

622.34

Ю 42

**ТЕХНОЛОГИЯ
БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ
НА КАРЬЕРАХ
ЦВЕТНОЙ
МЕТАЛЛУРГИИ**



В. П. Юматов, В. Н. Байков

нига должна быть возвращена не
позже указанного здесь срока

Количество превышающих выданы _____

6/кшччч

22/ч - 1099

2005—1967

622.34 | 18787
1042 | Юматов Б.Б.
Технология
буровзрывных
работ на карьерах
Иркутской
обл.

6/1

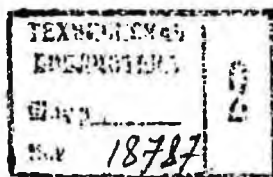
77

2005

Проф., докт. техн. наук Б. П. ЮМАТОВ
канд. техн. наук Б. Н. БАЙКОВ

622.34
1042

ТЕХНОЛОГИЯ
БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ
НА КАРЬЕРАХ
ЦВЕТНОЙ
МЕТАЛЛУРГИИ



Издательство «НЕДРА»
Москва - 1969

Технология буровзрывных работ на карьерах цветной металлургии. Юматов Б. П., Байков Б. Н. М., изд-во «Недра», 1969, стр. 100.

В книге изложен передовой опыт буровзрывных работ на карьерах цветной металлургии, приведены их основные параметры, технико-экономические показатели и указаны перспективы совершенствования технологии. Рассмотрено экспериментальное взрывание высоких уступов, изложен опыт работы под предварительно раздробленным слоем, дана методика определения производительности погрузочно-транспортного оборудования в зависимости от качества рыхления и сделана экономическая оценка качества добываемого сырья с учетом прибыли на 1 т концентрата.

Книга предназначена для инженеров-производственников, исследовательских институтов и будет полезна студентам горных вузов.

Таблиц 42, рисунков 41, библиогр. 55.

Рецензент горн. инж. А. И. Бунин

ВВЕДЕНИЕ

В 1967 г. 63,5% горных работ в цветной металлургии было произведено открытым способом. Пятилетним планом развития народного хозяйства СССР на 1966—1970 гг. предусмотрено увеличить добычу руды открытым способом в 1,5 раза, снизить себестоимость продукции в цветной металлургии на 7,3% и обеспечить рост производительности труда на 41%. В текущем пятилетии будет расширена рудная база, произведена реконструкция горных предприятий и осуществлен большой комплекс работ, связанный с совершенствованием технологических процессов на карьерах.

Карьеры цветной металлургии оснащаются мощным современным горнотранспортным оборудованием: буровыми станками, экскаваторами, автосамосвалами, подвижным составом и другим оборудованием [29].

В 1966 г. уже более 30% горной массы было обурено шарошечными станками различных типов. Внедряются новые шарошечные станки СБШ-250 и проходят промышленные испытания сверхмощные станки СБШ-320 и БАШ-320.

Внедрение мощных станков шарошечного бурения на карьерах никель-кобальтовой, медной, вольфрамо-молибденовой промышленности позволит получить годовой экономический эффект в размере 8 млн. руб. [16].

Для улучшения качества дробления горной массы на карьерах цветной металлургии намечается применить новые мощные водо-наполненные ВВ, механизировать процессы заряжания и существенно улучшить технологию буровзрывных работ. Необходимость совершенствования буровзрывных работ объясняется их большим влиянием на себестоимость руды, а также зависимостью производительности погрузочного и транспортного оборудования от качества подготовленной горной массы.

Проведенными в последнее время исследованиями на карьерах цветной и черной металлургии доказано, что производительность экскаваторов вследствие улучшения качества дробления горной

массы может быть в ряде случаев увеличена [14, 20, 46 и 48].

Улучшение качества подготовленной к погрузке горной массы особенно необходимо для успешного внедрения поточной технологии [5, 8, 20, 48].

Месторождения редких и цветных металлов, в отличие от угольных и железорудных месторождений, имеют ряд особенностей, значительно усложняющих технологические процессы на карьерах цветной металлургии:

1. Рудные тела большинства месторождений имеют сложное геолого-морфологическое строение. Неравномерное оруденение, визуально неразличимые границы с пустыми породами, наличие зон разлома, бедных и забалансовых руд, выделяемых на основании опробования, а также большое число тектонических нарушений усложняют разведку и разработку таких месторождений. Часто необходимо применять селективную выемку и специальные способы рыхления.

2. Горные породы месторождений цветных металлов имеют повышенную вязкость, большую крепость, сильную трещиноватость и в ряде случаев постоянную или сезонную обводненность. Для взрывания таких пород требуются повышенный удельный расход ВВ, применение водостойчивых ВВ, специальных методов заряжания, например с использованием полиэтиленовых рукавов, повышенный расход гранулолома, литого тротила и других дорогих сортов ВВ.

3. Горные работы в районе вечной мерзлоты, где расположены крупные месторождения цветных металлов, сильно усложняются. Буровзрывные работы приходится вести в массиве, расчлененном на крупные и мелкие блоки с прослойками льда. В весенний период талая вода проникает в скважины и образует ледяные пробки, в связи с чем усложняются технология заряжания скважин, конструкция зарядов и способы взрывания.

4. Полиметаллические месторождения цветных металлов обычно имеют зоны окисленных, сульфидных и смешанных руд, к технологии переработки которых предъявляются различные требования. В процессе эксплуатации необходимо производить разделение руды по зонам, типам и сортам, осуществлять внутризачайное усреднение и селективную выемку, что усложняет буровзрывные работы, экскавацию и весь технологический комплекс на карьере.

5. Запасы металла на некоторых месторождениях вкрапленных руд подсчитаны по коэффициенту рудоносности, и точное расположение рудных тел и промышленных зон становится известным только в процессе эксплуатационного опробования.

В этих условиях многогранное короткозамедленное взрывание часто не обеспечивает требуемого качества дробления, и приходится изыскивать иные способы рыхления, дающие кондиционную руду.

6. Месторождения цветных металлов по сравнению с другими

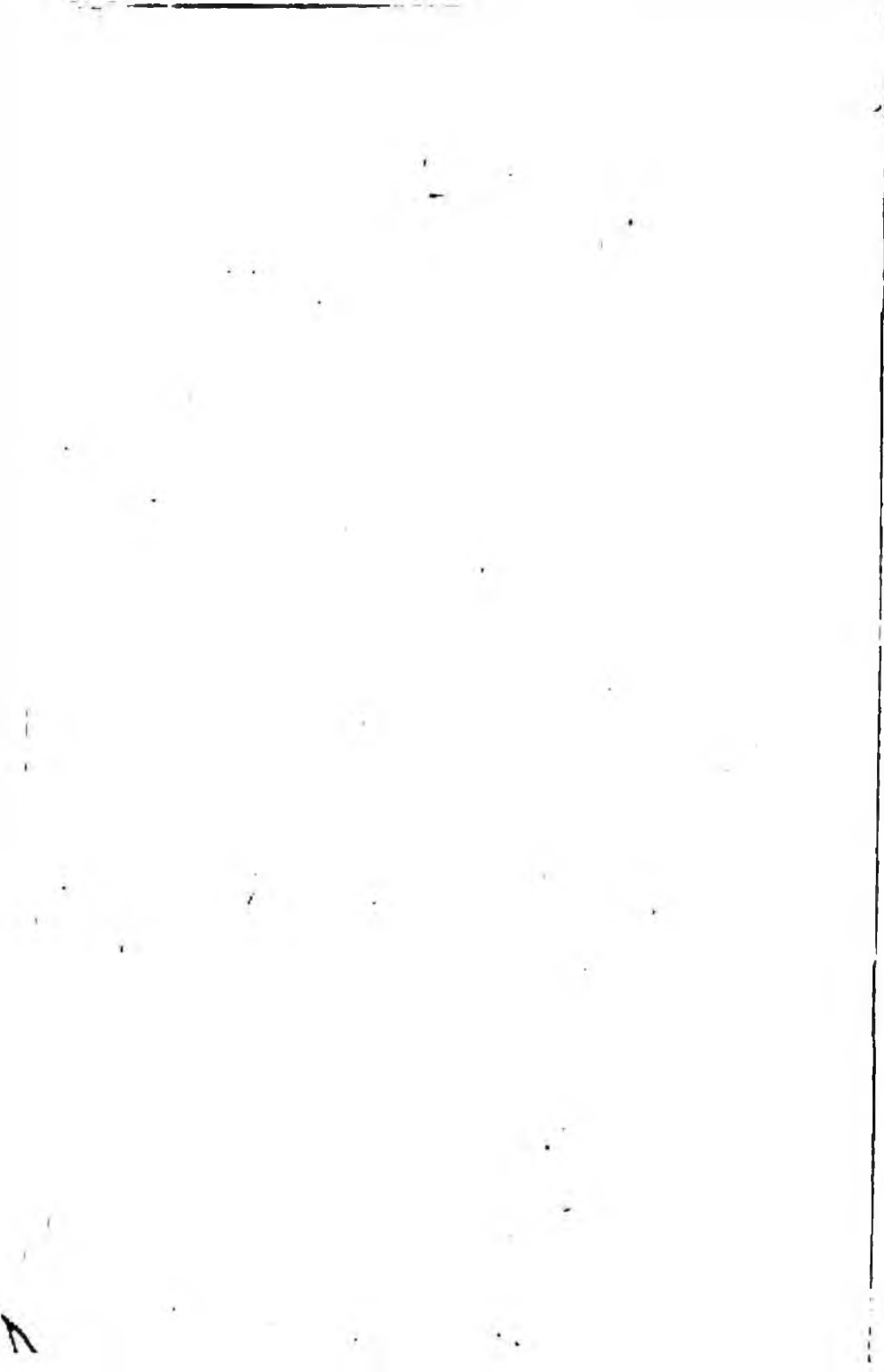
месторождениями характеризуются наиболее высоким удельным объемом скальных пород, что увеличивает затраты на буровзрывные работы, которые становятся одним из определяющих звеньев технологического процесса.

Совершенствование в этих условиях буровзрывных работ имеет первостепенное значение.

7. Ряд месторождений цветных металлов разрабатывается комбинированным способом, в связи с чем открытые горные работы приходится вести над выработанным пространством подземных камер (карьеры Хайдарканского комбината, рудники «Никитовский», «Медвежий ручей», карьеры Каула, Блявинский, Зыряновский, Каджаранский и др.) или в зоне обрушения подземных рудников (карьеры «Угольный ручей», Гайский, Тишинский, Алтын-Топканский, Андреевский и др.).

Технология буровзрывных и выемочно-погрузочных работ в этих условиях значительно усложняется и их выполняют в соответствии с особенностями комбинированной разработки [12, 27, 47].

8. Экономическая оценка эффективности буровзрывного рыхления на карьерах производится с учетом всех затрат на добычу и переработку руды, так как качество перерабатываемого сырья оказывает существенное влияние на показатели извлечения при обогащении, содержание металла в концентрате и себестоимость металлургического передела.



КРАТКИЙ ОБЗОР ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

§ 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ И ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ

К началу текущего пятилетия в цветной металлургии насчитывалось более 50 карьеров, многие из которых являются высокомеханизированными предприятиями. В текущем пятилетии предусматривается дальнейшее расширение рудной базы за счет реконструкции действующих карьеров и строительства новых. Прирост производственной мощности намечен на карьерах Алмалыкского, Джезказганского, Каджаранского, Норильского, Сорского, Ждановского и других комбинатов. Предполагается построить новые карьеры на базе Горевского, Николаевского, Мурунтаусского и других месторождений.

Высокими темпами развивается алюминиевая, медная, цинковая промышленность. Значительно увеличится производство никеля, титана, магния, олова, молибдена и вольфрамовых концентратов, полупроводниковых материалов, увеличится добыча золота и алмазов [16].

Перевод на новые условия планирования и экономического стимулирования горных предприятий существенно улучшает их технико-экономические показатели.

Для широкого внедрения новых форм хозяйственной деятельности необходимо значительно улучшить технологию горного производства.

Улучшение технологии открытых горных работ в пределах карьерного поля должно начинаться в первую очередь с создания оптимальной технологии буровзрывных работ — основного звена в общей технологической цепи добычи горной массы, удовлетворяющей по своему количественному и качественному характеру условиям организации ритмичной и бесперебойной работы погрузочного оборудования.

Как отмечалось выше, месторождения цветных металлов имеют сложное строение и неравномерный характер оруденения. Рудные тела могут быть в форме жил, пластов, гнезд, переменной мощности и с различными углами падения (рис. 1).

Многотипность и многосортность руд на многих месторожде-

ниях, резкое различие вещественного и минералогического составов, физико-механических свойств горных пород осложняются наличием некондиционных руд. Сложность заключается в том, что

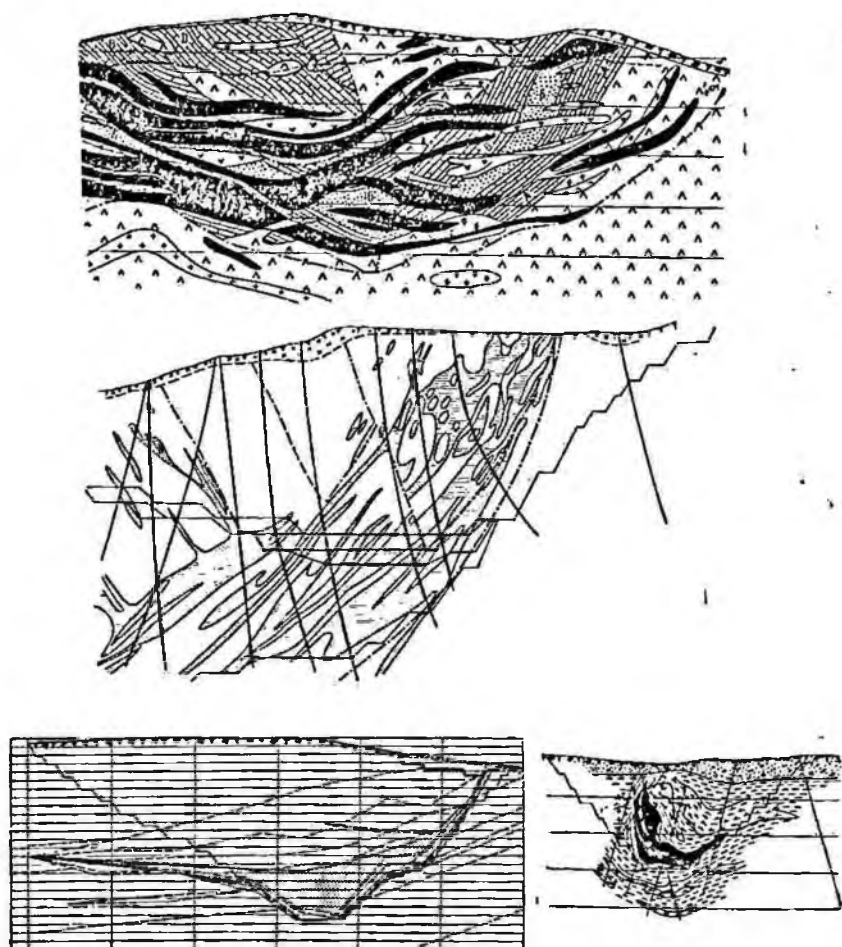


Рис. 1. Геологические разрезы различных месторождений цветных металлов

разные сорта и типы руд имеют неодинаковые объемы и занимают различное пространственное положение.

В работе [11] приведены основные виды сложных забоев (рис. 2). Забой *a* имеет наиболее простую структуру и состоит из одного слоя руды (заштриховано) и одного слоя породы.

Забои б, в, г представлены горизонтальными или слабонаклонными пластообразными рудными телами, между которыми имеются прослойки пустых пород. Забои д, е состоят из крутопадающих пластообразных рудных тел, разделенных пустыми породами. Забои ж, з представлены гнездообразными рудными телами неправильной формы.

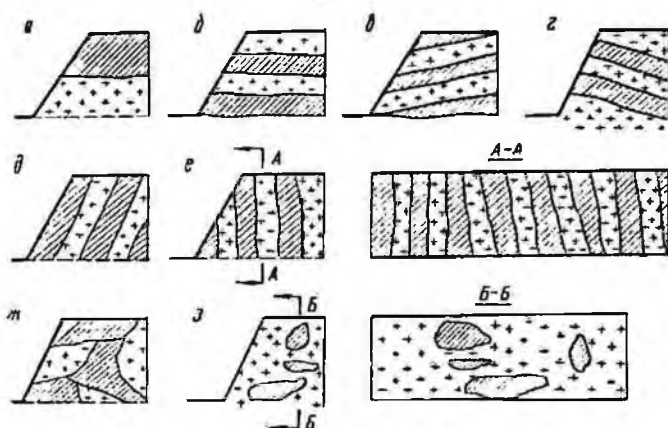


Рис. 2. Основные типы сложных забоев

В зависимости от вида забоя и физико-механических свойств руды и пород, а также от способа обогащения параметры буровзрывных и экскаваторных работ видоизменяются.

Приведенные на рис. 3 типовые схемы многорядного короткозамедленного взрывания [39] применяются в различных модификациях на карьерах цветной металлургии.

Применяются различные способы селективной выемки (совместное рыхление руды и породы с последующей простой или сложной селективной экскавацией, раздельное рыхление с валовой экскавацией, подступное рыхление с валовой экскавацией, методы управляемого обрушения и др.). Преимущественное распространение получили вертикальные скважины и реже наклонные («Медвежий ручей», Кургашиканский, Белогорский и некоторые другие карьеры).

Для бурения скважин применяют шарошечные и реже пневмударные станки, а также станки ударно-канатного бурения.

В табл. 1 приведены основные параметры буровзрывных работ на 20 карьерах цветной металлургии.

В последнее время в связи с широким применением короткозамедленного взрывания наметилась тенденция к расширению применения многорядного расположения скважинных зарядов с использованием мощных ВВ или комбинированных зарядов из ВВ различной мощности.

Кроме аммонитов, аммоналов и игданита применяются гранулиты, зерногранулиты, алюмотол, акватол, гранулотол и другие мощные ВВ.

Достигнуты успехи в повышении интенсивности и равномерности дробления.

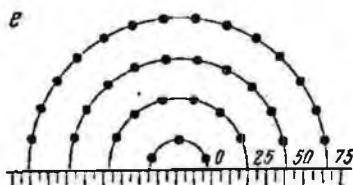
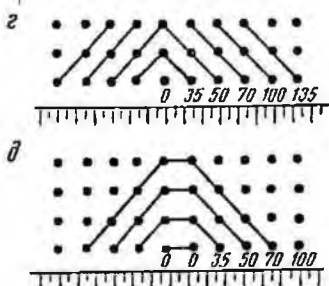
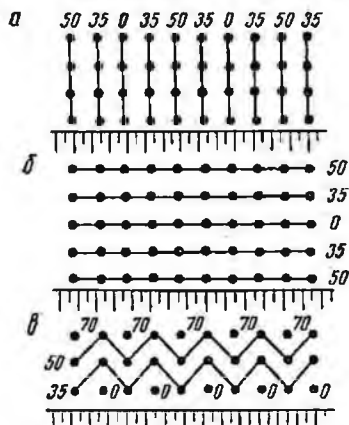


Рис. 3. Схемы короткозамедленного взрывания, применяемые на рудных карьерах:

a — поперечная врубово-волновая схема; *б* — продольная врубово-волновая схема; *в, г* — клипсовые схемы; *д* — схема «транцендентальный клип»; *е* — радиальная, или кольцевая схема

Улучшение показателей буровзрывных работ осуществлялось за счет изыскания и внедрения в производство более рациональных параметров сетки скважин, улучшения конструкций зарядов, применения более производительных станков, эффективных схем взрывания и ВВ.

На погрузке применяют механические лопаты типа ЭКГ-4, ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8, в небольшом количестве экскаваторы СЭ-3 и строительные экскаваторы.

Преимущественное распространение получил автомобильный и железнодорожный транспорт.

Параметры буровзрывных работ и основные элементы системы разработки — высота уступа и ширина заходки — обычно увязываются с рабочими параметрами экскаватора. Ширина экскаваторных заходок и их число зависят от ширины развала взорванного блока, которая, в свою очередь, зависит от метода рыхления (однорядное или многорядное взрывание).

На рис. 4 приведена схема деления развала *a* — одно-, *б* — двух-, и *в* — трех- и четырехрядного взрывания на заходки I, II, III при отработке экскаваторами ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 (табл. 2). Ширина заходок колеблется от 9 до 18 м, а их сечение — от 58 до 177 м². Работа в первых заходках при любом количестве взрывааемых рядов скважин происходит недостаточно эффективно.

Кроме того, на участках с минимальной высотой застоя, происходит выталкивание породы за контуры развала и приходится производить повторные черпания, что снижает производительность экскаваторов. При многорядном взрывании удельный вес

Таблица I

Карьеры	Породы	Коэффициент крепости по Протодьяконову М. М.	Высота уступа, м	Диаметр скрежины, м.м	Сопротивление по порошке, м	Расстояние между рудами, м	Количество рядов
Коунрадский	Гранодиориты, порфиры, вторичные кварциты	6—12	15	250	8—12	6—8	1—4
Златоуст-Беловский	Алевриты, песчаники, конгломераты	6—18	15	190—300	9—10	6—10	1—4
Кальмакырский	Известняки, слениты, гранодиорит-порфиры	6—14	10—15	190—214	8—11	7—8	1—2
Сибайский	Альбитофиры, слениты, медные колчеданы	6—14	10—12	230—250	7—9	6—7	1—2
Гайский	Габбро-диабазы, порфириты, альбитофиры	8—14	10	214—250	7—9	7—8	1—2
Учалынский	Альбитофиры, диабазы, сланцы	6—14	12	230	7—9	6—8	1—3
Блявинский	Альбитофиры, слениты, сланцы	4—10	12	230	8—11	6—8	1—2
Сорский	Гранослениты, спессариты, фельзит-порфиры	6—15	10—15	269—280	8—11	7—9	1—3
Каджаранский	Монзониты, порфириты	5—14	15	190—200	8—11	5—7	1—3
Агаракский	Монзониты, слениты, брекчия	6—12	15	190—200	9—12	6—7	1—2
Медвежий ручей	Габбро-диабазы, эффузивные диабазы	8—14	15—20	155—300	10—14	7—8	1—3
Ждановский	Габбро-диабазы, перидотиты, филлиты	8—16	15	269—210	10—20	6—8	1—3
Кургашино-канский	Известняки, слениты, диориты	8—12	10	190—214	7—10	7—8	1—2
Алтын-Топканский	Скарны, известняки, гранодиориты	8—16	10—15	214	10—11	5—7	1—4
Зырянковский	Сланцы, вторичные кварциты, порфириты	8—16	10—12	190—230	9—12	5—8	1—3
Ташинский	Сланцы, туфы, альбитофиры	6—8	15	250—270	10—12	8—9	1—2
Бууранинский	Порфириты, граниты	4—12	10	230—105	8—10	6—7	1—2
Кутессайский	Биотитовые роговики, граптофиры	8—14	7—15	190	7—9	5—7	1—2
Канский	Габбро	10—14	10	220	6—8	5—6	1—2
Хайдарканский	Сланцы, известняки, джасперонды	8—15	5—10	190—230	8—10	6—8	1—2

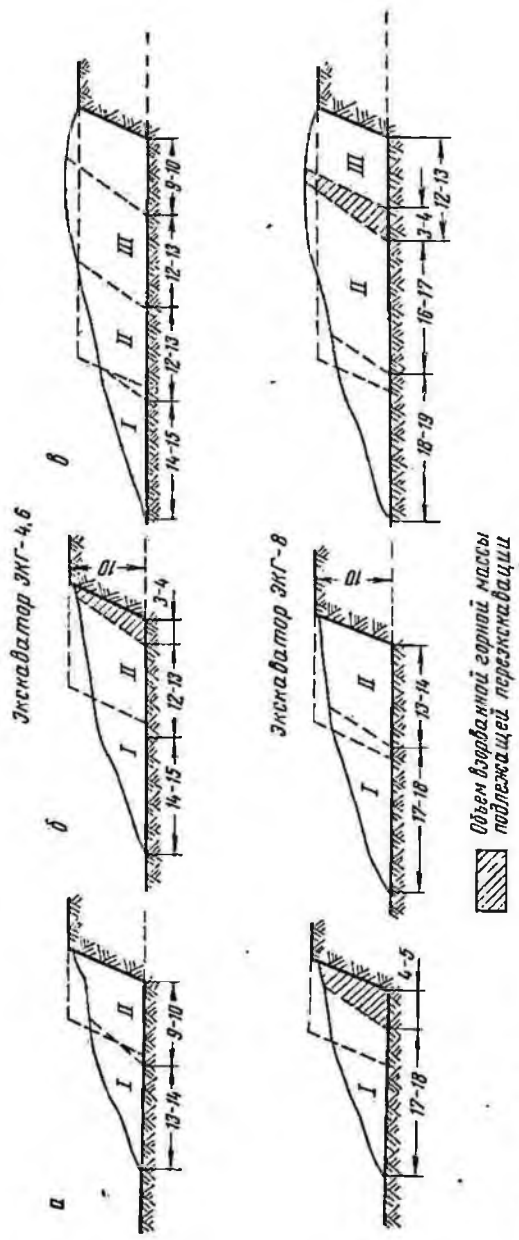


Рис. 4. Схема деления развала взорванной горной массы на экскаваторные заходки

Таблица 2

Метод взрывания	Параметры	Взрывной блок	Заходки при работе экскаватора					
			ЭКГ-4,6			ЭКГ-8		
			I	II	III	I	II	III
Однорядное	Ширина, м	22—23	13—14	9—10	—	17—18	4—5	—
	Сечение, м ²	132	58	74	—	98	34	—
Двухрядное	Ширина, м	30—31	14—15	12—13	3—4	17—18	13—14	—
	Сечение, м ²	180	65	96	19	98	82	—
Трехрядное	Ширина, м	40—41	14—15	12—13	12—13	17—18	16—17	3—4
	Сечение, м ²	305	65	100	140	95	177	30
Четырехрядное	Ширина, м	50—52	14—15	12—13	12—13	17—18	16—17	12—13
	Сечение, м ²	397	65	100	140	98	177	122

первых заходок существенно снижается и экскаваторы более продолжительное время работают в нормальных условиях.

Увеличение ширины заходок приводит к увеличению продолжительности цикла, что также снижает производительность экскаваторов.

Таким образом, с точки зрения рационального использования рабочих параметров экскаваторов и достижения ими максимальной производительности многорядное взрывание имеет существенные преимущества перед однорядным.

В табл. 3 приведены данные хронометражных наблюдений

Таблица 3

Ширина заходки, м	Угол поворота экскаватора, град	Продолжительность операций, сек				
		черпание	выделение ковша из забоя	поворот к месту разгрузки	установка ковша над сосудом	разгрузка ковша и возвращение в забой
16	180	6,5	2,0	9,5	1,0	13,0
12—13	120	6,5	2,0	7,0	1,0	10,0
9—10	90	6,5	1,8	6,2	1,0	8,0

за работой экскаватора ЭКГ-4,6 при углах поворота 90, 120 и 180 град на Кургашипканском карьере.

При ширине заходки 9—10 м и угле поворота 90° продолжительность цикла приближается к теоретической, а в остальных случаях ее превышает.

С увеличением числа взрываваемых рядов скважин увеличивается ширина рабочих площадок, а это приводит к росту вынимаемых объемов. С точки зрения соблюдения установленного режима горных работ увеличение объемов вскрыши против запланированного нежелательно.

Проведенный на карьере «Медвежий ручей» анализ буровзрывных и экскаваторных работ показал, что условиям рациональной погрузки и соблюдению установленного режима горных работ более всего удовлетворяет двухрядное взрывание [51]. При создании достаточного опережения вскрышных работ переходят на трехрядное взрывание. Известно, что при многорядном взрывании увеличиваются объемы подготовленной к погрузке горной массы и снижаются простои экскаваторов, связанные с буровзрывными работами.

На Кальмакырском карьере простои, обусловленные буровзрывными работами (укладка и ремонт пути, установка и ремонт контактной сети, перегон экскаваторов, производство взрывов, перекидка горной массы и зачистка площадок, отсутствие забоя и др.), составили в 1966 г. 31,7%.

Для сокращения простоев целесообразно уменьшить частоту взрывов, получить компактный развал взорванной горной массы и увеличить объемы взрывааемых блоков.

На карьерах Норильского горнометаллургического комбината применяется каскадное взрывание больших блоков одновременно на нескольких смежных уступах, охватывающих часть рабочей

Таблица 4

Карьеры	Экскаваторы	Годовая производительность, тыс. м ³ горной массы на 1 м ² емкости ковша экскаваторного парка	Коэффициент использования экскаваторов по времени
Коунрадский	ЭКГ-4, ЭКГ-4,6, ЭКГ-8	158,0	0,46
Златоуст-Беловский	СЭ-3, ЭКГ-4,6, ЭКГ-8	127,9	0,59
Кальмакырский	ЭКГ-4, ЭКГ-4,6, ЭКГ-8	177,1	0,54
Сибайский	ЭКГ-4, ЭКГ-4,6, ЭКГ-8	128,8	0,57
Гайский	ЭКГ-4, ЭКГ-4,6, СЭ-3,	113,7	0,46
Учалинский	ЭКГ-4, ЭКГ-4,6	114,4	0,49
Блявинский	СЭ-3, ЭКГ-4	71,7	0,43
Сарский	ЭКГ-4,6	116,5	0,43
Каджаранский	ЭКГ-4, ЭКГ-4,6	113,2	0,44
Агаракский	ЭКГ-4; ЭКГ-4,6	106,1	0,39
«Медвежий ручей»	ЭКГ-4,6, ЭКГ-8	122,2	0,45
Ждановский	ЭКГ-4,6, ЭКГ-8, ЭКГ-8И	100,1	0,54
Кургашиканский	СЭ-3, ЭКГ-4, ЭКГ-4,6	159,6	0,51
Алтын-Топканский	СЭ-3, ЭКГ-4	84,1	0,41
Зыряновский	СЭ-3, ЭКГ-4	105,1	0,53
Тишинский	ЭКГ-4	97,5	0,51
Буурдинский	СЭ-3, ЭКГ-4	102*	0,41
Кутессайский	ЭКГ-4	114,1	0,37
Канский	СЭ-3, ЭКГ-4	100,0	0,56
Хайдарканский	ЭКГ-4, ЭКГ-4,6	110,0	0,47

* Данные за 1965 г.

зоны карьеров. Простои оборудования при этом способе взрывания сокращаются в 1,5—2 раза [51].

На ряде карьеров требования экскаваторной селекции и условия переработки руды на обогатительной фабрике предопределяют применение однорядного взрывания небольших рудных блоков. Например, на Сорском карьере исследованиями установлена экономическая целесообразность однорядного взрывания рудных блоков сложного геолого-морфологического строения [52, 53].

Буровзрывные работы на вскрышных уступах более стабилизированы и ограничения, существующие на рудных уступах, там отсутствуют.

Высота вскрышных уступов на ряде карьеров цветной металлургии принята большей, чем на рудных уступах. На карьере «Медвежий ручей» она составляет 15 и 20 м, на Сорском карьере — 15 м и т. д.

Для взрывания вскрышных уступов применяются игданит, аммонит и реже более бризантные и мощные ВВ.

Производительность экскаваторов на вскрышных работах, как правило, выше, чем на добычных. Это объясняется более широким применением многорядного короткозамедленного взрывания, более слабыми породами и отсутствием ограничений, связанных с селективной погрузкой.

В табл. 4 приведены показатели работы экскаваторных парков на 20 карьерах цветной металлургии за 1966 г.

§ 2. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЛОЖНОГО ГЕОЛОГО-МОРФОЛОГИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ

В настоящее время наряду со значительным увеличением объемов добычи полезных ископаемых открытым способом, и прежде всего руд цветных металлов, все большее значение придается полноте и качественной выемке полезного ископаемого. Поэтому при совершенствовании технологии производственных процессов большое внимание должно уделяться постоянному снижению уровня потерь и разубоживания.

Практика разработки месторождений показывает, что потери и разубоживание руды, зависящие от системы разработки, возникают главным образом при отбойке и погрузке.

Величина разубоживания и потерь зависит от конфигурации рудных тел и их пространственного положения. Возможность разубоживания пустой породой увеличивается в процессе черпания из-за отсутствия точных сведений о морфологии рудных тел, условий сохранения устойчивости взорванной горной массы в забое, а также из-за несоответствия между траекторией движения ковша и формой контакта с вмещающими породами.

Технология разработки сложных месторождений открытым способом основана, как правило, на принципах селективной вы-

емки руд. При этом особое значение приобретает определение потерь и разубоживания как в процессе выемки полезного ископаемого, так и в процессе рыхления.

Потери и разубоживание в процессе погрузки зависят от опытности машиниста экскаватора и от методов селективной выемки. До последнего времени потери и разубоживание при взрывных работах не поддавались регулированию.

При взрывании скважинных зарядов ВВ на уступах, имеющих две обнаженные поверхности, наблюдается полное нарушение первоначальной структуры массива при одновременном интенсивном перемешивании горной массы в процессе ее перемещения. Это, естественно, приводит к значительному разубоживанию руды до начала ее выемки из развала.

Следовательно, для ликвидации разубоживания руды в процессе взрывания нужно стремиться к минимальному нарушению первоначальной структуры массива. Эти условия в сочетании с данными эксплуатационной разведки о морфологии рудных тел, их размерах и содержании металла позволят правильно выбрать наиболее эффективный метод выемки руды и тип погрузочных механизмов.

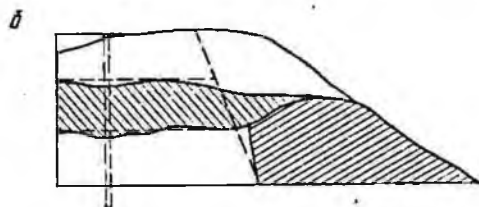
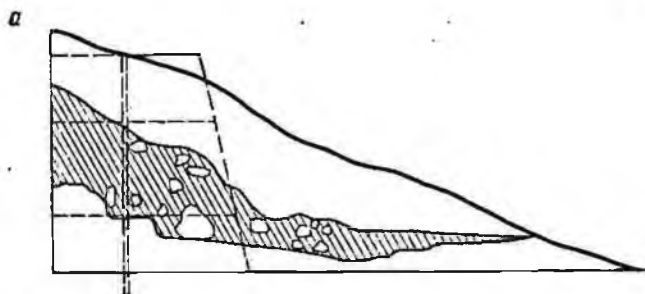
Практика показала, что наибольшие изменения первоначальной структуры массива происходили при однорядном взрывании с большой шириной развала, а при многорядном, особенно короткозамедленном взрывании в зажатой среде структура блока нарушается меньше.

Подпор из горной массы от предыдущего взрыва приводит к значительному снижению величины развала (рис. 5).

Увеличение объема массива при рыхлении происходит в основном в сторону второй обнаженной поверхности (верхняя площадка уступа) без существенного разброса горной массы. Замечено также, что коэффициент разрыхления при данных условиях взрывания снижается до 1,2—1,3.

Несмотря на богатую практику взрывных работ и тщательное изучение методов их ведения, до настоящего времени не удается получить строгого соответствия между расчетными и фактическими результатами взрывов. Это объясняется тем, что, изучая действие взрыва, исследователи недостаточно полно учитывали физико-механические свойства взрываемого массива. Изучение влияния структуры массива на качество взрывов при разработке сложных месторождений имеет важное значение как при валовой отбойке, так и при раздельном рыхлении.

Технология буровзрывных работ и способы взрывания на месторождениях со сложной морфологией рудных тел в большей степени влияют на эффективность открытой добычи, чем на месторождениях простейшего типа. Взрывание полезного ископаемого раздельно от пустых пород (рис. 6) эффективно при простой форме рудного тела (линзы, мощные жилы или пласты с горизонтальным или крутым падением).



 ранее взорванная
горная масса

 рудное тело

Рис. 5. Схема изменения конфигурации рудного тела при различных методах взрывания:
а — при однорядном взрывании; б — в условиях подпора

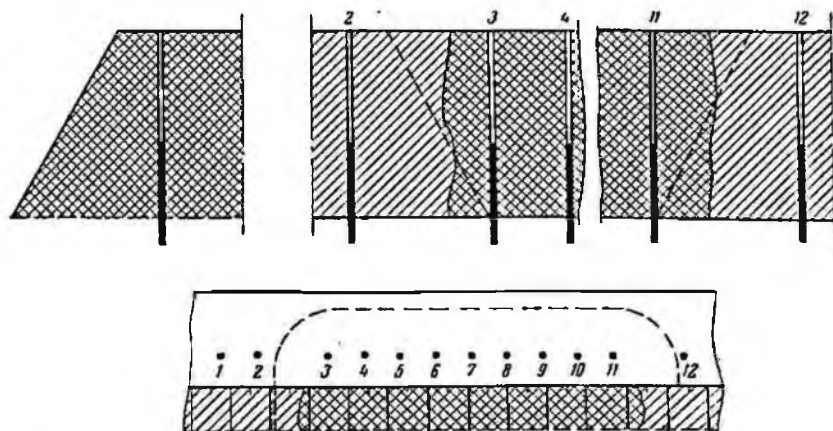
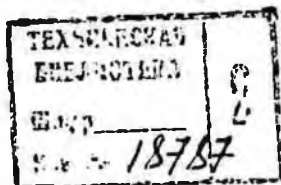


Рис. 6. Схема раздельного взрывания вертикальными скважинами

Б. П. Юматов, Б. Н. Байков



В этих случаях приходится уделять особое внимание расположению скважин в приконтактных зонах, смещая породные скважины за ожидаемую линию обрушения.

При взрыве вертикальных скважин, плоскость отрыва которых имеет наклон $70-90^\circ$, не всегда удается достичь совпадения ее с углом падения рудных тел. В этом случае весьма эффективно применение наклонных скважин, пробуренных по контакту рудного тела с пустой породой (рис. 7).

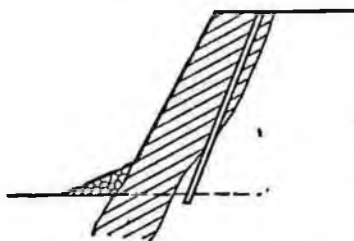


Рис. 7. Раздельное взрывание наклонными скважинами

На ряде карьеров используют скважины большого диаметра в комбинации со скважинами малого диаметра, пробуренными по контуру рудного тела. Расстояния между скважинами малого диаметра в зависимости от крепости пород принимают от 0,8 до 1,5 м. В этом случае первоначально взрывают скважины малого диаметра, а затем короткозамедленным способом взрывают скважины большого диаметра.

Совместное, или валовое, взрывание (рис. 8) применяют в карьерах при разработке месторождений с рудными телами неправильной формы.

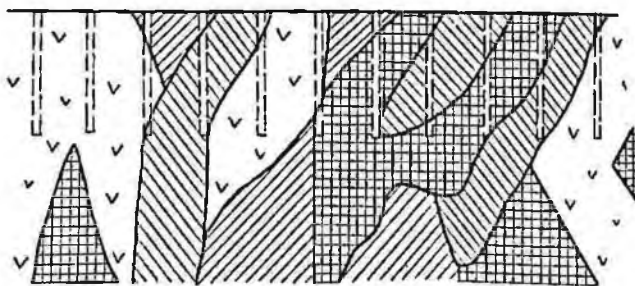


Рис. 8. Схема совместного взрывания вертикальными скважинами

Разделение руды по сортам или отделение от пустой породы возможны только при погрузке.

Для сокращения разубоживания пустыми породами при разработке наклонных рудных тел мощностью более 5 м применяется взрывание вертикальных скважин разной глубины (рис. 9). После обуривания последнего ряда скважин пробуривается дополнительный ряд скважин, глубина которых определяется углом падения рудного тела и местом их заложения.

Взрывание скважинных зарядов осуществляется короткозамедленным способом при интервале замедления 25—50 мсек.

В работе [41] рекомендуются различные схемы разработки сложных забоев (табл. 5) исходя из принятой технологии рыхления.

Целесообразность раздельного рыхления руд на месторождениях цветных металлов объясняется также необходимостью подачи их на обогатительную фабрику с равномерным содержанием металла, что связано с соблюдением реagentного режима. Кроме этого, раздельная отбойка позволяет вести валовую погрузку руды, при которой экскаватор развивает максимальную производительность.

На месторождениях с неправильной формой рудных тел целесообразным методом рыхления является совместное взрывание руды и породы с максимальным сохранением первоначальной геологической структуры. Разубоживание и потери руды в этом случае происходят только при погрузке.

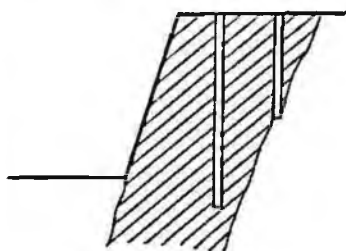


Рис. 9. Схема раздельного взрывания вертикальными скважинами разной глубины

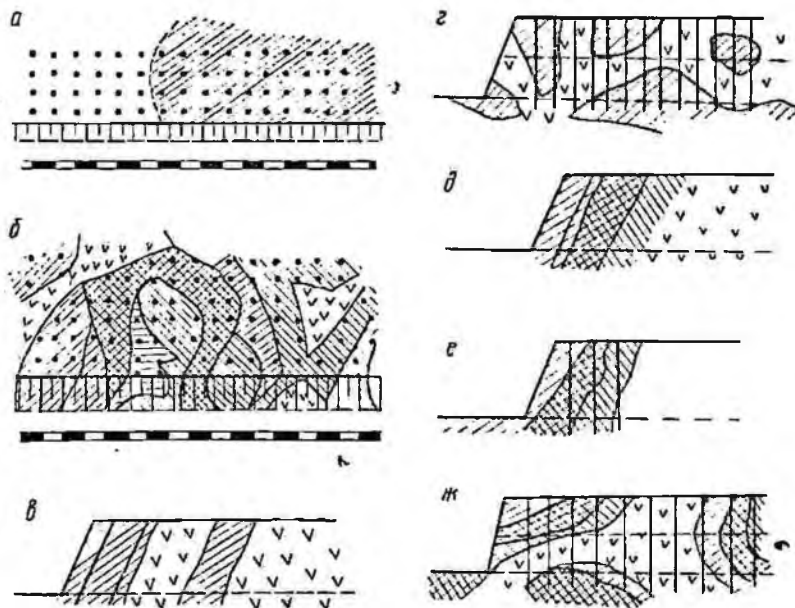


Рис. 10. Схемы разработки сложных забоев (по И. А. Тангаеву)

Таблица 5

Формы рудных тел	Минералогический состав	Рациональная технология рыхления	Рациональная технология выемки и транспортирования	Высота уступа
Очень крупные залежи пластического типа, крупные массивы штокового, гнездового типа и неправильные тела	Простой (монокоруды)	Валовая с большим объемом рыхления горной массы (рис. 10, а)	Валовая — экскаваторы с ковшами емкостью от 3 м ³ и более, транспорт железнодорожный, автомобильный, конвейерный	Более 10 м
То же	Сложный — несколько типов и сортов руды (комплексные руды)	Валовая с сохранением структуры массива (рис. 10, б)	Селективная — экскаваторы с ковшом емкостью до 3 м ³ ; транспорт автомобильный, железнодорожный	До 10 м (5; 7,5; 10 м)
Х ильные и шпозобразные рудные тела разной мощности, мелкие гнезда, штоки, линзы, карманы, трубки; рудные тела неправильной формы небольших размеров	Простой (монокоруды)	Раздельная, наклонные скважины параллельные падению рудного тела (рис. 10, в) и валовая с сохранением структуры массива (рис. 10, з)	а) Валовая — экскаваторы с ковшом емкостью до 3—4 м ³ ; автотранспорт б) Селективная — экскаваторы с ковшом емкостью до 3 м ³ ; автотранспорт	В зависимости от выдержанности рудных тел по падению Подступы высотой 5—7,5 м
То же	Сложный — несколько сортов и типов руд (комплексные руды)	Раздельная по сортам и типам наклонными скважинами (рис. 10, д); раздельная по пустым породам (рис. 10, е) и валовая с сохранением структуры (рис. 10, ж)	а) Валовая — экскаваторы с ковшом емкостью до 3 м ³ ; автотранспорт б) Селективная — по сортам и типам, экскаваторы с ковшом емкостью до 3 м ³ ; автотранспорт в) Селективная — экскаваторы с ковшом емкостью до 3 м ³ ; автотранспорт	В зависимости от выдержанности рудных тел по падению До 10—15 м с разбивкой на подступы высотой 5—7,5 м Разбивка уступов на подступы высотой 5—7,5 м

В ряде случаев для обеспечения большей полноты извлечения полезного ископаемого практикуется разделение добычных уступов на подуступы. Но это связано с увеличением фронта работ и количества работающих экскаваторов, что значительно снижает экономическую эффективность открытых горных работ в целом.

Основные показатели подступного рыхления в сопоставлении с массовым взрыванием по одному из карьеров цветной металлургии приведены в табл. 6.

Таблица 6

Способ взрывания	Высота подступов, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	Разубоживание, %
Совместное рыхление	11	0,396	40,0	40—50
Подступный:				
скважинными зарядами	5 и 6	0,450	18,6	20—30
шпуровыми зарядами	2,1 и 6,1	0,910	2,3	16—22

Применение подступного метода взрывания привело к увеличению объема буровых работ, значительному повышению удельного расхода ВВ, осложнению работы экскаваторов, но позволило снизить разубоживание при скважинных зарядах с 40—50 до 20—30%.

При уменьшении высоты уступа обычно происходит увеличение среднего содержания полезного компонента, уменьшаются потери и разубоживание руды, но возрастают затраты на ее добычу. В связи с этим при выборе рациональной высоты рудных уступов для каждого варианта необходимо определять прибыль на 1 т концентрата [53, 55]. Вариант с максимальной прибылью оценивается по всем прочим эксплуатационным показателям и рекомендуется как оптимальный.

Проведенными исследованиями и опытными работами доказано, что в большинстве случаев получение максимальной прибыли обеспечивается при хорошей организации буровзрывных работ на карьере, правильном выборе погрузочного оборудования и применении наиболее целесообразных для конкретных условий схем взрывания.

При анализе показателей разубоживания и потерь руды по процессам для большинства предприятий, разрабатывающих месторождения цветных металлов, оказывается, что наибольшее влияние на полноту и качество выемки полезного ископаемого оказывают буровзрывные работы [24].

Удельный вес соответственно разубоживания и потерь руды в процентах по процессам при добычных работах следующий:

Эксплуатационная разведка	20	20
Высота уступа	20	15
Рыхление массива	30	40
Эксплуатационные работы	20	15
Транспорт и прочие виды работ	10	10

Большое значение для правильного выбора параметров оборудования и схем взрывания имеет детальное оконтуривание взрывааемых блоков, выяснение пространственного положения рудных тел, изучение физико-механических свойств горных пород и гранулометрического состава взорванной горной массы.

В зависимости от типа разрабатываемого забоя, характера оруденения, крепости и устойчивости горных пород должны выбираться метод и схема взрывания, способ погрузки и параметры экскаваторной заходки.

ТЕХНОЛОГИЯ И ПАРАМЕТРЫ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ
НА КАРЬЕРАХ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

§ 3. ОПЫТ БУРОВЗРЫВНОГО РЫХЛЕНИЯ НА КАРЬЕРАХ

Проведенные в нашей стране широкие теоретические и экспериментальные исследования, а также использование практического опыта передовых предприятий позволили значительно улучшить качество рыхления горных пород и внедрить в производство новые прогрессивные методы буровзрывных работ. На карьерах цветной металлургии нашли применение:

1) многорядное короткозамедленное взрывание с различными схемами, способствующими интенсификации процесса разрушения горных пород; 2) взрывание зарядов, рассредоточенных инертной забойкой и воздушными промежутками; 3) взрывание скважин зарядами сложной конструкции, состоящими из ВВ различной мощности, что позволяет дифференцированно распределять энергию взрыва по длине скважины в зависимости от величины *л. н. с.*; 4) взрывание скважин в зажатой среде при различной высоте уступа, что позволяет увеличить использование энергии взрыва на разрушение горных пород за счет уменьшения затрат энергии на их перемещение, а также расширить зону регулируемого дробления; 5) взрывание парносближенных и строенных скважин, что позволяет преодолевать значительные сопротивления по подошве, превышающие обычные в 1,5—2 раза, при диаметре скважин 155—269 мм; 6) применение для заряжания скважин пластичных и водонаполненных ВВ, использование гранулированных ВВ различных типов (зерногранулиты, гранулиты АС, гранулотол и др.). Новые типы ВВ позволяют механизировать зарядку и вести работы в обводненных породах; 7) взрывание с многократным инициированием зарядов и с внутрискважинным замедлением, что позволяет повысить интенсивность дробления и снизить выход негабарита; 8) взрывание с предварительным экранированием взрывных блоков, что позволяет полнее использовать энергию взрыва на дробление горных пород; 9) взрывание под предварительно раздробленным слоем, снижающим объем зоны нерегулируемого дробления.

В данном параграфе рассматривается технология буровзрыв-

ных работ на наиболее типичных карьерах цветной металлургии с оценкой перспективности перечисленных схем и способов взрывания.

Сорский карьер

Сорское медно-молибденовое месторождение представляет собой штокверк с крайне неравномерным пространственным распределением полезных компонентов. Контакты между рудой и породой визуально не наблюдаются. Рудное поле слагают лейкократовые интрузивные породы (граносениты, спессартиты и фельзит-порфиры). Карьер разрабатывает руды прожилково-вкрапленные и брекчиевидные.

Высота добычных уступов 10 м, а вскрышных 15 м. Для бурения скважин применяют шарошечные станки БАШ-250 и станки ударно-канатного бурения БС-1м; на погрузке используют экскаваторы ЭКГ-4 и ЭКГ-4,6; транспортирование руды и пустых пород производится автосамосвалами БелАЗ-540 и МАЗ-525.

На добычных уступах применяется однорядное раздельное и валовое взрывание с последующей сложной экскаваторной селекцией. Потери и разубоживание составляют соответственно 3 и 8%. На вскрышных уступах применяется многорядное взрывание по различным схемам. В качестве ВВ применяют зерногранулиты, гранулит АС, аквагол, динамон, игданит.

На карьере были проведены экспериментальные и промышленные взрывы, ставившие целью определение влияния многорядного короткозамедленного взрывания с порядной схемой замедления на качество получаемой руды. Выбор опытных рудных блоков осуществляли с учетом требований к исходной руде, согласно режимной карте обогатительной фабрики, с таким расчетом, чтобы коэффициент рудоносности по блокам соответствовал коэффициенту рудоносности штокверка на данных горизонтах.

В блоках были подсчитаны запасы руды, определено среднее содержание металла в руде и разубоживающей массе.

После взрывания количество добытой руды определялось по данным транспортных весов обогатительной фабрики, а содержание металла в руде — по данным анализов слива классификатора.

Гранулометрический состав взорванной горной массы был несколько лучше, чем при однорядном взрывании, и производительность станков возросла на 5%, однако потери руды и разубоживание значительно увеличились [52]. Снижение качества руды объясняется сложным геолого-морфологическим строением штокверка, недостаточным объемом бурения скважин опережающей эксплуатационной разведки и трудностью выбора схем взрывания, соответствующих характеру распределения рудных и породных участков в блоках.

Для обеспечения высокой эффективности многорядного корот-

Таблица 7

Породы	f	$\frac{W_{п}}{h}$	$\frac{a}{W_{п}}$	$\frac{l}{h}$	τ	φ
Легковзрываемые (слабые)	6—8	$\frac{0,9-1,1}{0,75-0,8}$	$\frac{0,75-0,85}{0,7-0,8}$	$\frac{0,15}{0,10}$	$\frac{65-70}{110-120}$	$\frac{0,286}{0,270}$
Средневзрываемые (порфиры, ортофиры)	10—12	$\frac{0,85-1,0}{0,7-0,75}$	$\frac{0,7-0,8}{0,65-0,75}$	$\frac{0,20}{0,15}$	$\frac{55-65}{100-110}$	$\frac{0,310}{0,290}$
Трудновзрываемые (мелкозернистые граниты, сиениты)	12—15	$\frac{0,8-0,9}{0,65-0,7}$	$\frac{0,65-0,75}{0,6-0,7}$	$\frac{0,25}{0,20}$	$\frac{50-55}{85-95}$	$\frac{0,334}{0,314}$

П р и м е ч а н и е. В числителе — при диаметре скажины 269 мм и высоте уступа 10 м; в знаменателе — при диаметре 290 мм и высоте уступа 15 м;

f — здесь и далее коэффициент крепости по М. М. Прогодьяконову;

h — высота уступа, м;

$W_{п}$ — сопротивление по подошве, м;

τ — выход горной массы с 1 м скажины, м²;

a — расстояние между скажинами в ряду, м;

l — величина перебура, м;

φ — расход ВВ на 1 м² взорванной горной массы, кг/м².

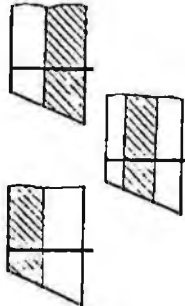
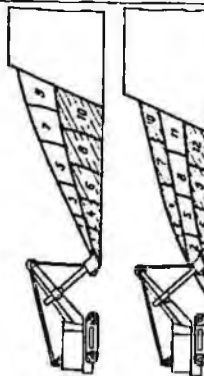

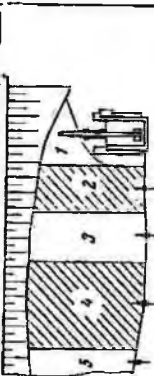

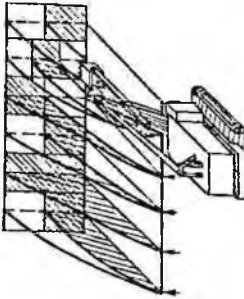
Тип забоя	Технология вземки и способы рыхления
<p>I</p> 	<p>Рыхление валовое односторонним способом. Селективная выемка производится с применением вертикальной экскаваторной селескци</p> 
<p>II</p> 	<p>Валовое рыхление односторонним способом. Селективная добыча руды осуществляется узлами поперечными заходками экскаватора</p> 
<p>III</p> 	<p>Рыхление валовое односторонним способом. Селективная разработка забоев осуществляется поперечными заходками экскаватора в сочетании с вертикальной экскаваторной селекцией</p> 

Рис. 11. Технология разработки сложных забоев на Сорском карьере: 1—2 — порядок отработки лент экскаватором

козамедленного взрывания необходимо заранее точно знать геолого-морфологическое строение каждого взрываемого блока и соответствующую этому строению схему взрывания. Выбор схем взрывания является объектом специального научного исследования. В настоящее время границы рудных участков устанавливаются по данным опробования взрывных скважин, располагаемых в один ряд.

При однорядном взрывании рудных блоков сортировка взорванной горной массы сводится к раздельной погрузке участков развала, примыкающих к рудным и нерудным скважинам. При этом размеры участков определяются на основании опробования, так как визуально руда и порода неразличимы. На рис. 11 показана технология разработки сложных забоев на Сорском карьере.

Принятое разделение пород по взрываемости и взаимосвязанные параметры буровзрывных работ приведены в табл. 7.

Основные показатели буровзрывных работ за 1966 г. соответственно для шарошечных и ударно-канатных станков следующие:

Производительность станков, м/смену	34,5	14,6
Коэффициент использования станков	0,35	0,28
Диаметр скважин, мм	269	280
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	64,1	77,2
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,330	0,324
Себестоимость бурения, руб/м	5,97	7,86
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,16	0,17

Коунрадский карьер

Коунрадское месторождение меди представлено осадочно-эффузивными, интрузивными гипогенно и супергенно измененными породами. Слагающие месторождение гранодiorит-порфиры и эффузивные порфиры в результате гидротермальных изменений превратились в сильно метаморфизованные породы и вторичные кварциты.

Для вторичных кварцитов из гранодiorит-порфиров характерна интенсивная, сложная и тонкая трещиноватость, трещины заполнены кварцем.

Вторичные кварциты из эффузивных порфиров имеют большую твердость, чем вторичные кварциты из гранодiorит-порфиров.

Руды и вмещающие породы по физико-механическим свойствам не различаются. По взрываемости породы делятся на три категории: легко-, средне- и трудно взрываемые.

К легко взрываемым породам отнесены каолинизированные, сильно трещиноватые вторичные кварциты из эффузивных порфиров, а также из гранодiorит-кварцевых порфиров с трещиноватостью, разбивающей породу на отдельности от 500 до 1000 мм. Коэффициент крепости изменяется от 3 до 6.

К средневзрываемым породам относятся вторичные кварциты

из гранодиорит-порфиров плотные, крепкие с неравномерным окварцеванием, мелкотрещиноватые. Коэффициент крепости 10.

К трудновзрываемым породам обычно относят плотные вторичные кварциты из эффузивных порфиров, крепкие, разбитые сеткой трещин на крупные отдельности до 1500 мм, а также неизменные гранодиорит-порфиры. Коэффициент крепости равен 12 и более. Объемный вес пород колеблется в пределах 2,6—2,7 т/м³. Средний объемный вес руды 2,6 т/м³. Коэффициент разрыхления пород 1,4—1,6, влажность 0,1—0,2%.

На карьере применяется транспортная система разработки с внешним отвалообразованием. Верхние уступы вскрыты тупиковыми железнодорожными съездами внутреннего заложения, а глубинная часть месторождения — спиральным железнодорожным съездом. Средняя высота разрабатываемых уступов 15 м, ширина рабочих площадок 55—60 м. Работы ведутся на восьми горизонтах.

Погрузка горной массы осуществляется экскаваторами ЭКГ-8, ЭКГ-4 и ЭКГ-4,6, транспорт — железнодорожный (150-тонные электропоезда и 95—100-тонные думпкары).

Вследствие сложного геолого-морфологического строения рудных тел месторождения, отсутствия четких границ между различными типами и сортами руд на руднике принята валовая отбойка горной массы.

До 1963 г. единственным видом бурения на руднике являлось ударно-канатное. Производительность станков не превышала 14—15 м в смену. С 1965 г. началось освоение шарошечных станков СБШ-250. Переход с ударно-канатного на шарошечное бурение в основном был завершен в 1966 г.

Таблица 8

Породы	Высота уступа, м	$\frac{W_{\Pi}}{h}$	$m = \frac{a}{W_{\Pi}}$	$\frac{l}{h}$	q
Легковзрываемые $j = 3+6$	6	0,60	1,0	0,17	0,44
	10	0,95	0,78	0,15	0,37
	12	0,88	0,76	0,13	0,28
	16	0,75	0,75	0,12	0,24
	20	0,70	0,68	0,10	0,21
Средневзрываемые $f = 10$	6	0,30	1,00	0,17	0,46
	10	0,70	0,93	0,15	0,47
	12	0,79	0,73	0,15	0,38
	16	0,70	0,68	0,15	0,30
	20	0,65	0,65	0,15	0,25
Трудновзрываемые $f = 12$ и более	6	0,75	0,90	0,20	0,63
	10	0,60	0,83	0,20	0,53
	12	0,62	0,73	0,20	0,48
	16	0,62	0,60	0,20	0,42
	20	0,60	0,58	0,20	0,32

В 1965 г. станками СБШ-250 и БСШ-1м выполнено 40% объема работ, другими станками — 60%, в 1966 г. — соответственно 83 и 17%.

Переход на шарошечное бурение вызвал соответственно изменение параметров буровзрывных работ. На Коунрадском карьере

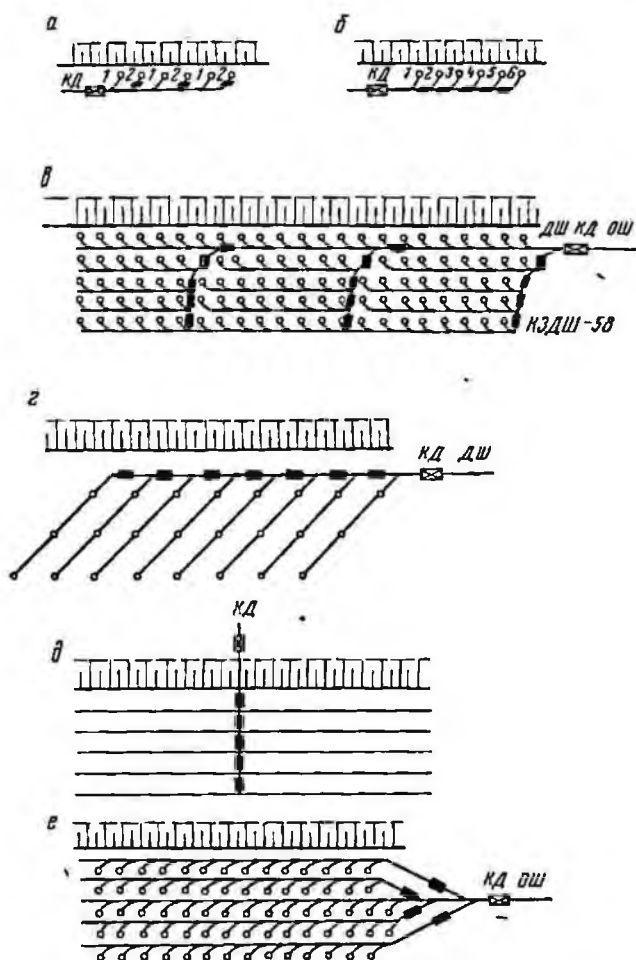


Рис. 12. Схемы монтажа взрывной сети на Коунрадском карьере:

а — волновая; б — последовательная; в — соединение зарядов группами; г — диагональное соединение; д — поперечная; е — поперечная с продольным центральным вводом; КД — капсюль-детонатор; ДШ — детонирующий шнур; ОШ — огнепроводный шнур; КЗДШ-58 — пиротехнический замедлитель

параметры расположения скважин принимают в зависимости от высоты уступа (табл. 8).

Буровые работы на карьере ведутся в соответствии с проектом на бурение скважин.

Проект на бурение составляется заранее и выдается руководителю буровых работ.

Маркшейдерская служба карьера на блоке перед началом бурения намечает линию 1-го ряда скважин, а руководитель буровых работ — сетку расположения скважин. Подвоз ВМ на блок осуществляется после готовности блока к взрыву.

На станках СБШ-250 применяются трехшарошечные долота диаметром 243 мм, стойкость которых составила в среднем по карьере 202,3 м. На станках пневмоударного бурения применяют трехперые долота диаметром 105 мм с опережающим лезвием, армированные твердым сплавом. Станками СБМК-5 бурят наклонные скважины для заоткоски бортов карьера.

Показатели буровзрывных работ по Коунрадскому карьере за 1966 г. следующие:

Производительность станков, м/смену	60
Коэффициент использования станков	0,70
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	52,6
Диаметр скважин, мм	243 и 214
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,35
Себестоимость бурения 1 м скважины, руб.	3,92
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,11

Для рыхления горных пород используются различные ВВ, но главным образом зерногранулит (46%) и аммонит № 9 (38%).

Конструкция зарядов в основном принята сплошной и реже рассредоточенной. Разделка негабарита производится накладными зарядами.

Схемы монтажа взрывной сети приведены на рис. 12.

Кальмакырский карьер

Кальмакырское медно-молибденовое месторождение сложено главным образом интрузивными и эффузивными породами среднего состава, представленными сениитами, сениит-диоритами, гранодиорит-порфирами и липоритовыми порфирами. Коренные породы покрыты лёссами мощностью от 8 до 10 м.

Наибольшее распространение на площади карьера имеют сениит-диориты, сенииты и диориты. Они занимают до 76% всего объема месторождения. Второе место занимают гранодиорит-порфиры, захватывающие почти всю зону Восточного участка карьера и незначительно среднюю часть Центрального. В юго-восточной части месторождения развиты кварцевые порфиры и гранодиорит-порфиры. В юго-восточной части ограниченное распространение имеют породы габбро. Характеристика пород приведена в табл. 9.

Таблица 9

Породы	Категория по взрываемости	Коэффициент крепости f	Выход фракций, %		Общий расход ВВ, кг/м ³	Удельный вес в общем объеме карьера, %
			+500 мм	негабаритных		
Слабовыветрелые окварцованные гранодиорит-порфиры, сиениты, диориты. Слабоокисленные руды	I	2—6	До 5	0,5—1	0,3	10
Мелкотрещиноватые вторичные кварциты, монокриновые известняки, сильно окварцованные гранодиорит-порфиры и сильно каолинизированные сиениты и диориты	II	6—12	5—30	До 2	0,35	76
Вторичные кварциты, гранодиорит-порфиры и известняки крупноблочного строения	III	8—14	Свыше 30	До 5	0,4	14

Породы месторождения изменены за счет процессов минерализации, связанной с постмагматической интрузией гранодиорит-порфиров. Изменение пород выразилось в окварцевании, лимонитизации и хлоритизации.

Гранодиорит-порфиры и сиениты превратились во вторичные рудоносные кварциты. Первичное оруденение тесно связано с интрузией гранодиорит-порфиров. Объемный вес руд и пород 2,4—2,6 т/м³. Коэффициент разрыхления коренных пород колеблется от 1,4 до 1,6.

Особенностью вскрытия карьера является разделение его на верхнюю, нагорную часть и нижнюю, глубинную часть. Уступы верхней (нагорной) части карьера вскрывают при помощи полутраншей-сездов с использованием железнодорожного и автомобильного транспорта.

Вскрытие глубинной части карьера предусмотрено осуществить спиральным железнодорожным съездом, переходящим в тупиковый железнодорожный съезд.

Значительный рост объема добычи горной массы в карьере по годам требует постоянного увеличения количества эксплуатационных горизонтов. Так, если в 1960 г. одновременно в работе находилось шесть горизонтов, то в 1966 г. уже разрабатывалось 15 при одновременном увеличении фронта работ с 4 до 15 км.

На карьере применяется транспортная система разработки с внешним отвалообразованием. Высота разрабатываемых уступов на Восточном участке 15 м, на верхних горизонтах Центрального участка 10 м (зона окисленных, смешанных и сульфидных руд), на нижних 15 м (зона сульфидных и смешанных руд).

В табл. 10 показана динамика однорядного и многорядного взрывания по годам.

Число рядов скважин	Удельный вес однорядного в многорядного взрывания по годам, %			
	1963	1964	1965	1966
1	56,0	58,0	41,5	16,0
2	33,0	27,0	36,0	44,0
3	8,0	10,0	17,2	30,0
4	3,0	5,0	5,3	10,0

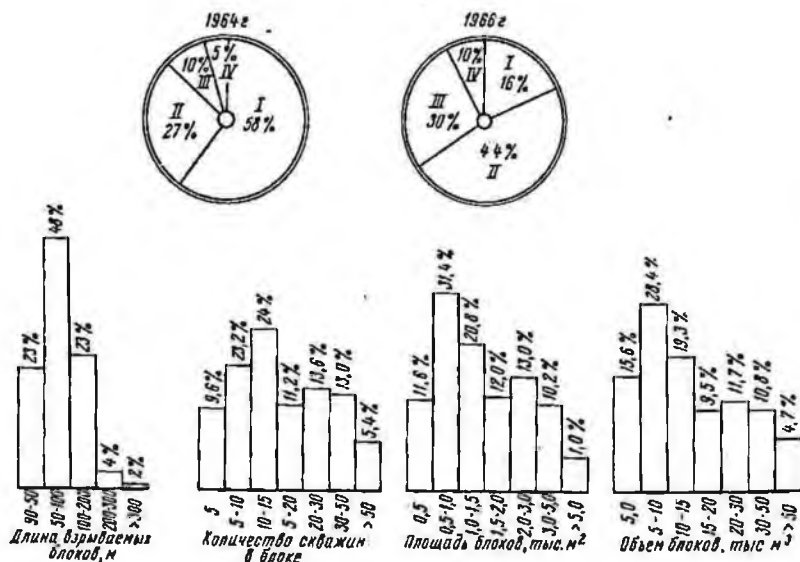


Рис. 13. Параметры взрывных блоков Кальмакырского карьера при методах взрывания:

I — однорядном; II — двухрядном; III — трехрядном; IV — четырехрядном

На рис. 13 приведены параметры взрывных блоков, а на рис. 14 — схема расположения скважин при однорядном взрывании.

Бурение скважин в карьере осуществляется станками шарошечного бурения. Скважины диаметром 214—190 мм бурят станками БСШ-1, БСШ-2м и БСВ-3. Глубина бурения с учетом перебура 12,5—13 м при высоте уступа 10 м и 18—19 м при высоте уступа 15 м. Вспомогательные скважины малого диаметра бурят станками БМК-4.

Основные параметры расположения скважин в условиях Кальмакырского карьера определяются физико-механическими свойст-

вами горных пород и удельной вместимостью ВВ в скважинах в зависимости от их диаметра и высоты взрываемого уступа. Параметры буровзрывных работ на Кальмакырском карьере за 1966 г. в зависимости от категории пород по взрываемости приведены в табл. 11.

Параметры буровзрывных работ в карьере в зависимости от категории пород изменяются различно. Так, величина перебура почти одинакова и колеблется от 2,6 до 2,9 м. Значительнее изме-

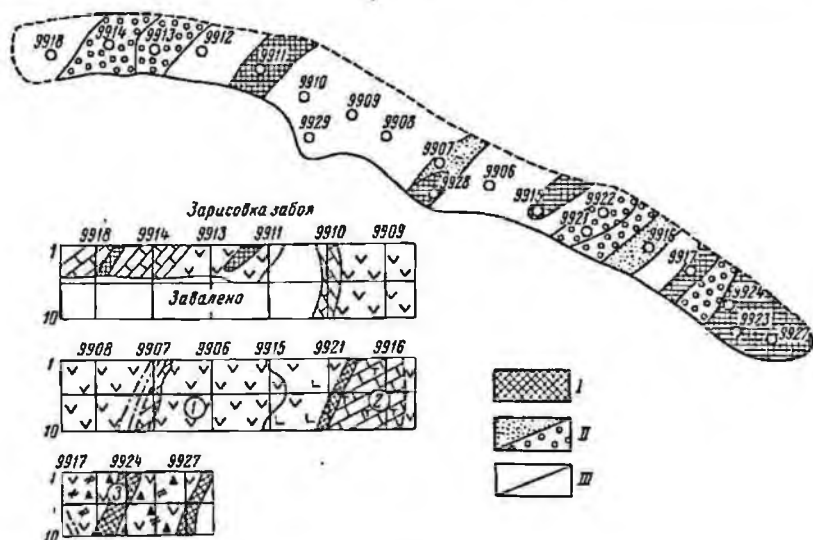


Рис. 14. Схема расположения скважин при однорядном взрывании:

I — кондиционная руда; II — некондиционная руда; III — пустая порода; 1 — сиенитодiorиты; 2 — известняки слабоаталькованные; 3 — рудные тела

Таблица 11

Породы	<i>l</i>	$\frac{W_{II}}{h}$	$m = \frac{a}{W_{II}}$	$\frac{l}{h}$	τ	φ
Легковзрываемые	2—6	0,92	0,84	0,24	61,6	0,266
		0,74	0,65	0,15	74,8	0,253
Средневзрываемые	6—12	0,90	0,83	0,25	53,0	0,334
		0,71	0,65	0,16	60,2	0,340
Трудновзрываемые	8—14	0,84	0,82	0,26	45,0	0,430
		0,70	0,64	0,18	53,6	0,385

Примечание. В числителе — для высоты уступа 10 м, в знаменателе — для высоты уступа 15 м.

няется расстояние между рядами и скважинами, что, в свою очередь, влияет на выход горной массы с 1 м скважины (до 25%) и удельный расход ВВ (до 50%).

Показатели буровзрывных работ по Кальмакырскому карьере за 1966 г. при работе станков соответственно БСШ-2м и БСВ-3 следующие:

Производительность станков, м/смену	59,6	69,4
Коэффициент использования станков	0,24	0,22
Диаметр скважин, м	190	214
Выход горной массы, м ³ /м	51,6	51,6
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,330	0,340
Себестоимость бурения 1 м скважины, руб.	3,48	3,04
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³		0,14

Погрузочные работы производятся экскаваторами ЭКГ-4, ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8.

Взрывные работы в карьере ведет Ташкентское специализированное управление треста Союзвзрывпром. Взрывные скважины бурят станками шарошечного бурения. Параметры буровзрывных работ для уступов высотой $H=10$ и $H=15$ м, по данным за 1966 г., приведены в табл. 12.

Из ВВ в карьере наиболее часто используются зерногранулиты 80/20, 30/70, гранулиты АС. Из-за отсутствия механизации для приготовления и заряжания совершенно не применяются игданиты и акватолы.

В качестве боевика в основном используются узлы ДШ и в обводненных скважинах тротиловые шашки. Взрывная сеть монтируется из двойной нити ДШ по скважине и электрическая на поверхности. Схема взрывания порядная с интервалами замедления 25—50 мсек.

При выборе рациональной технологии буровзрывных работ в условиях Кальмакырского карьера необходимо учитывать технологию переработки различных сортов руды. Извлечение меди в концентрат зависит от типа руды и содержания в ней меди [24, 25, 47], а себестоимость концентрата изменяется пропорционально извлечению при обогащении.

Таким образом, качество руды в значительной степени влияет на себестоимость конечной продукции, поскольку на себестоимость 1 т черновой меди решающее влияние оказывает себестоимость концентрата.

Для повышения качества руды на карьере проводится комплекс мероприятий:

1. Расстояние между буровыми скважинами на рудных блоках устанавливается с учетом не только физико-механических свойств пород, но и контура оруденения.

2. Производится секционное опробование всех обуренных скважин по руде. В случае сомнения в достоверности данных опробования рудных скважин проводится контрольное горстевое опробование развала взорванной горной массы.

Таблица 12

Параметры буровых работ	Н-10 м			Н-15 м				
	Диаметр скважин (мм) и категория пород							
	192		214		214			
I	II	III	I	II	III	I	II	III

Однорядное расположение скважин

Средняя высота уступа, м . . .	10,5	10,8	10,5	10,5	11,1	9,9	19,1	—	—	—	—	—	—	—
Сопrotивление по подошве, м	9,2	9,1	8,5	9,8	10,2	8,6	13,1	—	—	—	—	—	—	—
Расстояние между скважинами, м	7,7	7,1	6,9	8,1	7,4	7,3	7,6	—	—	—	—	—	—	—
Коэффициент сближения скважин	0,84	0,78	0,8	0,83	0,72	0,86	0,58	—	—	—	—	—	—	—
Величина перебура, м	2,4	2,4	2,6	2,0	2,3	3,2	2,8	—	—	—	—	—	—	—
Длина заряда, м	6,3	6,5	6,7	5,9	6,3	7,0	11,0	—	—	—	—	—	—	—
Длина забойки, м	6,5	6,7	6,4	6,9	6,9	6,0	10,9	—	—	—	—	—	—	—
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	61,4	50,8	44,3	70,2	52,4	40,0	81,4	—	—	—	—	—	—	—
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,243	0,274	0,395	0,248	0,330	0,536	0,206	—	—	—	—	—	—	—
								15,2	—	—	—	—	—	—
								13,4	—	—	—	—	—	—
								8,0	—	—	—	—	—	—
								0,59	—	—	—	—	—	—
								3,1	—	—	—	—	—	—
								9,2	—	—	—	—	—	—
								8,9	—	—	—	—	—	—
								94,5	—	—	—	—	—	—
								0,200	—	—	—	—	—	—

Двухрядное расположение скважин

Средняя высота уступа, м	10,2	10,6	10,8	10,8	10,5	10,5	16,9	16,6	17,7	16,9	16,0	16,3
Сопrotивление по подошве, м	10,3	9,4	8,9	9,4	9,7	9,5	12,7	12,1	11,8	1,26	11,6	11,3
Расстояние между скважинами, м	7,5	7,3	6,7	8,3	8,1	7,6	7,8	7,5	7,3	8,3	8,0	7,8

Параметры буровзрывных работ	H-10 м						H-15 м					
	Диаметр скважин (мм) и категория пород						Диаметр скважин (мм) и категория пород					
	192		214		192		214		192		214	
	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III
Расстояние между рядами, м	6,9	6,8	6,3	7,3	7,4	6,9	7,1	7,0	7,0	7,5	7,5	7,0
Коэффициент сближения	0,73	0,78	0,75	0,88	0,84	0,80	0,61	0,62	0,62	0,66	0,69	0,69
Величина пересура, м	2,7	2,5	2,9	2,3	2,5	2,6	2,8	2,9	3,0	2,7	2,7	2,6
Длина заряда, м	6,0	6,1	7,2	6,1	6,4	6,9	11,1	12,4	11,6	10,0	10,3	10,4
Длина забойки, м	6,9	7,0	6,5	7,0	6,5	6,2	8,6	7,1	9,1	9,5	8,3	8,5
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	56,8	51,5	39,8	66,4	56,5	47,0	68,7	61,7	55,2	73,3	60,0	51,9
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,275	0,331	0,459	0,252	0,322	0,412	0,269	0,341	0,352	0,281	0,328	0,410
Средняя высота уступа, м	10,0	10,7	11,4	10,3	10,3	10,4	16,5	16,3	15,0	15,0	16,2	15,7
Сопротивление по подошве, м	9,6	9,2	8,8	9,9	9,6	9,2	9,5	12,3	10,7	12,3	11,4	10,8
Расстояние между скважинами, м	8,1	7,7	7,0	8,5	8,1	7,9	8,5	6,8	7,5	8,0	8,0	7,9
Расстояние между рядами, м	7,6	7,0	6,6	7,9	7,6	6,9	7,2	6,5	7,5	7,4	7,1	7,0
Коэффициент сближения	0,84	0,84	0,79	0,86	0,84	0,86	0,9	0,54	0,7	0,65	0,70	0,73
Величина пересура, м	2,3	2,4	2,6	2,4	2,6	2,8	1,8	2,4	3,9	2,2	2,5	2,8
Длина заряда, м	5,8	6,2	6,9	5,4	6,1	6,4	12,6	9,2	11,5	9,8	11,4	10,9
Длина забойки, м	6,5	6,9	7,0	7,1	6,8	6,8	5,7	9,5	7,4	7,4	7,3	7,6
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	58,5	48,0	39,8	60,8	57,4	46,7	66,7	58,5	53,0	64,5	59,5	54,7
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,309	0,348	0,480	0,280	0,327	0,438	0,269	0,347	0,368	0,292	0,348	0,411

Расположение скважин в три и более рядов

3. В соответствии с сортовым планом, составленным по данным эксплуатационного опробования, каждый тип руды в натуре отмечается пикетами.

4. На каждый железнодорожный состав с рудой составляется паспорт, в котором указываются сорт руды, ее флотуемость, место и время отгрузки. Это позволяет осуществлять оперативный контроль за направлением руды на соответствующую секцию обогатительной фабрики.

Северо-Джезказганский рудник

В состав рудника входят Златоуст-Беловский и Анненский карьеры, разрабатывающие Джезказганское месторождение медных руд открытым способом. Месторождение приурочено к осадочному комплексу пород.

Руды образовались в результате оруденения песчаников. Форма рудных тел пластообразная с углом падения $0-5^\circ$ (реже $7-10^\circ$).

Горные породы представлены взаимопеременяющимися напластованиями аргиллита, алевролита, красных и серых песчаников и конгломератов.

По взрываемости горные породы разделяются на три категории: I категория — легко взрывающиеся породы, представленные разноцветным аргиллитом с коэффициентом крепости $f=6-9$; II категория — средневзрывающиеся породы, представленные разноцветными алевролитами с коэффициентом крепости $f=10-12$; III категория — трудновзрывающиеся породы, представленные красными и серыми песчаниками и конгломератами с коэффициентом крепости $f=14-18$.

К трудновзрываемым относятся и медные руды.

Объемный вес руд изменяется от 2,4 до 3,0 т/м³, составляя в среднем 2,6 т/м³. Коэффициент разрыхления равен 1,5—1,6. Влажность пород 0,5—2,5%. Погрузка производится экскаваторами СЭ-3, ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8.

На карьерах применяется транспортная система разработки с внешним отвалообразованием.

Транспорт горной массы на Златоуст-Беловском карьере железнодорожный, на Анненском — автомобильный. Высота разрабатываемых уступов соответственно 15 и 10 м.

Работы одновременно ведутся на нескольких горизонтах. Ширина рабочих площадок при погрузке экскаваторами в железнодорожный транспорт составляет 60 м, в автомобильный — 50 м и на вскрышных подступах — 30 м.

Сложный характер оруденения, неравномерное распределение минерализации, невыдержанная мощность рудных пластов (рис. 15) обусловили валовую отбойку с последующей отдельной полойной экскаваторной выемкой и сортировкой руды.

Взрывные скважины в карьерах бурили станками ударно-канатного, шарошечного и пневмоударного бурения. Если в 1965 г.

на долю ударно-канатного бурения приходилось 70% добычи горной массы, а шарошечного — около 20%, то уже в 1966 г. соответственно 46 и 51%.

Буровые работы на карьерах рудника ведутся в соответствии с планом-графиком горных работ, на основе которого составляется проект на бурение скважин, включающий:

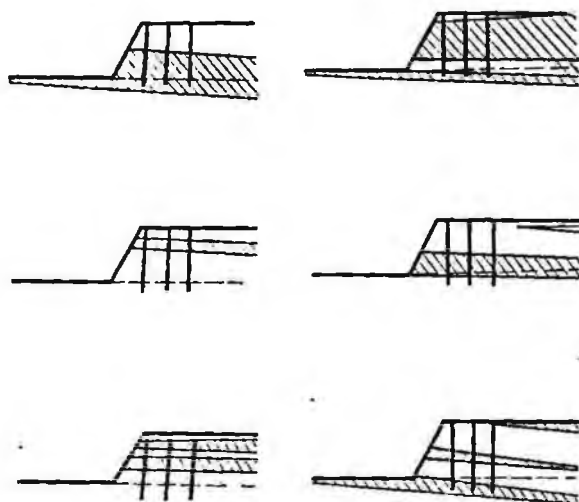


Рис. 15. Расположение рудных пластов относительно взрывных скважин

а) план разбуриваемого блока с характерными отметками, продольный и поперечные разрезы (выполняется маркшейдерской службой);

б) характерные геологические разрезы по блоку с указанием элементов залегания слагающих пород (выполняется геологической службой);

в) положение намечаемых к бурению скважин с их номерами, глубинами, с указанием величин перебура, количества рядов (выполняется техотделом рудника).

Ударно-канатное бурение осуществляется долотами крестообразной формы с диаметрами лезвий 300 и 230 мм. Обычно глубина скважин 18—20 м, а при бурении сдвоенных уступов 30—40 м.

На шарошечных станках БСШ-2м применяются в основном трехшарошечные долота диаметром 190 и 214 мм.

На станках пневмоударного бурения применяются трехперые коронки, армированные твердым сплавом ВК-15 с опережающим лезвием. Диаметр коронки 105 мм. Глубина бурения 35 м и более.

Расположение скважин на уступах однорядное и многорядное; направление бурения — вертикальное и наклонное. Величина перебура скважин определяется в зависимости от залегания и крепости пород и достигает 4,5 м.

В 1966 г. на карьерах Северо-Джезказганского рудника взрывали по несколько рядов скважин короткозамедленным способом. Из всего объема горной массы до 90% взорвано указанным способом. Удельный вес взрывов с воздушными промежутками составил 38%, сдвоенных уступов — до 15% и в зажатой среде — около 30%.

В основном бурение производилось станками БС-1, БУ-20-2 и БСШ-2м, а заоткоска бортов, ликвидация порогов, выступов и бурение разведочных скважин — станками БМК-4 и СБМК-5.

Величина забойки колеблется от 4 до 6 м. Общий вес заряда проверяется на сейсмобезопасность, разлет кусков породы и на образование воздушной волны.

На основании практических и научно-исследовательских работ в настоящее время установлены параметры буровзрывных работ (табл. 13).

Таблица 13

Породы	Диаметр скважины, м	$\frac{W_{II}}{h}$	$m = \frac{a}{W_{II}}$	$\frac{l}{h}$	τ	q
Легковзрываемые	300	1,0	1,0	0,10	55	0,3
		0,8	1,0	0,80	100	
	230	0,8	1,0	0,10	55	0,3
		0,65	0,9	0,80	71	
	214	0,75	1,0	0,12	55	0,3
		0,65	0,75	0,10	63	
Средневзрываемые	300	1,0	0,9	0,15	46	0,3
		0,8	0,9	0,13	90	
	230	0,8	0,9	0,20	46	0,4
		0,65	0,7	0,16	53	
	214	0,75	0,9	0,25	46	0,4
		0,65	0,7	0,20	53	
Трудновзрываемые	300	0,8	0,75	0,30	40	0,4
		0,7	0,7	0,20	73	
	230	0,8	0,75	0,30	40	0,5
		0,63	0,6	0,22	47	
	214	0,8	0,75	0,35	40	0,5
		0,63	0,6	0,33	47	

Примечание. В числителе — при высоте уступа 10 м, в знаменателе — при высоте уступа 15 м.

На карьерах принято бескапсюльное взрывание скважин с помощью ДШ. В качестве боевика применяют тротиловые шашки и другие ВВ. При монтаже взрывной сети в каждую скважину опускают два концевика, чтобы избежать отказов зарядов: один концевик до забоя скважины, а второй до верхней части основного заряда ВВ в скважине.

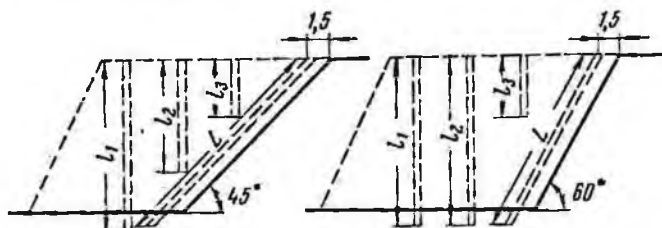


Рис. 16. Схема бурения взрывных скважин в приконтурных участках

Применяют схемы взрывания скважин: порядную, волновую через одну скважину и при взрывании не менее пяти рядов скважин — с центральным врубом. Взрывные работы ведутся три раза в неделю с 17-00 до 17-30 ч.

На открытых горных работах применяют ВВ: зерногранулиты 80/20, 30/70, 50/50, аммониты различных сортов, алюмотол, игданит и др.

На карьерах применяют взрывание скважинных, шпуровых и накладных зарядов.

Шпуровые и накладные заряды применяют для разделки негабарита, взрывания подошвы откосов уступов и козырьков. Разделка негабарита чаще осуществляется гидровзрывным способом.

Внедрение многорядного взрывания и взрывания в зажатой среде позволило улучшить технико-экономические показатели буровзрывных работ и повысить производительность экскаваторов.

Технико-экономические показатели буровзрывных работ за 1966 г. по Златоуст-Беловскому и Анненскому карьерам приведены в табл. 14.

Таблица 14

Показатели	Станки		
	Ударно-каплатные	Шарошечные	Пневмударные
Сменная производительность, м	14,3	41,4	24,5
Коэффициент использования	0,22	0,39	0,21
Диаметр скважин, мм	230—300	190—214	105
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	59,4	36,8	8,6
Расход ВВ, кг/м ³	0,419	0,419	0,419
Себестоимость бурения 1 м скважины, руб.	6,24	3,46	2,26

Себестоимость буровзрывных работ в среднем по карьерам составила 0,278 руб/м³, в том числе бурение 0,175 руб/м³ и взрывание 0,103 руб/м³.

Для повышения устойчивости бортов карьеров применяется специальная технология буровзрывных работ в приконтурной части (рис. 16). Она заключается в бурении скважин различной глубины с переменными диаметром и углом наклона. Заряды в скважинах также различны. Параметры расположения скважин в приконтурной заходке приведены в табл. 15.

Таблица 15

Направление скважин	Рекомендуемые углы заложки уступов, град	Диаметр скважин, мм	С. л. п. W _п , м	Расстояние между скважинами в м	Расстояние между рядами, м	Количество рядов скважин	Глубина скважин, м			
							I ₁	I ₂	I ₃	I _н
Вертикальное	45	230	6—7	6—7	6	3	18	12	6	23
	60	230	6—7	6—7	6	3	18	18	10,5	19
Наклонное	45	105	—	2	—	1				
	60	105	—	2	—	1				

Учалинский карьер

Учалинское месторождение медных руд представлено породами альбитофирового комплекса, диабазами, диабазовыми порфирами и диорит-порфиритами. Структура руд тонко- и среднезернистая, текстура однородная и массивная. Контакты рудного тела с породами четкие.

Разработка месторождения ведется уступами высотой 12 м.

Руду и вскрышные породы экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4 грузят в автосамосвалы МАЗ-525 и КРАЗ-210Е.

По взрываемости породы Учалинского месторождения в зависимости от структуры и физико-механических свойств делятся на три группы: легко-, средне- и трудновзрываемые. Объемный вес пород соответственно 2,1; 2,6 и 2,75 т/м³.

Скважины бурят станками ударно-канатного бурения, а с 1966 г. шарошечными станками БСШ-1м, БСШ-2м, БАШ-250 и СБШ-250.

Наряду с однорядным взрыванием широко применяют различные схемы многорядного короткозамедленного взрывания. С введ-

рением многорядного взрывания и шарошечного бурения эффективность буровзрывного рыхления значительно повысилась.

Некоторые показатели буровзрывных работ при бурении станками соответственно шарошечными и ударно-канатного бурения следующие:

Производительность станков, м/смену	22—31	12—16
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	32—38	40—44
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,38	0,415

На взрывных работах применяют различные ВВ: аммониты № 6, 9 и для обводненных скважин шнекованный аммонит В-3. Иницирование скважинного заряда ВВ производится с помощью детонирующего шнура.

Многолетним опытом и рядом экспериментальных взрывов были определены оптимальные параметры буровзрывных работ, приведенные в табл. 16.

Таблица 16

Породы	f	$\frac{W_n}{h}$	$m = \frac{a}{W_n}$	$\frac{l}{h}$	τ	q
Легковзрываемые (продукты разрушения диабазового комплекса до рыхлой и щебенистой массы)	4—6	1,0	0,75	0,17	70	0,30
Средневзрываемые (альбитофиры, разрушенные и мелкогребнистые кремнистые сланцы)	6—8	0,85	0,70	0,20	50	0,45
Трудновзрываемые (крупноблочные диабазовые порфириты с различной степенью трещиноватости)	8—14	0,75	0,65	0,25	30	0,60

Ждановский карьер

Ждановское месторождение сульфидных медно-никелевых руд приурочено к туфогенно-осадочной толще.

Никеленосные интрузивные тела имеют пластообразную форму и залегают согласно с вмещающими их туфогенными породами (туффитами, филлитами, песчаниками).

Промышленную ценность представляют несколько рудных тел, имеющих широкое простираие с падением на юго-запад под углом 40—60°.

Рудные тела по структурным и морфологическим особенностям имеют много общего и различаются только размерами и интенсивностью оруденения. Вдоль нижнего контакта интрузива с подсти-

лающими породами прослеживается зона смятия и дробления, выполненная наиболее богатыми брекчиевыми и сульфидными рудами.

По минералогическому составу руды месторождения представлены в основном пирротинном, пентландитом, халькопиритом.

Месторождение разрабатывается уступами высотой 15 м с перемещением пустых пород во внешние отвалы железнодорожным и автомобильным транспортом.

На вскрышных участках карьера взрывные скважины бурят в три-четыре ряда при сопротивлении по подошве в первом ряду от 12 до 20 м. В первом ряду бурят сдвоенные и строенные скважины, расстояние между которыми 1,2—1,5 м. Сетка скважин 6×8 и 8×8 м. На добычных участках карьера бурение производится в несколько рядов при W_{II} первого ряда от 8 до 12 м. Сетка скважин 6×6,5 м.

Буровые работы организованы в две смены при непрерывной рабочей неделе.

Скважины бурят станками БАШ-250, СБШ-250. Скважины повсеместно сильно обводнены, поэтому их заряжают алюмотолом, гранулированным тротилом, зерногранулитом 30/70 и аммонитом 6ЖВ. Взрывание производится детонирующим шнуром с использованием пиротехнического реле КЗДШ-58.

Выход негабарита составляет 5—8%. Вторичное дробление производится шпуровым методом, реже накладными зарядами.

Параметры буровзрывных работ, применяемых на Ждановском карьере в 1966 г., приведены в табл. 17.

Таблица 17

Породы	f	$\frac{W_n}{h}$	$m = \frac{a}{W_n}$	$\frac{l}{h}$	τ	q
Легковзрываемые (филлиты)	8—10	0,8—0,85	0,70—0,75	0,2	45—50	0,65—0,7
Средневзрываемые (перидотиты)	10—14	0,65—1,33*	0,7—0,4*	0,23	35—45	0,7—0,75
Трудновзрываемые (габбро-диабазы)	14—16	0,6—0,7	0,65—0,7	0,25	30—35	0,75—0,85

* При бурении сдвоенных и строенных скважин.

Погрузка горной массы производится экскаваторами ЭКГ-8 и ЭКГ-4,6. Руду транспортируют автосамосвалами БелАЗ-540 и МАЗ-525; пустые породы транспортируют во внешние отвалы железнодорожным и автомобильным транспортом.

На ряде участков карьера пачки пород падают под углами 50—55°. После взрывания угол откоса уступа принимает эти же значения и с. п. п. возрастает до 20 м. Для преодоления с. п. п. бурят сдвоенные или строенные скважины.

В качестве эффективной меры, позволяющей производить взрывание при нормальном с. п. п., предложена новая схема буровзрывных работ с расположением развала вдоль фронта уступа. Для этого нужно изменить направление перемещения фронта горных работ и применить автомобильный транспорт.

При взрывании рудных участков достигаются хорошее дробление и сравнительно малый выход негабарита.

Из-за сильной трещиноватости крутопадающих пачек пород на вскрышных участках выход негабарита увеличивается.

Основные технико-экономические показатели по карьеру за 1966 г. при бурении станками соответственно БАШ-250 и СБШ-250 следующие:

Производительность станков, м/смену	26,8	30,8
Коэффициент использования станков	0,32	0,29
Диаметр скважин, мм	269	243
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	38,7	30,1
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,78	0,82
Себестоимость бурения, руб/м	11,7	13,1
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,61	0,75

Карьер «Медвежий ручей»

В районе карьерного поля Норильское полиметаллическое месторождение вкрапленных руд представляет собой пологопадающую залежь переменной мощности, приуроченную к донной части мощной интрузии дифференцированных габбро-диабазов. Вмещающими являются осадочные породы тунгусской свиты пермского возраста.

Покрывающая толща пород сложена в нижней части оливиновыми и оливино-биотитовыми габбро-диабазами, а в верхней андезитовыми и миндалекаменными диабазами. Рудное тело и покрывающие породы разбиты трещинами, заполненными вторичными минералами и льдом.

Горные работы на карьере ведутся в условиях, осложненных наличием вечной мерзлоты и подземных отработанных незалеженных камер рудника Таймырского [12].

Высота уступов на верхних горизонтах карьера 20 м, а на нижележащих 15 м. Скважины бурят станками шарошечными БАШ-250 и ударно-канатными БС-1. Диаметр скважин 155—300 мм.

Способы взрывания: многорядное взрывание вертикальных, наклонных и парносближенных скважин [2, 3, 18, 27] короткозамедленным способом.

Погрузка горной массы производится экскаваторами ЭКГ-8, ЭКГ-4,6, ЭКГ-4 и СЭ-3. На обогатительную фабрику руду доставляют автосамосвалами МАЗ-525; пустую породу транспортируют в думпкарах грузоподъемностью 95—100 т электровозами сцепным весом 150 т.

Горные работы в условиях заполярья имеют ряд особенностей, связанных с наличием вечной мерзлоты, необходимостью проведения снегозащитных мероприятий, организацией работы в условиях низких температур и т. д. На карьере «Медвежий ручей» рудное тело и вмещающие породы разбиты системой трещин различного направления, вследствие чего весь массив разбит на отдельные блоки, напоминающие в обнажении каменную кладку, цементированную вторичными минералами и льдом.

Наличие подземных незаложенных камер рудника Таймырского в карьерном поле заставляет систематически ликвидировать пустоты обрушением их с карьера буровзрывным способом [12, 27, 47].

Кроме того, при бурении в теплый период года в скважины проникает вода, образуя в зоне отрицательных температур ледяные и грязевые пробки.

В весенне-летний период при сильной обводненности скважин возникают трудности с выбором типа ВВ и способа их заряжения. Патронированные ВВ после нескольких перевалок в процессе доставки теряют герметичность упаковки и смерзаются в скважине. Гранулированные и чешуйчатые ВВ при длительной зарядке также обмерзают; детонирующий шнур в смерзшемся состоянии не всегда детонирует.

Для защиты от влаги заряд помещают в полиэтиленовые рукава, опускаемые в обводненную скважину на полную глубину. В качестве ВВ используют аммонит 6ЖВ, который надежно герметизируется в рукаве. Применяют также комбинированные заряды, состоящие из гранулотола, алюмотола и аммиачной селитры, которая снижает температуру смерзания раствора до -15° [18]. В этом случае полиэтиленовые рукава не применяют.

Для лучшей проработки подошвы при большой величине W_{π} применяют парносближенное расположение вертикальных и наклонных скважин.

На 20-метровых уступах вертикальные скважины бурят диаметром 300 мм; расстояние между скважинами в паре 1,2—2 м; расстояние между парами скважин в ряду a принимается 16—17 м; расстояние между рядами скважин b 12—14 м; сопротивление по подошве W_{π} доходит до 12—14 м; перебур l не превышает 3,5 м.

На карьере при 15-метровых уступах бурят парносближенные скважины вертикальные диаметром 250 мм и наклонные диаметром 155 мм. Наклонные парносближенные скважины бурят двухшпindelными станками НБС-5 (расстояние между скважинами в паре 0,6 м; $a=7,5-9$ м; $b=7-8$ м; $W_{\pi}=8-9$ м; $l=2,5$ м).

При многорядном короткозамедленном взрывании применяют сплошные и рассредоточенные заряды.

Схемы взрывания — врубовые и порядные; интервалы замедления 25 мсек при взрывании одиночных скважин и 100—150 мсек при взрывании парносближенных скважин.

Таблица 18

Породы	l	$\frac{W_{\pi}}{h}$	$m = \frac{\alpha}{W_{\pi}}$	$\frac{l}{h}$	ν	q
Легковзрываемые (окисленные руды, выветрелые эффузивные диабазы)	8—10	0,60—0,65	0,8—0,85	0,20	60—65	0,55
		0,8—0,85	1,1—1,2	0,18	70—75	0,5
Средневзрываемые (габбро-диабазы, андезитовый порфирит)	10—12	0,55—0,6	0,75—0,8	0,22	50—55	0,60
		0,75—0,8	1,0—1,1	0,20	60—65	0,55
Трудновзрываемые (оливиновый габбро-диабаз, габбро-диорит)	12—14 и выше	0,5—0,55	0,7—0,75	0,25	40—45	0,65
		0,7—0,75	0,9—1,0	0,22	50—55	0,60

Примечание. В числителе — для одиночных скважин, а в знаменателе — для парно-сближенных скважин.

В табл. 18 приведены параметры буровзрывных работ при высоте уступа 15 м и диаметре скважины 250 мм.

Как видно из табл. 18, применение парно-сближенных скважин способствует улучшению параметров буровзрывных работ и снижению себестоимости рыхления.

На карьере накоплен большой опыт посадки с горизонтов карьера потолочин подземных камер, находящихся в контуре открытых горных работ. В последнее время для посадки потолочин стали применять парно-сближенные скважины.

При посадочных работах принятые параметры буровзрывных работ для взрывания на уступах несколько изменяются в каждом конкретном случае с учетом взаимного расположения камер, фронта уступов и эксплуатационных горизонтов, а также с учетом физико-механических свойств пород, их трещиноватости и расстояний до кровли камер [12, 27, 47].

Основные показатели буровзрывных работ за 1966 г. приведены в табл. 19.

Таблица 19

Показатели	Типы станков		
	НЭС-5	БАШ-250	БС-1
Производительность станков, м/смену . . .	31,0	36,1	6,4
Коэффициент использования станков	0,46	0,41	0,5
Диаметр скважин, мм	155	269	245—290
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	21,9	42,7	55,9
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,675	0,675	0,675
Себестоимость бурения, руб/м	7,1	10,4	19,3
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,62	0,54	0,64

Кургашинканский карьер

Кургашинканское полиметаллическое месторождение сложено осадочными и интрузивными породами. Наиболее развиты в пределах поля осадочные породы — известняки, доломиты и мало-мощные прослойки песчанистых известняков. Интрузивные породы в пределах месторождения менее распространены.

Месторождение характеризуется обилием нарушений, разбивающих месторождение на отдельные блоки.

Рудные тела имеют форму неправильных залежей и линз с весьма неравномерной мощностью. Такое изменение мощности приводит к местным раздувам и пережигам рудных тел по простиранию и падению; местами эти пережиги сопровождаются расчленением одного крупного тела на несколько мелких тел.

Месторождение разрабатывают уступами высотой 10 м. В 1966 г. горные работы производились на девяти горизонтах карьера. По первоначальному проекту через 10 м оставлялись двухметровые предохранительные бермы, а через каждые 30 м — бермы шириной 6 м. Но в результате сейсмического действия взрывных работ и значительной трещиноватости пород, слагающих борта карьера, эти бермы не сохраняются. В настоящее время на строенных уступах оставляют бермы шириной 8—10 м.

На карьере принята транспортная система разработки с перевозкой вскрышных пород во внешние экскаваторные и плужные отвалы.

Буровые работы ведутся в две семичасовые смены при непрерывной рабочей неделе. Скважины бурят станками шарошечного бурения БСШ-1, БСШ-1м, БСШ-2м и БСВ-3. Диаметр скважин 190 и 214 мм. Для вторичного дробления используют перфораторы и станки пневмударного бурения БМК-4 и СБМК-5. При ведении буровзрывных работ в карбонатной толще ($f=8-10$) величина W_p принимается в пределах 8—9 м при коэффициенте $m=0,8-0,9$. Перебур не превышает (0,2—0,22) h .

Взрывные работы производятся зерногранулитам 80/20 (в сухих скважинах), 50/50, 30/70, алюмотолом и акватолом (в обводненных скважинах). Эти ВВ не слеживаются, не образуют пыли и пробок в скважинах при зарядании. Для взрывания ВВ в качестве промежуточного детонатора используют тротильные шашки, патроны скального аммонита № 1 или аммонита № 6. Конструкция колонки заряда в скважине — сплошная.

На карьере применяют однорядное и многорядное короткозамедленное взрывание скважинных зарядов. При многорядном взрывании схема замедления порядная. Средства взрывания: детонирующий шнур и электродетонаторы с различным замедлением. С внедрением в производство короткозамедленного взрывания значительно улучшилось обеспечение экскаваторов горной массой и дробление пород.

Выемка и погрузка горной массы производятся экскаваторами

СЭ-3, ЭКГ-4 и ЭКГ-4,6. Погрузочные работы ведутся в три семи-часовые смены при непрерывной рабочей неделе.

Забойные и отвальные железнодорожные пути перемещают вслед за подвиганием фронта погрузочных работ. Во избежание повреждения при взрыве участок рельсового пути, равный по длине взрываемому блоку, защищают специально отсыпаемым до взрыва предохранительным валом.

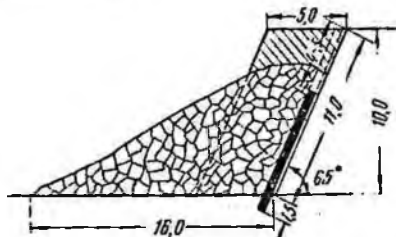


Рис. 17. Схема раздельного взрывания маломощных рудных тел

На руднике до 1960 г. была принята единая технология отработки как мощных (свыше 6 м), так и маломощных рудных тел. При этом в пределах взрываемого блока обычно встречалось несколько рудных тел с различной мощностью.

После массового взрыва скважин участки геологи и сменные коллекторы производили опробование рудного развала и устанавливали по верхней бровке уступа специальные репера, руководствуясь которыми, машинисты экскаваторов производили раздельную погрузку различных сортов руды и пустой породы.

Такой метод является в какой-то мере удовлетворительным только при разработке мощных рудных тел. При разработке же рудных тел мощностью менее 6 м качественные показатели из-за высокого уровня потерь и разубоживания резко ухудшались.

Хорошие результаты дало раздельное взрывание маломощных рудных тел наклонными скважинами пневмоударного бурения диаметром 105 мм (рис. 17).

В настоящее время продолжают поиски эффективных методов рыхления сложных блоков, представленных рудными телами различной мощности. Основные показатели буровзрывных работ за 1966 г. при применении станков шарошечного бурения следующие:

Производительность станков, м/смену	45,2
Коэффициент использования станка	0,28
Диаметр скважин, мм	190—214
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	63,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,303
Себестоимость бурения, руб/м	3,6
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,167

Алтын-Топканский карьер

На месторождении выделена Главная рудная зона, имеющая северо-восточное простирание и падение на северо-запад под углом 70—80°. Протяженность рудной зоны достигает 3 км, а ее мощность колеблется от 80 до 200 м. Характерной особенностью

рудных тел зоны является их значительная протяженность по простиранию и падению при сравнительно выдержанной мощности. По форме рудные тела представляют собой неправильные линзообразные залежи. Мощность рудных тел на различных участках колеблется от 3 до 60 м.

Основные рудовмещающие породы скарны, оруденение в которых распределяется относительно равномерно по простиранию и по падению. Рудные тела Главной рудной зоны выходят непосредственно на поверхность. Лежащий бок рудных тел сложен гранодиоритами, сланцами, гранодиорит-порфирами; всячий бок — дайками кварцевого порфира и известняками. Породы сильно трещиноваты. Коэффициент крепости f различен и составляет для гранодиоритов, скарнов (рудных и безрудных) 14—16, для гранодиорит-порфиров и кварцевых порфиров — 14, для известняков — 8. Объемный вес руды 3,4, пород 2,7 $т/м^3$. Высота уступов 10—15 м.

Верхняя часть месторождения разрабатывается Центральным карьером.

Обычно в рудном блоке пробуривают три-четыре ряда скважин сразу на всю высоту уступа. Взрывание осуществляется короткозамедленным способом. Затем при помощи экскаватора проходят автомобильный съезд забоем, позволяющим осуществлять петлевой разворот автомашин. После достижения подошвы уступа съездная траншея переходит в постепенно расширяющийся очистной забой. Выемка ведется поперечными заходками вкrest простирания с перемещением фронта работ по простиранию.

При взрывании блока с рудными телами незначительной мощности развал породы образуется таким образом, что выделяющуюся в нем рудную полосу селективно вырабатывает экскаватор. Применение системы поперечных экскаваторных заходок по сравнению с выемкой руды продольными заходками позволило сократить качественные и количественные потери полезного ископаемого.

В настоящее время скважины в основном бурят станками шарошечного бурения БСВ-3 и П-25. Скважины бурят вертикально и, как правило, взрывание производят на подобранный забой. Диаметр скважин, пробуренных шарошечными и ударно-канатными станками, соответственно 214 и 230 мм.

Вблизи контура карьера скважины бурят самоходными станками пневмоударными СБМК-5. Скважины вспомогательные и для вторичного взрывания бурят пневмоударными станками П-31. Диаметр скважин, пробуренных станками СБМК-5 и П-31 105 мм.

Расстояние между взрывными скважинами шарошечного и ударно-канатного бурения в зависимости от категории пород по взрываемости составляет 6—9 м, W_{π} изменяется в пределах 10—11 м, расстояние между рядами скважин 5—7 м, переbur (0,18—0,2) $к$.

Применяемые ВВ: зерногранулиты 80/20, 50/50 и 30/70, а также аммониты № 6, 6ЖВ и В-3. Основные средства взрыва-

ния — электродетонаторы короткозамедленного действия и детонирующий шнур. Огнепроводный шнур и капсулы-детонаторы используют обычно при вторичном взрывании. Скважины взрывают комбинированным способом. В каждой скважине к промежуточному детонатору из патронов аммонита 6ЖВ подведены две нити ДШ, к концам которого на поверхности присоединяют последовательно два электродетонатора, монтируемые в общую электрическую цепь для взрывания от электровзрывной машинки. При многорядном взрывании схема замедления — порядная.

Выход негабарита изменяется в зависимости от категории пород по взрываемости в пределах от 5 до 25%.

Выемка и погрузка горной массы на карьере производятся экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4 с ковшами емкостью 3 и 4 м³. Погрузочные работы ведутся в три семичасовые смены при прерывной рабочей неделе.

Руду из карьера вывозят автосамосвалами МАЗ-525 к четырем рудоспускам, расположенным в контуре карьера, по которым ее перепускают на горизонт штольни «Капитальная» и далее вугришахтным электровозным транспортом — к корпусу крупного дробления, откуда канатно-ленточным транспортером подают в бункера железнодорожной станции Терекли. Порода в автосамосвалах МАЗ-525 вывозится на внешние отвалы. Основные показатели буровзрывных работ за 1966 г. при работе станков шарошечного бурения следующие:

Сменная производительность станка, м	38,5
Коэффициент использования станка	0,23
Диаметр скважин, мм	214
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	59,2
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,41
Себестоимость бурения, руб/м	7,61
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,275

Буурдинский карьер

Буурдинским карьером разрабатывалось месторождение полиметаллических руд, представленное различными по своему составу и возрасту изверженными породами. Форма рудных тел линзообразная и жильная сложного строения.

Рудовмещающие породы представлены кварцевыми и дацитовыми порфиритами, гнейсовидными и лейкократовыми гранитами, порфировидными лейкократовыми гранитами и диабазовыми порфиритами.

Для повышения качества добываемой руды применяли раздельную отбойку рудных участков вертикальными отдельными и групповыми скважинами, скважинами направленного бурения по контактам руд и пород, а также специальную технологию многорядного короткозамедленного взрывания с экраняющими врубами. На рис. 18 показано расположение скважин и оборудования при раздельном взрывании рудных и породных участков.

Принятые для отработки карьера уступы высотой 10 м в отдельных случаях сдваивали. Породу в автосамосвалы грузили экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4.

Основные параметры буровзрывных работ при многорядном короткозамедленном взрывании для кварцевых и дацитовых порфиров, гнейсовидных и лейкократовых гранитов, диабазовых среднетрециноватых порфири- тов следующие:

f	$\frac{W_n^2}{h}$	$m = \frac{a}{W_n^2}$
4-12	0,8-1,0	0,6-0,7
$\frac{l}{h}$	τ	g
0,15-0,25	45-55	0,3-0,35

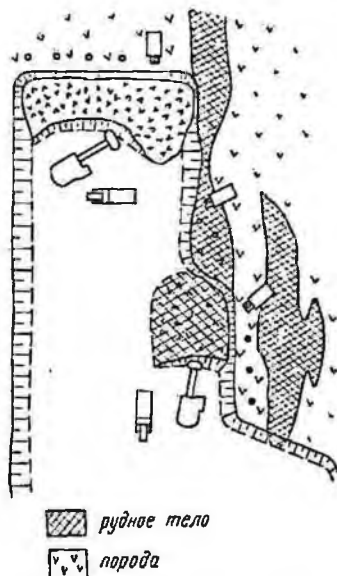


Рис. 18. Схема ведения горных работ

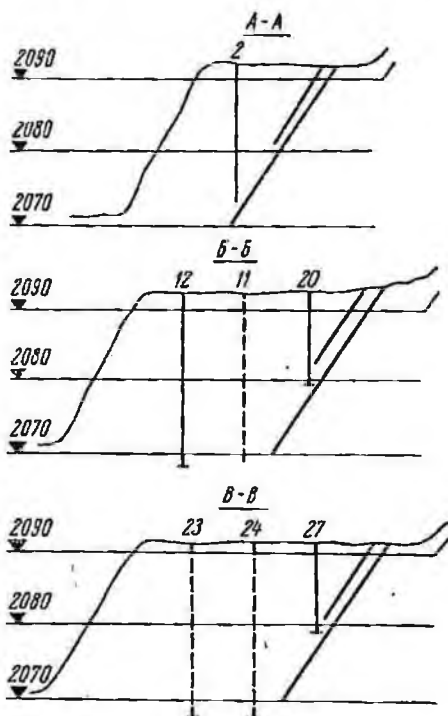
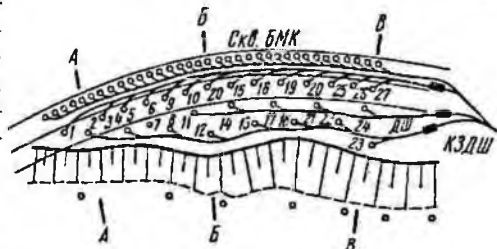


Рис. 19. Расположение скважин при взрывании сдвоенных уступов с экранирующим врубом

Для создания экранирующего вруба (рис. 19) при многорядном короткозамедленном взрывании использовались станки пневмоударного бурения БМК-4, которыми бурили наклонные сква-

жины на границе взрывного блока. Вертикальные отбойные скважины бурили станками БУ-20-2м. Скважины экраняющего вруса взрывали с нулевым замедлением, а остальные — с замедлением 20, 70 и 120 мсек. Расход ВВ при этом снижается до 0,287 кг/м³, а коэффициент разрыхления до 1,1—1,2.

Гайские карьеры

Гайское меднорудное месторождение разрабатывается двумя карьерами № 1 и 2 и подземным рудником. Горные породы по взрываемости разделяются на три категории и представлены диабазовыми порфиритами, вторичными кварцитами, альбитофирмами, туфами и сланцами. Руды — медный и серный колчедан, дкряпленный медный колчедан.

Месторождение разрабатывается десятиметровыми уступами транспортной системой с внешним отвалообразованием. Скважины бурят шарошечными станками СБШ-250, БСШ-1м и ударно-контактными станками БС-1.

В качестве ВВ применяется аммонит 6ЖВ, алюмотол, зерногранулиты 30/70, 80/20 и гранулированный тротил. Применяются различные схемы многорядного взрывания короткозамедленным способом с применением пиротехнических реле КЗДШ-58 с интервалами замедления 25—50 мсек.

Взрывную горную массу экскаваторами ЭКГ-4 и ЭКГ-4,6 грузят в автосамосвалы БелАЗ-540 и МАЗ-525. На карьере № 1 освоено наклонное бурение скважин станками БСШ-1м.

Основные параметры буровзрывных работ приведены в табл. 20.

Основные показатели буровзрывных работ даны в табл. 21.

Таблица 20

Породы	f	$\frac{W_p}{h}$	$\frac{a}{W_p}$	$\frac{t}{h}$	τ	q
Легковзрываемые (выветрелые туфы диабазов, сернистые сланцы)	4—6	$\frac{0,7}{0,6}$	1,0	0,2	$\frac{45}{30}$	0,4
Средневзрываемые (диабазовые порфириты, габбродиабазы, плотные туфы)	6—10	$\frac{0,65}{0,55}$	0,9	0,25	$\frac{40}{25}$	0,5—0,6
Трудновзрываемые (серный колчедан, медный колчедан, вторичные кварциты)	10—14	$\frac{0,6}{0,5}$	0,8	0,3	$\frac{35}{20}$	0,8—1,0

Примечание. В числителе для $d=243$ мм, в знаменателе для $d=211$ мм.

Таблица 21

Показатели	1966 г.		1967 г.		
	БСШ-1м	БС-1	СБШ-250	БСШ-1м	БС-1
Типы станков	БСШ-1м	БС-1	СБШ-250	БСШ-1м	БС-1
Сменная производительность, м	19,0	23,0	34,6	22,1	18,1
Коэффициент использования станков	0,35	0,41	0,45	0,38	0,43
Диаметр скважин, мм	214	240	243	214	240
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	23,8	43,0	34,1	21,1	39,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,605	0,605	0,577	0,577	0,577
Себестоимость бурения, руб/м	3,34	5,39	4,72	4,58	5,35
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,421	0,285	0,275	0,382	0,299

Сибайский карьер

Сибайское месторождение медноколчеданных руд представлено пятью отдельными рудными телами, переходящими на глубине в одно рудное тело. Руда представлена медным, медноцинковым, цинковым и серным колчеданом. Брекчневидные медные и медноцинковые руды добываются в незначительных количествах. Породы и руды сильно трещиноваты и нарушены тектоническими сдвигами широтного и меридиального направления.

Высота вскрышных и добычных уступов на карьере 12 м. При погашении борта три уступа соединяют в один. Ширина предохранительных берм 8 м.

Буровое оборудование представлено станками СБШ-250 и БУ-2. Взрывные работы ведутся с применением многорядного короткозамедленного взрывания на вскрышных работах, а на руде — однорядного и двухрядного. В качестве ВВ используются зерногранулит 80/20, аммонит 6ЖВ, гранулотол, алюмотол и акватол. Применяются комбинированные заряды из различных ВВ. Конструкция заряда сплошная на вскрышных работах и рассредоточенная на добычных. Вторичное дробление производится накладными зарядами [40].

Взорванную горную массу грузят экскаваторами ЭКГ-4, ЭКГ-4,6 и СЭ-3 в автосамосвалы БелАЗ-540 и МАЗ-525 и думпкары грузоподъемностью 100 т. На карьере применяют электровозы со сцепным весом 150 т. Среднее расстояние транспортирования автомобильным транспортом 2,5 км, железнодорожным — 7,5 км.

Основные параметры буровзрывных работ приведены в табл. 22.

Основные показатели буровзрывных работ приведены в табл. 23.

Таблица 22

Породы	f	$\frac{W_n}{h}$	$\frac{a}{W_n}$	$\frac{l}{h}$	τ	q
Легковзрываемые (мелкотрещиноватые альбитофиры и спиллиты лежащего бока)	8—10	0,83	0,8	0,20	55	0,45
Средневзрываемые (хлоритизированные брекчи спиллитов, измененные альбитофиры, серный колчедан)	10—12	0,75	0,78	0,22	50	0,65
Трудновзрываемые (медные, медно-цинковые и цинковые руды, окварцованные альбитофиры)	12—14	0,67	0,63	0,25	45	0,80

Таблица 23

Показатели	1966 г.		1967 г.	
Типы станков	СБШ-250	БУ-2	СБШ-250	БУ-2
Сменная производительность, м	31,0	8,3	39,0	7,5
Коэффициент использования станков	0,52	0,29	0,53	0,28
Диаметр скважин, мм	243	250	243	245
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	45,0	57,9	48,5	49,3
Расход ВВ, кг/м ³	0,560	0,560	0,527	0,527
Себестоимость бурения, руб/м	4,88	7,28	4,04	9,02
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,246	0,264	0,222	0,322

Карьеры Хайдарканского комбината

Хайдарканское месторождение разрабатывается комбинированным способом. Ряд участков месторождения отработан подземным рудником и карьерами «Главное поле», «Восточное поле» и др. Технология открытых горных работ в зоне подземных незаложенных камер подробно рассмотрена в работах [11, 47].

В настоящее время в зоне подземных незаложенных камер ведутся открытые работы на карьере «Южное поле», одновременно заканчивается отработка карьера «Кара-Арча» и начинаются горные работы на карьерах «Медная гора» и «Плавиновая гора».

Месторождение представлено тремя резко отличными толщами пород: сланцами верхнего селура, тонкослонстыми и массивными известняками с подчиненными прослоями песчано-глинистых пород нижнего карбона, а также глинистыми и углисто-глинистыми

сланцами, песчаниками и мелкогалечными конгломератами с маломощными линзами и прослоями известняков.

Все рудовмещающие породы скального типа сильно трещиноваты. Направление трещиноватости самое разнообразное, благодаря чему породы хорошо дробятся. Рудные тела различны по размерам и имеют неправильную гнездообразную форму. Можно выделить условно тела пластообразно-гнездового типа, линзообразной, столбообразной и других форм.

В связи со сложным геологическим строением рудные тела разрабатывают селективно. Разделение руды и рудовмещающих пород начинается с цикла буровзрывных работ, технология которых имеет первостепенное значение в снижении разубоживания и потерь полезного ископаемого. Величина разубоживания в значительной степени влияет на себестоимость добычи руды в пересчете на металл:

Разубоживание, %	30	40	70
Себестоимость, %	100	140	240

Бурение производится шарошечными станками БСВ-3, БСШ-2м, 2СБШ-200 и частично станками ударно-канатного и пневмударного бурения.

Десятиметровые уступы при сложном характере оруденения разбивают на два подступа.

Визуально различимые рудные участки в значительной степени способствовали успешному ведению внутризабойной сортировки, однако к организации буровзрывного рыхления всегда предъявлялись повышенные требования. От однорядного взрывания в последние годы перешли к многорядному короткозамедленному взрыванию. Разработана технология направленного взрывания, позволяющая размещать развал взорванной руды с некоторым смещением от породного развала [47]. Освоена посадка карьерных потолочий при ведении горных работ в зоне подземных незаложенных камер.

Породы по взрываемости разделены на шесть групп (табл. 24).

Таблица 24

Породы	Категория пород	Объемный вес, т/м^3	Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову
Джаспероиды	I	2,68	12—14
Джаспероиды, образованные за счет слоистых и массивных известняков	II	2,66	10—12
Массивные и слоистые известняки кремнистые, окварцованные, трещиноватые	III	2,57	8—10
Массивные и слоистые известняки неокремненные, трещиноватые	IV	2,55	6—8
Сланцы глинистые, углистые, плотные окремненные	V	2,61	6—8
То же, неокремненные	VI	2,37	4—6

Таблица 25

Категория пород	Коэффициент крепости	$\frac{W_p}{h}$	$m = \frac{a}{W_p}$	$\frac{l}{h}$	τ	ρ
I	12—14	0,8	0,75	0,30	35	0,50
II	10—12	0,8	0,8	0,30	40	0,454
III	8—10	0,8	0,8	0,25	50	0,40
IV	6—8	1,0	0,9	0,25	70	0,32
V	6—8	1,1	1,0	0,20	75	0,25
VI	4—6	1,2	1,1	0,20	85	0,15

Таблица 26

Показатели	1966 г.		1967 г.	
	Шарошечные	Ударно-канатные	Шарошечные	Ударно-канатные
Типы станков				
Сменная производительность, м	36,7	21,3	40,4	18,3
Коэффициент использования станков	0,18	0,32	0,21	0,31
Диаметр скважины, мм	190—214	200	190—214	200
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	29,0	29,0	29,5	29,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,354	0,354	0,430	0,430
Себестоимость бурения, руб/м	3,98	5,33	3,5	5,7
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,127	0,127	0,183	0,183

В зависимости от физико-механических свойств разрабатываемых пород определены оптимальные параметры буровзрывных работ (табл. 25), показатели буровзрывных работ даны в табл. 26.



Рис. 20. Схема монтажа взрывной сети

Для взрывания сухих скважин применяются зерногранулит 80/20 и аммонит № 9, для обводненных скважин — аммонит № 6 и 6ЖВ.

При расположении скважин в несколько рядов расстояние между рядами и скважинами во втором и последующих рядах

принимается равным расстоянию между скважинами в первом ряду.

При многорядном расположении скважин (рис. 20) взрывание осуществляется с помощью пиротехнических реле КЗДШ. Взрывная сеть монтируется с использованием детонирующего шнура и электродетонаторов.

Агаракский карьер

Медномоллибденовое месторождение приурочено к полосе сиенитогранитов. Интрузивные породы представлены габбро-амфиболитами, диоритами, монзонитами, сиенито-гранитами и порфирированными гранодиоритами. Восточная часть месторождения граничит с пострудными образованиями, представленными красными брекчиями. Рудное тело и вмещающие породы сильно трещиноваты. На месторождении применяется транспортная система разработки.

Взрывные скважины бурят станками БСШ-1м и БС-1. Для взрывания используются зерногранулиты и аммонит 6ЖВ. Расположение скважин, в основном однорядное, конструкция заряда — сплошная. При многорядном взрывании применяется сетка скважин 6×6 и 7×7 м. Высота уступов — 15 м.

Взрывание мгновенное детонирующим шнуром. Основные параметры буровзрывных работ приведены в табл. 27.

Таблица 27

Породы	f	$\frac{W_{\Gamma}}{h}$	$m = \frac{\sigma}{W_{\Pi}}$	$\frac{l}{h}$	τ	q
Легковзрываемые	6—8	0,7—0,8	0,7—0,8	0,15	55	0,26
Средневзрываемые	8—12	0,6—0,7	0,7—0,75	0,17	45	0,29

Взорванную горную массу экскаваторами ЭКГ-4 и ЭКГ-4,6 грузят в автосамосвалы БелАЗ-540, МАЗ-525, КРАЗ-222 и Татра-138.

Выход негабарита не превышает 0,5%. Основные технико-экономические показатели за 1966 г. при бурении станками соответственно БСШ-1м и БС-1 следующие:

Сменная производительность станков, м	47,1	17,0
Коэффициент использования станков . .	0,35	0,3
Диаметр скважин, мм	190	200
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	48	52
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,275	0,270
Себестоимость бурения 1 м скважины, руб.	2,89	3,13
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,21	0,23

Каджаранский карьер

Каджаранское месторождение медномолибденовых руд представлено большим штокверком, вмещающим гидротермальные разности монзонитов. Оруденелые монзониты часто пересекаются безрудными дайками порфиров. В лежачем боку месторождения расположены порфиroidные граниты. На контакте Дебаклинского разлома со стороны лежащего бока месторождения имеется зона смятия мощностью до 100 м.

Руды месторождения прожилково-вкрапленного типа, сильно трещиноватые. Число трещин доходит до 150 на 1 м².

Открытые горные работы на месторождении начаты в 1953 г. при разработке Центрального участка, представленного штокверковыми и прожилковыми рудами.

Горные работы в карьере ведутся уступами высотой 15 м. Скважины бурят станками БСШ-1м и БУ-20-2. Диаметр скважин соответственно 190 и 200 мм. Расположение скважин в два-три ряда; при ударно-канатном бурении 6×5, 7×6 и 9×8 м в зависимости от категории пород по взрываемости; при шарошечном бурении 5×4; 6×5 и 7×6 м.

Основные параметры буровзрывных работ по карьере приведены в табл. 28.

Таблица 28

Породы	f	$\frac{W_n}{h}$	$m = \frac{a}{W_n}$	$\frac{l}{h}$	c	a
Легковзрываемые (монзониты сильно каолинизированные и окисленные)	2—5	$\frac{0,67}{0,7}$	$\frac{0,7}{0,8}$	0,12	$\frac{50}{60}$	0,25
Средневзрываемые (монзониты слабо окварцованные, каолинизированные)	5—10	$\frac{0,60}{0,63}$	$\frac{0,65}{0,7}$	0,16	$\frac{40}{45}$	0,35
Трудновзрываемые (монзониты сильно окварцованные)	10—14	$\frac{0,53}{0,57}$	$\frac{0,6}{0,65}$	0,18	$\frac{30}{35}$	0,40

Примечание. В числителе — для стоек шарошечного бурения, в знаменателе — для стоек ударно-канатного бурения.

Удельный вес основных производственных процессов в себестоимости руды за 1966 г. составил: буровзрывных работ — 12%, погрузочных работ — 24%, транспорта руды и отвалообразования — 64%.

В качестве ВВ используют игданит, в меньшей степени аммонит № 6 и аммонит 6ЖВ. Для зарядки скважин применяют зарядные машины, сконструированные на базе самосвала МАЗ-205.

Конструкция заряда сплошная и реже рассредоточенная. Взрывание скважин короткозамедленное (порядная схема замедления). Выход негабарита колеблется от 2 до 5%. Разделка негабарита производится мелкошпуровым способом небольшими зарядами ВВ. Общий расход ВВ на взрывные работы 0,375 кг/м³. Средний выход горной массы с 1 м скважин 40 м³.

В соответствии с требованиями технологии обогащения производятся внутризобойная шихтовка руды и усреднение. В некоторых забоях осуществляется селективная погрузка. Качество руды во взрывааемых блоках определяется на основании опробования буровой мелочи при шарошечном бурении и шлама при ударно-канатном бурении. При погрузке характер руды определяется визуально и на основании опробования. Взорванную горную массу экскаваторами ЭКГ-4 и ЭКГ-4,6 грузят в автосамосвалы БелАЗ-540, МАЗ-525, КРАЗ-256 и Татра-138 для транспортирования к рудоспускам, расположенным в контуре карьера. Из рудоспусков руда по штольне поступает к корпусу крупного дробления обогатительной фабрики. Часть руды (крупные фракции) автосамосвалами доставляют к корпусу крупного дробления обогатительной фабрики. Далее руда по канатной дороге транспортируется к корпусу среднего дробления обогатительной фабрики. Пустая порода транспортируется автомашинами на бульдозерные отвалы.

Наличие рудоспусков на карьере повышает требования к качеству буровзрывного рыхления. Максимальный размер куска не должен превышать в сечении 0,6×0,6 м.

Для улучшения качества дробления горных пород в карьере и создания условий возможного перехода на поточную или шихлично-поточную технологию исследуются следующие направления совершенствования буровзрывных работ:

1) производство многорядного короткозамедленного взрывания горной массы в зажатой среде;

2) применение комбинированных зарядов и новых эффективных ВВ;

3) создание новых средств дробления негабарита.

В связи с предполагаемой реконструкцией карьера, возможной проходкой более глубоких рудоспусков и применением для откатки руды по штольне думпкаров большой грузоподъемности к качеству буровзрывного рыхления будут предъявлены еще более высокие требования.

Основные показатели буровзрывных работ за 1966 г. при бурении станками соответственно БСШ-1м и БУ-20-2 следующие:

Сменная производительность станков,		
м	62,3	37,1
Коэффициент использования станков	0,25	0,21
Диаметр скважин, м.м	190	200
Выход горной массы с 1 м скважин- ны, м ³	38	45
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,375	0,375

Себестоимость бурения 1 м ² скважины, руб.	2,47	3,40
Себестоимость буровзрывных работ, руб./м ³	0,128	0,128

§ 4. ИЗЫСКАНИЕ НОВОЙ ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На Кальмакырском, Заряновском и Гайском карьерах проводились опытные взрывы сдвоенных уступов и взрывание на неподобранный забой. Ниже рассматриваются результаты этих работ.

Кальмакырский карьер. Из опубликованных ранее работ известно, что при взрывании сдвоенных уступов с увеличенным удельным расходом ВВ улучшается качество дробления и одновременно подготавливаются большие объемы горной массы, компактно размещаемые на горизонте [5, 8, 21, 23, 48].

Данный метод расширяет фронт горных работ и позволяет при той же длине блока вовлекать в производство значительно большие объемы взорванной горной массы.

При взрывании высоких уступов в зажатой среде особое значение имеет отрыв массива по подошве уступа, а в случае взрывания зарядов скважин на взор-

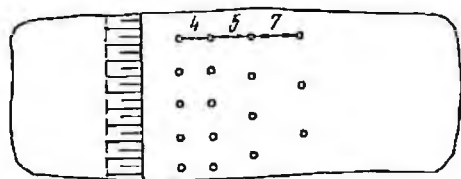
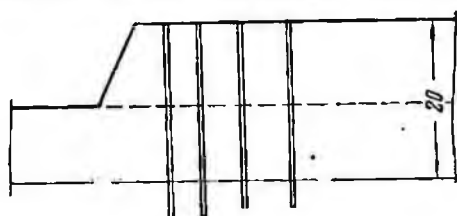


Рис. 21. Фронтальное расположение врубовых рядов скважин

ванную горную массу) это обстоятельство становится решающим.

Опыт взрывания в зажатой среде показал, что для достижения хорошего дробления необходимо не только преодоление сопротивления по подошве, но и обеспечение минимального смещения разрушаемой массы в горизонтальной плоскости.

На Кальмакырском карьере сдвоенные уступы обуривали станками шарошечного бурения. Опытные взрывы проводились в два этапа: I этап — разработка и проверка различных схем расположения врубовых рядов скважин для создания необходимого компенсационного пространства, второй свободной поверхности обнажения и возможности макросмещения взорванного массива последующих взрывов; II этап — опытное взрывание на ранее взорванную горную массу (компенсационное пространство) для достижения лучшего качества дробления, обеспечивающего повышение

производительности погрузочно-транспортного оборудования циклического действия и установления возможности применения машин непрерывного действия.

Опытные взрывы проводились в условиях средне- и труднодробимых пород, представленных мелкотрещиноватыми вторичными кварцитами, окварцованными гранодиорит-порфирами и каолинизированными сиенит-диоритами с коэффициентом крепости 8—12 и окварцованными, слабо каолинизированными и лимонитизированными сиенитами крупноблочного строения и сиенит-диоритами с коэффициентом крепости 10—14.

В зажатой среде скважины взрывали с фронтальным (рис. 21), поперечным (рис. 22) и центрально-продольным (рис. 23) расположением врубовых рядов скважин.

Учитывая, что ширина щели, образуемой одним врубовым рядом скважин, незначительна и не обеспечивает отрыва подошвы на глубине 20 м, а также необходимого сдвига породы при взрыве отбойных рядов скважин, в принятых схемах предусматривалось взрывание двух рядов врубовых скважин.

Скважины врубов располагали по сближенной сетке, а заряды рассчитывали для отрыва породы по подошве взрывающего уступа и образования компенсационного пространства, в блоке 1 (рис. 24), обеспечивающего смещение пород при взрыве последующих вспомогательных и отбойных рядов скважин.

Отбойные ряды располагали по расширенной сетке и взрывали последовательно с некоторым замедлением относительно врубовых. Величину заряда определяли из условия создания воронки рыхления. Последующие опытные взрывы в блоках 2 и 3 вели уже на взорванную горную массу (рис. 24).

Бурение скважин осуществляли станками БСШ-1м на глубину 22—24 м. Диаметр скважин 190 мм. В процессе бурения проводили хронометражные наблюдения за основными операциями.

Показатели работы станка БСШ-1м при бурении скважин на глубину соответственно 13 и 24 м следующие:

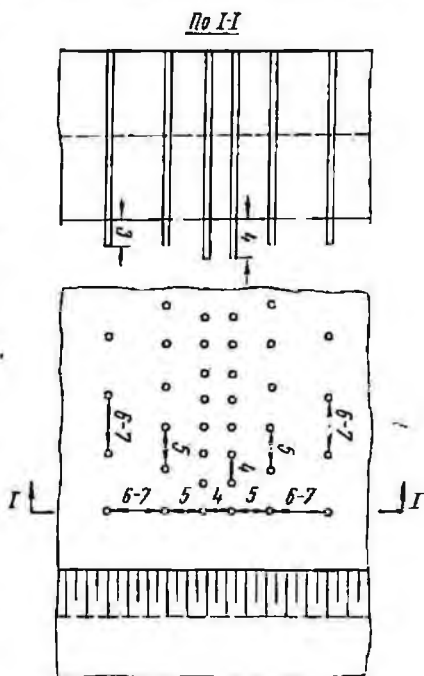


Рис. 22. Поперечное расположение врубовых рядов скважин

Число смен наблюдений	12	12
Всего пробурено, м	564	683
Время основной работы станков, ч	24,2	28,8
Скорость чистого бурения, м/ч	23	23
Сменная производительность станка, м	47,0	56,9

Производительность станков при бурении глубоких скважин увеличивается на 20%, что позволило увеличить нормы выработки.

В табл. 29 приведены нормы выработки и расценки на бурение скважин.

Ниже приведено описание некоторых опытных взрывов.

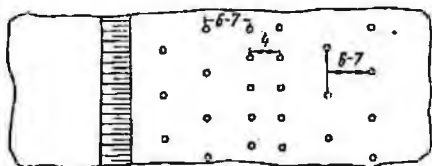
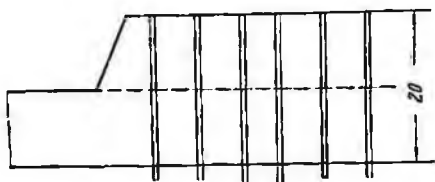


Рис. 23. Центральное-продольное расположение врубных рядов скважин

Взрыв от 29/X 1963 г. Блок опытного взрыва имел форму прямоугольника, вытянутого вдоль фронта уступа. Длина блока 100 м, ширина 32 м.

Опытный блок был разбурен пятью рядами скважин глубиной в среднем 23,5 м.

Кровля уступа в пределах всего блока оказалась завышенной в среднем на 2,5 м против проектной от-

метки. Первые два ряда скважин выполняли роль фронтального вруба (рис. 25).

Основные параметры взрыва приведены в табл. 30.

Схема замедления принята порядная: первые два ряда (врубные) взрывали с нулевым замедлением, остальные три ряда — с замедлением 25, 50, 100 мсек. Заряды врубных скважин были рассчитаны с удельным расходом ВВ 0,7 кг/м³ против 0,36 кг/м³ при обычном взрывании. В качестве ВВ использовали гранулит АС и аммонит № 6. Взрывание блока по этой схеме предусматривало

Таблица 29

Диаметр шарошки, мм	190							
Глубина скважин, м	До 15				До 25			
	IV	V	VI	VII	IV	V	VI	VII
Норма выработки, м	75	68	52,2	38,2	84	69	56	41,4
Расценка, коп.	11,4	13,7	16,5	22,0	10,3	12,5	15,3	20,8

Диаметр шарошки, мм	214							
Глубина скважин, м	До 15			До 25				
Категория крепости пород	IV	V	VI	VII	IV	V	VI	VII
Норма выработки, м	71	60	45,5	33,5	78	66	48,5	35,5
Расценка, коп.	12,2	14,3	19,0	25,8	10,9	13,1	17,9	24,7

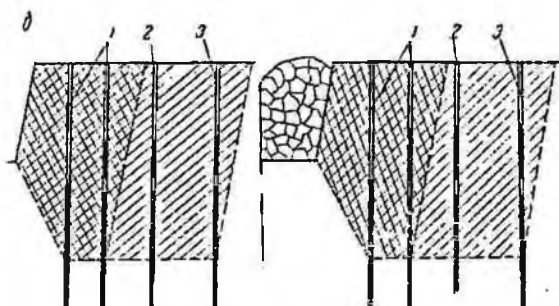
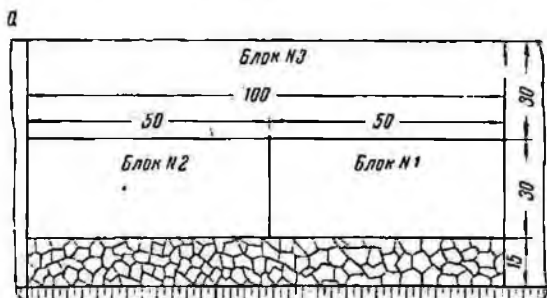


Рис. 24. Очередность взрывания опытных блоков на переходном этапе (а) и расположение скважин при образовании компенсационного пространства (б):
 1 — арубные скважины; 2 — вспомогательные скважины;
 3 — отбойные скважины

проработку подошвы на глубине 20 м и создание компенсационного пространства, обеспечивающего смещение породы при взрывании последующих блоков. После взрыва образовался развал в сторону железнодорожных путей несколько большей ширины, чем при обычных производственных взрывах.

Ряды скважин	Расстояние между		Глубина скважин, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Вес заряда в скважине, кг
	скважинами, м	рядами, м			
1-й и 2-й врубовые	4,0	3,5	23,5	0,75	320
3-й вспомогательный	4,5	5,0	23,0	0,75	400
4-й отбойный	6,5	6,5	24,0	0,46	400
5-й отбойный	8—9	8—9	22,5	0,33	440

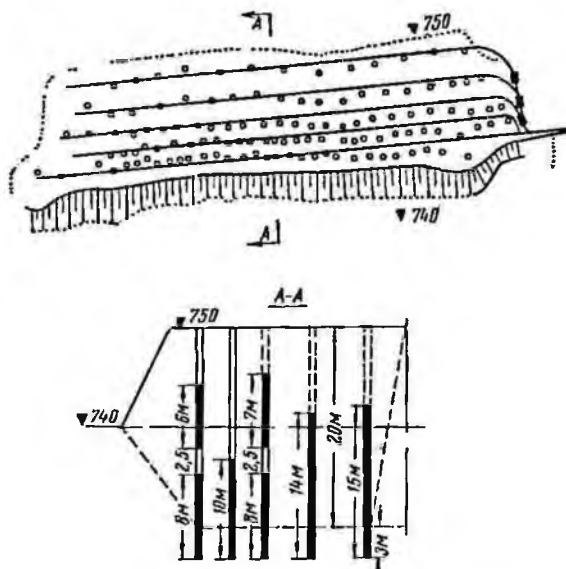


Рис. 25. Схема монтажа взрывной сети на опытном блоке с фронтальным расположением врубовых рядов скважин

Маркшейдерская съемка подошвы уступа после отработки блока показала, что при перебуре в 2,5—3 м достигается проработка массива на глубину 20 м.

Взрыв от 10/IV 1964 г. Блок выбран в центре экспериментального участка, что позволило получить более объективные данные для оценки глубины проработки массива и качества дробления в сравнении с результатами предыдущих взрывов.

Блок размером 35×70 м разбурен пятью рядами скважин диаметром 190 мм. Врубовые ряды пробурены в центре блока перпендикулярно фронту работ по сетке 4,5×5 м, вспомогательные ряды — по сетке 6×6 м, а отбойные — 7×7 и 8×8 м.

Монтаж взрывной сети производили исходя из принятой схемы взрывания при образовании компенсационного пространства. Взрывание производили на подобранный забой верхнего слоя. После взрыва произошло вспучивание кровли в центральной части блока на высоту 3—5 м. Развал породы был минимальным (рис. 26).

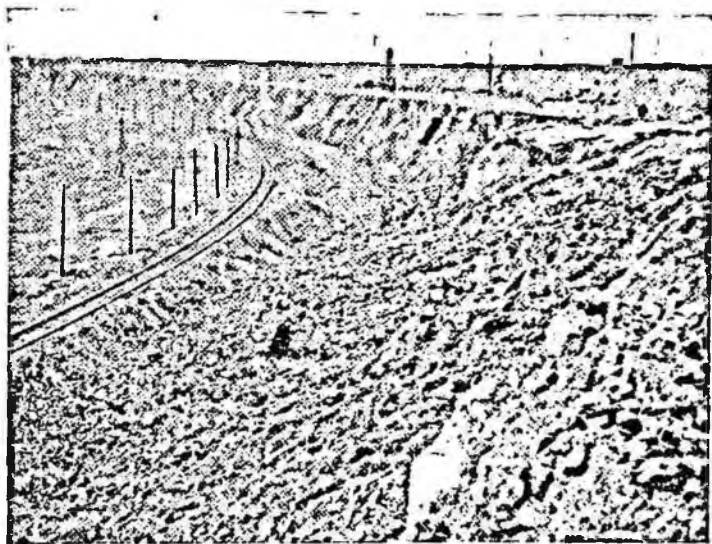


Рис. 26. Развал породы опытного блока после взрыва

Взрыв от 29/V 1964 г. был осуществлен для проверки возможности образования компенсационного пространства при взрывании скважин по схеме центрального продольного вруба.

Блок размером 35×75 м был обурен скважинами диаметром 190 мм, расположенными в шесть рядов. Общая глубина 60 скважин составила 1270 м. Врубовые ряды скважин бурили по сетке 4,5×5 м, вспомогательные — 6×6 м, отбойные — 7×7 м. Высота сплошной колонки заряда, величина заряда и другие параметры взрыва приведены в табл. 31.

В качестве ВВ использовали аммонит В-3, гранулит АС, аммиачную селитру, зерногранулит 30/70 и аммонит № 9. Схема взрывания порядная (рис. 27): два вспомогательных ряда взрывали относительно врубовых с замедлением 25 мсек, а отбойные — 75 мсек.

После взрыва кровля блока поднялась на высоту 3—4 м. В центре блока в направлении откоса уступа произошел выброс с образованием щели глубиной до 5 м (рис. 28). Глубина прора-

Таблица 31

Назначение скважин	Средняя глубина скважин, м	Среднее расстояние, м		Вес заряда скважины, кг	Средняя высота колонки заряда, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³
		между скважинами	между рядами			
Отбойные	23	6,3	6,0	360	13	0,45
Вспомогательные	22	6,2	6,0	400	14	0,47
Врубовые	22	4,2	5,0	240	9	0,40
То же	22	4,5	4,0	240	9	0,40
Вспомогательные	22	6,2	5,0	400	14	0,57
Отбойные	22	7,2	7,0	400	14	0,48

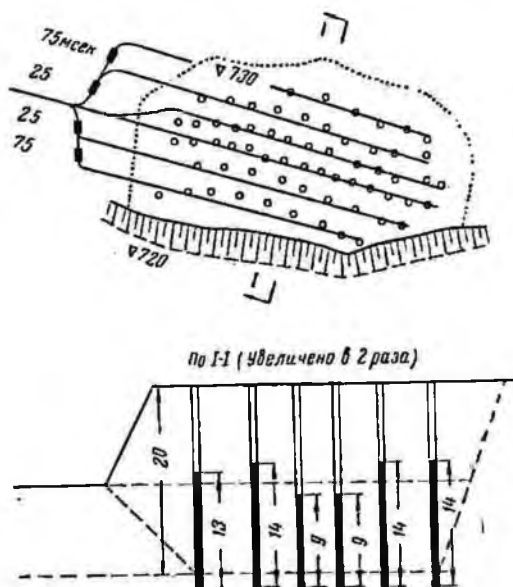


Рис. 27. Схема расположения скважин и монтажа сети опытного взрыва от 29/V 1964 г.

ботки массива достигала 19—20 м при перебуре 2—3 м. Качество подошвы удовлетворительное (рис. 29).

Взрыв от 19/XI 1965 г. Участок опытного взрыва был сложен вторичными кварцитами и сиенитами крупноблочного строения, которые относятся к труднодробимым породам.

Блок размером 26×64 м был разрушен по схеме фронтального расположения врубовых рядов скважин с параметрами 4×4 м. Скважины вспомогательного ряда были обурены по сетке 5×6 м, а отбойного 6×7 м. Взрывание осуществлялось на неподобранный забой верхнего слоя.

Общий объем взорванной горной массы составил 30 тыс. м³ при среднем расходе ВВ 0,5 кг/м³. Параметры взрыва приведены в табл. 32.

Принятые интервалы замедления 25 и 50 мсек обеспечили хороший отрыв пород блока от массива с четко выраженной

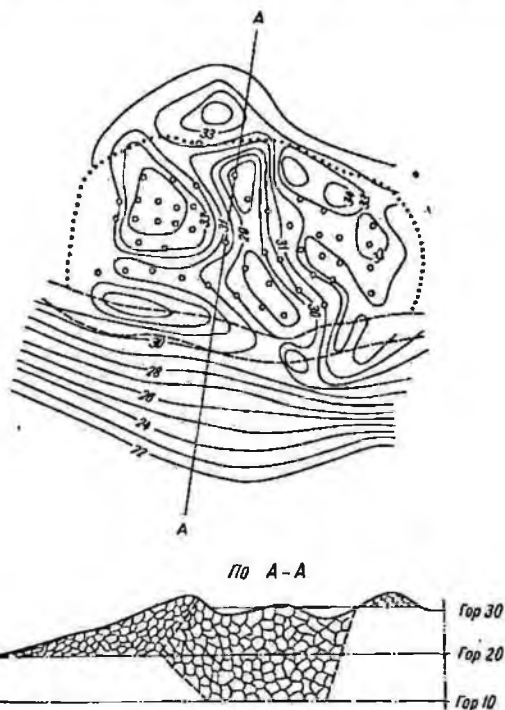


Рис. 28. План и разрезы опытного блока после взрыва

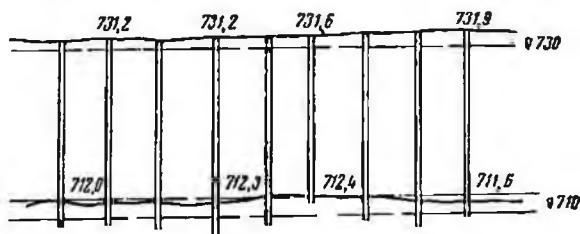


Рис. 29. Профиль подошвы опытного блока после отработки:
 — фактический уровень; - - - проектный

Ряд	Название	Количество свай м/ли в ряду	Средняя глубина свайки, м	Среднее расстояние, м		Средний вес за- ряда в сваежи- те, кг	Средняя вы- сота, м		Удельный рас- ход ВВ, кг/м ³
				между свайки II- наши	между рядами		колони апрода	либайки	
1-й	Врубовый	12	22,3	4,3	4,5	320	12,3	10,0	0,894
2-й	То же	13	22,7	4,3	4,5	360	15,3	7,4	
3-й	Вспомогательный	9	22,8	6,1	5,0	320	11,8	11,0	
4-й	Отбойный	8	23,2	7,0	6,0	400	16,7	6,5	

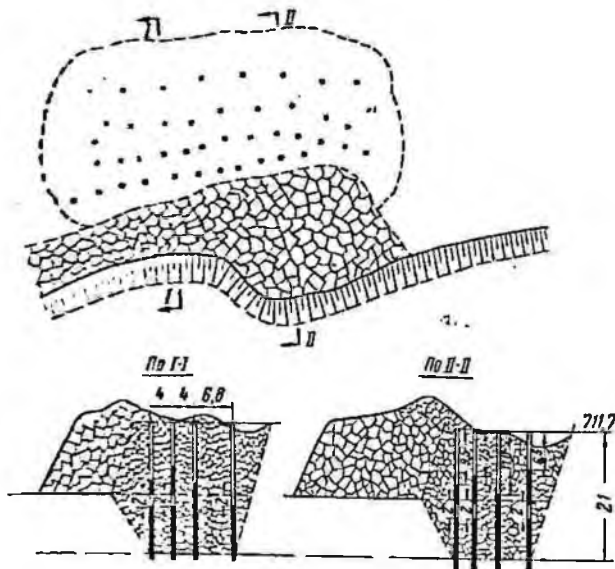


Рис. 30. План и разрезы по блоку опытного взрыва от 19/XI—1965 г.

линией закола (рис. 30). Во фронтальной части блока образовался навал высотой до 6 м. Разлет кусков породы отсутствовал.

При анализе зависимостей производительности погрузочно-транспортного оборудования от качества дробления и физико-механических свойств взорванной горной массы к числу важнейших показателей относятся гранулометрический состав, коэффициент разрыхления и экскавации, сопротивление взорванной горной массы черпанью.

Для оценки эффективности разработки месторождений необходимо также учитывать кусковатость отбитого полезного ископае-

мого, имеющую в современной технологии горных работ чрезвычайно важное значение.

Существующие в настоящее время методы оценки качества дробления пород взрывом: по выходу негабарита, по среднему объему или диаметру куска, по выходу характерных фракций и другие позволяют достаточно надежно оценить качество взрывных работ для машин циклического действия.

Институт ЦНИГРИ исследовал качество дробления на Кальмакырском карьере с учетом требований поточной технологии. Полученные данные приведены в табл. 33.

Таблица 33

Характеристика пород	Выход фракции, %		Отклонения от среднего значения по фракциям, %		Средний размер куска, м
	-500 мм	+500 мм	-500 мм	+500 мм	
Мелкотрещиноватые	95,9	4,08	±0,66	±20,0	0,26
Среднетрещиноватые	89,4	10,6	±1,4	±13	0,32
Крупнотрещиноватые	82,5	16,6	±4,1	±25	0,35

Из табл. 33 видно, что размеры среднего куска и отклонения выхода фракций —500 мм изменяются в пределах погрешности принятого метода измерения, тогда как соответствующие показатели выхода фракций +500 мм изменяются в более широких пределах.

Оценка качества рыхления в указанных исследованиях по выходу фракций +500 мм принята условно.

Анализ отечественного и зарубежного опыта транспортирования скальных пород ленточными конвейерами показывает, что для надежной работы ленты крупность кусков не должна превышать 250—300 мм. Достижение кондиционного состава взорванной горной массы в этом случае значительно усложняется.

В табл. 34 приведен гранулометрический состав горной массы при взрывании сдвоенных уступов на Кальмакырском карьере.

Из табл. 34 видно, что суммарный выход фракций более +500 мм был сравнительно высоким, особенно в труднодробимых породах.

Многие авторы значения коэффициента разрыхления $K_{раз}$ устанавливали в целом по блоку или участку. Коэффициент экскавации $K_{экс}$ находили путем деления вынужтого объема породы в массиве V на число произведенных черпаний экскаватора и емкость его ковша E :

$$K_{экс} = \frac{K_{нп}}{K_{вз}} = \frac{V}{Ea}, \quad (1)$$

Таблица 34

Дата взрыва	Породы	Выход фракций, %				
		до 500 мм	от 500 до 600 мм	от 600 до 800 мм	от 800 до 1000 мм	более 1000 мм
29/X 1963 г.	Среднедробимые	96,7	1,2	1,1	0,7	0,4
11/I 1964 г.	»	97,5	0,9	0,7	0,5	0,4
8/II 1964 г.	»	96,1	1,5	1,1	0,9	0,4
15/II 1964 г.	»	98,1	0,8	0,6	0,3	0,2
23/III 1964 г.	»	98,4	0,7	0,4	0,3	0,2
10/IV 1964 г.	»	96,5	1,3	1,1	0,6	0,5
29/V 1964 г.	»	95,6	1,3	1,8	0,6	0,7
20/VII 1964 г.	Труднодробимые	92,9	2,4	2,0	1,4	1,3
5/VIII 1964 г.	»	92,1	2,7	2,0	1,7	1,5
19/XI 1965 г.	»	88,7	3,8	2,8	2,4	2,3

откуда

$$K_{\text{раз}} = \frac{EK_{\text{нап}} n}{V}, \quad (2)$$

где $K_{\text{нап}}$ — коэффициент наполнения.

Величину V определяли на основании маркшейдерского замера и по числу погруженных составов M с учетом коэффициента загрузки K_3 :

$$V = qmK_3M, \text{ м}^3, \quad (3)$$

где q — геометрическая емкость думпкара, м^3 ;

m — число думпкаров в составе.

Поскольку величина $K_{\text{раз}}$ связана с производительностью погружно-транспортного оборудования, необходимо было установить ее значения для различных слоев породы при взрывании высоких уступов.

Исследования позволили найти зависимость изменения коэффициента разрыхления с удалением от поверхности развала взорванного блока:

$$K_{\text{раз}} = 1,222 + 0,289 e^{-0,623n}, \quad (4)$$

где e — основание натуральных логарифмов;

$n = 1, 2, 3 \dots$ порядковый номер заходки от основания развала (ширина каждой заходки равна 14 м).

Опытные взрывы сдвоенных уступов в зажатой среде на Кальмакырском карьере позволяют сделать следующие выводы:

1. Производительность станка БСЦ-1 при бурении скважин глубиной 23—24 м против 10—15 м увеличивается на 20%.

2. Образование компенсационного пространства рекомендуется производить при двух врубовых рядах скважин, расположенных по сетке 4×4 м, и вспомогательного ряда, взрываемого с некоторым замедлением.

3. Для проработки массива на заданную глубину и создания хорошо взорванной и независимой подошвы двоярного уступа требуется повышенный расход ВВ.

4. Наиболее эффективно взрывание двоярных уступов в легко взрывающихся и среднезрывающихся породах. Технология взрывания трудновзрывающихся пород требует дальнейшего совершенствования.

5. Внедрение новой технологии буровзрывных работ связано с созданием несколько большего запаса взорванной горной массы, чем при существующей. Выполненными расчетами установлено, что при двоярном взрывании (рис. 31) резерв горной массы на 1 км фронта работ двоярного уступа составляет 530 тыс. м³, а при четырехрядном — 780 тыс. м³.

6. Для широкого внедрения взрывания в зажатой среде необходимо продолжать дальнейшие экспериментальные исследования.

Зырянский карьер. Горные породы месторождения представлены алевролитовыми, кварцитовыми и хлоритовыми сланцами, микрокварцитами, порфиридами и порфиритами. На контакте с интрузивными телами размещаются метаморфизованные осадочные породы. Породы по взрываемости делятся на три группы.

Зырянское месторождение продолжительное время разрабатывалось подземным способом системами с закладкой и креплением очистного пространства. Поэтому в контур карьера включено большое количество старых горных выработок. На Центральном участке до настоящего времени ведутся подземные работы.

На карьере применяется транспортная система разработки с внешним отвалообразованием.

Развитие открытых горных работ происходит от центра карьера к периферии с применением в юго-восточной части гидромеханизации для разработки рыхлых отложений. Разработка ведется уступами высотой 12 м.

Взрывные скважины бурят станками

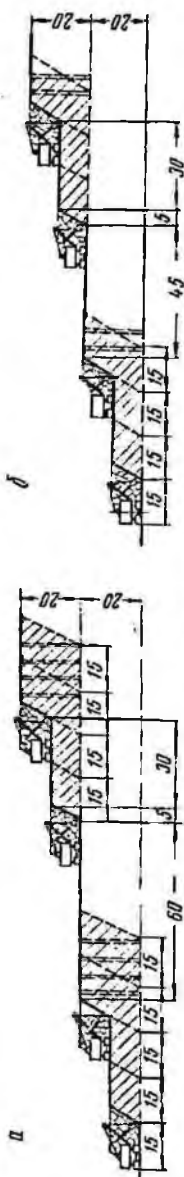


Рис. 31. Схема ведения горных работ при взрывании двоярных уступов:
а — четырехрядное взрывание; б — двоярное

шарошечного и ударно-канатного бурения. Глубина перебура при сопротивлении по подошве 7—10 м составляет 2—3 м. Расстояние между скважинами от 5 до 8 м, а между рядами — от 4 до 7 м.

В табл. 35 приведены основные параметры буровзрывных работ.

Таблица 35

Породы	l	$\frac{W_p}{h}$	$m = \frac{a}{W_p}$	$\frac{l}{h}$	τ	q
Легковзрываемые выветрелые сланцы, известково-глинистые и кварцево-хлоритосерицитовые сильновыветрелые порфириты и порфиронды, сланцы известково-глинистые, кварцево-хлорито-серицитовые, окисленные руды и затронутые выветриванием порфириты	6—8	0,9—1,0	0,76—0,79	0,18	27—35	0,45
Средневзрываемые, не затронутые выветриванием порфириты, слабо окварцованные сланцы, кварц трещиноватый, порфиронды, затронутые выветриванием, контактовые роговики	10—12	0,8—0,9	0,7—0,76	0,20	23—31	0,55
Трудновзрываемые, не затронутые выветриванием порфиронды, окварцованные сланцы, жильный кварц, затронутые выветриванием микрокварциты, окварцованные порфиронды, микрокварциты, трещиноватые контактовые роговики	12—18	0,7—0,8	0,69—0,70	0,22	20—26	0,60

Основные показатели буровзрывных работ за 1966 г. при бурении станком БСШ-2м следующие:

Производительность станка, м/смену	24,1
Коэффициент использования станков	0,67
Диаметр скважин, мм	190—214
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	30,1
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,579
Себестоимость бурения 1 м, руб.	4,9
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м ³	0,28

Взорванную горную массу экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4 грузят в автосамосвалы грузоподъемностью 27, 25 и 10 т.

Изыскивая пути совершенствования технологии открытых горных работ, институт ВНИИЦветмет выполнил ряд опытных взрывов высоких уступов на подобранный забой.

Первые опытные взрывы были проведены в 1965 г. Первоначально было взорвано два блока с высотой уступа 20 и 35 м.

Скважины диаметром 230 мм бурили ударно-канатными станками. Расстояние между рядами 5—8 м, а между скважинами в ряду 8—11 м. Сопротивление по подошве составляло 14—15 м.

Выход горной массы с 1 м скважины составил 55 м³. Расход ВВ 0,283 кг/м³. В скважинах вес заряда изменялся от 490 до 580 кг. Содержание негабаритных кусков во взорванной горной массе составило 5,8%.

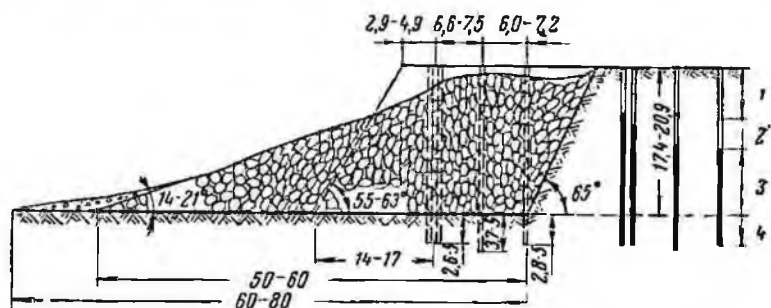


Рис. 32. Развал горной массы опытного блока при взрывании сдвоенных уступов:

1 — забойка; 2, 3 — заряд зерногранулит 80/20; 4 — заряд аммонита

В дальнейшем от ударно-канатных станков отказались и обруивание блоков опытных взрывов осуществлялось шарошечными станками БСШ-1м, БСШ-2м.

Первый опытный блок, сложенный выветрелыми порфироидами II категории по взрываемости, был выбран в северной части карьера.

В блоке были сдвоены два 10-метровых уступа. Длина блока составляла 100 м. Скважины располагали в три ряда.

Для преодоления значительного сопротивления по подошве в первом ряду бурили парносближенные скважины на расстоянии 0,8 м одна от другой. Средняя глубина бурения составила 23,5 м.

Конструкция заряда сплошная. Заряд в скважине состоял из различных ВВ. В нижнюю часть засыпали 160 кг порошкового аммонита, выше — зерногранулит 80/20. Общий вес заряда ВВ в скважинах составлял: первого ряда (в двух скважинах) 1060—1240 кг, второго ряда 560 кг и третьего ряда 480 кг. Величина забойки колебалась от 6 до 9 м, при этом полезное использование скважин составляло 60—70%.

Скважинные заряды взрывали по порядно-групповой схеме с шестью интервалами замедления от 0 до 150 мсек.

Форма развала горной массы после взрыва первого опытного блока и конструкция зарядов приведены на рис. 32.

Замер гранулометрического состава показал, что содержание кусков 500 мм во взорванной горной массе составляло 80%, а более 1000 мм — 7%. Выход негабарита не превышал 0,5%.

При проведении экспериментальных работ было установлено влияние новой технологии буровзрывных работ на производительность экскаватора, которая на первом опытном блоке повысилась против достигнутой на 12%.

Второй опытный участок располагался в восточной части карьера. Он был представлен трещиноватыми сланцами преимущественно I и II категорий по взрываемости. На втором опытном блоке протяженностью более 100 м уже сдвигались уступы высотой 12 м.

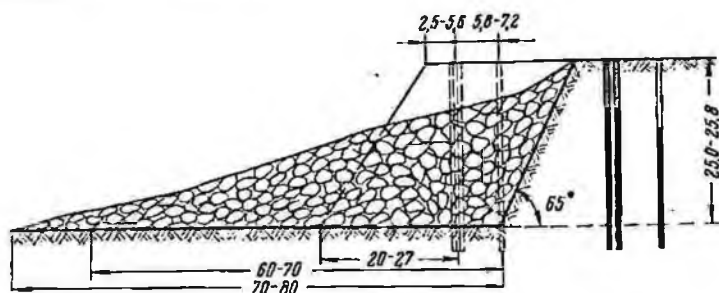


Рис. 33. Развал горной массы опытного блока при взрывании двойных уступов

Как и при первом опытном взрыве, для проработки подошвы при $W_{\text{п}}=20-27$ м в первом ряду бурили парносближенные скважины, расстояние между которыми принималось 0,8 м.

В блоке было пробурено в два ряда 40 скважин, которые заряжали зерногранулитом 80/20. В первом ряду в две скважины размещали заряд весом 1260—1440 кг. В скважине второго ряда заряд составлял 580 кг. Конструкция заряда применялась сплошная. Величина забойки изменялась от 6 м во втором ряду до 12 м в первом. Схема взрывания порядно-групповая с интервалом замедления 25 мсек.

После взрыва образовался развал высотой 26 м и шириной до 80 м. Схема развала и конструкции скважинных зарядов приведены на рис. 33.

Степени дробления пород этим взрывом и первым опытным взрывом были одинаковы. Так, содержание фракций —500 мм во взорванной горной массе составило 90%, а фракций +1000 мм — 5%.

Горную массу грузили экскаваторами в два слоя. При этом производительность экскаваторов была на 15—20% выше обычной.

Параметры буровзрывных работ при взрывании уступов обычной высоты (12 м) и двойных сведены в табл. 36, а их технико-экономические показатели — в табл. 37.

Гайский карьер. Институтом Унипромедь были проведены опытные взрывы вертикальных скважин с дополнительными шест-

Таблица 36

Показатели	Легковзрываемые породы		Средневзрываемые породы	
	Уступы обычные	Уступы двойные	Уступы обычные	Уступы двойные
Высота уступа, м	12	26	10	19
Диаметр скважин, мм	214	214	214	214
Количество рядов скважин	2	2	3	3
Расстояние между рядами, м	7	6,3	6,5	6,6
Расстояние между скважинами, м	7	6,8	6,5	6,8
Перебур, м	2,5	3 и 2,5	3	4,5 и 3
Угол откоса уступа, град	55	55	58	58
Линия сопротивления по подошве, м	11,5	21,8	9,0	15,6
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,4	0,36	0,5	0,57
Объем взорванного массива, м ³	—	72 000	—	51 300
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	40	60	36	44
Выход фракций более 1 м, %	7	5	10	7

Таблица 37

Статьи затрат	Легковзрываемые породы		Средневзрываемые породы	
	Уступы обычные	Уступы двойные	Уступы обычные	Уступы двойные
Себестоимость 1 м скважин, руб.	4,40	4,66	4,80	5,05
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	40	60	36	44
Себестоимость обуривания 1 м ³ горной массы, руб.	0,11	0,078	0,133	0,115
Себестоимость взрывания 1 м ³ горной массы, руб.	0,151	0,151	0,151	0,151
Выход отсортированного негабарита, %	—	—	1,4	0,4
Затраты на вторичное дробление, руб/м ³	—	—	0,006	0,002
Стоимость машинно-смены работы экскаватора, руб.	83,70	83,70	83,70	83,70
Производительность экскаватора, м ³ /смену	610	730	645	720
Себестоимость экскавации, руб/м ³	0,136	0,114	0,128	0,115
Себестоимость 1 ткм, руб.	0,097	0,097	0,097	0,097
Расстояние откатки, км	2,5	2,7	2,5	2,7
Количество горной массы, размещаемой в развале на нижнем уступе, %	50	70	50	70
Себестоимость транспортирования горной массы в отвал, руб/м ³	0,631	0,635	0,631	0,635
Общие затраты, руб/м ³	1,028	0,978	1,049	1,018
Экономия на 1 м ³ горной массы, руб.	—	0,050	—	0,031

метровыми скважинами на неубранную горную массу, а также наклонных скважин (рис. 34).

Вертикальные скважины бурили шарошечными станками и взрывали короткозамедленным способом. Наблюдался выброс по-

ходы на взрывную горную массу и за линию скважин в сторону массива.

Основные показатели соответственно обычных и опытных взрывов вертикальных скважин следующие:

Высота уступа, м	10	9—11
Диаметр скважин, мм	214—250	214
Количество рядов	1—2	3—4
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,6—0,7	0,88—0,95
Себестоимость буровзрывных работ, руб./м ³	0,315	0,576

Себестоимость буровзрывных работ возросла за счет увеличения удельного расхода ВВ и бурения дополнительных скважин.

При взрывании зарядов в наклонных скважинах качество рыхления было лучше, выход крупных фракций снизился.

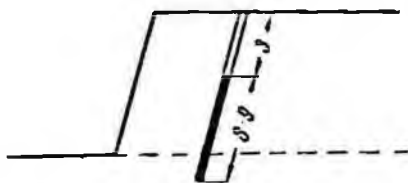
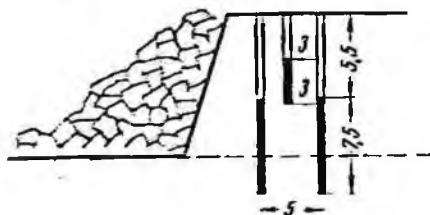


Рис. 34. Схемы расположения скважин на опытных блоках

Положительные стороны новой технологии буровзрывных работ: более полно используются скважины для размещения зарядов ВВ, увеличивается емкость взрываемых блоков, сокращаются площади контактов взорванной горной массы с массивом, увеличивается производительность экскаваторов (при хорошем качестве дробления).

Взрывание высоких уступов в зажатой среде связано в ряде случаев с завышением подошвы, трудностью сохранения глубоких скважин, необ-

ходимостью преодолевать повышенные сопротивления, сравнительно высоким выходом крупных фракций из нижних слоев взрываемого массива и т. д.

Выполненные в этой области научные исследования, однако, показывают, что при валовом рыхлении взрывание высоких уступов в зажатой среде более целесообразно и при правильном выборе всех параметров должно обеспечить существенные технико-экономические преимущества по сравнению с обычным взрыванием.

§ 5. ОПЫТ ВЗРЫВАНИЯ ПОД ПРЕДВАРИТЕЛЬНО РАЗДРОБЛЕННЫМ СЛОЕМ

Дальнейшее развитие открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых настоятельно требует создания принципиально новой технологии ведения горных работ, основан-

ной на применении техники непрерывного действия. Однако решение данной задачи невозможно без решения вопросов дробления горных пород взрывом до кондиций, обеспечивающих надежное применение оборудования непрерывного действия.

В настоящее время в технике дробления горных пород достигнуты значительные успехи. При первичном взрывании в отдельных

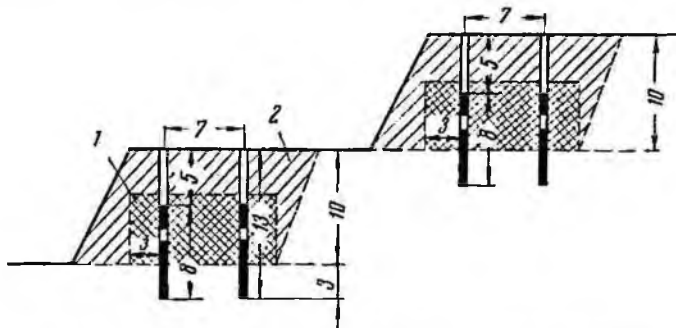


Рис. 35. Соотношение зон регулируемого и нерегулируемого дробления:

1 — зона регулируемого дробления; 2 — зона нерегулируемого дробления

случаях достигается содержание в горной массе до 90—95% фракций с размером кусков до 500 мм, что является важной предпосылкой освоения техники непрерывного действия. Но во многих случаях не удается достичь равномерного дробления по всей высоте взрываемого уступа, полной ликвидации негабаритных кусков и требуемой компактности развала взорванных пород на рабочей площадке.

Существующие методы взрывных работ скважинными зарядами диаметром 150 мм и выше не позволяют полностью управлять энергией взрыва и регулировать качество дробления.

На рис. 35 зона регулируемого дробления пород расположена между скважинами на контакте заряд — порода, а оставшаяся часть массива на длину незаряженной части скважины — забойки остается вне активного воздействия заряда. Отсюда, как правило, и наблюдается основной выход негабарита.

Соотношение первой и второй зон дробления изменяется в зависимости от высоты уступа и длины колонки заряда. Так, при взрывании десятиметровых уступов объем зоны регулируемого дробления составляет 50—60%, остальные 40—50% объема массива остаются вне этой зоны.

Увеличение высоты взрываемого уступа, а следовательно, и длины заряда приводит к увеличению объема зоны регулируемого дробления, а следовательно, и улучшению качества рыхления массива.

Эти обстоятельства хорошо подтверждаются результатами опытных взрывов сдвоенных 10-метровых уступов на Кальмакырском карьере. В табл. 38 приведены показатели выхода фракций ± 500 мм по зонам регулируемого и нерегулируемого дробления.

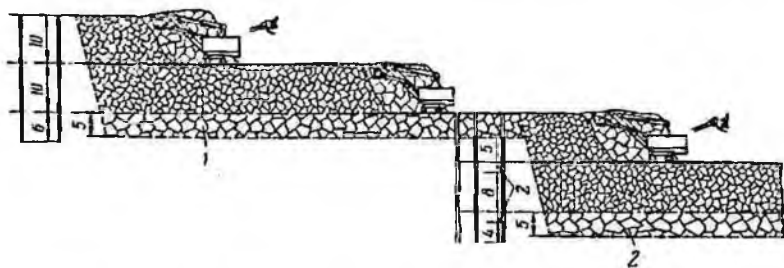


Рис. 36. Схема взрывания под предварительно раздробленным слоем

Таблица 38

Дата взрыва	Породы	Выход фракций, %			
		-500 мм		+500 мм	
		Зона дробления			
		нерегулируемая	регулируемая	нерегулируемая	регулируемая
28/X 1963 г.	Среднедробимые	95,5	97,8	4,5	2,2
11/I 1964 г.	»	95,7	100,0	4,3	—
8/II 1964 г.	»	95,8	96,8	4,2	3,2
15/II 1964 г.	»	96,4	100,0	3,6	—
23/II 1964 г.	»	97,3	99,8	2,7	0,2
10/IV 1964 г.	»	96,2	97,4	3,8	2,6
29/V 1964 г.	Труднодробимые	93,4	97,0	6,6	3,0
20/IV 1964 г.	»	91,4	95,1	8,6	4,9
5/VIII 1964 г.	»	91,0	93,3	9,0	6,7
11/VII 1964 г.	»	97,5	100,0	2,5	—

С учетом отмеченных недостатков существующей технологии ведения взрывных работ скважинными зарядами и требований к повышению качества и равномерности рыхления для применения техники непрерывного действия был разработан метод дробления горных пород под предварительно раздробленным слоем (рис. 36).

Сущность метода заключается в следующем: скважины на уступе бурят с увеличенным перебуром, равным длине забойки скважины. После взрыва и уборки породы в кровле нижележащего уступа за счет увеличенного перебура образуется раздробленный слой 1 и 2 мощностью, равной длине забойки.

Нижележащий уступ обуривают скважинами уже через разрыхленный слой опять с увеличенным перебуром и каждый раз взрывают под предварительно раздробленным слоем.

Этот метод был проверен на Кальмакырском карьере в средне-дробимых породах при высоте уступа 10 м. Скважины бурили станками БСШ-1 диаметром 190 мм, глубиной 15—16 м по сетке 6×6 м в три ряда и взрывали с замедлением между рядами 30—50 мсек. После уборки породы на опытном блоке в кровле нижележащего уступа был оставлен раздробленный слой мощностью 5 м. Коэффициент разрыхления этого слоя составлял 1,1—1,2 против 1,35—1,4 для отработанных пород опытного блока.

В нижерасположенном уступе скважины бурили через разрыхленный слой. Всего было пробурено 125 м скважин. Скорость бурения через раздробленный слой породы составила 450 мм/мин по сравнению с 400 мм/мин при бурении по ненарушенному слою породы, т. е. на 10—12% выше.

В результате взрыва было улучшено качество дробления. Так, например, выход фракций —500 мм составил 97,5%, выход фракций +500—1000 мм 1,8%, выход фракций +1000 мм 0,7% против выхода фракций —500 мм в обычных производственных взрывах, достигающего 92,7%.

Себестоимость бурения 1 м скважины через раздробленную породу на 10% ниже, чем через ненарушенный слой. Себестоимость 1 м³ взорванной горной массы, однако, несколько возрастает за счет повторного бурения.

Метод взрывания уступов под предварительно раздробленным слоем позволяет:

1) регулировать кусковатость горных пород, обеспечивая равномерное дробление пород по всей высоте взрываемого уступа;

2) при взрывании сдвоенных уступов под предварительно раздробленным слоем повысить коэффициент разрыхления горной массы нижнего уступа и исключить плохую проработку подошвы, что очень важно при работе машин и механизмов;

3) полностью исключить работу погрузочного оборудования на контакте взорванной горной массы с целчком.

Вопрос о целесообразности взрывания под предварительно раздробленным слоем должен решаться в конкретных условиях на основании технико-экономических расчетов с учетом удорожания рыхления и экономии при погрузочных работах.

ЗАВИСИМОСТЬ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ОТ КАЧЕСТВА ДРОБЛЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ

§ 6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Для установления количественной взаимосвязи между степенью дробления взорванной горной массы и производительностью погрузочно-транспортного оборудования необходимо в первую очередь выбрать простой и достаточно объективный исходный критерий оценки кусковатости и на его основе построить исходные расчетные формулы.

Проведенными исследованиями установлено, что из взорванной горной массы можно выделить характерную фракцию, которая находится в тесной корреляционной связи с выходом негабарита и других фракций [46, 50].

Исследования производились на Центральном и Восточном участках Кальмакырского карьера, где породы представлены сенинтами, гранодиорит-порфирами, вторичными кварцитами и известняками. По дробности породы делятся на три категории: легко-, средне- и труднодробимые.

Взрывание скважинных зарядов диаметром 200—230 мм осуществлялось аммонитом № 6, зерногранулитом 80/20 и гранулитом АС. Всего проанализировано 50 взрывов.

Установлен линейный характер зависимостей между суммарным выходом фракций +100 см и суммарным выходом других фракций крупности, а также максимальным размером среднего куска при изменении параметров сетки скважин с 8×8 до 5×5 м и удельного расхода ВВ с 0,4 до 1 кг/м³.

Такая закономерность распределения кусковатости по крупности во взорванной горной массе позволяет характеризовать гранулометрический состав суммарным выходом фракций +100 см, которая является граничной для кондиционного состава при погрузке экскаваторами с ковшами емкостью 3 м³.

Для установления влияния выхода фракций +100 см на производительность погрузочного оборудования в 1962—1964 гг. на Кальмакырском и Кургашиноканском карьерах были проведены хронометражные наблюдения за работой экскаваторов СЭ-3, ЭКГ-4 и ЭКГ-8 (с емкостью ковша 6 м³) при погрузке в вагоны на же-

лезнодорожном транспорте, а также СЭ-3 и ЭКГ-4 при погрузке в автосамосвалы. При этом гранулометрический состав взорванных пород определяли планиметрическим методом по поверхности груженных думпкаров и уточняли результатами поштучного обмера откинутых экскаватором негабаритных кусков.

Методика проведения наблюдений за работой экскаватора предусматривала выделение из общего цикла погрузки таких элементов, на которые непосредственно влияет степень дробления пород: коэффициента экскавации, продолжительности черпания, продолжительности откидки негабарита, рыхления и разборки забоя.

Для определения коэффициента экскавации подсчитывали количество ковшей, погруженных в состав, и общую грузоподъемность думпкаров с учетом коэффициента загрузки. Коэффициент загрузки определялся по вывезенному объему взорванной горной массы с тридцати производственных и десяти опытных взрывов общим количеством 500 000 м³ с учетом материалов маркшейдерской съемки участков взрывов и суммарной емкости думпкаров, поданных под погрузку.

Математическая обработка данных позволила выявить прямолинейную зависимость коэффициента загрузки от выхода фракций +100 см (Y_{100} , %).

$$K_z = 0,99 - 0,007Y_{100}. \quad (5)$$

Часовую производительность экскаватора $P_{час}$ определяли как по каждому отдельному наблюдению, так и усредненную по отдельным элементам в зависимости от степени дробления

$$P_{час} = \frac{3600}{\frac{t_0 + t_ч}{EK_{экс}} + \frac{t_{II}V_{II}}{V_{ср}} - \left(1 - \frac{a}{100}\right) + \frac{t_{II}}{100 - V_{II}} \left(1 - \frac{b}{100}\right)}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (6)$$

- где E — емкость ковша экскаватора, м³;
 $K_{экс}$ — коэффициент экскавации;
 $t_ч$ — продолжительность операции черпания, сек;
 t_0 — средняя суммарная продолжительность операций цикла, не зависящих от степени дробления (повороты ковша на разгрузку, к забою, разгрузка ковша), сек;
 t_{II} — продолжительность откидки одного негабарита с учетом разборки забоя, сек;
 V_{II} — выход негабаритной фракции (+120 см для ЭКГ-4 и +150 см для ЭКГ-8), %;
 $V_{ср}$ — объем среднего негабаритного куска, м³;
 a — процент негабарита, откинутого экскаватором в процессе ожидания порожняка;
 b — процент негабарита, погруженного в транспортные сосуды.

Наблюдения производились при работе экскаваторов в первой и во второй заходках на уступах высотой 10 и 15 м. Всего было проведено около 250 наблюдений, при этом выход фракций свыше +100 см колебался от 0 до 19%. Часовая производительность экскаваторов изменялась от 135 до 327 м³ (для экскаватора СЭ-3), от 180 до 525 м³ (для экскаватора ЭКГ-4) и от 290 до 610 м³ (для экскаватора ЭКГ-8), а коэффициент экскавации соответственно в пределах 0,51—0,77; 0,55—0,88 и 0,52—0,85.

Между величинами $K_{\text{экс}}$, $t_{\text{ч}}$ и выходом фракций +100 см (Y_{100}) для экскаватора ЭКГ-4 установлены зависимости

$$K_{\text{экс}} = 0,8 - 0,017Y_{100} \quad (7)$$

и

$$t_{\text{ч}} = 5 + 0,56Y_{100} \quad (8)$$

Среднее время на откидку одного негабарита с учетом времени на разборку и рыхление забоя $t_{\text{н}}$ для СЭ-3 и ЭКГ-4 составило 60 сек, для ЭКГ-8 — 80 сек, а среднее суммарное время операций цикла, не зависящих от степени дробления, t_0 при работе во второй заходке соответственно 22, 19 и 24 сек.

Объем среднего негабаритного куска определяли непосредственным обмером негабарита, который составил для экскаваторов СЭ-3 и ЭКГ-4 1 м³, для экскаватора ЭКГ-8 — 1,6 м³.

Анализ отдельных элементов, входящих в формулу (6), с учетом их колебаний в условиях других карьеров позволил определить возможные максимальные отклонения от расчетных значений $P_{\text{час}}$ при определенном выходе фракций +100 см. Эти отклонения колеблются в пределах 10% и главным образом в районе больших значений выхода фракций +100 см.

Наблюдения за погрузкой экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4 в автотранспорт показали, что продолжительность операций цикла, не зависящих от степени дробления, увеличивается в среднем на 20% за счет больших затрат времени на повороты ковша при разгрузке и установку его над кузовом самосвала. Общая продолжительность рабочего цикла $t_{\text{ц}}$ с учетом времени на разборку забоя и откидку негабарита также больше, чем при погрузке в вагоны на железнодорожном транспорте, за счет производства большей части работ этого вида при погрузке.

В табл. 39 приведены показатели работы экскаватора СЭ-3, ЭКГ-4 и ЭКГ-8 ($E=6$ м³) в зависимости от выхода фракций +100 см, полученные расчетом с использованием результатов наблюдений.

Сменная производительность экскаватора $P_{\text{в. см}}$ выражается формулой

$$P_{\text{в. см}} = P_{\text{час}} T_{\text{см}} K_{\text{в}}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (9)$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч;

$K_{\text{в}}$ — коэффициент использования экскаватора в течение смены.

Таблица 39

Выход фракции +100 см (У ₁₀₀), %	СЭ-3			ЭКГ-4			ЭКГ-8		
	P _{уст} , М ³	K _{экс}	t _ц , сек	P _{уст} , М ³	K _{экс}	t _ц , сек	P _{уст} , М ³	K _{экс}	t _ц , сек
0	330—340	0,8	25—26	470—480	0,8	24—25	580—590	0,8	29—30
4	250—260	0,71—0,73	30—31	350—360	0,72—0,74	29—30	490—500	0,74—0,75	31—32
8	195—205	0,62—0,66	34—35	280—290	0,65—0,68	33—34	430—440	0,68—0,70	34—35
12	155—170	0,54—0,58	36—37	225—245	0,58—0,62	36—37	370—390	0,62—0,65	35—36
16	120—140	0,45—0,51	38—39	185—210	0,48—0,54	37—39	320—345	0,55—0,60	36—38
20	100—120	0,36—0,44	39—40	106—190	0,43—0,48	39—41	280—305	0,50—0,55	38—40
При железнодорожном транспорте									
0	300—310	0,8	28—29	420—430	0,8	27—28	520—530	0,8	32—33
4	215—225	0,71—0,73	34—35	265—300	0,72—0,74	35—36	425—435	0,74—0,75	37—38
8	170—180	0,62—0,66	39—40	225—240	0,65—0,68	41—42	355—365	0,68—0,70	40—42
12	135—150	0,54—0,58	41—43	165—200	0,58—0,62	44—45	300—320	0,62—0,65	43—45
16	105—125	0,45—0,51	44—46	150—170	0,48—0,54	45—46	260—280	0,55—0,60	45—46
20	80—100	0,36—0,44	47—48	125—145	0,43—0,48	47—48	235—255	0,50—0,55	46—47
При автотранспорте									

Величина K_v при работе на железнодорожный транспорт зависит от степени дробления пород за счет изменения продолжительности простоя составов под погрузкой и продолжительности простоев из-за неплановых ремонтов экскаватора:

$$K_v = K_{тр} K_{ф.и} K_0, \quad (10)$$

где $K_{тр}$ — коэффициент использования экскаватора по другим организационно-техническим причинам, не зависящим от степени дробления пород;

$K_{ф.и}$ — коэффициент использования экскаватора по фактору исправности за время простоя порожняка под погрузкой;

K_0 — коэффициент использования экскаваторов в течение смены по транспортной обеспеченности;

$$K_{тр} = \frac{t_n N_c}{t_n + t_{0.л}} K_a, \quad (11)$$

где t_n — время загрузки одного состава, мин;

N_c — число работающих локомотивосоставов, приходящихся на один экскаватор;

$t_{0.л}$ — суммарное время движения (в груженом и порожнем направлении), обмена, разгрузки состава, приходящееся на один рейс, мин;

K_a — коэффициент неравномерности движения, равный 0,8—0,9.

Величина N_c определяется в зависимости от принятого графика движения. При обезличенном графике движения принимается среднее значение N_c , равное отношению группы локомотивосоставов к числу обслуживаемых ими экскаваторов. При закреплении локомотивосоставов за экскаваторами величина N_c строго фиксируется по графику;

$$t_n = \frac{60V_c K_s}{P_{час}}, \quad (12)$$

где V_c — полезный объем состава согласно паспортной грузоподъемности, м³.

Подставив выражение (12) в формулу (11), получим

$$K_{тр} = \frac{N_c K_a}{1 + \frac{t_{0.л} P_{час}}{60V_c K_s}}. \quad (13)$$

Из формулы (13) видно, что коэффициент $K_{тр}$ зависит от производительности экскаватора в час чистого времени работы и от коэффициента загрузки думпкаров, которые, в свою очередь, зависят от качества дробления породы.

Коэффициент $K_{ф.и}$ уменьшается по мере ухудшения качества дробления пород. При некачественном дроблении увеличивается количество случаев замены канатов, зубьев ковша и других дета-

лей, вызывающих дополнительные простои экскаватора. Полносменные хронометражные наблюдения на Кальмакырском карьере показали, что коэффициент $K_{ф.н}$ колеблется в пределах от 0,95 при хорошем качестве дробления ($Y_{100}=0-5\%$) до 0,85 при плохом дроблении ($Y_{100}=15-20\%$).

Для расчетов с достаточной степенью точности можно принять

$$K_{ф.н} = 1 - 0,0075Y_{100}. \quad (14)$$

Коэффициент K_0 принимается по отчетным данным рудника.

Таким образом, сменная производительность экскаватора в окончательном виде выразится формулой

$$P_{э.см} = \frac{T_{см}N_c K_{ф.н}}{\frac{1}{P_{час}} + \frac{t_{о.л}}{60V_c K_a}} K_0 K_{л}, \text{ м}^3/\text{см}. \quad (15)$$

Формула (15) относится к такой организации работ, при которой обеспеченность экскаваторов порожняком недостаточна. В случае полной обеспеченности экскаваторов порожняком, при которой соблюдается условие

$$N_c \geq \frac{t_n + t_{о.л}}{t_n + 2t_q + t_{ож}}, \quad (16)$$

производительность экскаватора в смену выразится формулой

$$P_{э.см} = \frac{T_{см} K_{ф.н}}{\frac{1}{P_{час}} + \frac{2t_q + t_{ож}}{60V_c K_a}} K_0 K_{л}, \text{ м}^3/\text{см}, \quad (17)$$

где t_q — время движения по забойным путям до ближайшего обменного пункта, мин;

$t_{ож}$ — время ожидания поездов на обменном пункте, мин.

Производительность локомотивосостава в смену пропорциональна сменной производительности экскаватора

$$P_{л.см} = \frac{P_{э.см}}{N_c} = \frac{T_{см} K_{ф.н}}{\frac{1}{P_{час}} + \frac{t_{ож}}{60V_c K_a}} K_0 K_{л}, \text{ м}^3/\text{см}. \quad (18)$$

Установленная взаимосвязь между коэффициентами, характеризующими качество буровзрывного рыхления, и производительностью погрузочно-транспортного оборудования на крупнейших карьерах цветной металлургии позволяет наметить пути дальнейшего совершенствования буровзрывных, погрузочных и транспортных работ. Оценка гранулометрического состава взорванной горной массы по суммарному выходу одной типичной фракции удобна для производства и позволяет вести сопоставимые исследования в различных горнотехнических условиях.

§ 7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСИЛИЯ ЧЕРПАНИЯ ЭКСКАВАТОРА В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ВЕЛИЧИНЫ КОЭФФИЦИЕНТОВ РАЗРЫХЛЕНИЯ

Для оценки эффективности экскаваторных работ при взрывании сдвоенных уступов были проведены специальные исследования усилий черпания в характерных пунктах развала взорванной горной массы с различными коэффициентами разрыхления.

На шпильках крепления подъемной лебедки экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 устанавливались тензодатчики, для чего в теле шпильки фрезеровали канавку для вывода проводов, шлифовали специальную площадку для наклейки тензодатчика и производили шлифовку торца шпильки под компенсационный тензодатчик.

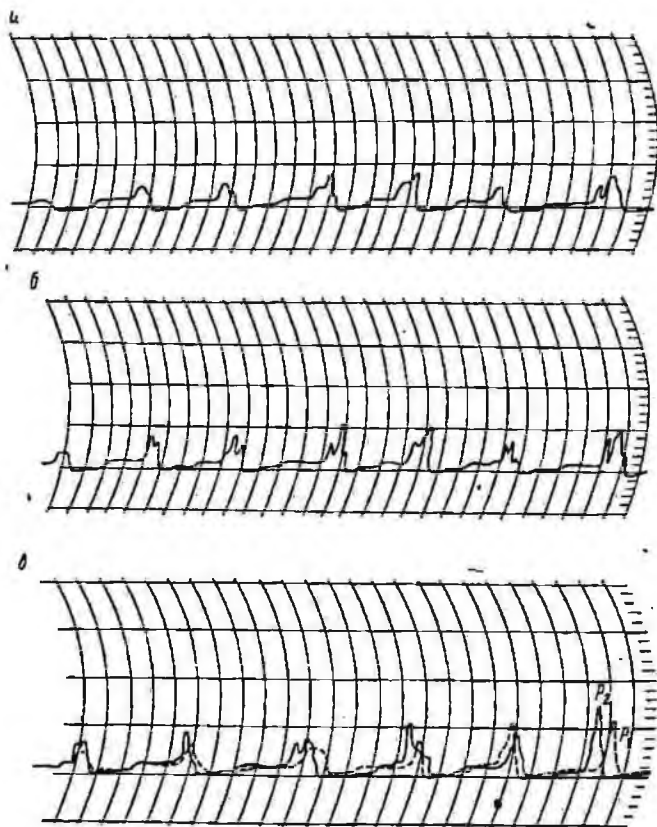


Рис 37. Запись самопишущего ампервольметра НЗ70-М сигналов тензодатчика:

а — запись сигналов тензодатчика № 1; б — запись сигналов тензодатчика № 2; в — совмещенная запись тензодатчиков № 1 и 2

Первоначально имелось в виду сигналы тензодатчиков записывать с помощью светолучевого осциллографа Н700 в комплекте с усилителем 8 АНЧ-7м.

В этом случае осциллографы регистрировали механические процессы, происходящие в шпильках подъемной лебедки, преобразуя их при помощи тензодатчиков в электрический ток.

По вновь разработанной методике в комплекте с усилителем 8 АНЧ-7м использовали самопишущие ампервольтметры магни-

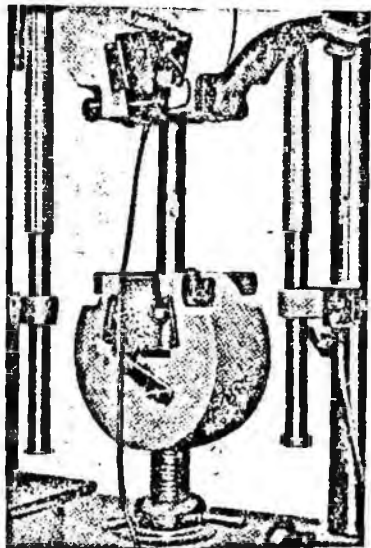


Рис. 38. Установка шпильки экскаватора ЭКГ-4,6 в захватах машины УММ-100 при тарировке сигналов тензодатчика

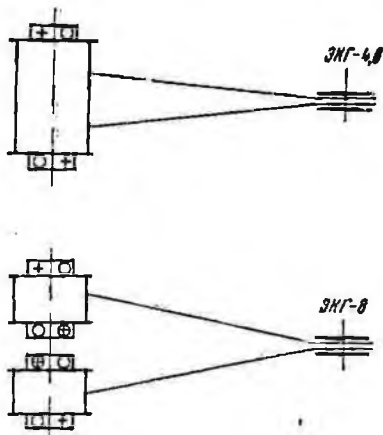


Рис. 39. Схема установки шпилек с тензодатчиками на экскаваторах

тоэлектрической системы Н370-АМ и Н370-М. В данном случае показания тензодатчиков (рис. 37) записывали на диаграммной бумаге пером, подвешенным на конце стрелки. Перо, находясь в непрерывном соприкосновении с диаграммной бумагой, чертит на ней линию, отображающую перемещение стрелки. Скорость перемещения бумаги могла быть установлена от 0,005 до 1,5 мм/сек.

Определение значений измеряемой величины по диаграммной бумаге производится с помощью масштабной линейки, на которой были нанесены те же отметки, что и на шкале прибора.

Прибор конструктивно состоит из трех отдельных блоков: измерительного и лентопротяжного механизмов и коммутационного блока, смонтированных в общий металлический кожух.

Прибор позволяет производить визуальное наблюдение за работой и выполнить необходимые записи и пометки непосредственно на ленте. В общую сеть включают сетевой блок питания С50 Сп, усилительное устройство С52 Сп и автотрансформатор ЛАТР-1м.

Тензодатчики, наклеенные на шпильки), тарифовали на универсальной испытательной машине УММ-100. Она состоит из пульта управления, включающего силовизмеритель (динамометр), насосной установки, создающей рабочее усилие, и системы управления. Сама машина устроена по принципу гидравлического пресса.

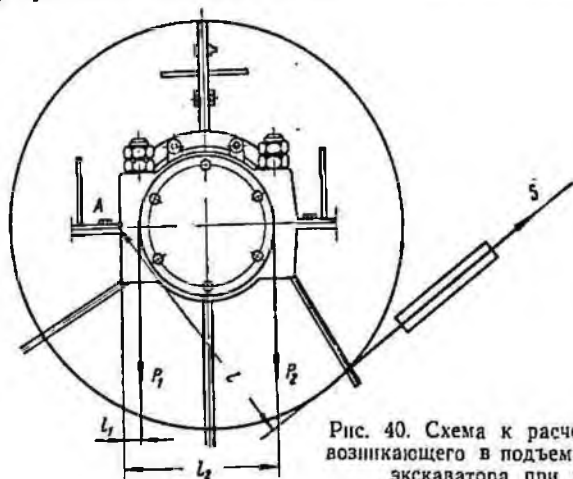


Рис. 40. Схема к расчету усилия, возникающего в подъемном канате экскаватора при черпании

Установка приборов при тарифовке датчиков: блок питания, самопишущий ампервольтметр НЗ70-АМ и усилитель 8АНЧ-7м.

Установка шпилек (рис. 38) посредством специально обработанных на токарном станке гаек в захватывающих приспособлениях машины состоит из корпуса, вставленного в захват вкладыша, и набора разрезных колец.

Для регистрации усилий в экскаваторах ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 устанавливалось по две шпильки; сигналы поступали на самопишущий ампервольтметр с режимом питания 50 ма. Схема установки шпилек на экскаваторах приведена на рис. 39. Места установки шпилек с тензодатчиками указаны крестиком.

Подъемное усилие при черпании экскаватора рассчитывалось исходя из следующих условий. Согласно схеме (рис. 40) сумма моментов относительно точки А должна быть равна нулю:

$$\Sigma M_A = 0 \quad (19)$$

или

$$\Sigma M_A = Sl - P_1 l_1 - P_2 l_2 = 0, \quad (20)$$

где

S — подъемное усилие, T ;
 P_1 и P_2 — регистрируемое усилие, развиваемое соответственно в шпильке № 1 и 2 барабана подъемной лебедки, T ;
 l_1 , l_2 и l — расстояния, указанные на схеме, m .

$$S = \frac{P_1 l_1 + P_2 l_2}{l}, \quad T. \quad (21)$$

Усилие, затрачиваемое при работе экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8

$$S_{\text{под}} = 2S, \text{ т}; \quad (22)$$

$$S_{\text{под}} = 4S, \text{ Т}. \quad (23)$$

По формулам (21), (22), (23) после необходимых расчетов были установлены усилия черпания экскаватора при различных физико-механических свойствах взорванной горной массы.

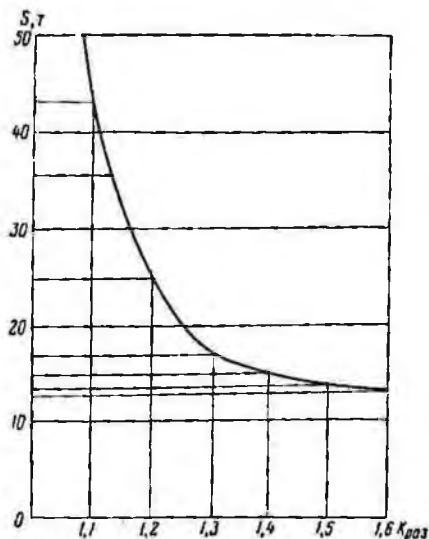


Рис. 41. Зависимость усилий черпания от коэффициента разрыхления

Усилия подъема при черпании в зависимости от коэффициентов разрыхления горной массы изменяются следующим образом:

Коэффициент разрыхления	1,5—1,6	1,3—1,6	1,2—1,6	1,1—1,6	1,4—1,5	1,3—1,5
Уменьшение усилий подъема при черпании, %	10	40	110	235	12,5	27

Продолжение

Коэффициент разрыхления	1,2—1,5	1,1—1,5	1,3—1,4	1,2—1,3	1,1—1,2
Уменьшение усилий подъема при черпании, %	91	227	12,5	50	72

Построенный по этим данным график приведен на рис. 41.

При увеличении усилий черпания, как следует из особенности механической характеристики экскаваторного привода, снижается скорость движения ковша при наборе породы, что несколько увеличивает продолжительность цикла, однако объемный вес породы в ковше, приведенный к объему в целике, при меньших значениях коэффициента разрыхления существенно увеличивается, что дает выигрыш в объемах за каждый цикл.

При погрузке хорошо взорванной горной массы с коэффициентами разрыхления 1,1—1,3 сменная производительность экскаватора увеличивается. В данном случае на рост производительности положительно влияют также наличие широкого фронта погрузки, уменьшение площади контактов взорванной горной массы с массивом, более эффективное наполнение ковша и снижение простоев, связанных с буровзрывными работами.

При сложном характере оруденения и необходимости селективной выемки увеличение высоты уступов часто оказывается экономически нецелесообразным.

§ 8. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Вопросам экономической эффективности буровзрывных работ в последнее время стали уделять значительно больше внимания. В работе [40] в основу определения оптимальных параметров буровзрывных работ положено достижение наименьшей стоимости добычи 1 м³ горной массы. При этом учитываются затраты на бурение, взрывание, вторичное дробление, экскавацию, ремонт экскаваторов и транспорт. Подробные расчеты выполнены для Сибайского карьера.

В работе [50] принимается, что параметры сетки скважин должны обеспечивать качественное дробление породы и возможность проработки подошвы уступа при наименьшей сумме затрат на буровзрывные работы, экскавацию, транспорт, отвалообразование или механическое дробление на фабрике. Разработанная методика выбора оптимальных параметров сетки скважин прошла промышленную проверку на карьерах Алмалыкского горнометаллургического комбината и на ряде других карьеров.

Характерно, что в указанных выше и других методиках особое внимание уделяется улучшению качества дробления, снижению выхода крупнокусковатых фракций и получению максимального технико-экономического эффекта по всем технологическим переделам.

Для ряда месторождений цветных металлов штокверкового типа со сложным геолого-морфологическим строением большое значение приобретает правильный выбор высоты уступа и способа взрывания. Для определения оптимального варианта рекомендуется находить получаемую прибыль и на этой основе выбирать наиболее целесообразный вариант [53, 55].

Месторождения штокверкового типа характеризуются относительно низким содержанием и неравномерностью пространственного распределения полезных компонентов, отсутствием четких, визуально определяемых границ между промышленными и непромышленными частями штокверка, сложностью пространственного распределения участков с различными текстурами, неправильностью общих форм штокверков и их промышленных участков.

Высота рудных уступов на карьерах, разрабатывающих штокверковые месторождения, в значительной степени влияет на качество добываемой руды. При уменьшении высоты уступа происходит увеличение среднего содержания полезного компонента, уменьшаются потери и разубоживание руды, но возрастают затраты на ее добычу. При увеличении высоты уступа снижаются затраты на добычу руды, но ухудшается качество сырья.

В связи с этим при выборе рациональной высоты рудных уступов для каждого рассматриваемого варианта необходимо определять и прибыль на 1 т концентрата, получаемую при достижении карьером проектной производительности:

$$P_k = \frac{Ц_{год} - (\mathcal{E}_{год}^{доб} + \mathcal{E}_{год}^{об})}{Q_{год}}, \text{ руб.} \quad (24)$$

где $Ц_{год}$ — годовая извлекаемая ценность полезных компонентов в концентрате, руб.;

$\mathcal{E}_{год}^{доб}$ — годовые затраты на добычу руды, руб.;

$\mathcal{E}_{год}^{об}$ — годовые затраты на обогащение руды, руб.;

$Q_{год}$ — количество извлекаемого концентрата, т.

Ежегодно извлекаемая ценность равна

$$Ц_{год} = A_r \sum_1^n l_{ср. i} K_{изв. i}^{об} Ц_i \cdot 10^{-2}, \text{ руб.}, \quad (25)$$

где A_r — годовая производственная мощность карьера по руде, т;

n — число полезных компонентов;

$l_{ср. i}$ — среднее содержание i -го полезного компонента в руде, %;

$K_{изв. i}^{об}$ — коэффициент извлечения i -го полезного компонента при обогащении;

$Ц_i$ — оптовая цена 1 т i -го полезного компонента в концентрате, руб.

Годовые затраты на добычу руды с учетом затрат на погашение внутри штокверковой вскрыши равны

$$\mathcal{E}_{год}^{доб} = A_r S_p + V S_v, \text{ руб.}, \quad (26)$$

где V — годовые объемы внутривштокверковой вскрыши, т;

S_p — себестоимость добычи 1 т руды без учета затрат на погашение внутриштоковой вскрыши, руб.;

S_v — себестоимость отработки 1 т внутриштоковой вскрыши, руб.

Затраты на добычу 1 т руды S_p и 1 т внутриштоковой вскрыши S_v зависят от принятых в проекте типоразмеров горного оборудования, высоты уступа и определяются специальными расчетами.

Годовые объемы внутриштоковой вскрыши равны

$$V = \frac{P_r(1 - K_p)}{K_p}, \text{ м} \quad (27)$$

где P_r — балансовые запасы руды, обрабатываемые за год, т;

K_p — коэффициент рудоносности, т/т*.

Балансовые запасы руды, которые необходимо отработать за год для достижения проектной производительности, равны

$$P_r = \frac{A_r}{K_{\text{изв}}^{\text{доб}}}, \quad (28)$$

где $K_{\text{изв}}^{\text{доб}}$ — суммарный коэффициент извлечения и разубоживания руды при добыче ($K_{\text{изв}}^{\text{доб}} = \frac{1-p}{1-R}$, где p — потери, R — разубоживание).

После определения V по формулам (27) и (28) и преобразования выражения (26) получим

$$\mathcal{E}_{\text{год}}^{\text{доб}} = A_r \left(S_p + \frac{S_v(1 - K_p)}{K_p K_{\text{изв}}^{\text{доб}}} \right), \text{ руб.} \quad (29)$$

Годовые затраты на обогащение руды равны

$$\mathcal{E}_{\text{год}}^{\text{об}} = A_r S_{\text{об}}, \text{ руб.}, \quad (30)$$

где $S_{\text{об}}$ — себестоимость обогащения 1 т руды, руб.

Количество ежегодно извлекаемого из руды концентрата определяется по формуле

$$Q_{\text{год}} = A_r \sum_1^n \frac{l_{\text{ср.}i} K_{\text{изв.}i}^{\text{об}}}{l_{\text{к.}i}}, \text{ Т}, \quad (31)$$

где $K_{\text{изв.}i}^{\text{об}}$ — коэффициент извлечения i -го полезного компонента при обогащении;

$l_{\text{к.}i}$ — содержание i -го полезного компонента в концентрате, %.

* Отношение запасов руды в штоковке к общему количеству руды с внутриштоковой вскрышей.

Предлагаемый расчетный метод иллюстрируется примером определения рациональной высоты добычного уступа для одного из карьеров, разрабатывающих штокверковое месторождение цветных металлов¹.

Данное месторождение, кроме перечисленных выше отличительных признаков, характеризуется мощной зоной окисления, которая прослеживается отдельными скважинами до глубины 150—200 м от поверхности, и практически отсутствием перекрывающих пустых пород. Рудное поле месторождения в плане более или менее изотермично, поперечник его составляет около 2 км, глубина простираения в среднем равна 500 м.

Месторождение разведано глубокими скважинами колонкового и ударно-канатного бурения, а также подземными выработками. Руды месторождения разделяются на два типа: прожилково-вкрапленные (штокверковые), которые по существу определяют промышленное значение участка, и брекчиевидные.

При выборе рациональной высоты добычного уступа был произведен подсчет линейных запасов руды, среднего содержания металла, потерь и разубоживания руды для вариантов разработки месторождения с высотой уступа 15; 10; 7,5 и 5 м.

Подсчет указанных количественных и качественных показателей производился по 40 разведочным линиям. При подсчете использовались данные опробования разведочных скважин.

По каждой скважине, попадающей в границах карьера на геологический разрез, в зависимости от высоты уступа определяли общую длину рудных интервалов, длину извлекаемых рудных интервалов, извлекаемые линейные запасы металла, потери и разубоживание руды.

Среднее содержание металла в добываемых рудах для каждого варианта разработки месторождения определяли по формуле

$$l_{cp,i} = \frac{\sum_1^n L_{p,i}^{об} i_{p,i}^{об} - \sum_1^n L_{p,i}^T i_{p,i}^T + \sum_1^n L_{R,i} i_{R,i}}{\sum_1^n L_{p,i}^{из} + \sum_1^n L_{R,i}}, \% \quad (32)$$

где $L_{p,i}^{об}$ — общая длина i -го рудного интервала, м;
 $i_{p,i}^{об}$ — содержание металла в i -том рудном интервале, %;
 $L_{p,i}^T$ — длина теряемого i -го рудного интервала, м;
 $i_{p,i}^T$ — содержание металла в i -ом рудном интервале, %;
 $L_{p,i}^{из}$ — длина извлекаемого i -го рудного интервала, м;
 $L_{R,i}$ — длина i -го интервала разубоживающей породы, м;

¹ Расчеты выполнили кандидаты техн. наук Ж. В. Бунин, В. П. Смирнов и инж. В. Ф. Коробейников.

$i_{n i}$ — содержание металла в i -ом разубоживающем интервале, %.

n — количество вариантов.

В табл. 40 приведены результаты расчета среднего содержания и линейных запасов металла, коэффициента рудоносности, потерь и разубоживания руды, себестоимости добычи 1 т руды и 1 т внутривантовой вскрыши для вариантов с различной высотой добычного уступа.

Таблица 40

Показатели	Варианты			
	I	II	III	IV
Высота уступа, м	15	10	7,5	5
Суммарная длина извлекаемых рудных интервалов, м	4173,6	3955,3	3882,3	3768
Суммарные извлекаемые линейные запасы металла в метрпроцентах	2497,4	2537,8	2578,8	2615,23
Среднее содержание металла в руде, %	0,598	0,642	0,664	0,694
Потери, %	6,48	4,98	3,43	2,06
Разубоживание, %	25,0	19,5	16,0	10,0
Коэффициент извлечения и разубоживания руды при добыче	1,25	1,18	1,15	1,09
Коэффициент рудоносности	0,72	0,68	0,667	0,648
Себестоимость добычи 1 т руды без учета затрат на погашение внутривантовой вскрыши, руб.	1,00	1,00	1,00	1,05
Себестоимость 1 т внутривантовой вскрыши, руб.	0,33	0,34	0,30	0,39

При определении по предлагаемой методике основных технико-экономических показателей для всех вариантов были приняты следующие условные дополнительные исходные данные: годовая

Таблица 41

Показатели	Варианты			
	I	II	III	IV
Высота уступа, м	15	10	7,5	5
Условная годовая извлекаемая ценность металла в руде, тыс. руб.	17050,176	18304,704	18931,968	19787,328
Годовые затраты, тыс. руб.:				
на добычу руды	3306	3420	3531	3732
на обогащение руды	3540	3540	3540	3540
Объем ежегодно извлекаемого концентрата, тыс. т	31,0	33,2	34,5	35,9
Дополнительное количество концентрата, т	—	1200	3500	4900
Годовая прибыль, тыс. руб.:				
условная	10204,176	11344,704	11860,968	12515,328
дополнительная	—	1140,628	1655,792	2311,152

производительность карьера $A_r=3000$ тыс. т; себестоимость обогащения 1 т руды $S_{об}=1,18$ руб.; коэффициент извлечения металла при обогащении $K_{изв}^{об}=0,88$; содержание металла в концентрате $\alpha=51\%$; ценность 1 т металла $C_1=1080$ руб.

Пример расчета. Высота уступа $H_y=5$ м. По формуле (25) $C_{год}=3000 \times 0,694 \cdot 0,88 \cdot 1080 \cdot 10^{-2}=19787,328$ тыс. руб.; по формуле (29) $\frac{Э_{год}^{об}}{35,9} = 3000 \left(1,05 + \frac{0,39(1-0,648)}{0,648 \cdot 1,09} \right) = 3732$ тыс. руб.; по формуле (30) $\frac{Э_{год}^{об}}{35,9} = 3000 \times 1,18 = 3540$ тыс. руб.; по формуле (24) $P_k = \frac{19787,328 - 3732 - 3540}{35,9} = 348,61$ руб./т.; по формуле (31) $Q_{год}=35\ 900$ т.

Из табл. 41 видно, что при снижении высоты уступа и сохранении в вариантах одинаковой годовой производительности карьера по руде увеличиваются извлекаемая ценность металла, количество концентрата и годовая прибыль.

При сравнении вариантов с разными объемами продукции по типовой методике АН СССР размеры годовой прибыли в вариантах с меньшими объемами производства должны быть скорректированы до сопоставимых объемов производства, поэтому в вариантах с высотой добычного уступа 15, 10 и 7,5 м нужно ввести поправочный коэффициент $K_{св}$, учитывающий увеличение годовых

Таблица 42

Показатели	Варианты			
	I	II	III	IV
Высота уступа, м	15	10	7,5	5
Поправочный коэффициент сопоставимости вариантов	1,16	1,08	1,04	1,0
Извлекаемая ценность металла в руде, тыс. руб.	19787,328	19787,328	19787,328	19787,328
Расчетные годовые затраты на добычу и переработку руды, тыс. руб.	7941,36	7516,8	7316,8	7272,9
Дополнительные годовые затраты для I, II и III вариантов, тыс. руб.	669,36	244,8	81,84	—
Количество получаемого концентрата, тыс. т	35,9	35,9	35,9	35,9
Годовая прибыль, тыс. руб.: условная	11845,968	12270,528	12433,488	12515,328
дополнительная для II, III и IV вариантов	—	424,56	587,52	669,36
Прибыль на 1 т концентрата, руб.	330	342	346	348
Дополнительная прибыль для II, III и IV вариантов, руб.	—	12	16	18
Увеличение прибыли на 1 т концентрата при уменьшении высоты уступа, %	—	3,6	4,8	5,5

эксплуатационных затрат в связи с увеличением годовых объемов добываемой и перерабатываемой руды для получения во всех вариантах одинакового количества концентрата. Величину поправочного коэффициента можно установить по следующей формуле:

$$K_{с. в} = \frac{I_{ср}^{IV}}{I_{ср}^I}, \quad (33)$$

где $I_{ср}^I$ — среднее содержание металла в добываемой руде в вариантах с высотой уступа 7,5; 10 и 15 м, %;

$I_{ср}^{IV}$ — то же, для варианта с 5-метровой высотой уступа, %.

В табл. 42 приведены основные технико-экономические показатели I, II, III и IV вариантов разработки месторождения с высотой рудного уступа 15; 10; 7,5 и 5 м соответственно.

Как видно из приведенного расчета, снижение высоты уступа приводит к росту прибыли.

При практическом использовании предлагаемой методики рекомендуется месторождение по вертикали разбивать на зоны с преобладающими значениями коэффициента рудности. Высота уступа для различных зон будет переменной; в ряде случаев будет целесообразно разделение на подступы.

Для ряда месторождений редких металлов и спецсырья переход на меньшую высоту уступа, раздельное взрывание, селективную выемку уже произведен.

Приведенные расчеты не исчерпывают всех возможностей. В каждом конкретном случае необходимо учитывать свою специфику, однако во всех случаях обоснование экономической эффективности должно стать обязательным.

Подсчет экономической эффективности взрывания высоких уступов также должен производиться для конкретных условий с учетом техники и технологии бурения, расхода ВВ, выхода крупнокусковых фракций, качества проработки подошвы, производительности погрузочно-транспортного оборудования и других факторов.

Заключение

На карьерах цветной металлургии достигнуты значительные успехи в совершенствовании технологии буровзрывного рыхления, однако новые прогрессивные тенденции, связанные с повышением эффективности использования современного погрузочно-транспортного оборудования и внедрением поточной технологии, требуют решения ряда сложных вопросов.

Проектные проработки, выполненные для многих карьеров, показали, что вместо существующих схем транспорта целесообразно перейти на комбинированный автомобильно-конвейерный или автомобильно-склиповой транспорт. Переход на новые схемы автомобильно-конвейерного транспорта становится возможным только

при условии резкого снижения суммарного выхода крупных фракций при буровзрывных работах.

После предварительного грохочения максимальный транспортный кусок, поступающий на конвейер, не должен превышать в поперечнике 250—300 мм.

Одним из эффективных средств улучшения гранулометрического состава взорванной горной массы является взрывание в зажатой среде. Опыт подобного рыхления на карьерах цветной металлургии еще недостаточен. Интересен метод взрывания под предварительно раздробленным слоем, однако объем проведенных экспериментальных взрывов не позволяет полностью раскрыть его преимущества. Необходимы дальнейшие эксперименты в различных производственных условиях.

В сложных условиях ряда карьеров цветной металлургии необходимо обеспечить эффективное бурение и форсированную зарядку глубоких скважин, для чего требуется применять новые высокопроизводительные шарошечные станки и более совершенные машины для зарядки скважин и подачи в них забойки.

Преимущественное распространение на карьерах цветной металлургии получили механические способы бурения. Различные электрофизические способы проходят еще стадию полупромышленных испытаний, в связи с чем в ближайшие годы основные объемы бурения будут производиться шарошечными станками.

Выпускаемые в настоящее время шарошечные станки имеют сравнительно ограниченную глубину бурения и практически в крепких породах не могут бурить наклонные скважины. Для успешного внедрения новых схем взрывания в зажатой среде и разработки сложноструктурных месторождений необходимы новые шарошечные станки вертикального и наклонного бурения на глубину 35—40 м и более.

Широкий ассортимент выпускаемых в настоящее время ВВ создает предпосылки для массового внедрения механизированной зарядки скважин. Для этого необходимо строить механизированные пункты для загрузки ВВ в зарядные машины, склады забойки и переходить к комплексной механизации буровзрывных работ.

Повышение эффективности взрывных работ в обводненных забоях является общей для всех карьеров и весьма сложной проблемой. Использование для взрывания акватола, гранулотола и других ВВ уже дало положительный эффект, однако еще не решен вопрос о промышленном выпуске детонирующего шнура повышенной водостойкости, полиэтиленовых рукавов и надежных средств гидроизоляции для различных условий зарядки. Выбор наиболее целесообразного типа ВВ, конструкции заряда и схемы взрывания в каждом конкретном случае зависит от физико-механических свойств горных пород, их обводненности, необходимости селективной выемки, типа погрузочно-транспортного оборудования и других факторов.

На многих карьерах цветной металлургии широко поставлены

специальные научные исследования, позволяющие рекомендовать наиболее прогрессивную технологию буровзрывного рыхления, а на некоторых карьерах созданы постоянные опорные пункты научно-исследовательских институтов.

Переход от традиционных схем к новым должен сопровождаться глубоким технико-экономическим анализом с учетом затрат по всем процессам, включая обогащение и металлургический передел.

Для месторождения цветных металлов повышение качества добываемой руды имеет решающее значение и должно сопровождаться совершенствованием всех технологических процессов и в первую очередь буровзрывного рыхления. Широкое внедрение новой отечественной техники и совершенной технологии буровзрывных работ позволит получить большой народнохозяйственный эффект.

ЛИТЕРАТУРА

1. Арсеньев С. Я. Определение высоты уступов. В кн. «Физика и технология разработки рудных месторождений в Заполярье». Изд-во «Наука», 1967.
2. Арбиев К. К. Опыт буровзрывных работ на карьерах Норильского комбината. «Горный журнал», 1963, № 7.
3. Арбиев К. К., Протасов В. Ф. Технический прогресс на рудных карьерах Норильского комбината. «Горный журнал», 1965, № 6.
4. Атангулов А. А. Учалинский горнообогатительный комбинат. «Горный журнал», 1968, № 1.
5. Байков Б. Н. Совершенствование технологии открытых горных работ. КиргизИНТИ, Фрунзе, 1965.
6. Байков Б. Н. Повышение эффективности погрузочно-транспортных работ при взрывании высоких уступов. Информационный листок, № 15 (240). КиргизИНТИ, 1966.
7. Байков Б. Н., Данилин К. В. Открытая разработка рудных месторождений Средней Азии. Изд-во «Кыргызстан», Фрунзе, 1968.
8. Баранов Е. Г., Байков Б. Н., Березин А. И. Взрывание высоких уступов на Кальмакырском карьере. Сб. «Взрывное дело», № 62/19 Изд-во «Недра», 1967.
9. Баранов Е. Г., Мосинец В. Н. и др. Совершенствование технологии буровзрывных работ на рудных карьерах Киргизии. Цветметинформация, 1961.
10. Баранов Е. Г., Мосинец В. Н. Метод взрывания с предварительным оконтуриванием разрушаемого массива. «Горный журнал», 1964, № 7.
11. Боголюбов Б. П., Грачев Ф. Г. Раздельная разработка месторождений сложного состава. Изд-во «Недра», 1964.
12. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Ходянов А. С. Опыт работы карьера Северный над подземными камерами рудника Таймырский. Бюллетень «Цветная металлургия», № 4, 1962.
13. Васильев М. В. Основные направления в развитии техники и науки в области открытых горных работ. Сб. «Опыт ведения горных работ открытым способом». Цветметинформация, 1966.

14. Вахрушев В. В. Опыт работы карьеров Джекказганского горнометаллургического комбината. Сб. «Опыт ведения горных работ открытым способом». Цветметинформация, 1966.
15. Васильев М. В., Шилин А. Н. и др. Поточная технология на открытых горных работах. Бюллетень «Цветметинформация», № 5, 1967.
16. Вороненков Ю. П. Итоги работы и задачи развития сырьевой базы цветной металлургии. «Горный журнал», 1967, № 1.
17. Гертман Л. Г., Таджи Р. Х., Фаттахов Е. Н. Показатели работы Алтын-Толканского комбината за семилетку. Бюллетень «Цветная металлургия», № 14, 1966.
18. Григорьянц Э. А. Совершенствование буровзрывных работ на карьерах Норильского горнометаллургического комбината. Сб. «Опыт ведения горных работ открытым способом». Цветметинформация, 1966.
19. Додис Я. М. Новая схема взрывания в условиях Буурдинского карьера. «Горный журнал», 1966, № 11.
20. Демидюк Г. П. Современные направления развития взрывных работ и совершенствование взрывчатых веществ. Сб. «Работа карьеров в сложных условиях». Изд-во «Наука», 1967.
21. Друкованый М. Ф., Гейман Л. М., Компр В. М. Новые методы и перспективы развития взрывных работ на карьерах. Изд-во «Наука», 1966.
22. Друкованый М. Ф., Новожилов М. Г. и др. Улучшение степени дробления руд действием взрыва. «Горный журнал», 1965, № 7.
23. Друкованый М. Ф., Ефремов Э. И. и др. Взрывание высоких уступов. Изд-во «Недра», 1964.
24. Ермолин Ю. Н. Пути повышения качества добываемых руд при открытой разработке месторождений сложного строения. Цветметинформация, 1967.
25. Ермолин Ю. Н. Экономическое обоснование селективной отбойки руды при разработке полиметаллических месторождений сложного строения открытым способом. «Изв. вузов, Горный журнал», 1964, № 1.
26. Жангарасев А. Ж., Левин Л. В. и др. Техничко-экономический анализ работы свинцово-цинковых карьеров. Бюллетень «Цветная металлургия», № 21, 1966.
27. Зверьков С. Н., Степашко А. П., Григорьянц Э. А. Совершенствование технологии буровзрывных работ на карьерах Норильского комбината. «Горный журнал», 1965, № 6.
28. Китач Г. М., Китац Н. Г. Факторы, предопределившие высокую степень дробления породы на карьерах. «Горный журнал», 1967, № 7.
29. Ломако П. Ф. Рудная база цветной металлургии за 50 лет. «Горный журнал», 1967, № 11.
30. Лавыгин В. А. Предварительные итоги выполнения плана первого года пятилетки Сорским молибденовым комбинатом. «Горный журнал», 1967, № 1.
31. Мельников Н. В., Марченко Л. Н. Новое в разрушении пород взрывом на открытых разработках. Сб. «Проблема разрушения горных пород взрывом». Изд-во «Недра», 1967.
32. Мельников Н. В., Бронников Д. М., Виняцкий К. Е. Достижения горной науки и техники. «Горный журнал», 1966, № 1.
33. Мечников О. С., Макаревич В. Ф., Седлов М. Г. и др. Опыт

взрывания высоких уступов при отбойке трещиноватых пород на Зыряновском карьере. Бюллетень «Цветная металлургия», № 9, 1966.

34. Новожилов М. Г., Друкованый М. Ф. и др. Эффективность дробления горных пород при взрывании высоких уступов на Криворожских ГОКах. Труды V сессии Ученого совета по народнохозяйственному использованию взрыва. Изд-во «Илим», Фрунзе, 1965.

35. Поклонский П. С., Лебедкова А. А. Открытые горные работы в Алмалыкском рудном районе. Изд-во «ФАН» УзССР, Ташкент, 1966.

36. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. Изд-во «Недра», 1967.

37. Ржевский В. В. Технология, механизация и автоматизация процессов на карьерах. Изд-во «Недра», 1966.

38. Ройзман М. И. Анализ гранулометрического состава взорванной горной массы. Труды ЦНИГРИ, вып. 67—68, 1966.

39. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород. Изд-во «Недра», 1967.

40. Сирия А. Г., Тимофеев Б. А., Батманова А. А. Экономическая эффективность применения различных типов ВВ и их смесей на Сибайском карьере. «Горный журнал», 1967, № 3.

41. Тангаев И. А. Методы селективной разработки месторождений и пути снижения разубоживания и потерь полезных ископаемых. Сб. «Совершенствование буровзрывных работ и технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых Киргизии». КиргизИНТИ, Фрунзе, 1966.

42. Филимонов О. В., Орешков Л. Д. и др. Селективная добыча руды на Сорском комбинате. «Горный журнал», 1967, № 10.

43. Филимонов О. В., Дмитриченко В. М. Опыт работы Сорского рудника по повышению производительности труда. «Горный журнал», 1966, № 2.

44. Шилин Ю. А. Рудник «Медвежий ручей». «Горный журнал», 1968, № 1.

45. Шумсков И. Е. Организация и управление горными работами на Коунрадском руднике. Сб. «Опыт ведения горных работ открытым способом». М., Цветметинформация, 1966.

46. Юматов Б. П., Ройзман М. И. Зависимость производительности экскаваторов и локомотивосоставов от выхода крупнокусковатых фракций. «Горный журнал», 1966, № 5.

47. Юматов Б. П. Технология открытых горных работ и основные расчеты при комбинированной разработке рудных месторождений. Изд-во «Недра», 1966.

48. Юматов Б. П., Байков Б. Н. и др. Влияние методов буровзрывных работ на экскавацию горной массы на Кальмакырском карьере. УзИНТИ, Ташкент, 1967.

49. Юматов Б. П., Байков Б. Н. и др. Опыт взрывания глубоких скважин на Кальмакырском карьере. Бюллетень «Цветная металлургия», 1966, № 6.

50. Юматов Б. П., Азаркович А. Е., Ройзман М. И. Методика выбора оптимальных параметров сетки скважины на карьерах. «Изв. вузов, Горный журнал», 1967, № 4.

51. Юматов Б. П., Шитарев В. Г. Определение минимально допустимой ширины рабочих площадок в условиях карьера «Медвежий ручей». «Изв. вузов, Цветная металлургия», 1963, № 3.

52. Юматов Б. П., Белуза М. Я. и др. Экспериментальное определение качества извлекаемой руды при многорядном взрывании сложных блоков на Сорском карьере. Бюллетень «Цветная металлургия», 1967, № 9.

53. Юматов Б. П., Бунина Ж. В. и др. Техничко-экономическое обоснование рациональной высоты уступа на штокверковых месторождениях. «Изв. вузов, Геология и разведка», 1967, № 12.

54. Юматов Б. П., Шитарев В. Г., Валатка З. И. Применение щелевых экранирующих врубов для повышения устойчивости бортов карьеров. Бюллетень ЦНИИТЭИ, «Черная металлургия», № 4, 1967.

55. Юматов Б. П., Бунина Ж. В., Смирнов В. П. О целесообразности изменения высоты уступа на карьере. «Изв. вузов, Горный журнал», 1968, № 2.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Введение	3
Глава I. Краткий обзор техники и технологии открытой разработки месторождений цветных металлов	7
§ 1. Современное состояние буровзрывных и погрузочных работ	7
§ 2. Особенности технологии разработки рудных месторождений сложного геолого-морфологического строения	15
Глава II. Технология и параметры буровзрывных работ на карьерах цветной металлургии	23
§ 3. Опыт буровзрывного рыхления на карьерах	23
Сорский карьер	24
Коунрадский карьер	27
Кальмакырский карьер	30
Северо-Джезказганский рудник	37
Учалинский карьер	41
Ждаповский карьер	42
Карьер «Медвежий ручей»	44
Кургашинский карьер	47
Алтын-Топканский карьер	48
Буурдинский карьер	50
Гайские карьеры	52
Сибайский карьер	53
Карьеры Хайдарканского комбината	54
Агаракский карьер	57
Каджаранский карьер	58
§ 4. Изыскание новой эффективной технологии буровзрывных работ	60
§ 5. Опыт взрывания под предварительно раздробленным слоем	76
Глава III. Зависимость производительности погрузочно-транспортного оборудования от качества дробления горной массы	80
§ 6. Определение производительности погрузочно-транспортного оборудования	80
§ 7. Определение усилий черпания экскаватора в зависимости от величины коэффициентов разрыхления	86
§ 8. Экономическая эффективность буровзрывных работ	90
Заключение	96
Литература	98

ЮМАТОВ БОРИС ПЕТРОВИЧ,
БАПКОВ БРОНИСЛАВ НИКОЛАЕВИЧ

**Технология буровзрывных работ
на карьерах цветной металлургии**

Редактор издательства *И. Д. Мелихов*

Техн. редактор *А. Е. Матвеева*

Корректор *Т. Я. Хомутова*

Сдано в набор 30/XII 1968 г.

Подписано в печать 20/III 1969 г.

Т-03790 Формат 60×90^{1/8} Печ. л. 6,5

Уч.-изд. л. 6,78 Бумага № 2 Индекс 1-3-1

Заказ 6/3225-10 Тираж 1800 экз. Цена 34 коп.

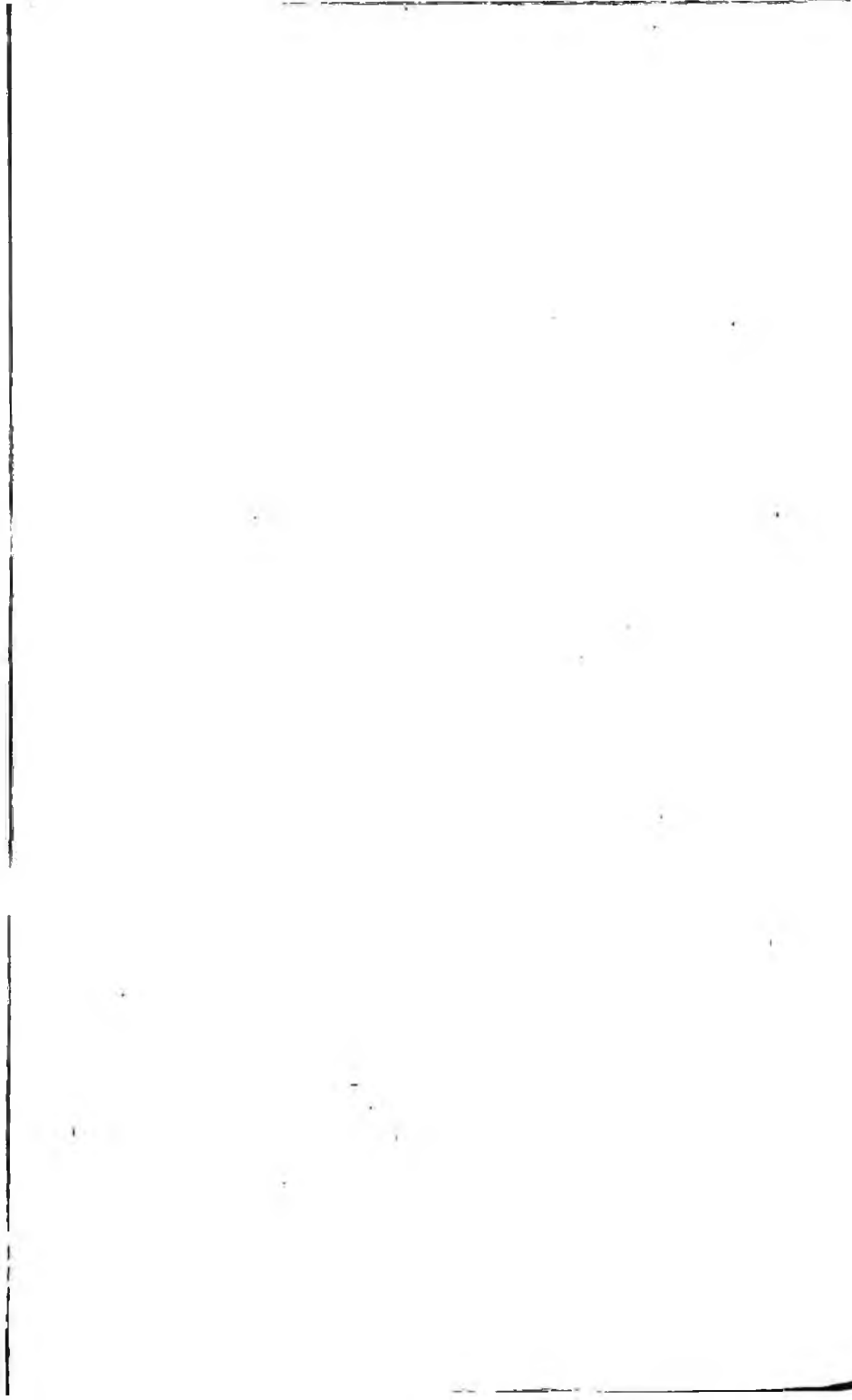
Издательство «Недра»,

Москва, К-12, Третьяковский проезд, д. 1/19.

Московская типография № 6 Главполиграфпрома

Комитета по печати при Совете Министров СССР

Москва, Ж-88, 1-я Южно-портовый пр., 17.



34 коп.

НЕДРА - 1969