Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. XLIX, вып. 1, 1964 г.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ НА ЗАПОЛЯРНОМ РУДНИКЕ НОРИЛЬСКОГО КОМБИНАТА

А. И. Шаблыгин

На Заполярном руднике Норильского комбината сложные условия залегания месторождения вкрапленных руд затрудняют освоение систем разработки и выбор их отдельных конструктивных элементов. Отсутствие аналогичных примеров в мировой горнорудной практике заставило искать новые пути решения горнотехнических вопросов, проверять и исправлять принятые решения. Быстрые темпы роста добычи руды привели к тому, что опытное применение новых вариантов систем и методов управления горным давлением шло одновременно с эксплуатационными работами. Иногда это способствовало скорейшему решению возникающих проблем, а в других случаях, напротив, затрудняло правильные выводы.

В предлагаемой статье кратко освещены результаты многолетних промышленных исследований производительных систем разработки на Заполярном руднике, которые проводились инженерно-техническими работниками Заполярного рудника и Горной лаборатории Норильского комбината [1] при участии сотрудников кафедры разработки рудных месторождений Ленинградского горного института [2].

Норильское полиметаллическое месторождение представлено пластообразной залежью оруденелых габбро-диабазов мощностью на верхних горизонтах до 25 *м*, на нижних —до 50 *м* с углом падения 6—18°, а на участках выклинивания до 40—50°. Рудное тело покрыто безрудными габбро-диабазами средней мощностью на верхних горизонтах 200 *м*, а на нижних 300 *м*.

Крепость руды и пород изменяется от 10 до 15 по шкале М. М. Протодьяконова. Руда и вмещающие породы, достаточно крепкие в отдельных кусках, образуют массив, нарушенный трещинами разнообразного характера и направления, что способствует обрушению пород при взрывании крупными глыбами.

Трещиноватость массива и миграция метана из угольных пластов, залегающих в осадочных породах почвы рудного тела, сильно осложняют эксплуатацию месторождения.

---

[1] И. В. Усевичем, А. С. Пахомовым, П. Т. Жмурко, Г. И. Садовским, Э. Ю. Виллом, М. И. Дороховым, Л. А. Зайдманом, А. И. Филиппенковым.

[2] П. И. Городецкого, А. И. Шаблыгина, Н. З. Галаева, В. Д. Палия. В последние годы в промышленных испытаниях некоторых вариантов систем с одностадийной выемкой принимали участие сотрудники Института горного дела АН СССР им. А. А. Скочинского.

Очистные работы на Заполярном руднике ведутся с 1951 г. По мере выявления свойств руды и пород, а также в результате разных способов отбойки руды, в технологию горных работ вносился ряд изменений для обеспечения безопасных условий труда в сложных горнотехнических условиях; повышения производительности труда рабочих забойной группы и интенсивности очистной выемки; уменьшения качественных и количественных потерь руды.

С начала эксплуатации месторождения на Заполярном руднике ведутся изыскания наиболее производительных и безопасных вариантов систем разработки. Вначале (1951—1954 гг.) внедрялась и совершенствовалась камерно-столбовая система разработки, с магазинированием руды и отбойкой из поэтажных выработок. С 1954 г. по настоящее время совершенствуется система принудительного обрушения с компенсационными камерами и одностадийной выемкой.

На основании опыта разработки залегающих в нижней части сульфидных руд, где в начале эксплуатации были отмечены только единичные случаи обрушения кровли в камерах, техническим проектом Заполярного рудника предусмотрены камерно-столбовая система для участков рудного тела мощностью до 18 *м* и система с отбойкой руды из подэтажных выработок при мощности более 18 *м*.

Камерно-столбовая система применялась при отработке рудной залежи на южном участке рудника 7 и южном поле рудника 9. Длина камеры по падению составляла 50 *м*, ширина 15 *м*, ширина междукамерных ленточных целиков 6 *м*. Руду в камерах отбивали мелкими шпурами и доставляли скреперами. Совершенствование камерно-столбовой системы разработки сводилось в основном к улучшению способов отбойки и доставки руды. Однако трещиноватость руды и пород кровли не обеспечивала безопасности работ: выпадали крупные куски руды из междукамерных целиков и породы — из кровли камер.

В 1952 г. значительное число камер было переведено на отработку системой с магазинированием руды и шпуровой отбойкой. Длина камер была принята 50 *м*, ширина 14 *м*, ширина междукамерных целиков 7 *м*. Эта система, особенно широко применявшаяся в 1952—1953 гг., обеспечила сравнительно высокие технико-экономические показатели и большую безопасность работ по сравнению с камерно-столбовой. Однако и при этой системе возникавшие вывалы делали работу в камерах небезопасной, поэтому с 1955 г. систему с магазинированием руды перестали применять и полностью перешли на разработку с отбойкой руды из подэтажных выработок, при которой были испытаны различные способы отбойки руды: минными зарядами, шпурами из закрытых заходок, веерообразными и вертикальными комплектами глубоких скважин.

Опытными работами 1954 г. по массовому обрушению междукамерных целиков и покрывающих пород над отработанными камерами проверялась возможность разработки с обрушением крепких покрывающих пород, уточнялись основные параметры массового обрушения и, в первую очередь, шаг обрушения пород кровли, выявились технико-экономические показатели разработки. В результате было установлено следующее: для обеспечения устойчивости междукамерных целиков и безопасных условий горных работ необходима принудительная отрезка пород кровли на высоту 20—40 *м*; обязательны строгое соблюдение последовательности отработки блоков, интенсивная отработка камер, обрушение целиков без отставания от выемки камер; обрушение пород кровли минными зарядами следует вести в первую стадию обрушения, когда участок обрушения со всех сторон граничит с нетронутым массивом, а также при незначительной площади посадки.

Принятая техническим проектом система с отбойкой руды из подэтажных выработок по существу приближалась к системе блокового принуди-

тельного обрушения, отличаясь от нее лишь тем, что размеры камер были выбраны с расчетом максимальной величины камерных запасов, извлекаемых до обрушения междукамерных целиков и пород кровли. В первое время ширина блока составляла 21 *м* (камера 14 *м* и междукамерный целик 7 *м*), длина блока была равна ширине панели, т. е. 56 *м*; ширина линейных целиков 7 *м*. Однако недостаточная устойчивость междукамерных и линейных целиков вынудила пересмотреть параметры системы. Ширина блока была увеличена до 42 *м* при ширине камеры 28 *м* и междукамерного целика 14 *м*; ширина линейных целиков была увеличена до 10 *м*. Намечалось в первую очередь отрабатывать компенсационную камеру шириной 14 *м*, затем две прирезки по 7 *м* каждая и обрушать целики вслед за выемкой прирезок вместе с обрушением пород кровли. Такой порядок выемки руды в блоке был обусловлен сокращением времени отработки камеры при полной ее ширине.

Однако практически этот порядок выемки не соблюдался. Отработку прирезок вели либо одновременно с отработкой компенсационной камеры, либо с небольшим отставанием. В результате наблюдались случаи самообрушения кровли камер и деформации междукамерных целиков.

С 1956 г. месторождение разрабатывают системой принудительного блокового обрушения с размерами блоков по простиранию 60 *м* и по падению 112 *м*. Блок состоит из четырех компенсационных камер и четырех междукамерных целиков по 17—13 *м*. При блоковом обрушении установлен следующий порядок: один блок полностью обрушен и из него выпускается руда, второй находится в стадии выемки компенсационных камер и третий — в подготовке. Фронт очистных работ в рудничном поле при этом предусматривался прямолинейным и ступенчатым в зависимости от характера проявления и величины горного давления.

На основе тщательного анализа и обобщения практики рудника и многолетних промышленных исследований была составлена Технологическая инструкция по применению систем разработки на верхних горизонтах Заполярного рудника.

Основные положения Технологической инструкции строго проводились в жизнь, что способствовало нормализации технологического режима на Заполярном руднике [1].

Внедрение системы блокового принудительного обрушения значительно повысило эффективность горных работ на руднике (табл. 1). Способы выемки компенсационных камер и обрушение междукамерных целиков непрерывно совершенствовались на основе широких промышленных испытаний различных вариантов. За сравнительно короткое время было испытано шесть вариантов отбойки руды в компенсационных камерах (рис. 1) и восемь вариантов обрушения междукамерных целиков (рис. 2). Наиболее эффективные из них (варианты *IV* и *VI* для компенсационных камер и вариант *VII* для междукамерных целиков) получили широкое применение. Управление горным давлением посредством принудительного обрушения пород кровли обеспечило более благоприятные и безопасные условия очистных работ. Поэтому было решено систематически принудительно обрушать породы кровли и строго соблюдать последовательность отработки блоков.

Дальнейшими исследованиями установлено [2], что шаг самообрушения пород кровли равен 40 *м* и породы обрушаются крупными блоками. Это позволило уточнить основные параметры системы блокового принудительного обрушения: ширину блока в 40 *м*, ширину компенсационной камеры 15 *м*, ширину прирезки 10 *м* (рис. 3, вариант *I*) и 7,5 *м* (рис. 3, вариант *II*), ширину междукамерного целика 15 *м*. Новые параметры были определены после детального анализа фактических и расчетных показателей при разработке блоковым и принудительным обрушением с различными параметрами блока (табл. 2).

Таблица 1

Сравнительные показатели различных систем разработки

Показатели	Камерно-столбовая	С магазинированием руды	С отбойкой из подэтажных выработок					Выемка целиков	Блоковое принудительное обрушение	
			минными зарядами	веерными шпурами из закрытых заходок	веерными шпурами из параллельных штреков	вертикальными параллельными скважинами	веерными скважинами		с двухсторонними прирезками	с компенсационными камерами
Длина подготовительных и нарезных выработок, *м* на 1000 *т* руды	4,5	10	13,2	12,1	14,3	12,3	11,1	—	12,5	11,3
Производительность забойного рабочего в смену, $м^3$	3	2,9	2,8	2,4	2,8	3,6	3,3	—	3,8	4,6
Удельный расход взрывчатого на взрывание, $кг/м^3$:	1,22	1	2,12	1,18	0,88	1,3	1,3	1,34	1,9	1,2
первичное	0,92	0,8	1,8	0,99	0,65	0,73	0,85	0,34	1,17	1
вторичное	0,3	0,2	0,32	0,19	0,23	0,57	0,45	1	0,73	1,2
Производительность камеры, *т/месяц*	2500	4000	2800	2340	3700	3600	4800	2500	4500	7000
Выход негабарита, %	28	30	23	20,2	14,6	17,9	18,6	44,3	31	20
Потери, %	33	16,7	—	—	16,8	—	17,1	37,4	18,7	20,1
Разубоживание, %	7	12	21,2	18,7	26,7	—	24,6	27,3	35,6	24,8

Применение системы блокового принудительного обрушения с компенсационными камерами обеспечило безопасность и эффективность разработки месторождения на верхних горизонтах, где мощность рудного тела достигает 20 *м*. Сравнение основных технико-экономических показателей Заполярного рудника и передовых горнорудных предприятий Советского Союза, работающих в более благоприятных горнотехнических условиях, приведено в табл. 3.

Таблица 2

Сравнение фактических и расчетных показателей

Показатели	Фактический при ширине блока, *м*		Расчетный при ширине блока 40 *м* (с прирезками)
	60	30	
Мощность рудного тела, *м*	18	18	18
Запасы блока, тыс. *т*:	181,5	90,7	121
камерные	72,5	36,3	57,5
в целиках	109	54,7	63,5
Фронт выпуска руды, *м*:			
перед обрушением целиков	100	70	80
после обрушения целиков	80	60	70
Число скреперных лебедок	10	7	8
Срок отработки блока, месяц	8	4	5
Средняя производительность скреперной лебедки в месяц, тыс. *т*	2,15	2,7	2,7
Объем бурения в междукамерных целиках скважинами, *пог. м*:			
диаметром 72 *мм*	7870	3940	4550
диаметром 106 *мм*	3660	1840	2150
Потери руды, %	24,3	22	20
Разубоживание, %	28,8	20	18—20

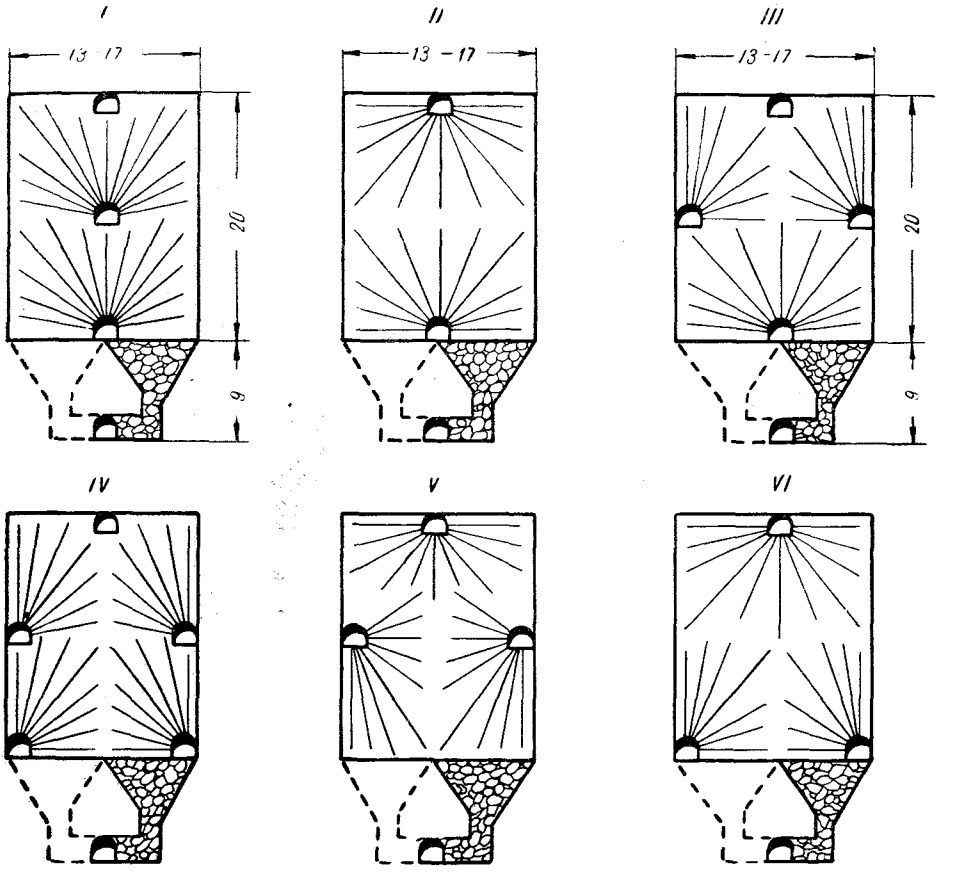


Рис. 1. Опытные варианты отбойки руды в компенсационных камерах при системе блокового принудительного обрушения.

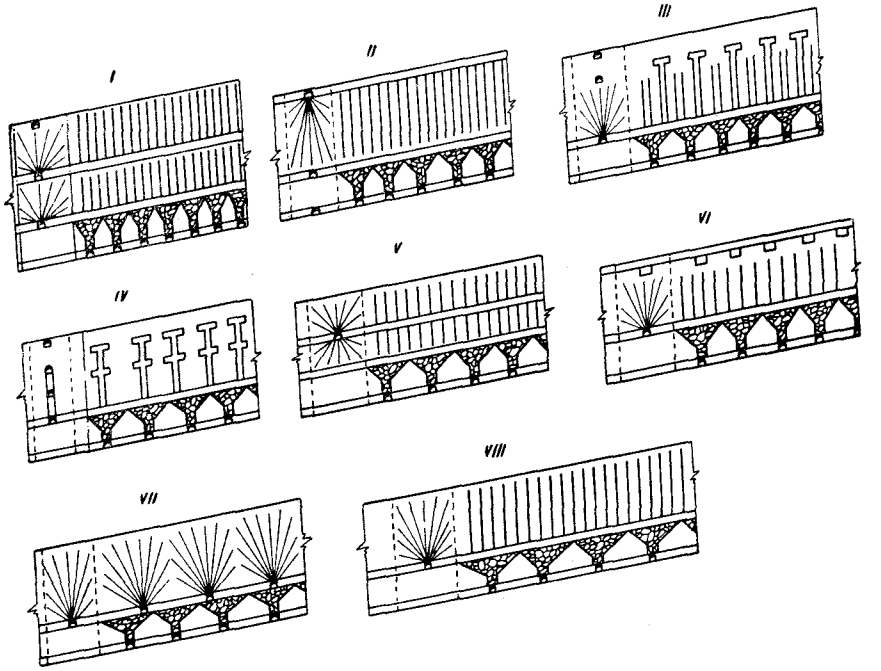


Рис. 2. Опытные варианты обрушения междукамерных целиков.

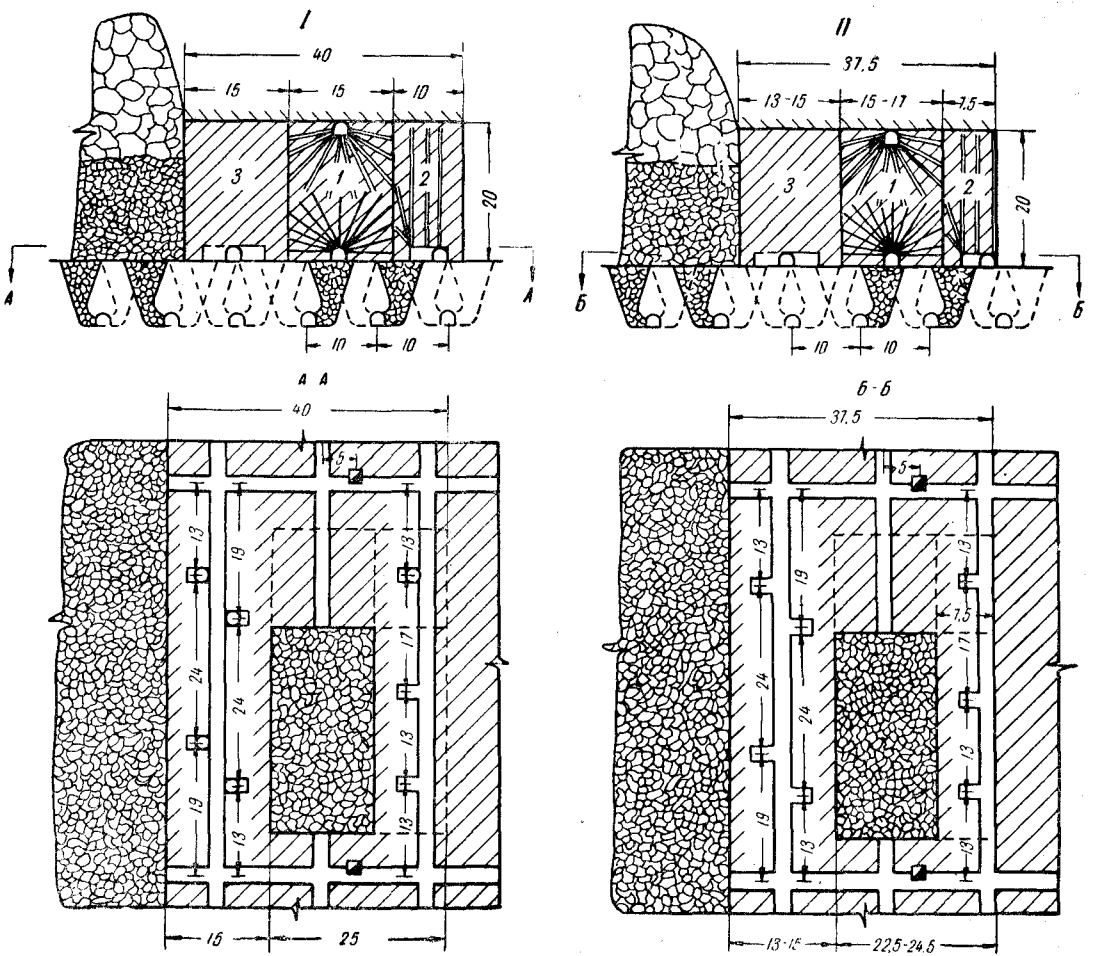


Рис. 3. Два варианта схемы блокового принудительного обрушения с уточненными параметрами компенсационной камеры и прирезки.

1—3 — очередность отработки блока.

Таблица 3

Производительность по рудникам (1959—1960 гг.)

Рудник, комбинат	Система разработки	Производительность труда, *м3/смену*		
		забойного рабочего	подземного рабочего	рабочего по руднику
Заполярный рудник, Норильский комбинат	Блоковое принудительное обрушение	4,6	2,07	1,73
Рудник им. 40-летия ВЛКСМ, Лениногорский комбинат		4,31	2,01	1,72
Лениногорский рудник, Лениногорский комбинат		3,13	1,64	1,35
Маслянский рудник, Зыряновский комбинат		3,8	1,8	1,66
Зыряновский рудник, Зыряновский комбинат		3,48	1,5	1,17
Рудник «Молибден», Тырныаузский комбинат		5,18	3,02	2,5
Рудник Текели, Текелийский комбинат	Блоковое принудительное обрушение и самообрушение	4,35	1,52	1
Рудник «Верхний», Сихотэ-Алинский комбинат	Этажно-камерная	2,8	1,57	1,2
Шахта «Гигант» (Кривой Рог)	Подэтажное и этажное принудительное обрушение	16,6	9,1	4,5
Южно-Коробковский рудник, трест КМАруда	Этажно-камерная с оставлением целиков	6,2	2,03	1,42
Салаирское рудоуправление	Блоковое принудительное обрушение	1,62	0,85	0,7

В связи с переходом на отработку нижних горизонтов с мощностью рудной залежи до 40—50 *м* начались промышленные исследования новой системы разработки с одностадийной (бесцеликовой) выемкой руды, допускающей безопасное проведение горных работ в метановой среде. По рекомендации П. И. Городецкого и М. И. Агошкова, промышленные испытания этой системы велись с апреля 1958 г. Панель разбивали по всей длине (56 *м*) на секции шириной 7—10 *м*. Отбитую руду в секции или панели выпускали под обрушенными породами в соответствии с планограммами выпуска, разработанными для каждого орта горизонта скреперования, с учетом размещения руды в панели до и после взрывания. Исполнение планограммы строго контролировали.

В 1961 г. руду в опытной панели отбивали из подэтажных штреков (рис. 4) веерообразными комплектами скважин диаметром 72 и 106 *мм*. Линия наименьшего сопротивления принималась при скважинах диаметром 72 *мм* 1,4—1,6 *м* и при скважинах диаметром 106 *мм* 2,4—2,8 *м*, а расстояние между концами скважин составляло соответственно 1,8—2 и 2,6—3 *м*. За период опытных работ было отбито около 700 тыс. *т* и выпущено 600 тыс. *т* руды.

Как видно из табл. 4, показатели системы принудительного обрушения при одностадийной выемке более высокие, чем при выемке с компенсационными камерами. Кроме того, одностадийная выемка, по сравнению с принудительным обрушением на компенсационные камеры, обеспечивает: повышение безопасности работ из-за отсутствия междукамерных целиков, обычно сильно деформирующихся после выемки компенсационных камер; сокращение объема вторичного дробления руды в результате отбойки в зажатой среде; устранение возможности скопления метана в компенсационных камерах; увеличение устойчивости скреперных выработок горизонта вторичного дробления, так как длина скреперования

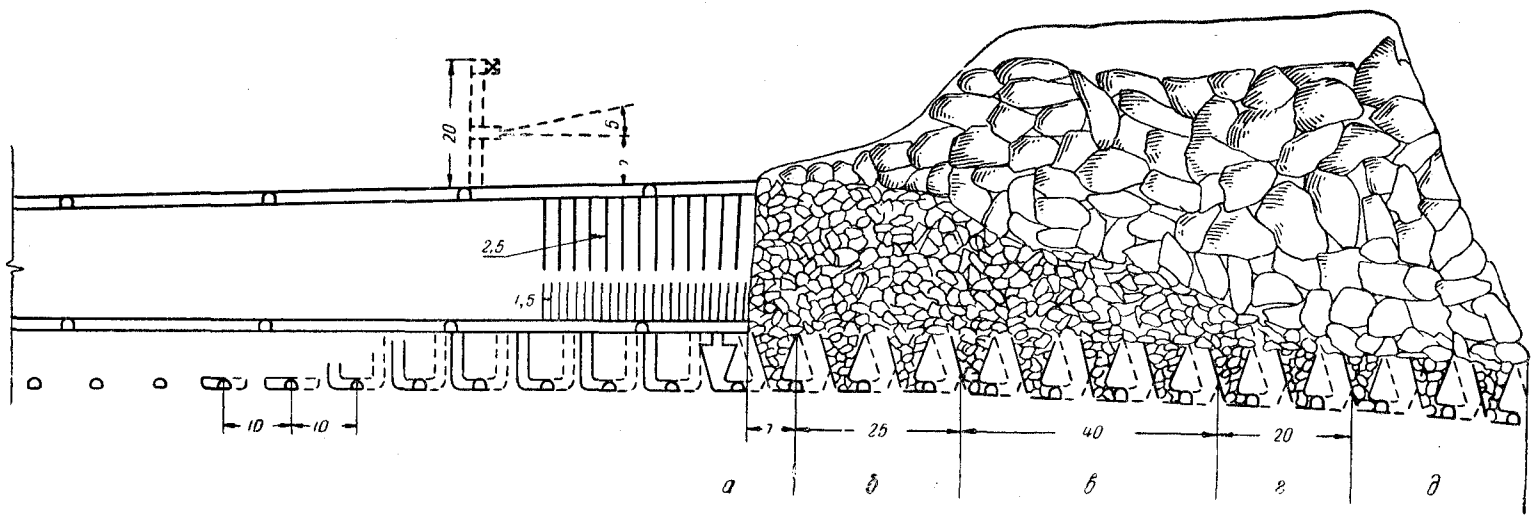


Рис. 4. Схема опытных работ по блоковому обрушению с одностадийной выемкой.

Участки: *а* — частичного выпуска 25 % отбиваемой руды; *б* — магазинированной руды; *в* — интенсивного выпуска руды; *г* — окончания выпуска руды; *д* — отработанный.

постепенно уменьшается и поддержания скреперных выработок по всей их длине не требуется.

В соответствии с проектом разработки нижних горизонтов Заполярного рудника, месторождение отрабатывается системой принудительного обрушения с одностадийной выемкой. Система рекомендуется в двух ва-

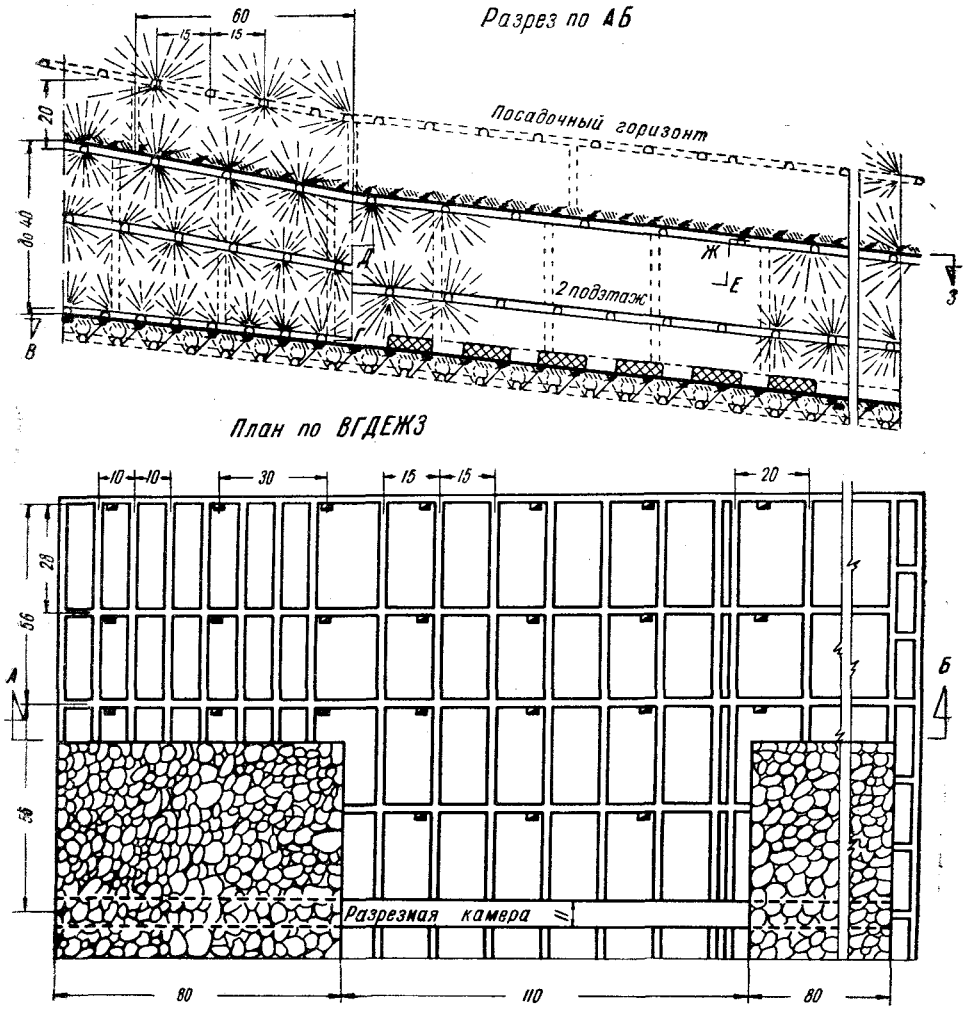


Рис. 5. Вариант одностадийной выемки с отбойкой руды восходящими и нисходящими скважинами, пробуренными из подэтажных штреков.

риантах в зависимости от характера расположения взрывных скважин. При бурении восходящих скважин с промывкой рудное тело мощностью 40 *м* разбивается на три подэтажа. Кроме серии подэтажных буровых и панельных выработок по руде, предусматривается проведение посадочных выработок в породах кровли для обрушения покрывающих пород. При бурении скважин пневмоударными станками рудное тело мощностью 40 *м* разбивается на два подэтажа, не считая посадочного горизонта (рис. 5). В обоих вариантах первый подэтаж обуривается скважинами диаметром 65 *мм* по сгущенной сетке для снижения выхода негабарита.

Таблица 4

Технико-экономические показатели системы принудительного обрушения с компенсационными камерами и одностадийной выемкой

Показатели	С компенсационными камерами		С одностадийной выемкой	
	1959 г.	1960 г.	1959 г. секциями	1960 г. из подэтажных штреков
Длина подготовительно-нарезных выработок на 1000 *т* запасов, *м*	9.8	10,1	10,6	9,5
Расход взрывчатого на очистную выемку, *кг/м*³	2,32	—	1,96	2
на первичное дробление	0,87	—	1,06	1
на вторичное дробление	1,45	1,3	0,9	1
Выход негабарита, %	22	—	12	10
Разубоживание, %	20,3	—	18,6	17,5
Потери руды, %	17,65	—	17,4	15
Производительность труда рабочего, *т/смена*:				
по участку	12,7	14,3	12,8	14,5
на выпуске	34	36	36	41

Выводы

1. Совершенствование систем разработки и внедрение новых производительных вариантов системы принудительного обрушения с компенсационными камерами и бесцеликовой выемкой положительно сказались на технологии горных работ и способствовали повышению безопасности работ и росту производительности труда.

2. Успех работы в сложных и неблагоприятных условиях нижних горизонтов Заполярного рудника во многом зависит от четкого выполнения основных технических направлений, установленных для рудника проектными решениями для нижних горизонтов.

3. В связи с большими масштабами подземной добычи, дальнейшее усовершенствование технологии подземной разработки должно идти по пути совмещения горизонта подсечки и бурения, а также отказа от трудоемкой подготовки днища блока посредством рудовыпускных воронок. Решение этой задачи требует дальнейшего совершенствования производительных систем разработки с применением мощного самоходного оборудования.

ЛИТЕРАТУРА

1. Шаблыгин А. И. Повышение технологической дисциплины на горнорудных предприятиях. Бюлл. цветной металлургии, 1960, № 14.

2. Жмурко П. Т., Пахомов А. С., Исаев А. В., Шаблыгин А. И., Галаев Н. З. О рациональных параметрах системы принудительного блокового обрушения на Заполярном руднике. Цветная металлургия, 1963, № 3.