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

ОБ УПРАВЛЕНИИ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ НА ЗАПОЛЯРНОМ РУДНИКЕ НОРИЛЬСКОГО КОМБИНАТА

Н. З. Галаев, А. В. Исаев

Месторождение вкрапленных медно-никелевых руд, разрабатываемое Заполярным рудником, представлено пластообразной залежью габбро-диабазов мощностью до 30 *м*, падающей под углом 12—20°. Выше рудоносной интрузии залегают эффузивные породы (порфириты, габбро-диабазы) общей мощностью 180—250 *м*.

По шкале М. М. Протодьяконова крепость руды 14—16, пород 10—14. Временное сопротивление образцов руды и вмещающих пород следующее, *кг/см*^{2}:

	Сжатию	Растяжению
Габбро-диабаз пикритовый	1400—1750	80—140
Габбро-диабаз токситовый	650—950	50—60
Олигино-биотитовый габбро-диабаз . .	1750—2500	110—180
Порфирит лабрадоровый	2200—2550	200—240

Рудное тело и вмещающие породы разбиты многочисленными трещинами различной ориентации и размеров. Трещины выражены довольно четко и часто заполнены вторичными минералами или льдом. Сильно развитая трещиноватость снижает устойчивость кровли камер и междукамерных целиков.

Обработкой маркшейдерских наблюдений за разрушением целиков и обрушением пород налегающей толщи установлено приблизительное значение предельного сопротивления массива пород сжатию 80—150 *кг/см*^{2} и сдвигу 10—20 *кг/см*^{2}.

Неустойчивость руды и вмещающих пород определила выбор системы разработки. От принятой вначале на комбинате камерной системы разработки отказались из-за неустойчивости междукамерных целиков, обрушения кровли, сползания буровых берм и других опасных нарушений. С 1956 г. рудник в качестве основной применяет систему принудительного блокового обрушения [1] с отработкой блоков размерами 56 × 120 *м* массовым взрыванием на компенсационные камеры, объем которых составляет 40% объема блока. С 1960 г. на руднике испытывают системы принудительного обрушения с одностадийной выемкой компенсационных камер [2].

Проявление горного давления и способы управления им различны в зависимости от состояния покрывающей толщи пород и стадии отработки месторождения: до выхода обрушения на поверхность и после выхода обрушения на поверхность [3].

Управление горным давлением до выхода обрушения на поверхность. Для выяснения распределения опорного давления в рудных целиках

и массиве были поставлены исследования на плоских и объемных моделях из эквивалентных материалов, отвечающих условиям подобия явлений. Подобие достигнуто после многочисленных экспериментов на моделях из материалов различной прочности. После получения аналогичных практике явлений установили рецептуру эквивалентного материала (процентное содержание парафина и кварцевого песка). При этом материалы приготовляли с расчетом получения прочностных характеристик не образца, а массива, что дало возможность учесть влияние трещиноватости. Модель отдельного поля месторождения в масштабе 1 : 400 опиралась на динамометрическое основание; датчики воспринимали давление, и оно фиксировалось измерительной станцией.

Моделированием выявлено, что при некоторой «критической» площади подработки давление на одни целики падает, на другие возрастает. Опорное давление на прилегающий рудный массив увеличивается, происходит его перераспределение.

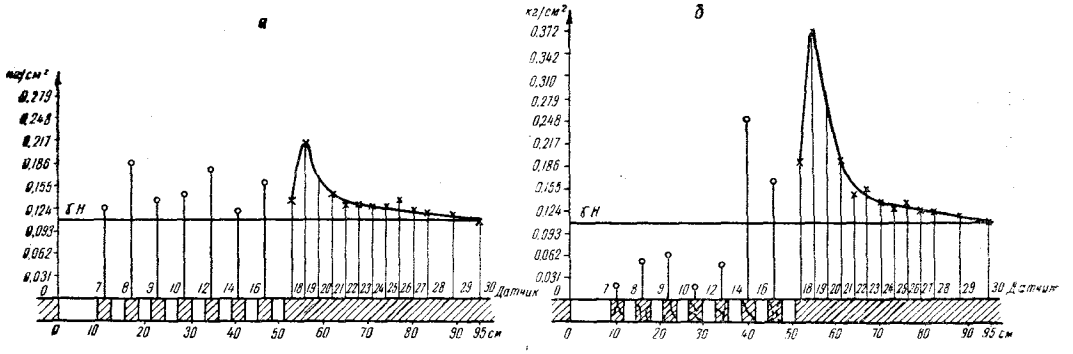


Рис. 1. Эпюра распределения опорного давления до (*а*) и после (*б*) разрушения целиков (два крайних целика частично сохраняют устойчивость).

Опорное давление, превосходящее начальное (гидростатическое) в 1,5—2 раза, распространяется в глубь массива до разрушения целиков. На рис. 1, *а* дана схема отработки модели и эпюра распределения давления перед разрушением целиков и обрушением налегающей толщи пород. После раздавливания целиков под давлением вышележащей толщи (рис. 1, *б*), когда подработанный камерами пролет составлял 45—50 *см* (180—200 *м* в пересчете на натуру), давление на рудный массив у выработанного пространства возросло в 3—5 раз.

Фактически интенсивное проявление горного давления на руднике началось, когда подработанная площадь составляла 40—45 тыс. $м^2$. К декабрю 1954 г. были отработаны камеры и частично целики на площади 80×120 *м* (рис. 2). Задержка выемки целиков вызвала разрушение панельных (линейных) и частично междукамерных целиков. Подвигание очистных работ на север при увеличенной ширине междукамерных целиков не улучшило положения. Во вновь образованных камерах и целиках развилось усиленное опорное давление. Целики, несмотря на трехкратный запас прочности, сильно деформировались и их выемка стала невозможной. Рудный массив был деформирован на расстоянии до 40—50 *м* от района очистных работ.

Управление горным давлением при постоянном увеличении подработанного камерами пространства, когда обрушение еще не достигло поверхности, представляет сложную задачу. Проявления опорного давления в этот период можно уменьшить повышением интенсивности выемки камер, правильным выбором параметров камер и целиков и, наконец,

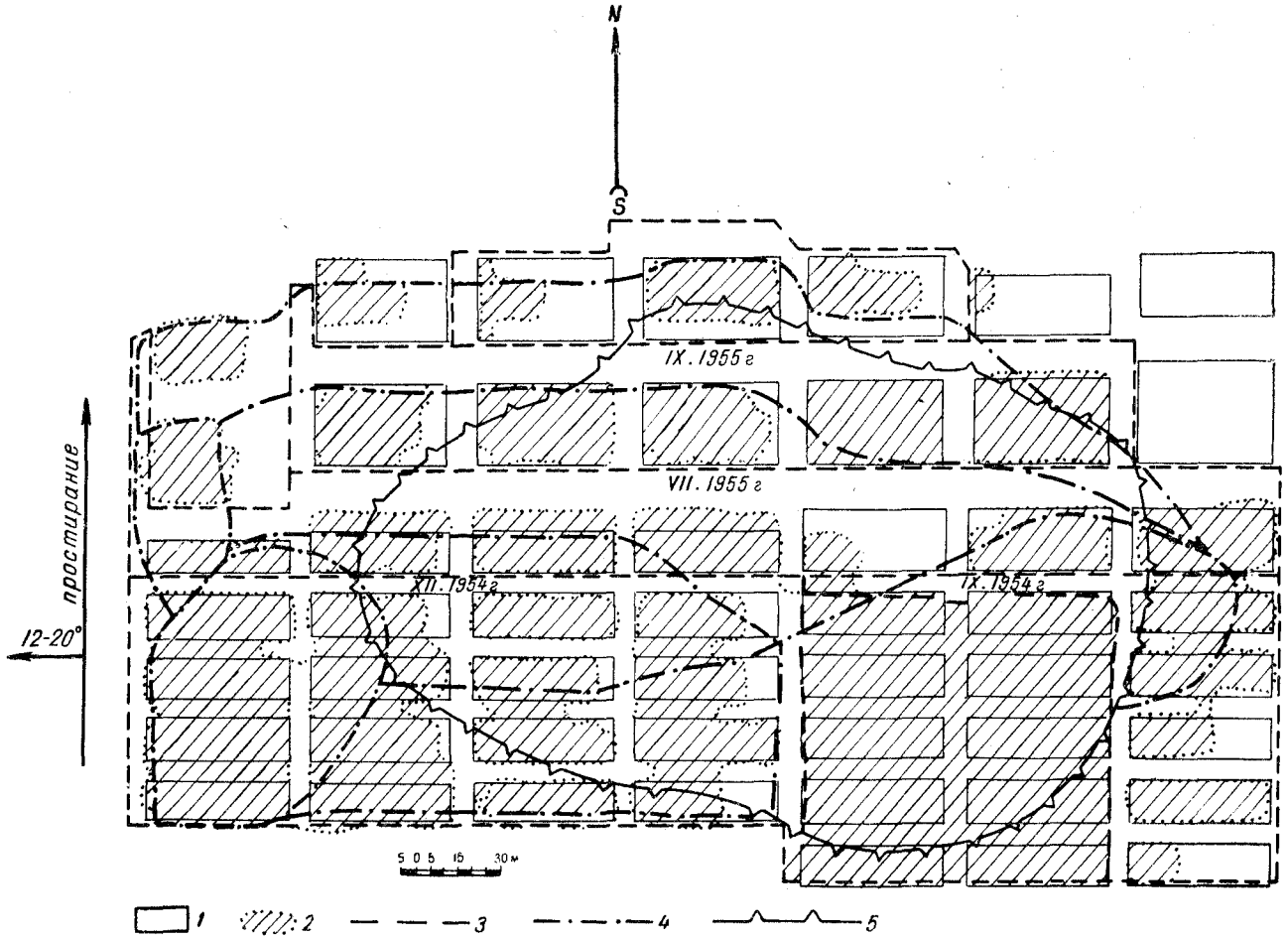


Рис. 2. Схема отработки северного участка поля рудника 7.

1 — проектные границы камер; *2* — отработанные участки; *3* — границы обрушения целиков по датам; *4* — границы обрушения кровли; *5* — трещины первичного обрушения на поверхности.

принудительным обрушением пород кровли вслед за массовым взрыванием целиков.

Первое обрушение покрывающей толщи пород минными зарядами на высоту, равную мощности рудного тела, проведено в 1954 г. на площади 10300 $м^2$. Затем производилась принудительная посадка кровли взрыванием глубоких скважин.

Результаты принудительной посадки кровли не всегда были благоприятными. На руднике 7 горное давление ко времени посадки было настолько большим, что опорное давление на массив и целики заметно не снизилось. В декабре 1955 г. обрушение вышло на поверхность, и давление на рудный массив существенно уменьшилось. Лучшие результаты принудительной посадки кровли достигнуты на руднике 9. Принудительная посадка кровли снижала опорное давление и способствовала более скорому выходу обрушения на поверхность.

Практика показала, что принудительная посадка кровли в первый период разработки необходима. Лучшие результаты по эффективности сейсмического воздействия на массив несомненно дает взрывание минных зарядов.

Обрушение на поверхность выходит под отрицательным углом (около 8°) в сторону выработанного пространства — образуются консоли необрушенных пород [6]. Коэффициент разрыхления пород в зоне обрушения обычно не превышает 1,04—1,05. С течением времени при подвигании фронта выемки зависшая консоль обрушается под углом 78—80°, направленным от выработанного пространства.

Характер обрушения покрывающих пород во многом зависит от формы площади выработанного пространства. Наиболее благоприятна для быстрейшего первоначального обрушения прямоугольная, близкая к квадрату площадь. Так, при площади 180 на 200 *м* обрушение доходит до поверхности за 10—12 месяцев. При такой же площади, но в форме вытянутого равнобедренного треугольника обрушение затягивается на 4—5 лет и выходит на поверхность, образуя большие консоли необрушенных пород.

Управление горным давлением после выхода обрушения на поверхность. Для снижения давления по мере подвигания очистных работ необходимо систематически обрушать образующиеся породные консоли, чтобы постепенно растущее горное давление не достигало разрушающих величин. Соответствие шага обрушения параметрам системы разработки — очень важное условие нормальной отработки месторождения.

Обычно после взрывания целиков в блоке породы кровли самообрушаются крупными глыбами на высоту до 25—30 *м*. Первые 4—5 дней после взрыва обрушение идет со средней скоростью 30—35 *см/сутки*, а затем скорость уменьшается в несколько раз; через 5—7 дней обрушение охватывает зону высотой до 90—100 *м*.

Величина шага обрушения на земной поверхности при ширине эксплуатационных блоков 60 *м* составила в среднем 40 *м*. Последовательность отработки поля рудника 9 и выхода зон обрушения на поверхность видны на рис. 3. При одновременном взрывании целиков на фронте длиной менее 200 *м* обрушение пород задерживается и образуются породные консоли.

Когда обрушение пород достигает поверхности, зона опорного давления на рудный массив значительно сокращается, абсолютные величины вертикальных и горизонтальных деформаций в этой зоне уменьшаются; максимальные значения не превышают деформации: сжатия 5,4 *мм/м*, растяжения 3,5 *мм/м*, оседания 91 *мм* и поднятия 75 *мм*. Кроме того, период времени, в течение которого деформации достигают максимальных значений, существенно увеличивается. Обычно первые 5—6 месяцев после массовой отбойки все деформации примерно в два раза меньше своих

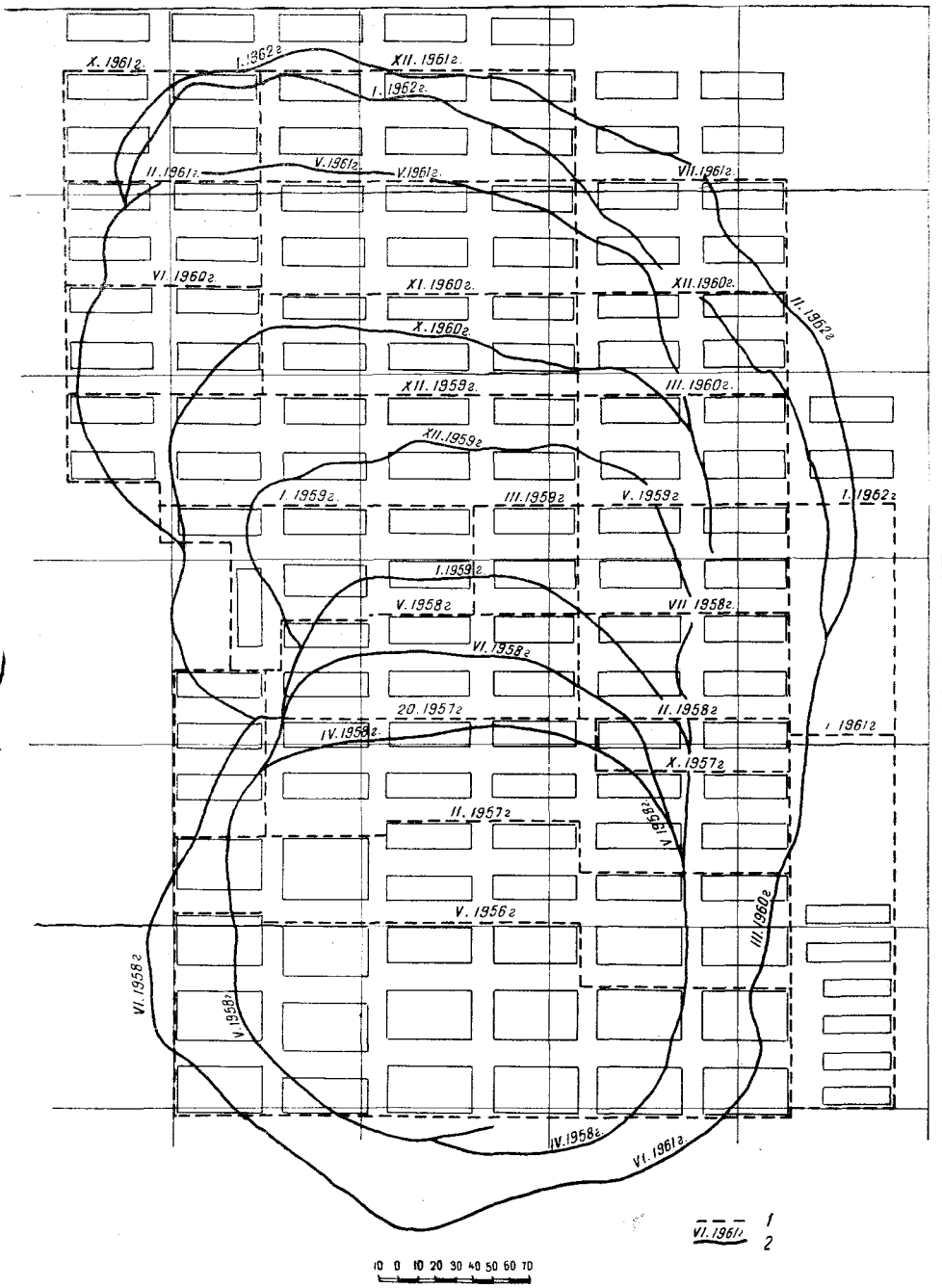


Рис. 3. Порядок отработки поля рудника 9 и обрушения поверхности.

1 — обрушение целиков; *2* — обрушение поверхности.

9274

ЛГИ

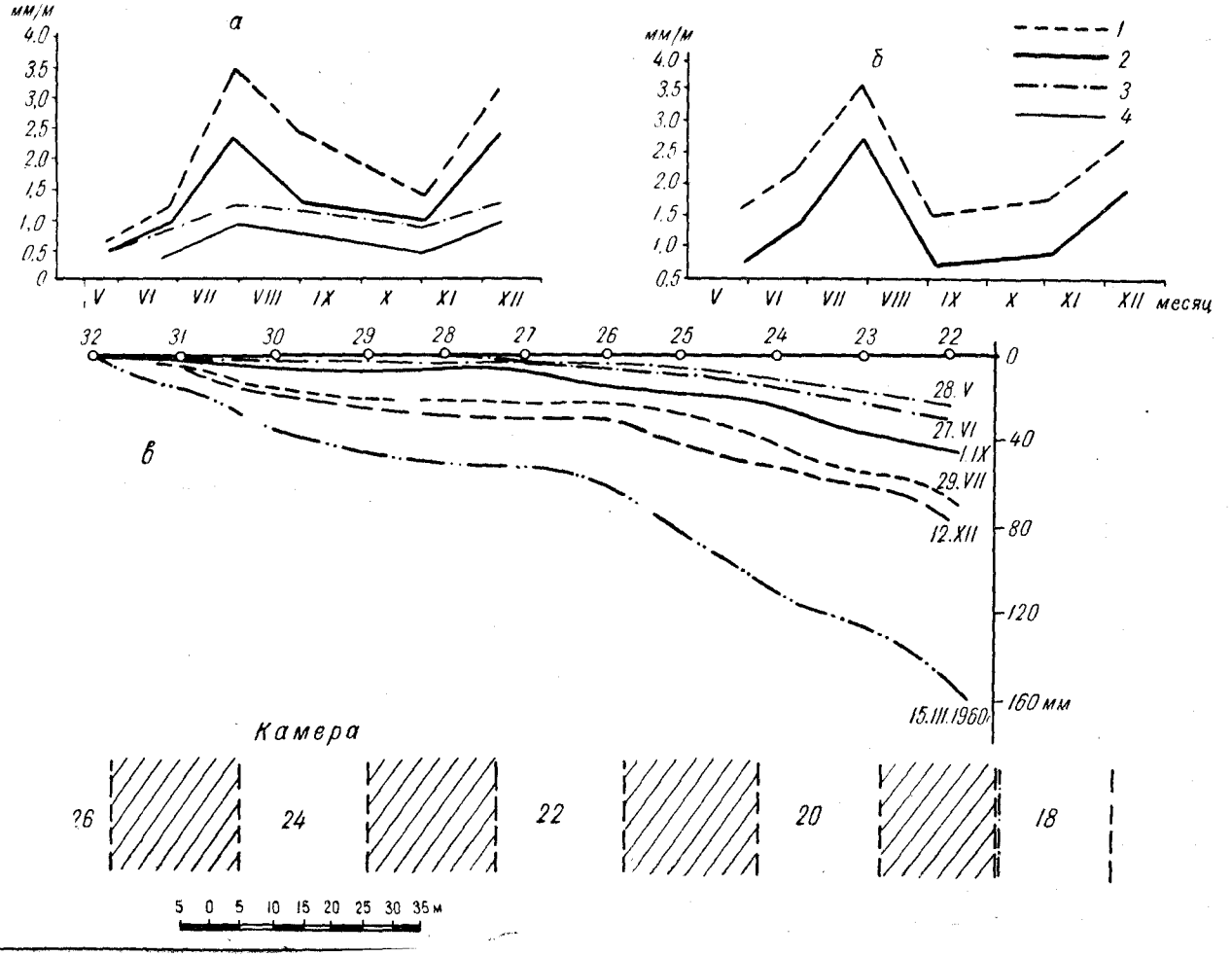


Рис. 4. Деформация целиков рудника 9.

а — относительная деформация сжатия линейного целика 13; *б* — относительная деформация сжатия междукамерного целика 18—20/13; *в* — абсолютная деформация сжатия линейного целика 13; *1* — максимальные деформации в интенсивной зоне (от 40 *м* до обрушения); *2* — там же, средние деформации; *3* — максимальные деформации в зоне затухания (от 40 до 90—100 *м*) до обрушения; *4* — там же, средние деформации.

максимальных значений. Выработки и рудные целики в течение этого срока стоят устойчиво. Затем деформации массива начинают возрастать и через 9—10 месяцев достигают критических значений на участке протяженностью 15—20 *м* от линии обрушения (рис. 4).

Накопленный опыт убеждает, что в условиях рудника ширина блока должна соответствовать величине шага обрушения пород, т. е. быть не более 40 *м*, и что отрабатывать блок надо в течение 5—6 месяцев, пока вредное влияние опорного давления невелико.

Уменьшение ширины блока с 60 до 40 *м* создаст более благоприятные условия самообрушения налегающих пород, даст возможность перейти на однорядную отработку блоков (камера-целик), повысит интенсивность отработки блоков и увеличит производительность выпуска за счет сокращения выхода негабаритной руды.

Уменьшение срока отработки камер даст возможность увеличить камерные запасы в основном за счет увеличения ширины камер. На руднике проводилась опытная отработка камер шириной до 26 *м*. Однако на центральных участках шахтного поля камеры шириной более 20 *м* неприемлемы.

Если в шахтном поле прямолинейный фронт работ искажен и отдельные участки отрабатываются с опережением соседних, то образующиеся в общей линии работ уступы препятствуют обрушению налегающих пород, начавшемуся после отработки соседних участков, замедляют его, и рудный массив в районе таких уступов испытывает очень большую нагрузку. Целики руды после выемки компенсационных камер начинают разрушаться по всей высоте практически одновременно; породы кровли камер задолго до взрывания целиков обрушаются, заполняя камеру, опорное давление перераспределяется и распространяется на участки рудного массива, которые при прямолинейном фронте находились бы вне опасной зоны.

При обычной ширине уступа 60 *м* (размер блока по простиранию) в первые 2—3 дня после его образования разрушается участок протяженностью до 20 *м*. В последующие 20—25 дней разрушение идет менее интенсивно, однако иногда распространяется и на 40 *м*. Если уступ сохраняется более одного месяца, разрушаются не только подэтажные выработки, но и выработки горизонта скреперования, а иногда и откаточные. Потери и разубоживание на таких участках катастрофически возрастают. Проводившееся принудительное обрушение кровли в районе уступов практически не снижало разрушительных проявлений опорного давления.

В последние годы на руднике, особенно при доработке отдельных участков, применяют систему принудительного блокового обрушения с одностадийной выемкой. В связи с отсутствием компенсационных камер и тем, что призабойный рудный массив большей частью подбучен, зона вредного влияния опорного давления на рудный массив сокращается по сравнению с двухстадийной выемкой в два с лишним раза, и величина максимальных деформаций в этой зоне уменьшается при нормальных условиях в 3—4 раза [5]. Однако такое положение сохраняется обычно не более месяца, в дальнейшем деформации начинают быстро расти, достигая критических величин через 2—2,5 месяца. Это объясняется тем, что отработка узкими (шириной 6—7 *м*) лентами затрудняет самообрушение пород налегающей толщи; нагрузка от зависающих пород на рудный массив со временем возрастает и давление на призабойный массив увеличивается. Поэтому, помимо строгого соблюдения технологической дисциплины, при одностадийной выемке необходима очень высокая интенсивность отработки, чтобы возможно быстрее подрабатывать налегающие породы на величину их шага обрушения.

Выводы

1. При разработке мощных полого падающих месторождений системами с обрушением необходимо создать условия для быстрейшего обрушения пород до поверхности. Этому могут способствовать увеличенные параметры блоков и принудительная отрезка кровли вслед за взрыванием междукамерных и панельных целиков.

2. После выхода обрушения на поверхность и при достаточной длине прямолинейного фронта очистной выемки налегающие породы могут самообрушаться и принудительная отрезка кровли тогда будет излишней.

3. На Заполярном руднике Норильского комбината при длине фронта работ 200—250 *м* шаг самообрушения пород составляет 40 *м*. Чтобы ширина блока соответствовала шагу самообрушения, целесообразно при системе принудительного блокового обрушения с двухстадийной выемкой вести разработку блоками, состоящими из одной камеры и целика. Это улучшит состояние целиков и камер, повысит интенсивность отработки и увеличит извлечение запасов.

4. При достаточной интенсивности работ и прямолинейном фронте проявления горного давления будут менее опасными при одностадийной выемке, чем при варианте с компенсационными камерами, где наиболее затруднительна выемка целиков. Однако при пониженной интенсивности работ и большой мощности рудного тела преимущества одностадийной выемки относительно проявления горного давления уменьшаются.

5. Отработку смежных рудных полей (на рудниках 7, 9 и 7-бис) для снижения вредного влияния горного давления и обеспечения наиболее благоприятных условий выемки следует вести не обособленно, а последовательно от подработанного и обрушенного до поверхности пространства [7]. В этом случае при достаточном фронте работ сохранятся стабильность шага самообрушения и величины опорного давления.

ЛИТЕРАТУРА

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

2. Садовский Г. И., Пахомов А. С., Шаблыгин А. И. и др. Совершенствование технологии разработки на Заполярном руднике Норильского комбината. Горный журнал, 1961, № 11.

3. Городецкий П. И., Галаев Н. З., Палий В. Д. Вопросы механики массива горных пород. Горный журнал, 1959, № 5.

4. Галаев Н. З. Моделирование камерной разработки методом эквивалентных материалов с применением динамометрического основания. Зап. ЛГИ, т. XLIV, вып. 1, 1961.

5. Галаев Н. З., Исаев А. В. Управление горным давлением при системах с обрушением на Заполярном руднике. Горный журнал, 1962, № 6.

6. Галаев Н. З., Исаев А. В. Обрушение трещиноватых пород при разработке полого падающих месторождений. Горный журнал, 1962, № 12.

7. Галаев Н. З. Распределение опорного давления при различных направлениях выемки (для условий нижнего блока Заполярного рудника). Зап. ЛГИ, т. XLVIII, вып. 1, 1963.