

6
A 36

3

АКАДЕМИЯ НАУК КИРГИЗСКОЙ ССР
УЧЕНЫЙ СОВЕТ ПО ГЕОЛОГИИ И ГОРНОМУ ДЕЛУ
ИНСТИТУТ ФИЗИКИ И МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

На правах рукописи

Горный инженер Л. А. Якушев

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ЭФФЕКТИВНОСТИ
ПОРОДНОЙ ВЗРЫВОСТАВКИ ПРИ РАЗДЕЛЬНОМ
СПОСОБЕ ВЫЕМКИ РУДЫ И ПОРОДЫ**

(на примере Дзезказганских рудников)

Специальность 05.311

Подземная разработка и эксплуатация угольных
рудных и нерудных месторождений полезных
ископаемых

Автореферат
диссертации на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Фрунзе 1972

АКАДЕМИЯ НАУК КИРГИЗСКОЙ ССР

УЧЁНЫЙ СОВЕТ ПО ГЕОЛОГИИ И ГОРНОМУ ДЕЛУ
ИНСТИТУТ ФИЗИКИ И МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

На правах рукописи

Горный инженер Л.А.Якушев

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ЭФФЕКТИВНОСТИ
ПОРОДНОЙ ВЗРЫВОСТАВКИ ПРИ РАЗДЕЛЬНОМ
СПОСОБЕ ВЫЕМКИ РУДЫ И ПОРОДЫ

(на примере Дзезказганских рудников)

Специальность 05.311

Подземная разработка и эксплуатация угольных
рудных и нерудных месторождений полезных
ископаемых

Автореферат
диссертации на соискание учёной степени
кандидата технических наук

Фрунзе, 1972г.

Работа написана в Институте горного дела АН КазССР
Экспериментальные исследования выполнены в лабораториях Ин-
ститута физики и механики горных пород АН Киргизской ССР.

Научные руководители

Заслуженный деятель науки и техники КазССР, профессор,
доктор технических наук И.З.ЛЫСЕНКО
Кандидат технических наук И.А.ТАНГАЕВ.

Официальные оппоненты:

Профессор, доктор технических наук В.А.ШЕСТАКОВ
Кандидат технических наук Ю.Н.ГОРИН

Ведущее предприятие

Джезказганский ордена В.И.Ленина горнометаллургический
комбинат имени К.И.Сатпаева.

Автореферат разослан " " _____ 1972 г.
Защита диссертации состоится " " _____ 1972 г.
на заседании Ученого Совета по геологии и горному делу
Академии наук Киргизской ССР (г.Фрунзе, бульвар Дзер-
жинского, 30).

С диссертационной работой можно ознакомиться в библиоте-
ке АН Киргизской ССР.

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

Ученый секретарь

Совета по геологии и горному делу
кандидат геолого-минералогических
наук

В.В.Малыгин
В.В.МАЛЫГИН

В В Е Д Е Н И Е

В директивах XXIV съезда КПСС большое значение придает-
ся совершенствованию методов добычи полезных ископаемых и
рациональному использованию недр, как важнейшим условиям по-
вышения эффективности горного производства. В частности, пос-
тавлена задача увеличения выпуска меди по Казахстану в 1,7
раза.

В связи с этим приобретает особо важное народнохозяйст-
венное значение вопрос увеличения выпуска и повышение качест-
ва добываемого сырья на Джезказганских рудниках, являющихся
важной сырьевой базой для производства меди.

Применяемая для разработки месторождения камерно-столбо-
вая система в различных ее модификациях характеризуется вы-
сокой производительностью, сравнительно низкой себестоимостью.

Вместе с тем, валовый способ выемки, применяемый при
этой системе, приводит к вовлечению в разработку больших
объемов пустых пород или некондиционных руд, поскольку в со-
ответствии с действующими кондициями в контур балансовых за-
пасов включаются прослой мощностью от 0,5 до 4 м. Фактичес-
кое разубоживание, в связи с этим на Джезказганских рудниках
составляет 14-15%.

Изыскание возможностей повышения качества добываемой ру-
ды за счет снижения разубоживания является целью настоящей
работы. Одним из путей снижения разубоживания является раз-
дельная отработка рудных тел, разобоченных прослоями пустых по-
род и забалансовых руд.

В работе исследуется фактическое состояние разубожива-
ния руды на основе статистической обработки первичной геоло-
го-маркшейдерской документации. Предлагается новый вариант
камерно-столбовой системы с отдельной выемкой пород прос-
лоя посредством перемещения его силой взрыва плоских заря-
дов выброса в отработанные камеры. На основе разработанной
методики исследуются параметры плоских зарядов, позволяющие
надежно перемещать горную массу прослоев в отработанные каме-
ры. Устанавливается рациональная область и масштабы примене-

ния, а также дается оценка экономической эффективности предлагаемой технологии раздельной выемки.

Работа включает теоретические, лабораторные, полигонные и производственные этапы исследований.

При решении поставленных задач использовались современные методы лабораторных экспериментальных исследований с применением оптической и радиоэлектронной аппаратуры. Для проверки и уточнения результатов теоретических и лабораторных исследований закономерностей действия плоских зарядов проведены натурные эксперименты на карьерах треста "Казахвзрывпром" и Восточно-Джезказганском руднике.

Диссертационная работа изложена в четырех главах на 149 страницах машинописного текста, включает 15 таблиц, 34 рисунка, перечень литературных источников и приложение.

Глава I. СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ДЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Благоприятные горногеологические условия Джезказганского месторождения: устойчивость вмещающих пород и руды, высокая их крепость и пологое залегание обусловили широкое применение систем с открытым выработанным пространством. Разработка месторождения в настоящее время осуществляется в основном камерно-столбовой системой в двух ее вариантах: собственно камерно-столбовой и панельно-столбовой в различных модификациях.

В этих условиях применение различных комплексов самоходного оборудования позволило получить высокую в Союзе производительность предприятия по руде и низкую ее себестоимость. Вместе с тем вопросу изыскания резервов повышения качества добываемой руды на Джезказганских рудниках не уделялось должного внимания. Этому способствовало незначительное разубоживание руды.

Разработка месторождения в настоящее время производится на основании кондиций, утвержденных ГКЗ. По техническим условиям к подсчету запасов разрешается включать в балансовые за-

пасы блоки "параллельных" рудных пачек вместе с прослоями пород мощностью до 4,0 м, если добавляемые к основной рудной пачке интервалы (прослой плюс руда параллельной пачки) имеют содержание металла не менее установленных кондиций. В противном случае прослой исключается из подсчета запасов совместно с наименее ценной верхней или нижней рудной пачкой.

Принятый на руднике порядок оконтуривания приводит к тому, что почти все прослой породы мощностью до 4,0 м попадают в контур балансовых запасов, не говоря уже о прослоях забалансовых руд. Однако следует иметь в виду, что в отчетных данных о разубоживании руды и, следовательно, в его нормативном уровне не отражается попадание в рудную массу прослоев породы и некондиционной руды мощностью до 4,0 м. Этот вид разубоживания получил название "скрытого" разубоживания руды.

С целью получения надежных данных распределения запасов месторождения по типам разделяющих рудные пачки прослоев пород и некондиционной руды, а также получения данных о средней мощности, глубине залегания и среднего содержания металла в рудных пачках и разубоживающих прослоях нами произведен статистический анализ распределения запасов месторождения.

Анализ выполнен на базе исходной геологической документации по двум наиболее характерным для Джезказгана шахтным полям № 55 и 57, при этом была использована документация по 700 разведочным геологическим скважинам. Полученные результаты статистического анализа позволяют сделать следующие общие выводы:

1. Около половины запасов (52%) залегает в условиях разобщенности породными прослоями мощностью от 0,5 до 6,0 м.

2. Запасы в рудных пачках разобщенных породными прослоями и прослоями забалансовых руд составляют соответственно 34,1% и 18,1%, при этом суммарные мощности прослоев пустых пород и забалансовых руд относятся как 3:1 (71% и 29%).

3. Средневзвешенная мощность прослоев составляет 2,2 м;

средневзвешенная мощность рудных пачек 9,6 м.

Отсюда становится очевидным, что "скрытое" разубоживание руды происходит в основном за счет вовлечения в отработку прослоев пустых пород.

4. Размеры "скрытого" разубоживания руды на Джезказганских рудниках в результате валовой выемки руды, разобранной прослоями пород и некондиционных руд мощностью до 4,0 м могут достигнуть 9-10%. Средневзвешенное значение этого вида разубоживания, отнесенное только к руде добываемой из участков с прослоями пустой породы мощностью до 4,0 м достигает 20%, а на отдельных участках 40% и более.

Из приведенного анализа видно какой огромный ущерб приносит народному хозяйству наличие "скрытого" разубоживания руды. Вместе с тем имеются значительные резервы повышения качества добываемой руды за счет применения отдельных способов выемки руды и пород.

Из двух известных схем отдельной выемки на практике в настоящее время находит применение в основном вариант с оставлением прослоя в виде междукамерной потолочины ("моста"). Поскольку при применении самоходного оборудования, как показывает опыт, достаточно безопасные условия работ могут быть созданы лишь при толщине "моста" 5,5-6,0 м, отработку рудных тел с прослоями от 0,5 до 4,0 м можно вести только с оставлением в "мосту" рудных корок мощностью от 2,5-5,0, что приводит к большим потерям руды, ущерб от которых тем больше, чем выше содержание металла в рудных корках.

Вариант с удалением породных прослоев с помощью бульдозеров и скреперного грузчика не применяется по условиям его неэффективности и безопасности ведения горных работ.

Отмеченные серьезные недостатки известных способов отдельной выемки предопределили поиск других более эффективных технологических решений.

В настоящее время благодаря значительному прогрессу науки и техники возможна разработка методов отдельной выемки, основанных на совершенствовании отдельных звеньев общего тех-

нологического процесса. Таким методом, как показала практика горных работ, можно считать способ перемещения скальных пород силой взрыва, а из всех методов наиболее эффективным для условий подземной добычи с ограниченным пространством является способ взрыводоставки пород прослоев в отработанные камеры плоскими зарядами выброса.

В последние годы появились различные схемы размещения и конструкции заряда, позволяющие повысить эффективность и регулировать взрывом на выброс.

Значительный вклад в этом направлении сделан Н.В.Мельниковым, Г.И.Покровским, Л.Н.Марченко, Н.П.Сеиновым, А.А.Черниговским, Г.П.Демидюком и др.

Возникли новые научные трактовки гипотез и теорий действия взрыва в среде, среди которых наибольшее признание получили работы Н.В.Мельникова, Г.И.Покровского, Г.М.Ляхова, А.Н.Ханукаева, О.Е.Власова, В.Н.Родионова, Г.П.Демидюка, А.Ф.Суханова, О.В.Миנדели, Л.Н.Марченко, Ф.И.Кучерявого, В.Н.Мосинец, М.Ф.Друкованного, Е.Г.Баранова и др.

Большое внимание вопросам рационального использования энергии ВВ и управления действия взрыва уделяется учеными СО АН СССР под руководством академика М.А.Лаврентьева.

Однако метод плоских зарядов не получил распространения в практике, главным образом потому, что еще не разработаны достаточно четкие рекомендации по определению тех условий, в которых он может дать наибольший экономический эффект. Учитывая вышеизложенное нами предложен способ отдельной выемки с взрыводоставкой пород прослоев в отработанные камеры плоскими зарядами выброса.

Обобщение литературных и практических данных показывает, что для условий подземной разработки с применением камерно-столбовой системы со специфическими условиями залегания рудных тел исследования в этом направлении не проводилось.

В соответствии с поставленной целью определены следующие задачи исследований:

I. Установить рациональные параметры плоских зарядов вы-

ороса, позволяющие надежно перемещать горную массу породных прослоев в отработанные камеры и возможность управлять процессом в зависимости от условий взрывания и параметров плоских зарядов.

2. Изучить основные закономерности процесса распределения перемещаемых масс и установить зависимость основных параметров взрыводоставки от угла наклона шпуров при условии исключающих удары кусков породы о кровлю камеры.

3. Исследовать поле скоростей и установить общие кинематические зависимости перемещаемых масс при изменении основных параметров плоских зарядов с установлением характера и вида зависимости между ними.

4. Оценить экономическую эффективность и область применения предлагаемой технологии раздельной выемки.

Глава II. МЕТОДИКА ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ

Изучение действия взрыва в породах с различными физико-механическими свойствами отмечаемыми даже в пределах одного массива связано со значительной вариацией регистрируемых параметров. Наряду с этим при взрывании на выброс в подземных условиях существует опасность разрушения кровли камер и междукамерных целиков. Учитывая вышеизложенное, на первом этапе решено использовать метод моделирования, выводы и результаты которого могут быть проверены в производственных условиях.

Изучение действия взрыва методом моделирования основано на соблюдении подобия процессов, происходящих в физических системах, которые подчиняются трем основным условиям: геометрическому, кинематическому и динамическому.

В основу моделирования доставки породы силой взрыва был положен метод моделирования действия взрыва в эквивалентных материалах. Весь процесс взрыва может быть описан условием соблюдения общего термодинамического подобия Н.А.Наседкина в основном при соблюдении критерия Фруда:

$$\frac{g_1 l_1}{v_1^2} = \frac{g_2 l_2}{v_2^2}; \quad (1)^x$$

где

l — линейные размеры систем;
 v — скорости перемещения в системе;
 g — ускорения силы тяжести;

Этот критерий объединяет параметры геометрического и кинематического подобия процессов происходящих в системах.

Динамическое подобие соблюдено частично условием равенства объемных весов^{xx}

$$\gamma_1 = \gamma_2 \quad (2)$$

На основании общего термодинамического критерия подобия и основных положений современных гипотез разрушения горных пород взрывом при расчете веса модельного заряда исходили из пропорциональности общего импульса, сообщенного массам в модели и натуре. Для воспроизводства действия кинематической картины на модели необходимо вес заряда принять равным:

$$G_2 = \frac{G_1}{n^3} K \quad (3)$$

где $K = 0,5-0,6$ — коэффициент, учитывающий изменение типа ВВ;

n — масштаб моделирования.

Выбор общего импульса заряда ВВ определил своеобразный подход к пересчету масштаба диаметра заряда. Поскольку плотность и диаметр взаимосвязаны, следовательно можно один параметр выразить через другой. Однако, для формирования определенного импульса важно отразить изменение плотности, от которой зависит скорость детонации ВВ. Последнее положение обусловило принятие условия соблюдения геометрического подобия в отношении диаметра заряда.

x Здесь и дальше индекс 1 применяется для соответствующих величин натуре, индекс 2 — для модели.

xx Выполнить условие $g_2 = g_1 \cdot n$ возможно только на механическом ускорителе или центрифуге, а потому для соблюдения условия $v_1 = v_2 \sqrt{n}$ принимаем $g_2 = g_1$

отыскания критерия подобия времени замедления. Согласно работ Н.М.Додиса критерий подобия времени замедления определится

$$\frac{T \cdot g \cdot \delta}{L \cdot C_p \cdot \gamma} = idem; \quad (4)$$

Из условия (4) и критерия Фруда время замедления на модели определится

$$T_2 = T_1 \frac{C_{p2}}{C_{p1}} \frac{\sqrt{\eta}}{\eta}; \quad (5)$$

где C_p - скорость продольной составляющей волны напряжения, м/сек;
 L - путь, м;
 g - ускорение силы тяжести, м/сек²;
 δ - объемный вес, кг/м³;
 γ - прочность материала, кг/м²;

Следовательно, подобие явлений в системах определяется пропорциональностью всех величин, характеризующих эти явления.

Реализация принятых интервалов замедления на модели осуществлена с помощью специально изготовленной электронной установки многократного нагружения с широким диапазоном регулирования времени подачи импульса высоких энергий в пределах от 5 мсек до 50 мсек.

Моделирование производилось применительно к физико-механическим свойствам горных пород Джезказганского месторождения. Геометрические размеры модели очистных камер приняты 1:15. Принятый масштаб моделирования наиболее полно раскрывает качественную и количественную картину происходящих процессов.

Для экспериментальных работ использовался эквивалентный материал с объемным весом близким к натурному. В качестве заполнителей использовали речной песок с объемным весом 1,6 г/см³ и чугунную стружку с объемным весом 2,9 г/см³. Весовое соотношение компонентов эквивалентного материала - вода: цемент:заполнители 1: 1:9. В свою очередь заполнители связаны между собой весовым соотношением 1:1,45 - речной песок: чугу-

ная стружка. Вяжущее в соотношении 1:9 - цемент гидротехнический:портландцемент.

Принятый эквивалентный материал удовлетворяет всем необходимым условиям подобия. Вычисленные по условиям подобия данные модели в сравнении с прототипом приведены в таблице I.

Таблица I

Показатели	Натура	Модель
Масштаб моделирования	I	1:15
ЛНС	1,25-1,75м	8,3-11,6 см
Мощность породного прослоя	3,0 м	20 см
Высота уступа	6,0 м	40 см
Расстояние между шпурами в ряду	0,20-1,32 м	1,3-8,8 см
между рядами	1,5 м	10 см
Глубина шпуров	3,0 м	20 см
Диаметр шпуров	36-56 мм	2,4-3,7 мм
Высота заряда	2,0 м	13,5 см
Тип ВВ	Гранулит	ТЭН
Угол наклона шпуров	50-90°	50-90°
Удельный расход ВВ	1,0-2,0кг/м ³	290-590 мг/см ³

Изучение процесса взрыводоставки горной массы в пространстве и во времени производили с помощью скоростной кино съемки. Обработка экспериментальных данных сделана методами математической статистики, что позволило соблюсти принцип статистической обоснованности результатов.

Породная взрыводоставка плоскими зарядами в изучаемых условиях имеет следующие особенности:

- гранулометрический состав перемещаемой породы не является определяющим фактором;
- взорванная горная масса должна перемещаться компактно, на определенное расстояние и в строго заданном направлении;
- перемещаемые объемы должны быть невелики, что предопределило применение шпуровых зарядов;
- угол перемещения должен выбираться с таким расчетом,

чтобы исключить возможные удары кусков породы о кровлю камеры.

Эти особенности определили необходимость некоторых специальных теоретических исследований и расчетов.

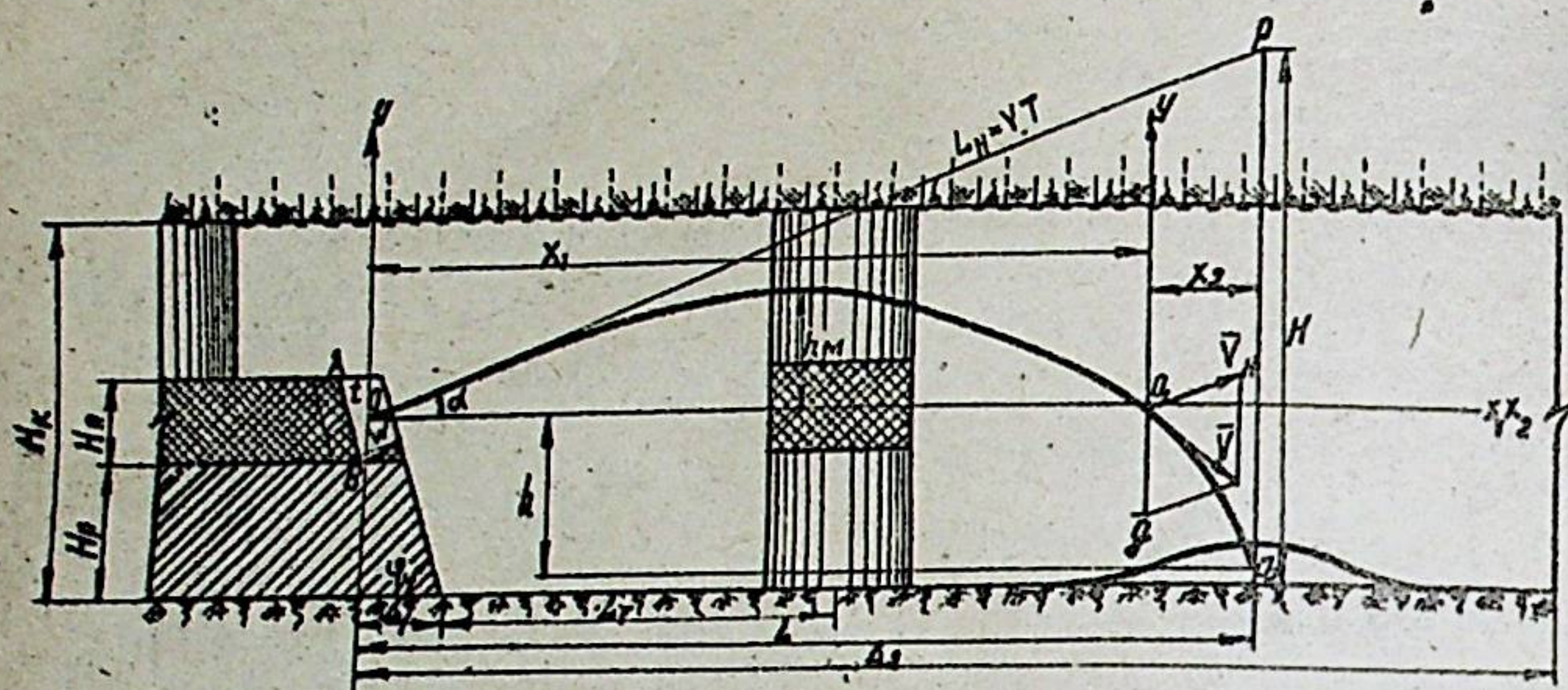


Рис. 1. Принципиальная схема движения породы после взрыва.

Основная задача исследований сводится к определению главных параметров плоских зарядов, позволяющих перемещать массу породных прослоев в отработанные камеры с таким расчетом, чтобы на технологической площадке шириной 18-20 м, оставалось не более 15-20% перемещаемого объема породы.

Для решения задачи нахождения длины доставки породы силой взрыва необходимо знать среднюю скорость выброса при взрыве применительно к конкретным условиям и параметрам буровзрывных работ. В основе расчета при массовых взрывах на выброс сосредоточенными зарядами лежит зависимость, предложенная Г.И.Покровским между весом заряда и скоростью выброса.

$$v = \frac{72000}{\gamma} \cdot \frac{C_{BB}}{W^3}; \quad (6)$$

где γ - объемный вес материала;

C_{BB} - вес сосредоточенного заряда ВВ;
 W - ЛНС.

Так как в данных условиях исследуется система линейных шпуровых зарядов (плоских зарядов) необходимо определить v_{cp} . Зная этот параметр можно в дальнейшем задавать необходимые дальности перемещения породы.

Согласно работ А.А.Черниговского скорость v и толщина плоского заряда t на основании закона сохранения энергии связаны следующей зависимостью:

$$\frac{W \cdot \rho \cdot v^2}{2 \cdot g} = t \cdot \eta \cdot u_1 \cdot \rho_{BB}; \quad (7)$$

где ρ - объемный вес взрываеваемой породы, кг/м³;
 W - ЛНС, м;
 η - к.п.д. взрыва плоского заряда;
 u_1 - удельная энергия взрыва, кгм/кг;
 ρ_{BB} - объемный вес, ВВ кг/м³.

Левая часть этого равенства есть кинетическая энергия движения породы, правая - доля энергии взрыва плоского заряда, затраченная на сообщение скорости выброса.

Имея ввиду

$$t \cdot \rho_{BB} = q \cdot W; \quad (8)$$

где $t \cdot \rho_{BB}$ - вес заряда, кг
 после преобразования удельный расход ВВ определится:

$$q = \frac{v^2 \cdot \rho}{2 \cdot g \cdot \eta \cdot u_1}; \quad (9)$$

Заменяя плоский заряд эквивалентный по действию системой удлиненных шпуров зарядов, расположенных в той же плоскости имеем равенство:

$$\frac{\pi \cdot d^2 \cdot \rho_{BB}}{4} = t \cdot \rho_{BB} \cdot a \quad (10)$$

откуда после преобразования с учетом плотности зарядания δ определится диаметр заряда

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot a \cdot W \cdot q}{\pi \cdot \rho_{BB} \cdot \delta}}; \quad (11)$$

где a - расстояние между шпурами.

летворяющим задачи взрыводоставки является $\varphi = 75^\circ$. При этом угле на кривой изменения процента оставшейся породы наблюдается экстремальное значение; этому значению соответствует безопасная высота подъема и необходимая дальность перемещения центра тяжести масс.

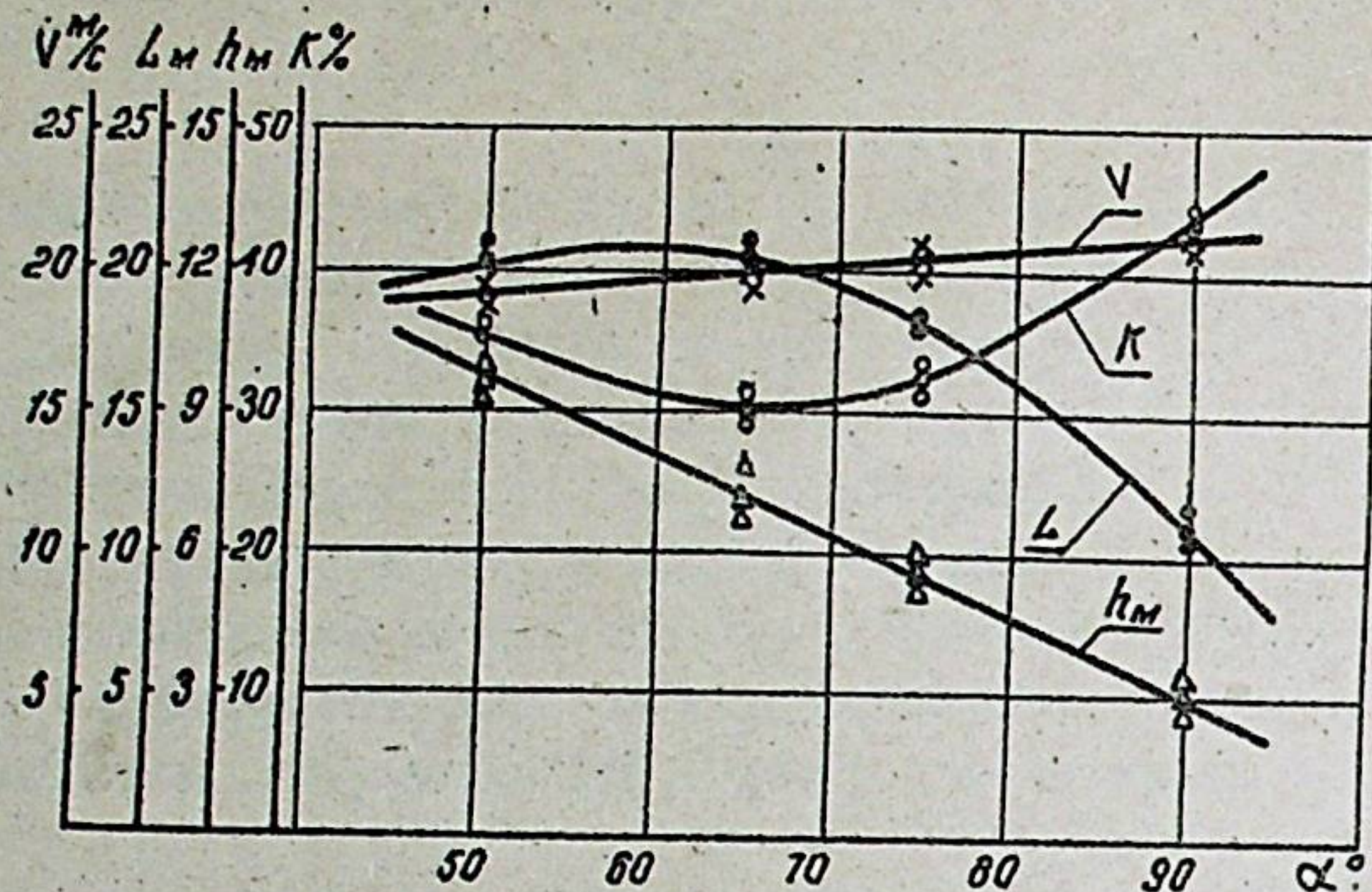


Рис. 2. Изменение основных параметров взрыводоставки в зависимости от угла метания.

- V - средняя скорость перемещения центра тяжести масс
- L - дальность перемещения центра тяжести масс
- $K\%$ - количество породы, оставшейся на технологической площадке
- h - высота подъема центра тяжести масс

С целью выбора рационального удельного расхода ВВ для получения заданных параметров выброса проведены исследования в которых менялись значения q при прочих постоянных параметрах. В результате анализа установлено, что с увеличением удельного расхода ВВ улучшаются показатели выброса (рис. 3). Однако при увеличении q более $1,5 \text{ кг/м}^3$ наблюдается нарушение массива, а также увеличивается радиальный разлет. В связи с этим наиболее приемлемым удельным расходом нужно считать $1,5 \text{ кг/м}^3$, а наиболее рациональной ЛНС является $1,5 \text{ м}$. Этот выбор обусловлен также чисто организационными причинами.

Количество отбиваемой руды, обеспечивающей необходимую производительность горнотранспортного оборудования, а также имеющиеся буровые установки целесообразно использовать при ширине отбиваемого слоя в 3 м , что предопределило принятие двух рядов шпуров. При этом на технологической площадке остается породы не более $10-12\%$. На рис. 3 видно возрастание объемов в призабойном пространстве (заштрихованная часть), являющееся следствием обрушения низа и верха забоя. Такое явление объясняется конструкцией выбранной модели.

Зависимость оставшихся объемов породы на технологической площадке от длины доставки L можно выразить уравнением вида

$$K\% = a \cdot L^b \quad (18)$$

В таблице 2 приведены значения постоянных коэффициентов по вариантам для W_2

Таблица 2

Коэф- фици- енты:	Диаметр заряда, мм								
	36			46			56		
:	Удельный расход ВВ кг/см^3								
	297			445			595		
	3,16	2,36	1,45	4,45	3,21	2,06	5,90	5,95	2,86
	1,97	2,18	2,50	1,67	1,78	2,06	1,23	1,12	1,7

Изменение процента оставшейся породы в зависимости от удельного расхода ВВ (q) для выбранного W аппроксимировано соотношением вида:

$$K\% = 42,3 \cdot e^{-0,22q} \quad (19)$$

Анализ изменения параметров выброса в зависимости от диаметра заряда показал, что наибольшая повторяемость и следовательно наименьшие значения коэффициента вариации наблюдаются при диаметре 36 мм при выбранных q и W . Значение коэффициентов вариации приведены в таблице 3.

Таблица 3

Параметры выброса	Диаметр заряда, мм		
	36	46	56
	Коэффициент вариации		
Длина доставки	12,3	12,83	16,0
Процент выброса	8,5	10,3	12,4
Скорость перемещения	9,83	12,34	18,2

При диаметре 36 мм получены наилучшие показатели выброса. Анализ полученного фотоматериала показывает, что при $d = 36$ мм наиболее полно проявляется действие плоского заряда (видны следы шпуров на стенках уступа, отрыв слоя происходит строго по линии шпуров, закольные явления вглубь массива отсутствуют).

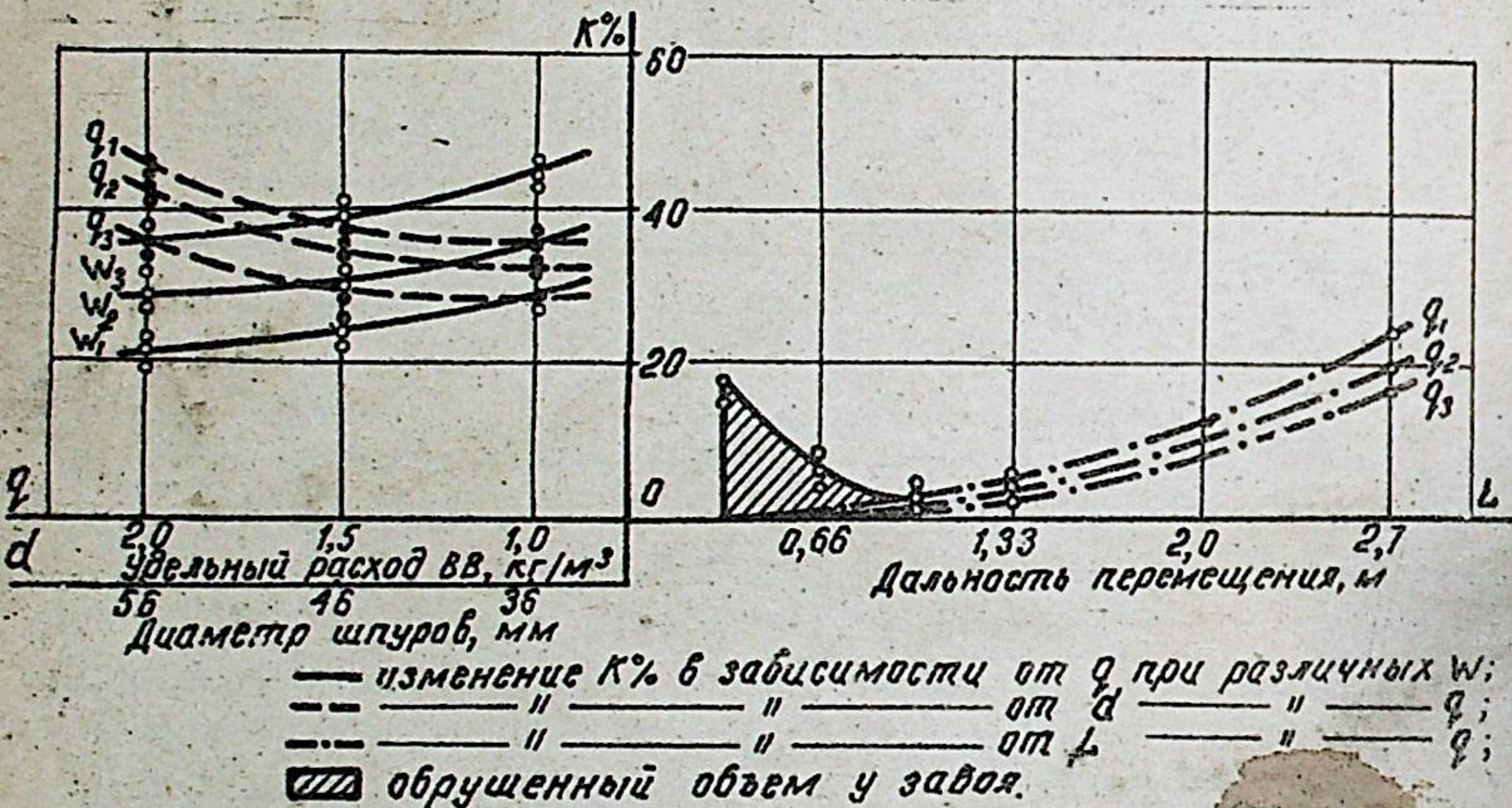


Рис. 3. Закономерности перемещения объемов породы в зависимости от основных параметров плоских зарядов^x

Таким образом, анализ зависимостей количественных показателей выброса ($L, v, K\%, h$) от заданных параметров

^x Кривые изменения W и d представлены с учетом обрушенного материала у забоя.

плоских зарядов показывает возможность получения достаточно устойчивых показателей при

$$d = 36 \text{ мм}; W = 1,5 \text{ м}; q = 1,5 \text{ кг/м}^3; \varphi = 75^\circ;$$

Изучение кинематических параметров взрыводоставки при 2-х рядном взрывании в основном сводится к выбору рационального времени замедления и величины зарядов шпуров 2-го ряда.

При исследовании влияния периода замедления приняты следующие величины замедления: мгновенное; 15; 25; 50 мсек на модели, что соответствует 100; 200; 400 мсек замедлениям в натуре. Сопоставляя данные мгновенного взрывания с показателями выброса при 15, 25, 50 мсек можно заключить, что необходимые условия доставки выполняются при $\tau = 25$ мсек (200 мсек в натуре), при этом в пределах технологической площадки остается не более 15-19% породы. Максимальная высота подъема массы составляет для природы не более 6,0 м. Анализ поля скоростей показал, что средняя скорость перемещения при этом возрастает на 28%.

Для условий Дзезказганского месторождения характерны участки, где прослеживаются естественные ослабления между верхней и нижней пачками разновидностей горной массы. В случае отсутствия четкого контакта между разновидностями можно реализовать разделение применением искусственного ослабления методом предварительного щелеобразования. Эти обстоятельства предопределили проведение экспериментов с имитацией этих условий. Результаты опытных данных показали, что наличие искусственного и естественного ослабления массива по контакту руда-порода улучшают показатели взрыводоставки на 20-22%.

С целью подтверждения результатов теоретических и лабораторных исследований, а также изыскания дополнительных возможностей увеличения эффективности взрыводоставки, которые в лабораторных условиях не представилось возможным провести, проведены эксперименты на полигонах треста "Казахвзривпром".

Для увеличения направленности и дальности перемещения скальных пород произведена серия взрывов с различной геометрией продольных воздушных полостей в заряде. Наилучшие показате-

и исторической шемкой в сторону обнажен-
ности. В этом случае эффективность взрыва улучша-
ется. Результаты подтверждают правиль-
ность рекомендаций Н. В. Мольникова, Л. Н. Марчен-
ко и др. о выборе рациональной конструкции за-
рядов для получения ожидаемого эффекта. В частнос-
ти, применение воздушных полостей снижает пиковое давление на
поверхности и увеличивает длительность действия про-
дуктов взрыва на окружающую среду, а также снижает большие
затраты энергии на перемещение породы.

С целью выбора наиболее экономичного варианта работы плос-
ких зарядов произведена серия взрывов, в процессе чего испыта-
ны следующие типы ВВ: зерногранулит 79/21, гранулит АС-8, иг-
нит, диаметр в 6 мм. В качестве зарядных механизмов приме-
нены пневмозарядники ЗИ и "Курама-6". Анализ взрывов показы-
вает, что применение ВВ на основе гранулированной аммиачной
селитры является целесообразным; в исследуемых условиях коэф-
фициент взрывания по дальности перемещения равен 10-15% и нахо-
дится в пределах естественного разброса дальности перемещения.

Новым способом выполнения забойки крупнозернистым
порохом при помощи пневмозарядчиков. Опыты показали, что такой
способ может увеличить эффективность взрыва на 10-12%.

С целью устранения "порогов", а также равномерного рас-
пределения энергии взрыва по высоте уступа произведена серия
взрывов с переменной плотностью заряжения шпуров. Анализ ки-
нематических процессов показал, что масса уступа вовлекается в движение бо-
лее компактно и одновременно, что способствует кучному и нап-
ряженному перемещению. Почва уступа хорошо прорабатывается.

Целью в ряде двухрядного взрывания явилось подтвержде-
ние рекомендуемого времени задержки второго ряда. Результа-
ты лабораторных исследований показали, что рациональным вре-
мем является 25 мсек. Под воздействием заряда первого ряда
происходит уплотнение поверхности откоса уступа второго ряда
и, следовательно, увеличения прочности эквивалентного матери-
ала, что приводит к увеличению скорости перемещения материа-
ла при взрыве. В природных условиях это явление не наблюдается.

В связи с чем нами принято меньшее время задержки порядка
100-150 мсек. В результате взрывов установлено, что при
 $\tau = 100$ мсек обеспечиваются задачи взрыводоставки.

Испытание предлагаемого варианта отдельной выемки в
производственных условиях произведено на шахте № 51 Восточно-
Дзезказганского рудника в камерах I4-I5.

Основной целью испытания явилось подтверждение рекомен-
дуемых параметров плоских зарядов, установленных на основа-
нии теоретических, лабораторных и натуральных экспериментов, а
также определение эффективности породной взрыводоставки в про-
изводственных условиях. Горногеологическая и горнотехническая
ситуация опытного участка в основном соответствует условиям
лабораторных и полигонных экспериментов за исключением некото-
рого различия в прочностных характеристиках и геометрии мощ-
ностей рудных пачек и породных прослоев, которые не являются
существенным.

На основании лабораторных и полигонных исследований при-
няты следующие параметры буровзрывных работ. Диаметр отбойных
шпуров 36-42 мм, диаметр ослабляющих шпуров 36 мм, расстояние
между шпурами 0,3-0,4 м, удельный расход ВВ - 1,5 кг/м³, ЛНС
и расстояние между рядами - 1,5 м, угол наклона шпуров - 75°,
длина отбойных шпуров 3-3,5 м, величина забойки $\epsilon_{заб} = 0,85 W$
Тип ВВ - гранулит АС-8. Заряжание ВВ и укладка забойки про-
изводилась пневмозарядчиками. Плотность заряжания менялась от
забоя к устью от 1,15 до 0,8 кг/дм³. Ослабляющие шпуры взрыва-
лись предварительно при помощи 5 ниток ДШ. Время задержки
взрыва второго ряда $\tau = 100-150$ мсек.

Эксперименты были проведены на двух этапах при одноряд-
ном и двухрядном расположении шпуров с предварительным ослаб-
лением массива и без него.

Анализ результатов производственных экспериментов пока-
зал, что основная масса породы (до 75%) была перемещена в отра-
ботанные камеры за пределы технологической площадки. При этом
остаток породы на уступе оказался в пределах 5-10%. Сколы
нижней рудной пачки несущественны. Нарушение уступа в глубь мас-
сива отсутствовали. Отрыв слоя производился по линии шпуров,

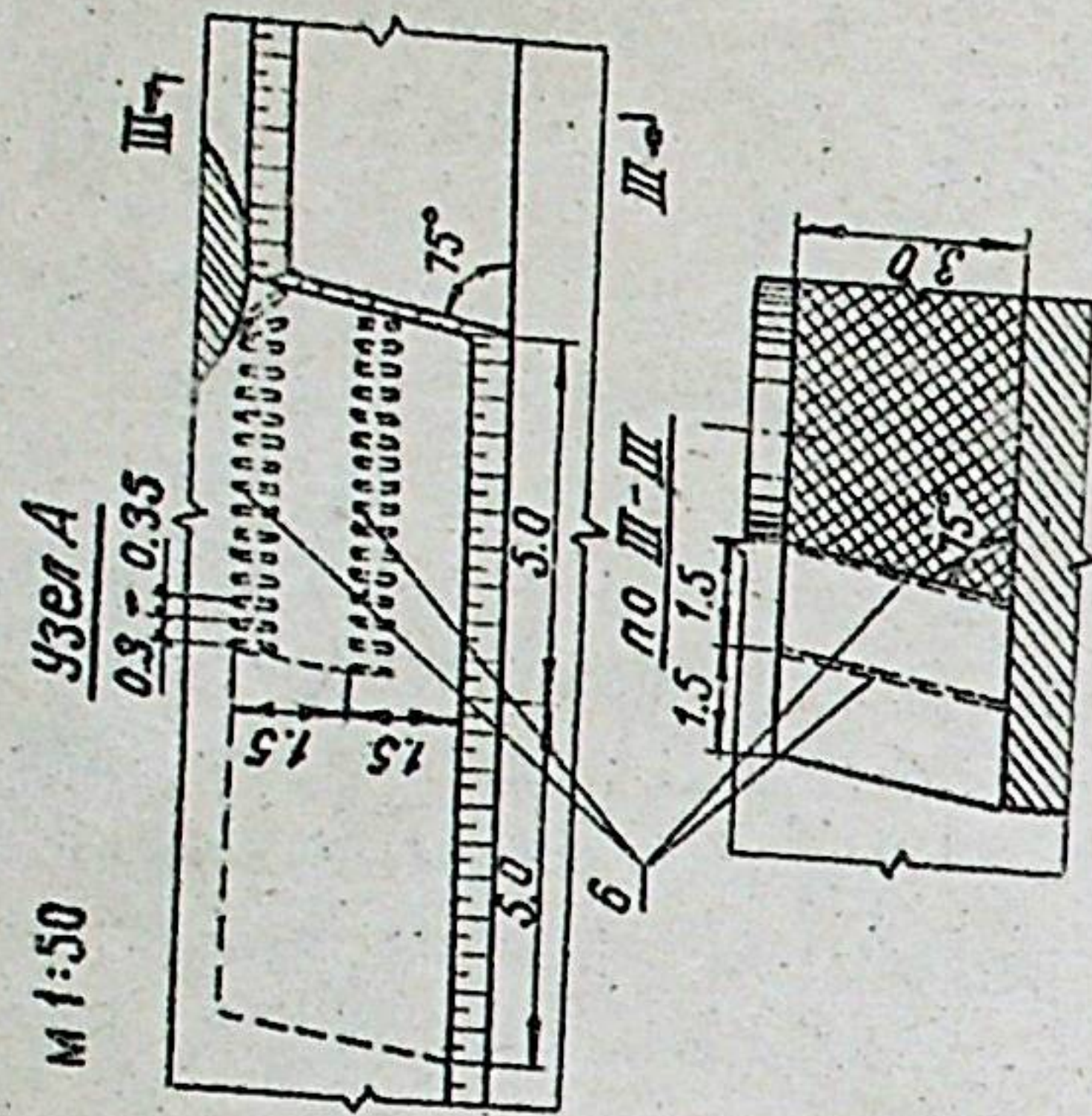
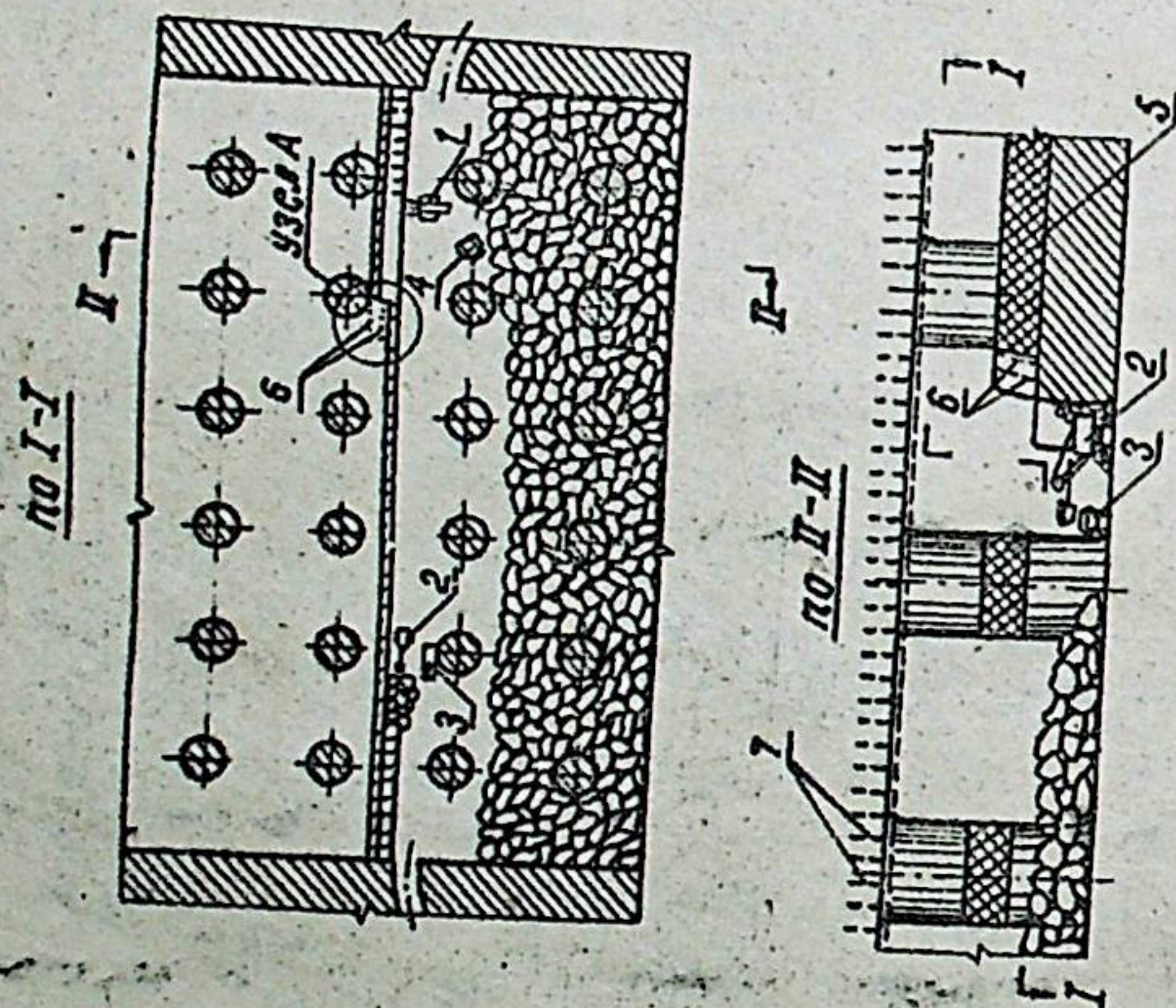


Рис. 4. Предлагаемая технология раздельной выемки.

1 - буровая каретка; 2 - экскаватор; 3 - самоходный вагон; 4 - бульдозер; 5 - породный прослой; 6 - отбойные шпур; 7 - штанговое крепление.

т.е. подтверждены характерные особенности действия плоских зарядов выброса.

Таким образом, можно констатировать факт, что при принятых параметрах и условиях взрывания, проведенные исследования с использованием метода плоских зарядов для перемещения горной массы, в лабораторных и натуральных условиях в количественном и качественном отношении согласуются с производственными испытаниями и вполне удовлетворяют поставленной цели и задачам взрыводоставки.

Глава IV. ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ПРЕДЛАГАЕМОГО СПОСОБА РАЗДЕЛЬНОЙ ВЫЕМКИ

Проведенный анализ запасов месторождения показал, что величина "скрытого" разубоживания руды достигает 10%, а на участках валовой выемки рудных пачек с породными прослоями этот вид разубоживания составляет 20% и более.

Величина "скрытого" разубоживания во всех случаях определялась по формуле:

$$K_p = \frac{\sum \cdot h_{лр}}{\sum \cdot h_{лр} + \sum \cdot h_p} \left(1 - \frac{z_{лр}}{z_p}\right); \quad (20)$$

где $\sum h_{лр}$ - суммарная мощность прослоев по скважинам;
 $\sum h_p$ - суммарная мощность рудных пачек по тем же скважинам;
 z_p - содержание металла в балансовых запасах;
 $z_{лр}$ - содержание металла в прослоях.

В основу оценки экономической эффективности предлагаемой технологии раздельной выемки, или, что то же самое, расчета абсолютного размера ущерба от разубоживания руды, который будет нанесен народному хозяйству при последующей отработке месторождения, если предлагаемый способ не будет внедрен, положены расчеты прибыли при раздельном и валовом способе отработки всех балансовых запасов месторождения.

Экономическую эффективность от снижения разубоживания руды можно установить используя следующее выражение:

$$Z = P_p - P_v = (C_p - Z_p) - (C_v - Z_v); \quad (21)$$

где P_p - прибыль в результате применения отдельной выемки, руб.;

P_v - " " " " валовой выемки, руб.;

C_p, C_v - извлекаемые из запасов месторождения ценности соответственно при отдельном и валовом способе, руб.;

Z_p, Z_v - суммарные затраты на вовлечение запасов месторождения в промышленное использование, соответственно при отдельном и валовом способе выемки, руб.

Для определения показателей прибылей с I т балансовых запасов предлагается использовать следующую формулу, отражающую влияние всех основных факторов и специфику условий Джезказганского комбината:

$$P = C \cdot K_o \cdot K_M \cdot K_n (Z_v + \rho \cdot Z_p) - [(C_d + C_o + C_M) (1 + \rho)] K_p; \quad (22)$$

где C - государственная оптовая цена за I кг меди, руб.;

K_M - извлечение меди из балансовых запасов в товарную руду, в долях единицы;

K_p - извлечение балансовых запасов руды при их разработке в рудную массу, в долях единицы;

K_o - извлечение меди из добытой руды в концентрат, в долях единицы;

K_n - извлечение меди из концентрата при металлургическом переделе в долях единицы;

Z_v - среднее геологическое содержание меди или условной меди (при поликомпонентных рудах) в балансовых запасах, кг/т;

Z_p - то же, в породах или забалансовых рудах, попадающих в рудную массу при добыче, кг/т;

ρ - коэффициент примешивания породы (или забалансовой руды). Величина ρ может быть установлена по формуле

$$\rho = \frac{K_{раз}}{1 - K_{раз}}; \quad (23)$$

где $K_{раз}$ - общепринятое выражение коэффициента разубоживания;

C_d - стоимость добычи I т рудной массы (без погашения затрат на разведку) с обязательным учетом влияния на эту стоимость потерь и разубоживания руды, руб.;

C_M - стоимость металлургического передела, отнесенная к I т товарной руды (с учетом расходов на транспорт концентрата и влияние содержания металла в товарной руде), руб/т.

C_o - стоимость транспорта и обогащения I т товарной руды, руб/т.

Величины прибыли при валовом и отдельном способе подсчитывали для суммарных мощностей рудных пачек 5, 10, 15, 20 м и мощностей разделяющих эти рудные пачки породных прослоев I, 2, 3, 4, 5 м, при этом приняли, что содержание металла в породных прослоях $Z_v = 0\%$ и рудных пачках $Z_p = 2,50\%$. Средневзвешенное удорожание себестоимости добычи I т руды при отдельном способе - 0,18 руб.

Анализ табличных данных показал, что при принятом значении входящих величин в формулу прибыли (средние по комбинату) отдельная выемка экономически выгоднее валовой во всем диапазоне рассматриваемых мощностей рудных пачек и породных прослоев.

Масштабы применения предлагаемого способа определены из условия распределения запасов, разобщенных прослоями пород и забалансовых руд мощностью от I-5 м, которые составляют согласно статистического анализа 26,6%. С учетом отработки залежей, разобщенных прослоями не более одного масштаба применения составят 18% от общих запасов.

В результате применения отдельной выемки ожидается изменение основных показателей отработки месторождения в следующих величинах:

- разубоживание за счет примешивания пород из прослоев, сократится на 70-80%;

- годовая производительность комбината по меди в концентрате возрастет в 1,08 раза (при одинаковой производительности комбината по руде);

- ожидаемая прибыль комбината составит 0,65 руб. на I т балансовых запасов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Комплексное исследование вопроса повышения качества добываемой руды на Джезказганских рудниках, включающее статистический анализ распределения запасов месторождения, теоретические изыскания, лабораторное моделирование, полигонные и производственные испытания позволило сделать следующие выводы и

предложения:

1. Основной ущерб от качественных потерь народное хозяйство несет от наличия "скрытого" разубоживания руды (не отраженного в отчетах), размеры которого на участках валовой выемки рудных пачек с породными прослоями, мощностью от 0,5 до 4,0 м достигает 20%, а по всему месторождению 9-10%.

2. Около половины запасов (52%) месторождения залегает в условиях разобщенности прослоями пород или забалансовых руд мощностью от 0,5-6,0 м. При этом удельный вес прослоев пустых пород составит 71% в общей разубоживающей горной массе.

3. С целью существенного снижения "скрытого" разубоживания руды предложен вариант камерно-столбовой системы разработки с перемещением пород прослоев силой взрыва плоских зарядов выброса в отработанные камеры.

4. Разработана и предложена методика расчета параметров плоских зарядов выброса, учитывающая их применение в исследуемых условиях.

5. Перемещение горной массы взрывом плоских зарядов подчиняется вполне определенным закономерностям, зависящим от параметров зарядов и условий их применения. Знание этих закономерностей позволяет успешно управлять процессом и производить планирование горных работ.

6. Результаты выполненных исследований позволяют рекомендовать предприятию технологию раздельной выемки, обеспечивающую наименьшее разубоживание руды, при этом параметры буровзрывных работ должны быть следующие:

- а) удельный расход ВВ - 1,5 кг/м³;
- б) диаметр шпуров - 36-42 мм
- в) ЛНС - 1,5 м
- г) расстояние между шпурами - 0,35-0,45 м
- д) угол наклона шпуров - 75°

Рекомендуемые параметры позволяют получить однозначные показатели выброса с колебаниями 10-12% от заданных, при этом на рабочей площадке остается не более 20% перемещаемой породы, что удовлетворяет поставленным целям и задачам исследований.

7. Критерием оценки экономической эффективности раздельной выемки рекомендуется принимать прибыль на I т балансовых запасов, полученную в результате разницы при эксплуатации месторождения валовым и раздельным способом.

8. Целесообразная область применения раздельной выемки рекомендуется на участках с мощностью прослоев от 1,0-5,0 м, суммарной мощностью рудных пачек 9,0-12,0 м и средним содержанием металла в них более 2,0%. При этом масштабы применения составят порядка 18% запасов месторождения.

Основные результаты исследования доложены на научно-технических совещаниях Дзезказганского горнометаллургического комбината, треста "Казахвзрывпром", отраслевой лаборатории комплексной механизации буровзрывных работ Казахского политехнического института, в Институте горного дела АН КазССР и Институте физики и механики горных пород АН КиргССР.

Основные положения диссертации опубликованы в следующих работах:

1. Лабораторные исследования параметров взрывной отбойки с учетом трещиноватости руд. Сб. Подземная разработка полезных ископаемых Казахстана. Алма-Ата, изд-во "Наука", 1970, соавторы И.З.Лысенко, Е.Б.Исабеков.

2. Резервы значительного снижения разубоживания руды на Дзезказганских рудниках. Сб. Вопросы экономики разработки рудных месторождений. Алма-Ата, изд-во "Наука", 1971, соавторы Е.С.Раденко, Г.Н.Ким.

3. К выбору систем разработки мощных рудных залежей на Дзезказганских рудниках. Депон. 20.1-1971. № 2519-71. Соавторы П.К.Котельников, В.А.Тумаков.

4. Основные закономерности изменения показателей доставки горной массы взрывом плоских зарядов. Депон. 18.У1-71 г. № 3021-71. Соавторы И.З.Лысенко, Я.М.Додис.

5. Графоаналитический метод расчета параметров плоских зарядов для условий подземной разработки. Соавторы И.А.Тангаев, Я.М.Додис ВИНТИ, 1972 г. (в печати).

6. Пути повышения эффективности разработки весьма сближенных рудных тел на Дзезказганских рудниках. Сб. Подземная разработка полезных ископаемых Казахстана, изд-во "Наука", 1972 г. (в печати). Соавторы Е.С.Раденко, Ю.И.Яковлев.