.

ЗАКАЗ 956.

ТИРАЖ 200 ЭКЗ.

Г. ФРУНЗЕ, ТИП. АН КИРГИЗ. ССР,
УЛ. ПУШКИНА, 144.