Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. XL, 1959 г.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ОТБОЙКИ И ВЫПУСКА РУДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ С МАССОВЫМ ОБРУШЕНИЕМ

П. И. Городецкий

Контрольными цифрами развития народного хозяйства СССР на 1959—1965 гг. предусматривается дальнейшее увеличение добычи различных руд.

Достаточно сказать, что к 1965 г. объем производства по руде в различных отраслях горнорудной промышленности по сравнению с 1958 г. возрастет от 2 до 3 раз. Большая доля этого прироста будет достигнута (преимущественно на новых месторождениях) за счет открытой разработки, но удельный вес подземных работ остается высоким — порядка 40—50%.

Основную роль в добыче рудного сырья играют месторождения выше средней и большой мощности, причем значение их в дальнейшем еще более повысится.

Как известно, на практике приходится встречаться с весьма различными условиями залегания и свойствами руды и вмещающих пород, причем иногда разработка осложняется специфическими условиями (опасностью подземных пожаров, высокой обводненностью, газовыделением и др.). Это влияет на систему разработки и технологию горных работ.

В настоящее время для горнорудного дела характерно как в СССР, так и за границей все большее вовлечение в промышленное использование бедных руд, особенно цветных и редких металлов, что оказалось возможным, в первую очередь, благодаря успехам механизации. Дальнейший прогресс в этом направлении, а также крупные масштабы производства и удешевление энергии, несомненно приведут к еще более широкому использованию руд с низким содержанием полезных компонентов.

Повышение рентабельности разработки зависит от снижения себестоимости руды и получаемой из нее продукции, что, в свою очередь, связано с производительностью труда. Сравнительно малая ценность руды или низкое содержание полезных компонентов, выявление больших запасов, необходимость высокой производительности труда и наличие процесса обогащения (как промежуточного звена между добычей руды и ее переработкой) приводят к несколько иному, по сравнению с предшествующим историческим периодом, подходу к вопросам потерь руды при разработке и снижения ее качества (разубоживания), тем более, что

за счет некоторого увеличения примеси породы нередко можно достигнуть повышения коэффициента извлечения запасов руды.

Изменилось теперь и отношение к вопросам, связанным с проявлениями горного давления. При разработке месторождений раньше стремились противодействовать обрушению пород в выработанном пространстве за счет применения крепи, закладки породой или оставления поддерживающих целиков руды. Современное же направление характеризуется преимущественным распространением систем разработки, основанных на управлении давлением горных пород посредством их регулируемого обрушения. Обрушение пород и технология, основанная на механизации производственных процессов очистных работ, определили постепенное формирование новых систем разработки [1, 6, 19, 20]. Этот процесс, заметно ускорившийся за последние 15—20 лет на базе общего ускорения развития техники, привел, в частности, к внедрению современных высокопроизводительных систем разработки мощных рудных месторождений с массовым обрушением руды во всех странах с развитой горнорудной промышленностью. В Советском Союзе особенно быстрые темпы освоения таких систем разработки наблюдаются в последние 10—15 лет. Это, хотя и не исключило в связи с разнообразием горногеологических условий, но значительно сократило применение систем разработки с поддержанием вмещающих пород, в том числе с открытым выработанным пространством или с закладкой.

Благодаря труду производственников и при активном участии научных работников и проектировщиков был создан и внедрен ряд новых прогрессивных систем, которые продолжают развиваться и совершенствоваться, причем наряду с многими производственными предприятиями, научными и проектирующими организациями, некоторый вклад в развитие этих систем разработки внес и Ленинградский горный институт.

В настоящее время в Советском Союзе системы разработки с массовым обрушением (этажного или блокового принудительного обрушения и с самообрушением руды) дают до 20% руд цветных и редких металлов, добываемых подземным способом, почти всю добычу апатитовой руды, около 30% железных руд в Криворожском бассейне (включая подэтажное обрушение с отбойкой руды глубокими взрывными скважинами).

Из систем с открытым выработанным пространством камерная разработка с подэтажной (или этажной) отбойкой занимает в настоящее время в железорудной промышленности 20—25% подземной добычи руд и на рудниках цветных металлов 5—7%, а камерно-столбовая система распространена в основном на рудниках цветных металлов, причем при этой системе добывается около 15% общего тоннажа этих руд.

Разработка с закладкой на отечественных рудниках имеет небольшое распространение, за исключением разработки жильных месторождений. В железорудной промышленности она почти вовсе не применяется, а на рудниках цветных металлов добыча системами с закладкой составляет примерно 6—7%. Остальная руда добывается другими системами, в основном подэтажным обрушением, с магазинированием руды и слоевым обрушением.

Совершенствование систем разработки на наших рудниках и улучшение техники производства обеспечили за последние годы значительное повышение производственных показателей, в том числе производительности труда. Так, на крупных рудниках Криворожского бассейна производительность на рабочего по горному участку достигает 20—25 *т/смена*, а на трудящегося составляет 8—12 *т/смена*. На апатитовом руднике им. С. М. Кирова она равна соответственно 35 и 15 *т/смена*. На руднике

Молибден Тырны-Аузского комбината достигнута производительность подземного рабочего 9 *т/смена* и по руднику около 7 *т/смена*. Приведенные примеры относятся к числу предприятий, где применяются системы с массовым обрушением руды и где эти системы непрерывно совершенствуются.

Эти цифры, особенно показатели производительности труда рабочего по очистной выемке, находятся на том же уровне, что и на хорошо технически организованных крупных зарубежных рудниках, применяющих эффективные системы разработки. В то же время на многих наших рудных предприятиях, особенно по добыче руд цветных металлов, производительность труда ниже, что обусловлено в основном системами разработки и организацией отдельных производственных процессов и по руднику в целом, но существенно зависит также от естественных условий разработки месторождения. Так, например, на уральских медных рудниках применению высокопроизводительных систем до последнего времени мешала склонность руды к самовозгоранию и связанная с этим опасность подземных пожаров. Для ряда рудников с высокой крепостью руды или резко выраженной трещиноватостью характерна низкая производительность бурения или плохое дробление руды при взрывании, что приводит к ухудшению производственных показателей.

Однако неблагоприятные естественные условия в известной мере преодолимы. Это наглядно подтверждается примером тех же уральских медных рудников, где освоение профилактического заиливания резко снизило опасность подземных пожаров и позволило перейти на более эффективные системы разработки [9, 17].

Наряду с совершенствованием техники производства и организации работ на горном предприятии в целом, повышение эффективности системы разработки представляет собой мощное средство улучшения технико-экономических показателей. Однако, как видно из приведенных выше данных, удельный вес высокопроизводительных систем еще сравнительно низок. Поэтому задача совершенствования применяемых и внедрения новых систем разработки в горнорудной промышленности была и остается одной из важнейших. На пути ее решения, как показывает практика, возникает ряд препятствий и трудностей, связанных, в частности, с физико-механическими свойствами руды и пород, недостаточной эффективностью применяемых машин и взрывчатых веществ (особенно при разработке крепких руд), неблагоприятными условиями залегания месторождений. Преодоление этих помех следует считать одной из очередных задач, которые выдвигает перед наукой и техникой практика горнорудного дела.

Ставя целью данной статьи рассмотрение в основном вопросов, связанных с технологией добычи руды при подземной разработке мощных рудных месторождений с массовым обрушением, надлежит выделить поразному сочетающиеся в различных системах, но всегда три звена, от которых в основном зависит успех системы разработки: 1) отбойка руды, выпуск ее и доставка до откаточных выработок; 2) выбор конструктивных элементов системы с учетом технологии горных работ; 3) управление давлением и обрушением горных пород. Содержание данной статьи ограничивается в основном первым вопросом.

ОТБОЙКА РУДЫ И ЕЕ ВЛИЯНИЕ НА СИСТЕМУ РАЗРАБОТКИ

Известно, что из четырех основных способов отбойки руды — шпурового, взрывными скважинами, минными зарядами и самообрушением — при разработке мощных рудных месторождений чаще приме-

няются три последние, причем более широкое распространение получает второй. При отбойке взрывными скважинами, в отличие от шпуровой отбойки, обеспечивается большой рост производительности труда и интенсивности работ. При отбойке минными зарядами, в отличие от взрывных скважин, менее благоприятны санитарно-гигиенические условия для работающих, меньше равномерность дробления руды при взрывании и больше трудоемкость работ по проходке минных выработок и забойке

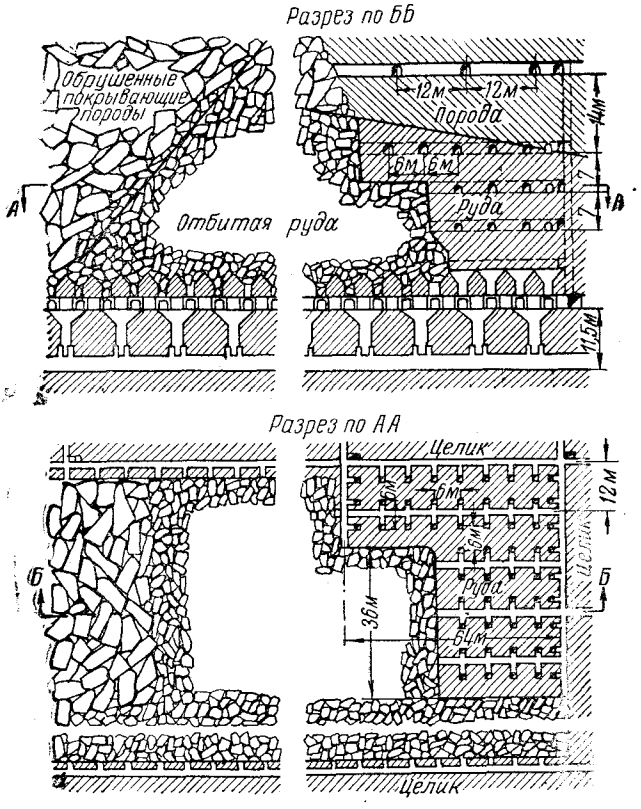


Рис. 1. Система разработки с минной отбойкой руды при непрерывном подвигании фронта (апатитовый рудник им. С. М. Кирова). Прежний вариант системы

минных зарядов. Тем не менее третий способ еще значительно распространен. Одной из основных причин этого следует считать недостаточную производительность бурильных машин, которыми пока располагает горная промышленность.

Минная отбойка руды в практике горнорудного дела известна давно. Одним из первых примеров ее освоения был рудник Аляска Джуно, где она применялась при разработке мощного рудного тела большими камерами с магазинированием руды. В Советском Союзе минная отбойка (при камерной разработке с магазинированием) применялась, начиная с 1932—1933 гг., для добычи породы как закладочного материала на Лениногорском руднике. В новых условиях минная отбойка руды широко используется на апатитовом руднике им. С. М. Кирова [10, 19], где в 1936—1938 гг. она испытывалась, была освоена и названа системой сплошного магазинирования (рис. 1). Она представляет по современной терминологии панельный вариант системы этажного принудитель-

ного обрушения, характеризующейся сплошной одностадийной выемкой длинных панелей с непрерывным подвиганием фронта без разделения на блоки и без компенсационных камер. В послевоенные годы минная отбойка применялась также на рудниках Салаирского, Лениногорского, Тырны-Аузского комбинатов и на некоторых рудниках Кривого Рога [4, 10, 20]. На последних трех объектах она сохранилась и сейчас (в первом случае при блоковом принудительном обрушении, а в двух других при разработке открытыми камерами, камерами с магазинированием руды и для взрывания целиков).

Как отмечалось, недостатками минной отбойки являются трудоемкость проходки выработок (обычно узких) и забойки минных зарядов. С целью снижения влияния этих недостатков в Кривом Роге был предложен и практически осуществлен, а затем частично перенесен и в другие районы способ взрывания минных зарядов без заполнения выработок породой — с возведением лишь перемычек или даже без них. Такой способ дает экономию рабочей силы и времени, но повышает удельный расход взрывчатых веществ и обычно приводит, вследствие воздушной волны при взрыве, к значительным разрушениям в выработках рудника. Поэтому вовсе отказываться от забойки минных зарядов нецелесообразно.

Интересен опыт совершенствования системы разработки на апатитовом руднике им. С. М. Кирова, где (с целью снижения трудоемкости работ) в последние годы была увеличена высота подэтажа с 6—7 до 9—12 *м* и расстояний между минными зарядами в плане с 6—7 до 8—10 *м* (рис. 2). При этом заряды обычно располагаются в минных карманах (заходках) или реже в минном штреке. В результате расход взрывчатого вещества (ВВ) на 1 *т* руды вырос, но дробление руды практически не ухудшилось, производительность труда по системе в целом повысилась, а себестоимость руды снизилась [10, 19, 24]. Это может служить примером умелого использования благоприятных свойств отличающейся хорошей дробимостью руды, представленной сочетанием довольно крепкого и вязкого нефелина с хрупким зернистым апатитом.

Четвертый способ отбойки руды — управляемое самообрушение — обеспечивает высокую экономичность. Но его применение ограничено месторождениями, где свойства руды благоприятны для получения удовлетворительной кусковатости. При этом темпы очистных работ в известной мере зависят от хода процесса самообрушения, тогда как при принудительном разрушении руды (взрывании) интенсивность очистных работ лучше поддается регулированию.

На использовании принципа управляемого самообрушения руды основана известная и высокопроизводительная система этажного или блокового обрушения. Она нашла широкое применение на многих рудниках США, Канады и других стран и на ряде отечественных рудников, в том числе на Текелийском, Каджаранском, Никитовском и особенно в Кривом Роге (рис. 3) [4, 19, 20, 23].

Не исключая применения (когда это целесообразно по естественным условиям и оправдывается с технической и экономической точек зрения) других способов отбойки, следует все же считать перспективной и заслуживающей наибольшего внимания отбойку руды взрывными скважинами. Она заслуженно получила широкое признание в Советском Союзе и за границей, хотя исторические пути и современное направление развития различаются между собой.

В отечественной практике одним из первых практически значимых шагов в этом направлении было внедрение так называемого штангового бурения взрывных скважин. Начало его применения совпадает

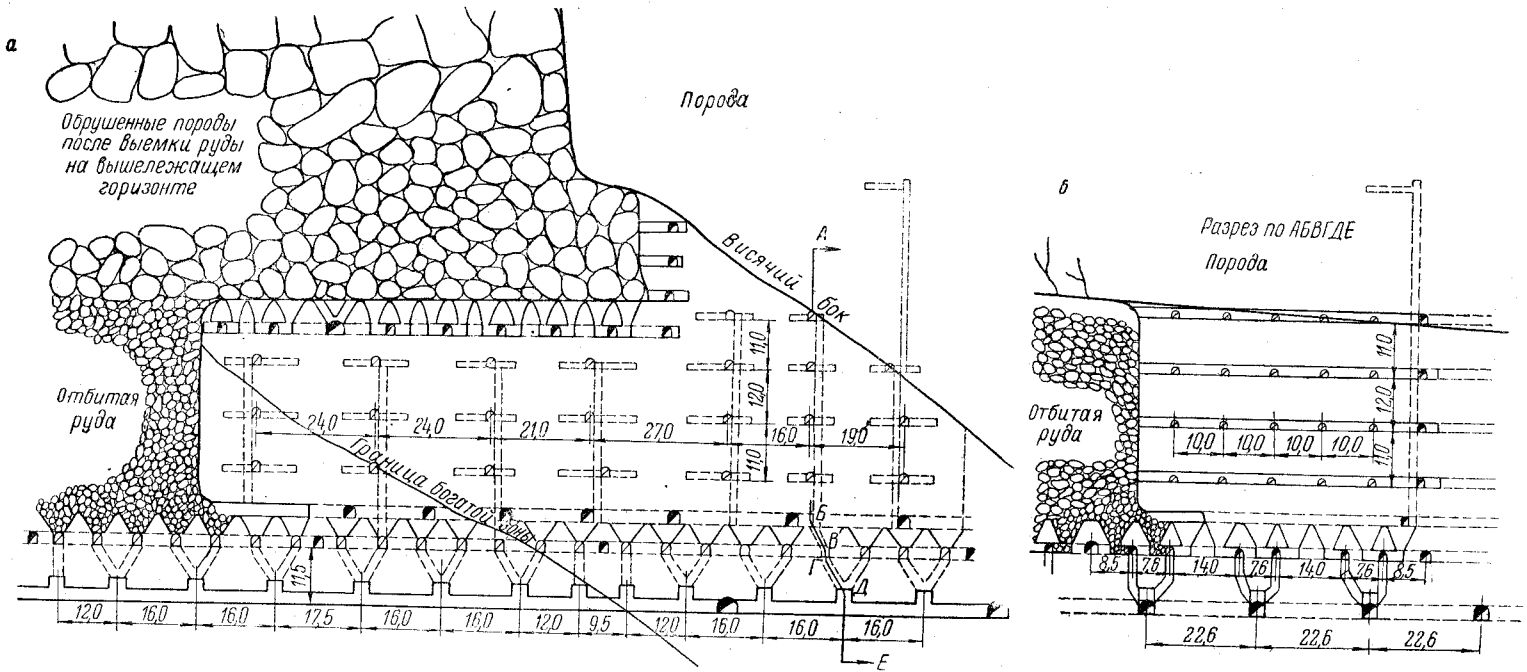


Рис. 2. Система разработки с минной отбойкой руды при непрерывном подвигании фронта (апатитовый рудник им. С. М. Кирова). Новый вариант системы:

а — разрез вкрест простирания; *б* — разрез по простиранию

с разработкой технологии и освоением в практике горного дела буров, армированных твердым сплавом, которые за короткий период 1934—1936 гг. получили широкое распространение. Следует заметить, что в этом отношении советская техника опередила зарубежную практику почти на 10 лет.

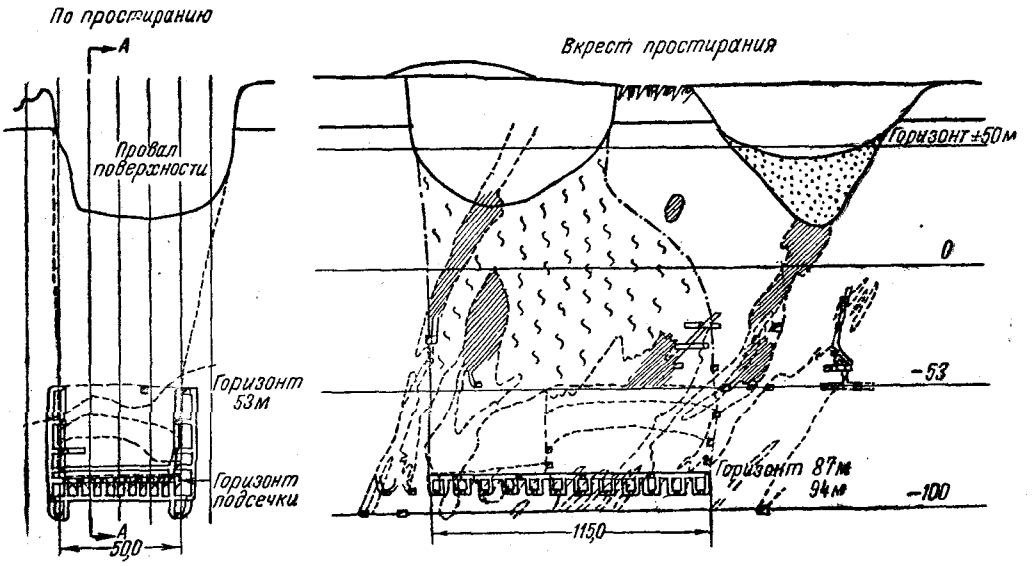


Рис. 3. Криворожский вариант системы этажного (блокового) самообрушения (на примере одного из блоков шахты «Гигант»)

Применение штангового бурения привело к созданию нескольких принципиально новых и более эффективных, по сравнению с прежними, вариантов системы подэтажного обрушения и позволило существенно улучшить систему разработки открытыми камерами с подэтажной отбойкой.

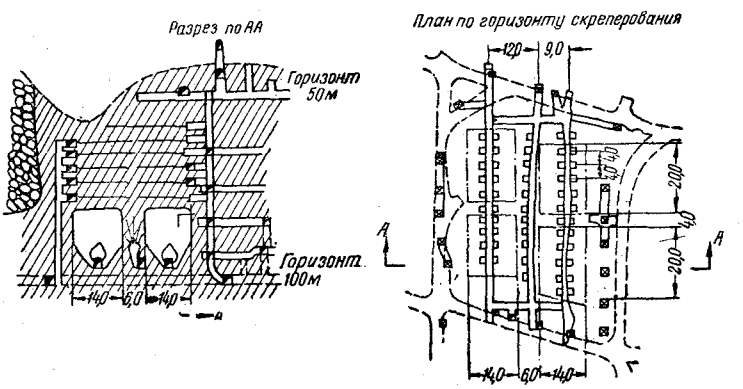


Рис. 4. Система этажного принудительного обрушения руды (на примере шахты «Гигант» в Кривом Роге)

Следующим шагом было внедрение глубоких взрывных скважин вращательного бурения коронками, армированными твердым сплавом, вначале в Кривом Роге, а затем и на ряде рудников других районов СССР. На этой базе сформировалась система разработки блокового принудительного обрушения в так называемом Криворожском варианте (рис. 4), особенностями которого являются горизонтальные веерообразно

Примеры показателей буровзрывных работ при системах разработки

Рудник	Год	Условия залегания, система разработки	Порода	Диаметр скважины, *мм*	Глубина скважины, *м*	Расположение скважины
Дзержинское рудоуправление, Кривой Рог, шахта „Гигант"	1951—1958	Мощная крутопадающая залежь (до 100 *м*), этажное самообрушение	Руда, вмещающие породы средней крепости	—	—	—
То же	1951—1958	Подэтажное обрушение	То же	65—70	5—7	Параллельное, вверх
Ингулецкий, Кривой Рог	1951—1952	Мощная залежь (15—30 *м*), угол падения 65—80° подэтажное обрушение (закрытый веер)	Слабая руда, вмещающие породы средней крепости	65—70	4—6	Вверх
Им. С. М. Кирова, Кривой Рог	1952	Мощность 20—35 *м*, угол падения 35—50°, подэтажное обрушение с глубокими скважинами	Средней крепости руда	85	—	На подсечку вверх, в потолочине горизонтальное, веерное
Дзержинское рудоуправление, Кривой Рог	1950—1954	Этажное принудительное обрушение	—	70—80	—	Горизонтальное, веерное
(Средние данные) Сокольный и Быструшинский, Лениногорский комбинат	1952—1954	Пологопадающие неправильной формы линзы, блоковое принудительное обрушение с вертикальными компенсационными камерами	Микрокварциты крепкие	110	до 30	Вертикальное параллельное по сетке 4,0×3,5 *м*
То же	1956	То же	То же	110—150	20—25	Горизонтальное и восстанием, частично веерное
Маслянский, Зыряновский комбинат	1954—1955	Мощная крутопадающая залежь сложного строения, блоковое принудительное обрушение с вертикальными компенсационными камерами	Полиметаллическая руда, f=15—16	110—127 и 60—70	20—30 и 8—12	Вертикальное вниз и веерное
Высокогорский	—	Крутопадающая мощная залежь, камерами с этажной отбойкой и последующим обрушением целиков	Магнетит, f=8—9; сиениты, f=12—14	130	до 40	Вертикальное и параллельное по сетке 4,0×3,5 *м* и 4,0×3,0 *м*
Им. С. М. Кирова, Комбинат Апатит	1948—1954	Наклоннопадающая залежь, этажное принудительное обрушение с минной отбойкой	Апатито-нефелиновая руда, f=7—8	—	—	Минные заряды по сетке 6×6 *м*, или 6×8 *м*, высота подэтажа 6×7 *м*

ссовой отбойкой руды

Размеры блока или камеры, целика, *м*	Выход руды на 1 *пог. м* или вес заряда, *т*	Расход ВВ на взрывание, *кг/т*		Крупность руды, *мм*	Производительность труда, *т/смена*			Примечание
		первичное	вторичное		по отбойке	по выпуску	на забойного рабочего	
50×115, высота 60	—	0,04	0,14	—	200	100	60	—
Высота 10—14	—	0,25	—	—	80—90	—	40—45	Штанговое бурение
60×20, высота 14	—	0,20—0,25	—	—	80—90	—	40—45	То же
30×17, высота 25	24	0,15—0,20	—	—	90—100	—	40—45	Штанговое и вращательное бурение
25×40, 30×50	22—30	0,15—0,25	—	—	80—120	—	45—60	Вращательное бурение
1500—3000 $м^2$, высота 15—35	—	0,45—0,50	0,20—0,40	—	15—20	—	9—12	Дробовое бурение
—	25	0,50—0,55	0,20—0,25	—	35—40	—	20—25 (8 $м^3/см$)	Шарошечное бурение с погружными перфораторами
Камеры и целики шириной по 10	17—25 и 6—7	В камерах 0,4, в целиках 0,35	0,20—0,22	Выход негабарита высокий	28,0 (камера) 33,4 (целик)	—	7,6 (камера) 12,8 (целик)	Дробовое бурение и штанговое перфораторное
Камеры 20, целики 10	До 60—70	0,20—0,30	—	Кондиционный кусок 600	100—1 10	70—75	15—20	Вращательное бурение
Сплошная отбойка, ширина секций 12—14 (площадь секции до 600—700 $м^2$)	Вес одного заряда 0,4—0,6	0,30—0,35	0,12—0,20	Кондиционный кусок 400, выход негабарита значительный	—	130—180	30—35	—

Рудник	Год	Условия залегания, система разработки	Порода	Диаметр скважины, *мм*	Глубина скважины, *м*	Расположение скважины
То же	1956—1957	То же	То же	—	—	Сетка мин зарядов уве чена до 10×12 *м*; в сота подэта 9—12 *м*
Им. М. В. Фрунзе, Кривой Рог	1953—1955	Крутопадающие залежи камерами с минной отбойкой	Крепкая мартитовая руда, f=12—14	—	—	Высота слоя 8—10 *м*
Молибден, Тырны-Аузский комбинат	—	Мощная крутопадающая залежь (от 10 до 100 *м*), камерами с минной отбойкой и обрушением целиков	Очень крепкие скарны, f=16—18; роговики f=12—14	—	—	Высота с 6—9 *м*, ин да до 12 расстоян между за дами ра личное
Коробковский, КМАруда	—	Мощная залежь, открытыми камерами	Железистые кварциты, f=16—18	100	до 50	Вертикал ное и го зонтальн
Дегтярский	1956	Мощная крутопадающая линза, камерами с массовым обрушением целиков	Серный колчедан с небольшим содержанием меди, f=6—8; руда очень трещиноватая	100—125	—	Вертикал ное
Кирунавара, Швеция	—	Массивное рудное тело, подэтажное обрушение	Крепкий магнетит	35—40	7—8	Веерное
Мальмбергет, Швеция	—	Массивное рудное тело, магазинированием руды и массовым выпуском	Весьма крепкая магнетитовая руда	—	до 30	Веерное
Коппер-Маунтен, Канада	1950	Крутопадающие рудные тела разной мощности	Крепкая сульфидная руда	38	—	—
Норанда, Канада	—	Мощная крутопадающая залежь, камерами с отбойкой руды глубокими скважинами	Крепкие сульфиды и риолиты	30—35	13—20	Веерное бу ние из по этажных о тов. Высот подэтажа 18 *м*
Клаймакс, США	—	Массивное рудное тело, блоковое (этажное) самообрушение	Крепкие, но разбитые многочисленными трещинами гранит, кремнистые сланцы, порфиргранит	—	—	—
Майами, США	—	То же	Ниже средней крепости порфировая медная руда с интенсивной трещиноватостью	—	—	—

Размеры блока или камеры, целика, *м*	Выход руды на 1 *пог. м* или вес заряда, *т*	Расход ВВ на взрывание, *кг/т*		Крупность руды, *мм*	Производительность труда, *т/смена*			Примечание
		первичное	вторичное		по отбойке	по выпуску	на забойного рабочего	
То же	Вес одного заряда 1,3—1,5	0,45—0,50	0,15—0,20	То же	—	150—220	35—40	—
Высота этажа 70; ширина камер различная (до 30)	—	0,6—1,0	0,4—0,15	—	60—100	—	35—45	—
—	Вес одного заряда от 0,5 до 10	0,6—0,7	0,9—1,0	Кондиционный кусок 700, выход негабарита 15—20%	—	—	30—35 (10—11 *м³/см*)	—
Камеры 20, целики 15	—	—	—	Кондиционный кусок 400	—	—	—	Бурение станками с погружными перфораторами
Камеры и целики по 10—12	8—14 *м³*	0,12—0,15 (0,5—0,6 *кг/м³*)	0,03—0,04 (0,13 *кг/м³*)	Руда мелкая	40—50 (11—12 *м³/см*)	160—200 (45—50 *м³/см*)	—	Бурение станками с погружными перфораторами
Подэтажное обрушение при высоте подэтажа 7—8	—	—	—	—	—	—	—	Штанговое перфораторное бурение
Размеры камер и блоков различные	15—20	0,04—0,05	—	—	140—180	70—300	—	Алмазное бурение
—	8—10	0,10—0,15	0,10—0,20	—	—	200	20	То же
Ширина камер 13—30, длина 90—105, высота 50—90, целики 12	12	0,10—0,23	0,10—0,12	—	65—135	—	—	Алмазное бурение
Блоки 60×90; высота до 100	—	—	0,11	Кондиционный кусок 70, выход негабарита значительный	—	350	—	Выпуск с применением мощных скреперных лебедок
Блоки 45×45, высота до 90	—	—	Очень мало	Кондиционный кусок 250, негабарита мало	—	400—450	—	Камеры грохочения

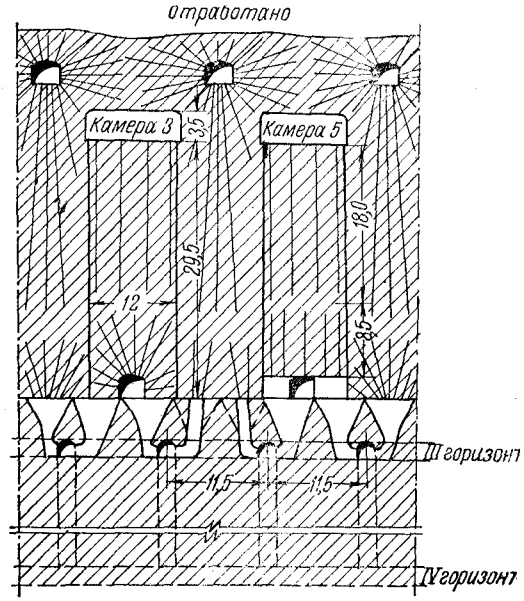


Рис. 5. Вариант системы этажного (блокового) принудительного обрушения с вертикальными компенсационными камерами (на примере Зыряновского комбината)

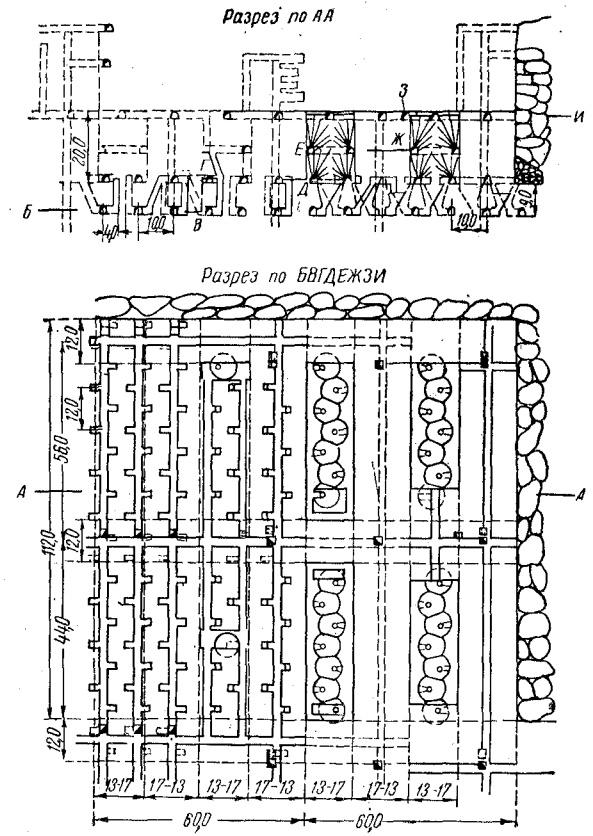


Рис. 6. Система блокового принудительного обрушения с веерным расположением скважины в камерах (на примере рудника 7/9 в Норильске)

расположенные взрывные скважины и подсечные (компенсационные) камеры в нижней части блока [4, 10, 19, 20].

Поскольку твердые сплавы не могли обеспечить достаточно высокой скорости вращательного бурения в крепких рудах, простое перенесение опыта Криворожского бассейна (где отбойка глубокими взрывными скважинами была освоена только в рудах средней крепости) на месторождения с крепкими рудами было невозможно. Поэтому на ряде других рудников (Лениногорского, Текелийского, Кузнецкого, Джезказганского, Норильского комбинатов, Высокогорского, Дегтярского рудоуправлений и др.) велись поиски других способов бурения. Большая совместная работа производственников, работников научно-исследовательских институтов и некоторых вузов была проведена по испытанию и опытному применению в широком масштабе дробового, канатно-ударного, шарошечного бурения, штангового перфораторного и ударно-вращательного (в последнее время также ударно-поворотного) с погружными перфораторами. Из них остаются перспективными: шарошечное бурение погружными перфораторами и штанговое бурение тяжелыми колонковыми машинами. Практические сведения о способах бурения и показателях буровзрывных работ по ряду рудников приведены в табл. 1.

Несомненным положительным результатом большой работы по изысканию эффективных способов бурения взрывных скважин, прежде всего, явились существенные изменения в системах разработки. На ряде рудников (Лениногорского, Салаирского, Зыряновского, Норильского комбинатов и др.) был освоен новый вид системы принудительного блокового или этажного обрушения с вертикальными компенсационными камерами (рис. 5 и 6) и применением (в зависимости от способа бурения) вертикальных, веерно расположенных или горизонтальных скважин [10, 19, 23]. На ряде рудников нашли также распространение системы разработки открытыми камерами с отбойкой руды вертикальными скважинами на всю высоту камеры (Высокогорский рудник) и с магазинированием и отбойкой руды горизонтальными скважинами. В последнее время, в частности в Кривом Роге, усиливается интерес к одностадийной отбойке руды по примеру апатитовых рудников, но с отбойкой скважинами.

В практике передовых в отношении техники горнорудного дела зарубежных стран (США, Канада, Швеция и др.) на подземных рудниках также довольно широко распространена отбойка руды глубокими взрывными скважинами. При этом до 1946—1947 гг. почти исключительно применялось алмазное (вращательное) бурение, а затем, когда в США и Канаде начали внедрять буры, армированные пластинками твердого сплава, стали переходить на штанговое перфораторное бурение.

Для алмазного и штангового перфораторного бурения характерно резкое снижение экономичности с увеличением диаметра скважин, поэтому при этих способах на практике (как у нас, так и за границей) диаметр скважин обычно небольшой. Для шарошечного бурения и бурения с погружными перфораторами по конструктивным условиям необходимы скважины значительного диаметра, хотя и в этих случаях, конечно, снижение последнего повышает производительность бурения.

ДИАМЕТР СКВАЖИН И СПОСОБЫ БУРЕНИЯ

Вопросы диаметра скважин и особенно способов бурения в последние годы законно привлекают большое внимание и им уделяется значительное место в горнотехнической литературе [2, 8, 11, 15, 16, 18, 19]. Тем не менее они остаются еще дискуссионными.

На ряде наших рудников, преимущественно цветных металлов, в течение ряда лет несколько увлекались большими диаметрами взрывных скважин. Отчасти это объяснялось ограниченностью буровой техники, конструктивными свойствами применявшегося бурового инструмента, стремлением повысить выход руды на 1 *пог. м* скважины и тем компенсировать низкую производительность бурильных машин в крепких рудах. Имела значение здесь и недостаточная мощность ВВ, из которых в основном у нас применялись аммониты невысокой бризантности. Отчасти имело место излишнее увлечение высоким выходом руды на 1 *пог. м* скважины без достаточного учета результатов взрыва и их влияния на последующие производственные процессы. При хорошей дробимости руды при помощи взрывных работ значительные диаметры скважин, конечно, могут быть целесообразны, но их широкое применение без учета свойств взрываемой среды и выгодного в ней распределения ВВ может приводить к отрицательным последствиям. Главными из них являются: неравномерность дробления руды, что создает большие затруднения при ее выпуске и практически сводит на нет достигнутые при отбойке высокие показатели выхода руды на 1 *пог. м* скважины; вредное влияние тяжелых зарядов на прилегающие массивы руды и горные выработки (особенно на междукамерные или междублоковые целики и иногда на днище блока). В настоящее время эти отрицательные явления достаточно известны и большинство специалистов признает целесообразным, ограничивая диаметр взрывных скважин и сгущая их сетку, стремиться к более равномерному распределению ВВ.

В связи с этим возникает вопрос: на какие же диаметры скважин, а следовательно, и способы бурения надлежит ориентироваться в дальнейшем? Поскольку цель заключается в отбойке руды, ответ на данный вопрос в первую очередь должен быть поставлен в зависимость от свойств среды, способности руды дробиться взрывом и от тех условий, при которых достигаются удовлетворительные результаты по степени и равномерности дробления.

Физическая сторона разрушения твердых горных пород взрывом, к сожалению, была долгое время плохо изучена и только сравнительно недавно этот вопрос стал привлекать серьезное внимание ряда научно-исследовательских институтов и вузов, в том числе ведутся работы и в Ленинградском горном институте [22]. На пути разрешения этого вопроса сделано уже много полезного. Однако физически обоснованная методика расчета зарядов еще не оформилась и до сего времени широко распространены так называемые объемные эмпирические формулы расчета зарядов, в основе которых лежит представление о пропорциональности между весом заряда и объемом разрушаемой среды, или формулы, в которых вес заряда ставится в зависимость от объема и поверхности «воронки взрыва». И в том и в другом случаях основой представления является предположение, что разрушение среды производится давлением газов, образующихся в зарядной камере. В действительности явление это сложнее.

Действие взрыва в твердой среде при применении ВВ дробящего действия (которыми в настоящее время пользуются при подземной разработке) осуществляется как за счет давления газов, так и динамического воздействия проходящей через взрываемую среду ударной волны. При этом исследованиями установлено, что роль в процессе разрушения этих двух факторов зависит от интенсивности ударной волны (следовательно, от величины заряда и свойств ВВ), крепости, трещиноватости и других свойств горной породы. Так, например, интенсивность

ударной волны, с одной стороны, зависит от скорости детонации ВВ и отношения между расстоянием данной точки от заряда и радиусом последнего. С другой стороны, роль ударной волны в разрушении среды зависит от акустической жесткости (произведения плотности на скорость распространения волны) и прочности среды. Чем крепче породы или чем большим модулем упругости они обладают, тем большую роль в их разрушении играет ударная волна, по сравнению с давлением газов на стенки зарядной камеры. Дойдя до обнаженной поверхности, волна отражается, сжатие переходит в растяжение и происходит разрушение, которое может распространиться на всю толщу или ограничиться явлением откола. Если же при большом расстоянии от очага взрыва волна доходит ослабленной, она может не вызвать разрушения. При взрывании нескольких зарядов распространяющиеся ударные волны сложно взаимодействуют, причем проявление этого взаимодействия зависит от степени сближения зарядов и их величин.

В трещиноватых породах ударные волны, многократно отражаясь от поверхностей трещин, быстрее затухают, т. е. зона дробления здесь более ограничена. Масса породы при большом расстоянии между зарядами (выраженном, например, в их радиусах) испытывает не столько дробление, сколько сотрясение, в результате которого порода (руда) разваливается по трещинам с большим выходом негабарита.

Следовательно, для крепких руд расстояние между зарядами и линия наименьшего сопротивления должны быть поставлены в зависимость от радиуса эффективного действия упругих волн, т. е. не всегда правильно мнение о том, что для получения одинакового результата дробления крепкой руды при разрежении сетки скважин достаточно увеличить пропорционально взрываемому объему величину зарядов. Правильный выбор диаметра скважин особенно важен при отбойке руды в камерах, так как практика показывает, что тяжелые заряды преждевременно нарушают целики руды, затрудняя их разбуривание. Одним из средств снижения вредного сотрясательного действия взрывов является также применение короткозамедленного взрывания.

Снижение диаметра скважин повышает скорость бурения, но вместе с тем, конечно, увеличивает метраж бурения, что в ряде случаев (особенно при параллельном расположении скважин) может, в свою очередь, повлиять на увеличение объема горных выработок. Однако главное значение имеют результаты дробления руды при отбойке, поэтому достижению этой цели и следует подчинять выбор диаметра, расположения скважин и порядка их взрывания.

Оптимальные условия должны, конечно, в каждом отдельном случае проверяться практикой, устанавливаться на основании опытов и анализа получаемых результатов. При этом решающими показателями следует считать не производительность труда или расход ВВ на отбойку руды (хотя, конечно, эти показатели также важны и должны учитываться), а производительность и условия труда в целом по системе разработки, включая выпуск или погрузку и доставку руды. Если подойти с этой точки зрения, то можно сделать несколько выводов, имеющих общее значение, хотя в каждом частном случае они, несомненно, должны уточняться опытом.

Следует признать более правильным для крепких трудно взрываемых руд применение скважин ограниченного диаметра с целью более равномерного распределения ВВ в массе руды и лучшего дробления за счет взаимодействия ударных волн и сближения зон дробления.

Принимая во внимание сказанное, а также учитывая скорость бурения, из известных способов наиболее пригодными в настоящее время

в крепких рудах следует считать перфораторное штанговое бурение и бурение погружными перфораторами. Из вращательных способов бурения — дробовое и коронками с твердым сплавом дают в крепких породах низкую производительность. Шарошечное бурение по сравнению с ними лучше, но его особенностями является сложность создания достаточно прочного и выносливого шарошечного долота для скважин малого диаметра, а также высокая стоимость и быстрый износ в абразивной среде бурового инструмента. Заметим, что вполне удовлетворительные скорости шарошечного бурения в породах высокой крепости пока еще не достигнуты. Этот вид бурения более перспективен в породах средней крепости, а в крепких уступает по производительности известным в настоящее время бурильным машинам с погружными перфораторами. Тем не менее и к последним, несмотря на достигнутый за последние годы значительный прогресс, необходимо предъявлять требование о дальнейшем повышении производительности и эффективности работы, что подтверждается хотя бы тем, что в ряде случаев при разработке крепких и даже средней крепости руд минная отбойка пока еще конкурирует с отбойкой скважинами. Примерами могут быть: рудники комбината Апатит (руды средней и выше средней крепости), рудник Молибден Тырны-Аузского комбината (очень крепкие скарновые руды), некоторые рудники Криворожского бассейна (крепкие руды северной группы рудников) и частично Сокольный рудник Лениногорского комбината (очень крепкие руды).

Нет сомнения, что за счет конструктивного совершенствования бурильных агрегатов с погружными перфораторами достижение достаточно высоких скоростей бурения вполне реально. Это оправдает увеличение метража бурения за счет сгущения сетки скважин и минная отбойка постепенно будет вытеснена. При применении погружных перфораторов в настоящее время диаметры скважин колеблются в пределах 100—150 *мм*, чаще 110—120 *мм*.

Разработка конструкций и практическое освоение бурильных машин с погружными перфораторами представляет собой оригинальное и большое достижение советской техники, но их нужно улучшать. Основными задачами дальнейшего совершенствования должны быть: повышение скорости бурения и доведение минимального диаметра скважин до 80—100 *мм*. Из разных конструкций этих машин перспективными представляются ударно-поворотные, где при меньшем весе могут быть обеспечены та же мощность, более высокая скорость и, вероятно, меньший износ инструмента.

Для бурения скважин меньшего диаметра в крепких рудах целесообразно применять штанговое перфораторное или алмазное бурение. С целью повышения скорости и эффективной глубины штангового бурения должны быть сконструированы и серийно выпускаться (с комплектом инструмента) тяжелые колонковые перфораторы, специально приспособленные для скважин глубиной до 20 *м* и диаметром 50—80 *мм*. При этом должно быть предусмотрено максимальное снижение затрат труда и времени на вспомогательные операции.

Перспективным и безусловно обеспечивающим высокие скорости бурения, конечно, является также алмазное. Его применению у нас мешало отсутствие отечественных алмазов, но в ближайшие годы положение, очевидно, изменится и можно полагать, что для весьма крепких руд этот вид бурения получит практическое использование. Следует учесть, что при алмазном бурении и с точки зрения скорости и расхода алмазов выгодно применять малые диаметры скважин, что подтверждается большим иностранным опытом. За границей наиболее распро-

странены взрывные скважины алмазного бурения диаметром 30—38 *мм*.

К выбору ВВ для таких скважин нужно подходить иначе, чем для скважин большого диаметра. Малобризантные аммониты здесь должны обязательно заменяться более бризантными ВВ и с более устойчивой детонацией. Бризантные и мощные ВВ вообще нужны для крепких и особенно сильно трещиноватых руд. В последнем случае это, вместе со сгущением сетки скважин, является основным средством улучшения качества дробления руды при отбойке, причем несравненно более полезным, чем тяжелые и редко расположенные заряды малобризантного ВВ. Ошибочно возлагать надежды в таких условиях только на повышение равномерности распределения ВВ без повышения его бризантности и мощности, не говоря уже о том, что такой путь может оказаться неэкономичным.

Для руд средней крепости и ниже выбор технических средств для бурения более широк. В отличие от крепких и весьма крепких руд вращательное бурение вполне в таких условиях конкурентоспособно с ударным, причем допустима более разреженная сетка скважин и, следовательно, можно применять скважины разного, в том числе и большого диаметра. Поэтому для руд средней крепости или хрупких, наряду с другими видами, может дать хорошие результаты и шарошечное бурение, скорость которого (за счет конструктивных улучшений) в рудах средней крепости можно значительно повысить.

Мы не останавливаемся на изыскании видов бурения, основанных на использовании новых способов разрушения твердой среды путем применения достижений современной физики. Такие исследования необходимы и их следует развивать, но рассмотрение этого вопроса выходит за рамки данной статьи.

ВЫПУСК И ДОСТАВКА РУДЫ

Выпуск руды представляет собой сложный процесс, требующий хорошей организации и систематического контроля. При его рассмотрении целесообразно учесть: собственно выпуск и вторичное дробление руды, доставку руды, а также расположение, форму и размеры выпускных выработок.

Работы по выпуску руды при рассматриваемых системах разработки обычно ведутся на горизонте вторичного дробления (или выпуска). Иногда выпуск совмещается с откаточным горизонтом (например, при безлюковой погрузке). Независимо от применяемой схемы, всегда необходимо, чтобы выпуск руды не мешал работе рудничного транспорта на откаточном горизонте.

Выпуск руды из выработанного пространства под обрушенными породами является одним из наиболее ответственных процессов, от организации и техники проведения которого зависят потери и качество добытой руды. Вместе с тем условия производства и результаты выпуска в большой мере зависят от размеров, формы и расположения выпускных выработок, поперечного сечения их выходного отверстия, прочности днища блока и состояния выработок на горизонте выпуска.

Развитие техники производства и организации процессов выпуска за границей и в СССР шло примерно одним путем. Как известно, выпуск руды через камеры грохочения и рудоспуски существует давно. Способ доставки при помощи скреперов появился позднее, но вскоре нашел широкое применение. Длительное время продолжается борьба мнений о преимуществах того или другого из этих двух способов, причем в пользу камер грохочения и рудоспусков в основном остается довод

Рудник	Система разработки	Условия залегания месторождения и характеристика руды	Способ отбойки	Способ доставки на горизонте вторичного дробления	Расстояние между откаточным горизонтом и горизонтом вторичного дробления, *м*	Расстояние между горизонтом вторичного дробления и подсечкой, *м*
Криворожского бассейна (типичные условия)	Этажное принудительное обрушение	Мощные крутопадающие залежи, руда средней крепости, хорошо дробится	Горизонтальные веерные скважины	Скреперные лебедки 20,5 *квт*; длина скреперования 20—30 *м*	5—6	6—7
То же	Этажное самообрушение	То же	Самообрушение	То же	7—9	6—8
Текелийский	То же	Мощная крутопадающая залежь, падение около 70°	То же	Камеры грохочения	10	6
Сокольный	Этажное принудительное обрушение	Горизонтально и пологозалегающие рудные тела мощностью до 35 *м*; крепкие микрокварциты ($f = 14 — 18$)	Вертикальные параллельные скважины, частично горизонтальные	Скреперные лебедки разных типов	7,5	6 (при корытообразном днище подсечка опускается на 3 *м*)
Высокогорский	Камерная с массовым обрушением целиков	Мощное (до 30 *м*) крутопадающее рудное тело, магнетит и сиенит, крепкие	Вертикальные параллельные скважины	То же	8—10	6—7
Маслянский, Зыряновский комбинат	Этажное принудительное обрушение с вертикальными камерами	Мощная крутопадающая залежь, крепкая руда	Вертикальные параллельные веерные скважины	То же	—	7

* Ориентировочно.
** Включая образование щели — магазина у лежачего бока.

Таблица 2

о выпуску руды

Расстояние между воронками (в осях), *м*	Площадь на одну воронку, *м²*	Способ поддержания выработок горизонта вторичного дробления	Выход негабарита (ориентировочно)	Допускаемая крупность руды, *мм*	Расход ВВ на вторичное дробление, *кг/т*	Производительность рабочего по выпуску, *т/смена*	Потери руды (ориентировочно), %	Разубоживание руды (ориентировочно), %
5—6;	25—28	Металлические рамы прямоугольные или арочные	Небольшой	200—300	0,10—0,12*	—	8—15	6—15
5×4, 5; 5×5 (при траншейной подсечке ширина траншей примерно 6 *м*)	25—28	Металлическая арочная крепь или смешанная	То же	200—300	0,10—0,16*	80—110	10—18	6—15
6×6	30—35	Деревянная крепь и бетон	—	—	0,20—0,25**	—	10—12	12—14
6×6	36	Без крепления	Значительный	—	0,20—0,40	—	9—10	12—14
—	до 50	То же	Большой	600	—	70—80	—	—
6	30	Различный	То же	400—500	0,20—0,22	40 *т* на скрепер	—	—

Рудник	Система разработки	Условия залегания месторождения и характеристика руды	Способ отбойки	Способ доставки на горизонте вторичного дробления	Расстояние между откаточным горизонтом и горизонтом вторичного дробления, *м*	Расстояние между горизонтом вторичного дробления и подсечкой, *м*
Норильский комбинат	Блоковое принудительное обрушение	Пологопадающее рудное тело мощностью до 30 *м* (в среднем 16 *м*), крепкий габбродиабаз с сильно развитой грубой трещиноватостью	Веерные скважины в вертикальной плоскости	Скреперная по наклонным выработкам в лежачем боку; лебедки 28—40 *квт*	7—20	9
Дегтярский	Камерная с массовым обрушением целиков	Крутопадающая мощная залежь; серный медистый колчедан, средней крепости, трещиноватый	Вертикальные скважины	Скреперные лебедки 20,5 *квт*	—	6
Им. С. М. Кирова, комбинат Апатит	Этажное принудительное обрушение с минной отбойкой	Наклоннопадающее, рудное тело вертикальной мощностью до 50 *м*, апатито-нефелиновая руда средней и выше крепости	Минные заряды	Камеры грохочения	11,5	6—7
Молибден, Тырны-Аузский комбинат	Камерная с минной отбойкой и обрушением целиков; частично блоковое принудительное обрушение	Крутопадающее рудное тело переменной мощности (до 100 *м*), весьма крепкие скарны и роговики	То же	Камеры дробления без грохотов	8—10	8
Клаймакс (молибденовый), США	Этажное самообрушение	Массивное рудное тело, крепкая, но трещиноватая руда	Самообрушение	Скреперные лебедки до 100—150 *квт*	3	12

йо выпуску руды

Расстояние между воронками (в осях), *м*	Площадь на одну воронку, *м²*	Способ поддержания выработок горизонта вторичного дробления	Выход негабарита (ориентировочно)	Допускаемая крупность руды, *мм*	Расход ВВ на вторичное дробление, *кг/т*	Производительность рабочего выпуска, *т/смена*	Потери руды (ориентировочно), %	Разубоживание руды (ориентировочно), %
—	40—60	Частичное крепление металлом и деревом	Большой	400—500	0,25—0,30	50—70	15—17 (ожидаемые)	—
6	36	Деревянная и бетонная крепь	Незначительный	300—400	0,03	150—200	—	—
5,0×6,3 (прежний вариант) 7×8 (новый вариант)	32 (прежний вариант) 50—56 (новый вариант)	Без крепления (в редких случаях деревянные рамы)	Значительный	400	0,12—0,20	150—220	10—12	5—10
10×6 или 10×8	60—70	Без крепления	Большой	700	0,9—1,0	—	—	—
—	До 100	Бетон	То же	700	0,10—0,15	350	—	—

Примеры показател

Рудник	Система разработки	Условия залегания месторождения и характеристика руды	Способ отбойки	Способ доставки на горизонте вторичного дробления	Расстояние между откаточным горизонтом и горизонтом вторичного дробления, *м*	Расстояни между го зонтом вто ного дробл и подсечк *м*
Муфулира (медный) Северная Родезия	Этажное самообрушение	Мощные рудные тела (до 60 *м*), падение 45°, сульфидная руда средней крепости	Самообрушение	Скреперные лебедки 30 и 50 *л. с.* по выработкам в лежачем боку	—	—
Сан-Мануэль, США	»	Массивная залежь порфировой медной руды невысокой крепости	»	Камеры грохочения и скреперная доставка	18	6—7,5
Кинг и Джонсон (асбест), Канада	»	Мощные крутопадающие рудные тела, трещины заполнены асбестом	»	Камеры грохочения	13—15	6
Майами, США	»	Массивное рудное тело, порфировая медная руда малой крепости	»	То же	30	7,5
Сен-Райз, США	»	Мощная залежь железной руды, руда малой крепости, хорошо дробится	»	»	8,5	6,5
Линн-Лейк, Канада	Камерная с подэтажной отбойкой по простиранию и вкрест простирания	Трубообразные рудные тела разных размеров, руда и вмещающие породы крепкие	Веерное штанговое и алмазное бурение	Скреперные лебедки 60 *квт*	—	—

по выпуску руды

Расстояние между воронками (в осях), *м*	Площадь на одну воронку, *м²*	Способ поддержания выработок горизонта вторичного дробления	Выход негабарита (ориентировочно)	Допускаемая крупность руды, *мм*	Расход ВВ на вторичное дробление, *кг/т*	Производительность рабочего по выпуску, *т/смена*	Потери руды (ориентировочно), %	Разубоживание руды (ориентировочно), %
—	60	—	Небольшой	—	0,15	до 80	—	—
—	25—30	Арочная металлическая крепь с затяжкой деревом и и бетонная крепь	То же	300	—	—	—	—
—	50	Деревянная крепь	Значительный	400	0,10	80	—	—
—	30	Раньше деревянная крепь, последнее время бетон	Небольшой	250	0,12	—	—	—
—	20—30	Деревянная крепь	То же	300	0,10	250	—	—
—	40—50	Бетон	Умеренный	—	0,12	—	—	—

о возможности лучшего контроля результатов выпуска, а в пользу скреперной доставки — отсутствие связанных с грохотными решетками неудобств для работающих, снижение ремонтных работ, уменьшение объема горноподготовительных выработок и сокращение числа погрузочных люков. В последние годы чаша весов все более склоняется в сторону механической доставки руды, причем ее сравнительная выгодность совершенно правильно ставится в зависимость от мощности, а следовательно, производительности скреперных лебедок.

Кроме указанных способов, иногда применяется безлюковая погрузка с выпуском руды прямо на откаточный горизонт и погрузкой в вагонетки погрузочной машиной. На руднике Молибден Тырны-Аузского комбината выпуск руды производится через камеры дробления с рудоспусками, но без грохотов; негабаритные куски взрываются прямо на руде при заполненном рудоспуске [12]. В Криворожском бассейне проводятся опытные работы по замене скреперов конвейерами (пока для сравнительно мелкой руды).

Расположение, форма и размеры выпускных выработок в большой степени зависят от свойств отбитой руды, выхода негабарита при первичном взрывании и свойств породы (или руды), в которой проходятся выпускные выработки. Одним из весьма важных элементов является площадь, приходящаяся на одно выпускное отверстие. На практике эта величина (табл. 2) изменяется в широких пределах — от 25 до 60 $м^2$, иногда даже до 100 $м^2$, причем определяющими факторами служат или свойства выпускаемой руды, или необходимость сохранения достаточной прочности днища блока.

В теоретических и экспериментальных исследованиях движения сыпучей среды, в том числе и выпуска руды под обрушенными породами, за последнее время достигнуты значительные успехи. Результаты этих исследований позволяют с бо́льшим основанием, чем это было возможно раньше, подходить к выбору расположения и конструкции выпускных выработок. Одно из важных положений, вытекающих из указанных исследований, заключается в том, что зона влияния каждого выпускного отверстия ограничена объемом геометрической фигуры, близкой по форме к эллипсоиду, причем соотношение размеров осей этой фигуры зависит от свойств руды (в частности, угла внутреннего трения, степени разрыхления, крупности кусков) и высоты слоя руды [10, 14]. При выпуске руды из группы отверстий для согласованного опускания всей массы отбитой руды зоны влияния выпускных отверстий должны пересекаться.

Можно считать доказанным как теоретическими и экспериментальными исследованиями, так и практикой, что при крупнокусковой руде зона влияния выпускного отверстия больше, чем при мелкой. Для руды, склонной к слеживанию и образованию «труб», расстояния между выпускными отверстиями должны уменьшаться. Выбор расстояний между выпускными отверстиями подчинен также соображениям устойчивости целика руды (или породы) между горизонтами выпуска и подсечки, поскольку от этого зависит изрезанность его выработками. Здесь возможно и противоположное влияние обстоятельств: при слабой, малоустойчивой руде (породе), по соображениям прочности указанного целика выпускные выработки лучше располагать реже, но если при отбойке такой руды получается мелкий материал (особенно, если он склонен к слеживанию), большие расстояния между выпускными отверстиями нежелательны и даже недопустимы.

Примером могут быть условия ряда Криворожских рудников, где из-за сравнительно мелкой руды, нередко склонной к образованию

«труб», приходится принимать небольшую площадь на одну воронку, несмотря на ослабление этим днища блока. Выходом из положения в таких случаях должно быть крепление.

Другой причиной ослабления устойчивого состояния горизонта вторичного дробления (выпуска) является разрушение выработок взрывами. Как известно, взрывные работы при выпуске руды ведутся, во-первых, для ликвидации заторов и зависаний руды и, во-вторых, для дробления негабарита, выход которого в крепких рудах достигает 15—20%, а в случаях плохого дробления при отбойке даже 30% и выше [8 ,10, 19, 23].

Условия производства этих взрывов и их влияние на выработки различно. Дробление кусков руды, которые выпущены из дучек, но имеют размеры выше установленного максимума, представляет собой технически несложную задачу и осуществляется взрыванием накладными зарядами, зарядами в пробуриваемых мелких шпурах или механическим способом. Известны также примеры использования для этой цели термита и предложения (пока еще непроверенные) применения электрогидравлического эффекта, токов высокой частоты или других электрофизических методов.

Недостаток взрывного способа вторичного дробления в основном заключается в необходимости приостановки работы для производства взрыва и удаления после него газов. Однако этот способ, вероятно, еще долго будет сохранять основное значение.

Если по условиям дробления крупных кусков руды сравнивать камеры грохочения и доставку руды на горизонте вторичного дробления скреперами, то следует отдать преимущество второму способу, при котором дробление производится на твердой почве, а не на решетке. При большом выходе негабарита частые взрывы на решетке быстро выводят ее из строя, что влечет за собой простои и нарушает равномерность выпуска руды. Этим обстоятельством, вместе с переходом на повышенную крупность, и объясняется примененный на руднике Молибден (см. выше) выпуск руды через рудоспуски без грохотных решеток над ними.

Действенным средством снижения вторичного дробления руды является повышение кондиционных размеров куска. Практика как отечественных, так и заграничных рудников показывает, что это мероприятие резко увеличивает производительность труда на выпуске руды, повышает интенсивность выпуска, снижает простои и сокращает расход ВВ [3, 10, 12, 19]. Так, по опыту апатитового рудника им. С. М. Кирова, повышение крупности кондиционного куска с 350—400 до 500 *мм* повлекло увеличение производительности труда рабочего по выпуску почти в два раза. На руднике Молибден крупность кондиционного куска была повышена с 400 до 600—700 *мм*, что увеличило производительность труда на выпуске руды в 2,5 раза. Некоторые выводы можно сделать также из сопоставления примеров, приведенных в табл. 2. Однако не следует забывать, что увеличение крупности руды отражается на условиях ее скреперования, погрузки из люков, транспорта и т. д. Поэтому данный вопрос необходимо разделить на два: 1) увеличение крупности кондиционного куска в ограниченных пределах; 2) значительное повышение допустимой кондиционной крупности руды. В первом случае изменение допустимой крупности куска легко осуществимо. Во втором случае это отражается на всей последовательной цепи производственных процессов: доставке, погрузке, откатке, подъеме и даже крупном дроблении. Нужны большей емкости скреперы, большее сечение выработок, более мощные скреперные лебедки, больших размеров и механизированные люки, повышенная емкость и прочность вагонов

рудничного транспорта. При шахтном подъеме становится необходимым подземное дробление руды (с тем, чтобы в скипах поднимать дробленую руду), а при вскрытии штольнями — повышение размеров кондиционного куска на руднике должно быть увязано с цехом крупного дробления на обогатительной фабрике.

Таким образом, повышение кондиционной крупности руды необходимо увязывать с экономическим результатом, учитывая эксплуатационные расходы и капитальные вложения в каждом отдельном случае. В общем же выгодность перехода на крупность руды порядка 500—700 *мм* и выше более вероятна для руд высокой крепости и для рудников большой производительности, так как этот переход связан с применением крупных вагонов для подземного транспорта, дробилками и другим оборудованием.

Ориентировка на повышение кондиционной крупности для крепких руд прогрессивна, но еще не вполне ясны вопросы о возможных пределах такого повышения и о путях его осуществления (при значительном увеличении размеров куска), связанных с необходимостью существенного изменения технических решений. Изучением этих вопросов в настоящее время занимается ряд научно-исследовательских учреждений, в том числе ведется работа и в Ленинградском горном институте [13]. Первые полученные результаты ставят задачу о замене скреперной доставки на горизонте выпуска другими, возможно, принципиально новыми видами транспорта, о разработке новых конструкций выпускных выработок и погрузочных люков, применении для подземной откатки вагонеток грузоподъемностью 15—20 *т* и больше, соответственно более мощных электровозов.

Наибольшие трудности для выпуска руды создают заторы и зависания ее в выпускных выработках. Их ликвидация, во-первых, часто небезопасна, во-вторых, применение взрывных работ для этой цели вредно отражается на состоянии выпускных выработок, а иногда приводит даже к их разрушению. Основная причина таких зависаний заключается в большом выходе негабарита при отбойке, о чем речь была выше. В результате имеются простои, требуется дополнительный ремонт, снижается производительность по выпуску и, как следствие, снижается общая интенсивность выпуска, что в свою очередь, нередко приводит к росту давления. Главным средством устранения таких неприятностей должно быть более равномерное дробление руды при отбойке, а в тех случаях, когда это не будет достигаться, выпуск при разработке крепких руд всегда будет сопровождаться значительными затруднениями.

Наряду с улучшением качества отбойки руды другими средствами следует считать правильный выбор поперечного сечения выпускных выработок, придание им формы, облегчающей ликвидацию зависаний, совершенствование способов устранения зависаний, крепление выработок и своевременный ремонт крепи.

Исследованиями и опытом работы установлено, что вероятность образования «пробок» при истечении кускового материала из выпускного отверстия находится в обратной зависимости от отношения ширины и высоты отверстия к поперечным размерам куска. При величине этого отношения больше трехкратного вероятность заторов сравнительно невелика. Однако при отбойке руды массовым взрывом, как бы он ни был удачен, всегда, особенно при крепких рудах, получаются крупные глыбы, причем и такие, свободный пропуск которых невозможен, так как поперечное сечение выпускного отверстия нельзя увеличивать неограниченно. Поэтому приходится считаться с неизбежностью

зависаний руды при взаимной расклинке крупных глыб или перекрытии воронок, однако это не должно быть частым явлением.

Выработки для выпуска руды можно разделить на воронки и траншеи. Первые известны давно и распространены широко как у нас, так и за границей. Вторые появились позднее и применяются реже. В первом случае днище блока представляет систему воронок (рис. 7, *а*), расположенных по квадратной или шахматной сетке. Каждая воронка имеет свою выпускную дучку. Во втором случае в днище блока образуются параллельные траншеи (прерывистые или сплошные) обычно трапецеидального сечения (рис. 7, *б*), которые заканчиваются выпускными щелями. Ширина дучек (при воронках) редко бывает более 2—3 *м*. Щели при траншейной подготовке днища делаются по длине траншеи прерывистыми длиной 3—4 *м*, с целиками между ними порядка 2,8—3,5 *м*. В случае применения траншей вероятность «пробок», при выпуске из щелей крупнокусковой руды меньше, чем при выпуске из воронок и дучек, но при траншеях и щелях днище изрезано больше, поэтому этот способ более пригоден для устойчивых пород.

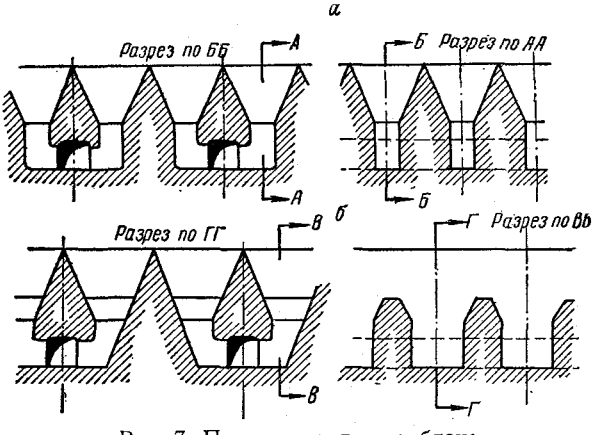


Рис. 7. Подготовка днища блока.
а — воронками; *б* — траншеями

Как в том, так и в другом варианте большое значение имеет форма выпускной выработки, угол ее наклона в верхней и нижней частях и ширина. Это, с одной стороны, отражается на зоне действия данного выпускного отверстия, так как доказано, что выбор оптимального угла откоса воронки благоприятно сказывается на ширине зоны влияния выпускного отверстия и снижает потери руды, остающейся в виде гребней между воронками [5]. С другой стороны, от формы выпускной выработки, в частности от места и формы сопряжения горизонтальной и вертикальной ее частей, зависят условия, в которых приходится ликвидировать зависания. Конечно, если зависания образуются на меньшей высоте, их ликвидация проще и безопаснее.

Однако при выборе профиля выпускных выработок следует учитывать также нежелательность излишнего ослабления целика над выработками горизонта вторичного дробления. В этом отношении большое значение имеет качество работ при проходке выработок. Несмотря на удачный проект, при плохом его исполнении днище блока может быть испорчено, выработки при эксплуатации окажутся в плохом состоянии, а это повлечет нарушения режима выпуска руды и ухудшит его конечные результаты. Поэтому за строгим соблюдением при проходке проектного профиля и проектных сечений выпускных выработок нужно внимательно следить, ни в коем случае не увлекаться глубокими шпурами и тяжелыми зарядами при проходке узкой части выпускных выработок и тщательно контролировать качество работ. Весьма существенное значение здесь имеют организация проходки и выполнение паспорта буровзрывных работ.

Несколько слов необходимо сказать о способах устранения зависа-

ний руды. Наиболее распространенный способ — фугасные заряды ВВ — прост и легко осуществим, но злоупотребление при этом тяжелыми зарядами и их размещение без учета влияния на состояние выработок нередко приводит к разрушению последних; наблюдаются иногда и нарушения безопасности работ. Для устранения этих недостатков, не говоря уже об обязательном условии подачи фугасного заряда с по-

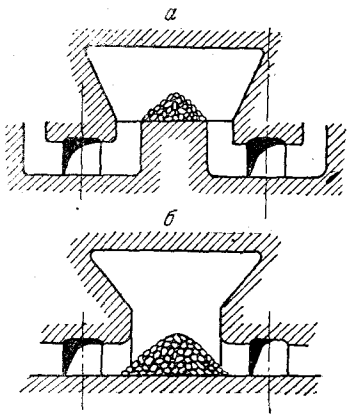


Рис. 8. Формы днища камер. *а* — корытообразная: *б* — плоская

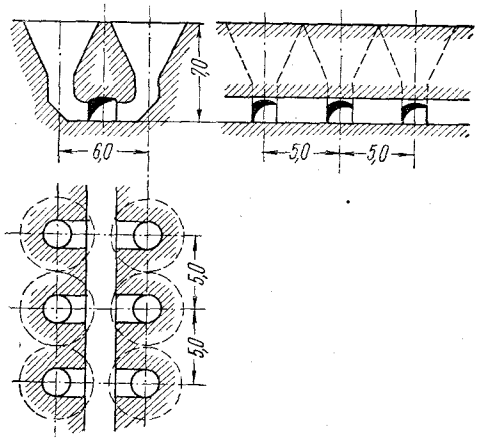


Рис. 9. Парное расположение воронок и дучек (Кривой Рог)

мощью шестов, на каждом руднике необходимо строго ограничивать максимально допустимый вес таких зарядов и не разрешать помещение фугасов у боков выработок, ограничивающих целик над штреком или ортом горизонта вторичного дробления, или у «козырька» — в месте изгиба дучки. Соблюдение этих требований важно для предотвращения разрушений боков выработки и постепенного увеличения ее сечения, что иногда приводит потолочный целик в состояние, при котором работа на горизонте вторичного дробления становится опасной или вообще невозможной.

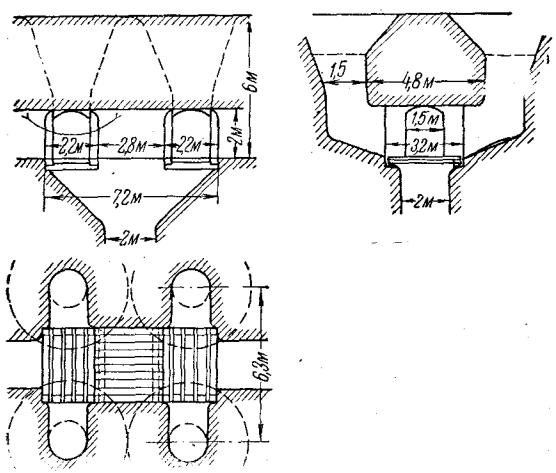


Рис. 10. Расположение выработок при двух парах дучек на один рудоспуск (верхние горизонты апатитового рудника им. С. М. Кирова)

Изыскание безопасных и эффективных способов ликвидации зависаний руды в выпускных выработках является более важной и, пожалуй, более трудной задачей, чем изыскание способов дробления выпущенных из дучки или щели негабаритных кусков руды. Однако этому не было уделено должного внимания ни на производстве, ни научно-исследовательскими организациями. На некоторых зарубежных рудниках для ликвидации зависаний руды применяют струю воды под большим давлением и подачу фугасных зарядов через специально пробуренные в целиках между дучками скважины.

Необходимо, конечно, иметь в виду, что струя воды может дать хороший эффект, только в случаях, когда отбитая руда представлена смесью крупных кусков со значительным количеством мелочи.

Подготовка днища воронками и траншеями довольно трудоемка и сложна, особенно при больших поперечных размерах воронок или траншей и при большом расстоянии по вертикали между горизонтом подсечки и горизонтом вторичного дробления. В связи с этим в последнее время были предложены разные видоизменения конструкции днища блока, в том числе корытообразная (рис. 8, *а*) и плоская (рис. 8, *б*), а также разные варианты совмещения подсечки блока с образованием траншей. Практика показывает, что отказ от подсечных выработок обычно приводит к тому, что действие взрыва при отбойке руды вредно отражается на кровле выработок горизонта вторичного дробления. Поэтому в большинстве случаев (за исключением особо крепких устойчивых пород) подсечные выработки следует проходить. Корытообразные и плоские днища, различие между которыми заключается только в деталях, упрощают подсечные работы и могут дать возможность приблизить к выходному отверстию то место, где зависания руды наиболее вероятны, но вместе с тем при этих вариантах некоторое количество отбитой руды останется на днище блока. Кроме того, следует заметить, что эти варианты более пригодны для компенсационных камер.

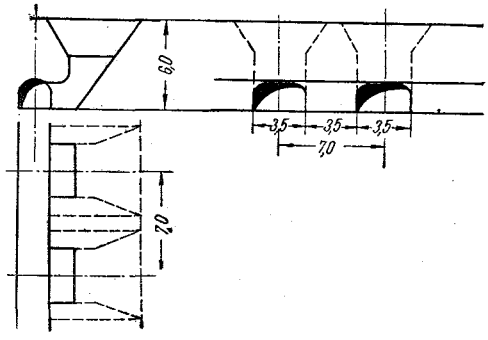


Рис. 11. Одностороннее расположение щелей (Салаирский рудник)

Расположение дучек или щелей по отношению к выработкам горизонта вторичного дробления возможно и практически применяется в вариантах двустороннего парного расположения, шахматного двустороннего и одностороннего [4, 5, 8, 10, 14, 19, 20]. До недавнего времени применялся почти исключительно первый вариант. Его преимущество заключается в том, что на один рудоспуск приходится две (рис. 9) или даже четыре (рис. 10) дучки, т. е. это с точки зрения объема горных работ наиболее выгодная схема при выпуске руды через камеры грохочения и рудоспуски. При таком расположении дучек (или щелей) меньше подготовительных работ на горизонте вторичного дробления, поскольку штреки или орты на этом горизонте проходятся на расстоянии, равном двойному расстоянию меж-

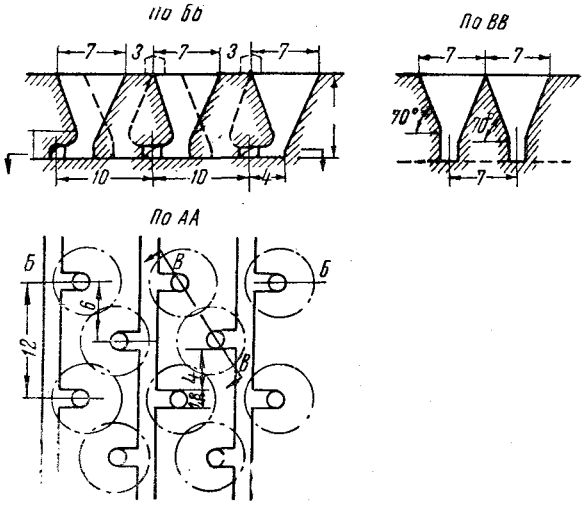


Рис. 12. Шахматное расположение дучек и воронок (рудник № 7/9 в Норильске)

ду осями воронок или траншей. Кроме того, при расположении дучек или щелей напротив друг друга дешевле крепление камер дробления.

При одностороннем (рис. 11) расположении дучек или щелей увеличивается объем подготовительных работ, так как выработки чаще приходится располагать на горизонте вторичного дробления, но уменьшается подработанность целика над этими выработками. Поэтому в данном случае можно с большей надежностью рассчитывать на устойчивость выработок и при достаточно устойчивых породах — на возможность обойтись без крепления, чем при парном расположении выпускных выработок. Так как при одностороннем расположении требуется больше рудоспусков, то данный вариант более пригоден при механической доставке руды на горизонте вторичного дробления, так как рудоспуски у каждой выпускной выработки здесь не нужны. Очевидно также, что при большей площади на одно выпускное отверстие больше шансов в пользу данного варианта ввиду того, что выработки вторичного дробления располагаются на большем расстоянии друг от друга.

Вариант шахматного расположения выпускных выработок (рис. 12) по своим свойствам занимает промежуточное место между двумя рассмотренными. Шахматное расположение удобно для работы и применимо при условии, чтобы расстояние между выпускными выработками (дучками) вдоль штрека или орта вторичного дробления было достаточно для возможности иметь безопасную площадку между двумя смежными и с разных сторон расположенными выпускными отверстиями. Следовательно, данный вариант практически применим при сравнительно большой площади, приходящейся на одно выпускное отверстие, и скорее при дучках, чем при щелях.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Правильный выбор конструкции днища блока, схемы расположения выработок и способа доставки руды на горизонте вторичного дробления имеет весьма большое значение.

Решение этих вопросов необходимо связывать с качеством дробления руды при отбойке и с кондиционными размерами куска руды.

Во всех случаях важно добиваться равномерности дробления руды при отбойке, причем, когда выход крупных глыб значителен, для выпуска руды лучше применять траншеи и щели, если это позволяет устойчивость пород днища. Расстояния между выпускными отверстиями необходимо выбирать с учетом крупности руды и высоты блока. Сгущать их следует при мелкой руде и склонности ее образовывать «трубы». При крупнокусковом материале и большой высоте блока расстояния между выпускными отверстиями можно увеличивать, снижая этим объем подготовительных работ и уменьшая изрезанность днища блока. Мнение, часто высказываемое об ухудшении условий контроля выпуска руды при механической доставке на горизонте вторичного дробления, имеет основание, но организовать достаточный контроль за выпуском в этом случае, хотя и сложнее, однако возможно. Преимущества механической доставки возрастают с увеличением ее производительности; поэтому необходимо ограничивать расстояние доставки пределами 30—40 *м* и ориентироваться на мощные скреперные лебедки порядка 50—80 *квт* и до 100 *квт*. Конструкция и габариты скреперных лебедок должны учитывать допустимые размеры выработок, удобство установки и условия работы при выпуске руды.

При переходе на значительно повышенную крупность кондиционного куска применяемые в настоящее время схемы и техника производ-

ства работ должны быть основательно пересмотрены. Возможно, потребуются другие средства механического транспорта на горизонте выпуска; несомненно, придется пересмотреть размеры и устройство рудоспусков и люков, может быть окажется целесообразным отказаться от горизонта вторичного дробления в существующих вариантах, применив новые или комбинированные схемы и т. д. Эти вопросы следует считать очередными для тематики исследовательских работ и здесь открывается довольно широкое поле деятельности для конструкторской и рационализаторской мысли.

Для крупнокусковой руды следует рекомендовать более широко применять одностороннее расположение выпускных выработок на штреках или ортах горизонта дробления, особенно в тех случаях, когда они остаются незакрепленными. В недостаточно устойчивых породах выработки горизонта вторичного дробления необходимо крепить, применяя бетон или податливую металлическую крепь. В таких случаях парное расположение дучек может оказаться выгоднее шахматного и одностороннего.

Очень важны и требуют разработки вопросы совершенствования конструкции крепи, механизации и новых методов организации работ по креплению.

При проектировании подсечки блока важно учитывать, чтобы при отбойке руды не повреждался целик над выработками горизонта вторичного дробления, для чего рекомендуется во всех случаях и особенно при слабых или трещиноватых породах проходить над этим целиком подсечную выработку.

Для улучшения результатов выпуска руды своевременно поставить задачу разработки методики выбора рационального режима выпуска с учетом свойств руды и обрушенных пород, участвующих в этом процессе. Учитывая накопленные знания и ставя дополнительные исследования, своевременно также более глубоко заняться методикой установления нормативов потерь и разубоживания руды при выпуске, а также применением этой методики в конкретных горногеологических условиях различных рудников. Опыт, хотя пока и небольшой, показывает [7] полезность таких мероприятий.

Для получения желаемых результатов как при отбойке, так и выпуске руды очень важно соблюдение производственно-технической дисциплины в отношении выполнения технических условий проектов, технических паспортов и намеченной организации горных работ при подготовке блока и при всех процессах очистной выемки. С этой целью, например, можно рекомендовать (особенно для рудников со сложными геологическими условиями и системами разработки) составление технологических инструкций по применению системы разработки, снабженных необходимыми пояснениями, схемами и чертежами [21].

ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И., Бронников Д. М. Системы подземной разработки рудных месторождений. Сб. «Советская горная наука», Углетехиздат, 1957.

2. Агошков М. И., Бронников Д. М., Красавин Г. А. Итоги испытания буровых агрегатов с погружными перфораторами. «Горный журнал», 1956, № 5.

3. Барон Л. И., Фугзан М. Д. Влияние увеличения кондиционного куска на производительность труда при выпуске руды. «Горный журнал», 1956, № 3.

4. Борисенко С. Г., Недин В. В., Шостак А. Г. Системы разработки железорудных залежей в Криворожском бассейне. Металлургиздат, 1953.

5. Галаев Н. З. Лабораторные исследования влияния выпускной воронки на результаты выпуска руды. Зап. ЛГИ, 1955, т. XXX, вып. 1.

6. Горная наука за 40 лет Советской власти. «Горный журнал», 1957, № 11.

7. Городецкий П. И., Галаев Н. З. О методике установления нормативов потерь и разубоживания руды при разработке вкрапленных руд. Зап. ЛГИ, 1958, т. XXXVI, вып. 1.

8. Городецкий П. И., Зайдман Л. А., Пахомов А. С. и др. Развитие систем разработки на руднике № 7/9 Норильского комбината. «Горный журнал», 1958, № 3.

9. Демихов И. М., Меклер Л. С. Разработка участка на Дегтярском руднике с массовым обрушением. «Горный журнал», 1958, № 1.

10. Иофин С. Л., Куликов А. В., Куликов В. В., Полищук А. Д. Принудительное этажное обрушение. Металлургиздат, 1957.

11. Коваженков А. В., Барсуков Ф. А. Исследование параметров подземной отбойки руды глубокими скважинами. Изд-во АН СССР, 1958.

12. Кобахидзе В. Н., Мочалин М. П. Прямой выпуск руды из очистного пространства. «Горный журнал», 1957, № 9.

13. Лю Ке-жэнь. Исследование новых люковых затворов на апатитовом руднике им. С. М. Кирова. Известия высшей школы, «Горный журнал», 1958, № 6.

14. Малахов Г. М. Выпуск руды из обрушенных блоков. Металлургиздат, 1952.

15. Наринский И. В. Технико-экономические показатели шарошечного бурения на Быструшинском руднике. «Горный журнал», 1957, № 4.

16. Руденко А. М. Шарошечное бурение на Салаирском руднике. «Горный журнал», 1957, № 4.

17. Середа Б. К., Бубок К. Г. Внедрять высокопроизводительные системы разработки медноколчеданных месторождений. «Горный журнал», 1955, № 6.

18. Сидоренко А. К. Перспективы развития перфораторного бурения глубоких скважин в крепких породах. «Горный журнал», 1957, № 4.

19. Системы разработки мощных рудных месторождений. Сб. материалов научно-технического совещания в Лениногорске. Металлургиздат, 1957.

20. Совершенствование способов добычи полезных ископаемых. Сб. материалов конференции в Кривом Роге. Металлургиздат, 1957.

21. Технологическая инструкция по применению системы разработки на верхних горизонтах рудника № 7/9. Норильск, 1958.

22. Ханукаев А. Н. О физической сущности процесса разрушения горных пород взрывом. Сб. «Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва», Изд-во АН СССР, 1958.

23. Черемушенцев И. А., Рыжова А. В. Применение системы этажного обрушения на полиметаллических рудниках. Металлургиздат, 1958.

24. Шевченко Н. В. Совершенствование системы этажного принудительного обрушения на рудниках комбината Апатит. «Горный журнал», 1958, № 5.