

УДК 622.34.001.5

**РАЗВИТИЕ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ
РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ ЗАЛЕЖЕЙ
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД В УСЛОВИЯХ НОРИЛЬСКА**

**А. П. Тапсиев, А. М. Фрейдин, В. А. Усков,
А. Н. Анушенков, П. А. Филиппов, А. А. Неверов, С. А. Неверов**

*Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, E-mail: atapsiev@misd.nsc.ru,
Красный проспект, 54, 630091, г. Новосибирск, Россия*

Описаны предложенные технологические решения, внедренные в производство либо принятые к проектированию на рудниках, обрабатывающих месторождения “Норильск-1”, “Талнахское” и “Октябрьское”. Приведены новые запатентованные способы разработки, прошедшие с положительным результатом промышленную апробацию или предложенные к проведению опытно-промышленных испытаний, которые в перспективе могут найти эффективное применение в горном производстве.

Комплексное совершенствование систем разработки, обрушение налегающих пород, закладка выработанного пространства, технологические процессы горного производства, рекомендации по ведению горных работ

ВВЕДЕНИЕ

В рудах месторождений Норильского промышленного района сосредоточено порядка 35 % разведанных мировых запасов никеля, 10 % запасов меди, 15 % кобальта и более 40 % платиноидов. В рудных минералах медно-никелевых руд обнаружено 56 элементов таблицы Менделеева, 14 из которых имеют промышленное значение: медь, никель, кобальт, платина, палладий, родий, осмий, иридий, рутений, теллур, сера и др. Значение горно-металлургического производства Заполярного филиала ОАО “ГМК “Норильский никель” в экономике страны трудно переоценить. Продукция Компании является серьезным источником валютных поступлений, обеспечивает развитие важнейших отраслей промышленности: оборонной, космической, электротехнической, автомобиле-строения и пр.

Рудная база, технический уровень и условия ведения горных работ на действующих горнодобывающих предприятиях Заполярного филиала (ЗФ) ОАО “ГМК “Норильский никель” широко представлены в опубликованной литературе и в дополнительном описании не нуждаются [1–3].

К современным тенденциям, определяющим состояние горного производства на рудниках ЗФ Компании, относятся:

— увеличение глубины ведения горных работ, обуславливающее рост удароопасности и тектонической нарушенности разрабатываемых массивов, величины действующих в конструктивных элементах систем разработки напряжений, температуры вмещающих пород и руднич-

ного воздуха. Под воздействием указанных факторов снижаются устойчивость обнажений и интенсивность отработки полезных ископаемых в результате роста затрат времени на приведение выработок в безопасное состояние;

— обеднение содержания полезных компонентов в добываемой руде за счет все большего вовлечения в отработку вкрапленных и медистых руд, определяющее необходимость наращивания объемов добычи, а следовательно, и твердеющей закладки для поддержания уровня производства металлов;

— рост протяженности и усложнение конфигурации сетей горных выработок, что ведет к увеличению дальности транспортирования твердеющих смесей и затрат на проветривание;

— возрастающая изменчивость условий ведения горных работ при их развитии как по глубине, так и по площади при вводе в отработку новых залежей или их участков, обуславливающая частую смену технологических схем ведения добычи с соответствующим снижением интенсивности выемки руды в переходных зонах.

Исходя из вышеизложенного принято, что для повышения эффективности горнодобывающего производства модернизируемые и вновь создаваемые геотехнологии должны обеспечивать:

— повышение устойчивости горных конструкций;

— рост производительности и качественных показателей добычи руды;

— расширение возможной области применения высокоэффективных апробированных систем разработки путем создания и внедрения комбинированных геотехнологий, адаптированных к изменяющимся горно-геологическим условиям;

— увеличение производительности приготовления и дальности транспортирования закладочных смесей;

— снижение затрат на проветривание горных выработок.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ НАЛЕГАЮЩИХ ПОРОД

Наиболее распространенными системами разработки при подземной выемке вкрапленных руд месторождения “Норильск-1” являются варианты этажного и подэтажного обрушения. Основные взаимоисключающие недостатки этих систем — либо низкие показатели извлечения руды, обусловленные большими расстояниями между выпускными отверстиями, либо слабая устойчивость доставочных выработок при уменьшении расстояния между ними. Используемые системы характеризуются сравнительно низкими показателями извлечения руды (потери — до 18,5 %, разубоживание — до 17 %), увеличенным объемом подготовительно-нарезных работ (до 55 м³/1000 т) и низкой производительностью труда рабочего по системе разработки (до 25 т/смен).

С целью улучшения качественных показателей извлечения полезного ископаемого совместно со специалистами компании предложена двухстадийная система разработки подэтажного обрушения с выпуском руды из подконсольного пространства [4]. Сущность геотехнологии (рис. 1) заключается в выемке камер увеличенной ширины под нависающей консолью с временными рудными целиками на флангах, погашаемыми с отставанием от фронта выемки камер совместно с обрушением пород кровли. Минимальная длина зависающей консоли L_k определяется углами откоса обрушенных пород и составляет

$$L_k = \frac{m}{\operatorname{tg} \beta} + (m - h_d) \operatorname{tg} \alpha + k_3,$$

где m — мощность рудного тела, м; α и β — углы естественного откоса соответственно руды и вмещающих пород, град; h_d — высота днища блока, м; k_3 — глубина забора руды ковшом ПДМ за контуром отбойки, м. При мощности рудного тела 15–20 м длина консоли изменяется от 18 до 30 м.

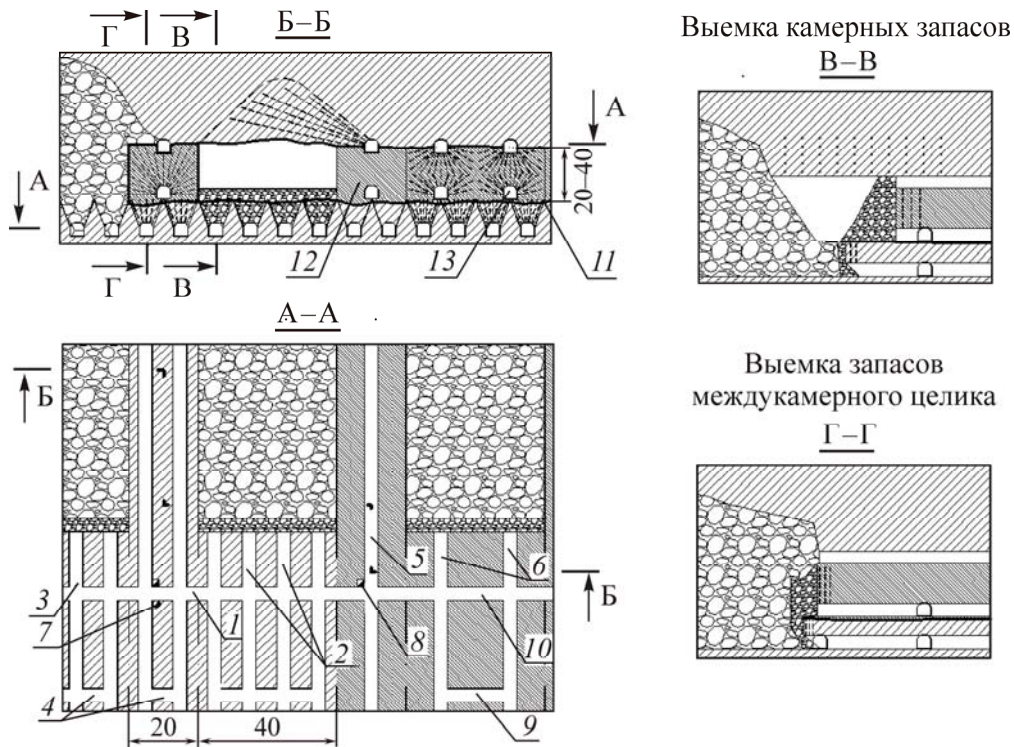


Рис. 1. Система разработки подэтажного обрушения с выпуском руды из подконсольного пространства: 1 — панельный штрек; 2 — буро-доставочные заезды; 3 — буро-доставочный орт целика; 4 — вентиляционная сбойка доставочного горизонта; 5 — буро-посадочный орт буро-вентиляционного горизонта; 6 — буровой орт буро-вентиляционного горизонта; 7 — рудоспуск; 8 — вентиляционно-ходовой восстающий; 9 — вентиляционная сбойка бурового горизонта; 10 — сборочный вентиляционный штрек; 11 — рудное тело; 12 — междукамерный целик; 13 — буровые выработки

В рассматриваемом примере рудная залежь разбивается на панели, включающие камеры и временные целики. В первую очередь отработкой части камерных запасов формируют подконсольное пространство. Далее с периодической последовательностью в отступающем порядке осуществляется послойная выемка основных запасов камеры с выпуском руды под защитой нависающей породной консоли и погашение междукамерных целиков с одновременным обрушением пород кровли. При этом фронт камерной выемки опережает отработку целиков на длину устойчивого зависания консоли. Обязательным условием погашения междукамерных целиков, исключающим заброс руды в выработанное пространство, является заполнение его налегающими породами на высоту не менее мощности рудного тела.

Управление горным давлением осуществляется полным обрушением пород налегающего массива. Отработка камер должна проводиться преимущественно линейным фронтом. Допустимое отставание фронта отбойки очистных камер в смежных панелях до 40 м.

Система может исполняться с рудной или с полевой подготовкой горизонта выпуска руды. Подготовка панели при рудном расположении горизонта выпуска производится буро-доставочными выработками, пройденными по почве рудного тела в камере и целиках, выработками вентиляционного горизонта по верхнему контуру залежи и вентиляционного восстающего. Проходка буро-доставочных ортов выполняется поочередно отдельными секциями, разделенными панельными штреками. Аналогичным образом осуществляется подготовка панели с полевой подготовкой горизонта выпуска (рис. 1).

В предложенном варианте системы разработки возможен также комбинированный способ подготовки: извлечение камерных запасов из рудного днища, выпуск руды обрушенных целиков из полевых выработок.

Выемка камерных запасов предусматривает послойную отбойку руды с выпуском ее из подконсольного пространства на почву буро-доставочных ортов. Доставка горной массы осуществляется самоходной техникой (ПДМ) в рудоспуск, расположенный на фланге панели. При этом отбойка руды в камере и погашение пород кровли ведутся независимо. Отработка междукамерных целиков происходит параллельно с обрушением кровли с минимальным отставанием на шаг ее обрушения.

Очистная выемка в камере начинается с разделки отрезной щели шириной не менее 3 м. Образование ее осуществляется из разрезного штрека, пройденного по контуру рудного тела у нетронутого массива, с последовательной отбойкой скважинных зарядов на отрезной восстающий.

Послойная отбойка основных запасов руды в камерах производится вертикальными веерами глубоких скважин. Обрушение пород кровли, как правило, выполняется независимо с отставанием от фронта отбойки руды. Остатки отбитой руды на почве камеры доизвлекаются с использованием ПДМ с дистанционным управлением.

Очистные работы в целиках осуществляются по схеме одностадийной выемки с торцевым выпуском руды. Разбуривание массива производится веерами восходящих скважин, отбойка — слоями толщиной 2.0–4.0 м (в зависимости от высоты целика). Шаг обрушения кровли определяется темпами подвигания камерной выемки, а также устойчивостью пород и мощностью рудного тела. Бурение посадочных скважин производится из выработок, пройденных в границах целиков.

Определены устойчивые параметры технологии при выемке рудной залежи мощностью 20 м в условиях рудника “Заполярный”: ширина камеры 40 м, ширина целика 20 м, высота подэтажа равна мощности рудного тела 20 м, расстояние между буро-доставочными ортами 13 м, опережение фронта камерной выемки относительно отработки запасов целиков (по границе зависающей консоли) 25 м, длина породной консоли 20 м, высота обрушения налегающих пород 20 м, отставание фронта отбойки очистных камер в смежных панелях 7 м.

Проведено технико-экономическое сравнение вариантов систем разработки с использованием самоходного оборудования: системы этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и торцевым выпуском руды, а также варианта подэтажного обрушения с выпуском руды из подконсольного пространства. Варианты рассмотрены при рудной и полевой подготовке горизонта выпуска руды.

Данные сравнительного анализа полноты и качества извлечения руды из недр показали, что наиболее низкий уровень потерь и разубоживания руды достигается при двухстадийном порядке отработки с выпуском руды из подконсольного пространства при полевой подготовке основания блока (рис. 1): уровень потерь составил 7.0–8.5 %, разубоживания 7.5–8.0 %. Кроме существенного улучшения показателей выпуска руды, опережающая надработка буро-доставочных ортов камер очистными работами позволяет повысить их устойчивость.

Однако формирование днища блоков в описанном выше варианте отработки связано с большими удельными объемами породной проходки, высокой трудоемкостью горных работ. Кроме того, скорость истечения горной массы из выпускных отверстий имеет предельное значение, зависящее от площади поперечного сечения, формы, размеров и удельного веса кусков отбитой руды, что ограничивает производительность выемочных единиц.

Сотрудниками ИГД СО РАН совместно со специалистами Компании выполнено технико-экономическое и геомеханическое обоснование параметров новой высокоэффективной технологии разработки мощных рудных месторождений для условий рудника “Заполярный” [5–8]. Сущность технологии (рис. 2) состоит в образовании в почве залежи опережающего лавного очистного забоя с временными поддерживающими целиками и отбойкой рудной консоли под защитой крупноблочного обрушения налегающей толщи пород. Формирование лавной подсечки проводится с использованием высокопроизводительного самоходного оборудования камерно-столбовой выемкой со шпуровой отбойкой, позволяющей обеспечить извлечение максимального количества чистой руды в приконтактной зоне у почвы рудной залежи.

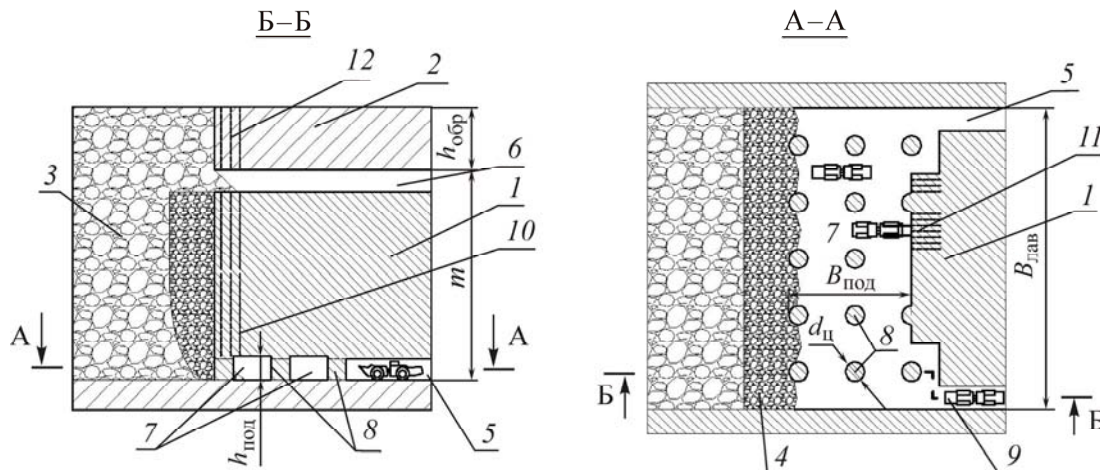


Рис. 2. Этажно-лавная система разработки с обрушением налегающих пород: 1 — рудная залежь; 2 — вмещающие породы; 3 — обрушенные породы; 4 — отбитая руда; 5 — откаточный (вентиляционный) штрек; 6 — вентиляционная выработка; 7 — лава; 8 — целики рудной консоли; 9 — погрузочно-доставочная машина; 10 — скважины для отбойки руды; 11 — шпур; 12 — скважины для посадки породной кровли

Обоснованы технологические параметры варианта этажно-лавной системы, обеспечивающие устойчивость конструктивных элементов: ширина лавы $B_{\text{лав}} = 64$ м, диаметр поддерживающих целиков $d_{\text{ц}} = 4.0$ м, высота подсечного пространства $h_{\text{под}} = 6.0$ м, ширина подсечного пространства $B_{\text{под}} = 26$ м, высота обрушения пород кровли $h_{\text{обр}}$ равна мощности рудного тела, м.

Новый вариант этажно-лавной системы разработки характеризуется следующими особенностями распределения напряжений в массиве:

- повышенную нагрузку испытывают поддерживающие целики, расположенные на контакте массива с отбитой рудой ($\sigma_{\text{max}} = 60 - 70$ МПа);
- значение опорного давления вблизи забоя лавы колеблется от 1.3 до $3.0 \gamma H$;
- откаточные выработки находятся в области сжатия;
- напряженное состояние рудной консоли варьирует от сжатия в верхней и средней частях залежи к растяжению в кровле лавы (σ_{min} до -2.5 МПа);
- образование лавной подсечки и зоны обрушения позволяет разгрузить рудный массив от вертикальных напряжений ($0.84 \gamma H$);
- напряженное состояние породной кровли изменяется от $0.84 \gamma H$ до исходного поля напряжений.

Использование новой технологии в сравнении с традиционной системой разработки этажным принудительным обрушением уменьшает удельный объем проходческих работ на 1 т товарной руды с 55 до 11.1 м³/1000 т. Возрастает производительность труда (с 25 до 30.97 м³/чел.-смен), снижаются потери отбитой руды с 18.5 до 14.0 %, уменьшается разубоживание руды с 17 до 13 % и повышается безопасность труда горнорабочих. Себестоимость добычи по системе разработки снижается в 2 раза.

Существенное снижение конструктивных и эксплуатационных потерь руды обеспечивается за счет формирования плоского днища, новой формы зоны выпуска, а также погашения временных целиков. Отработка части запасов камерно-столбовой системой позволяет снизить разубоживание.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ

Месторождения Талнахского рудного узла (“Талнахское” и “Октябрьское”) обрабатываются системами с твердеющей закладкой выработанного пространства. Наиболее освоенными являются сплошные слоевые (с восходящим, комбинированным и нисходящим порядком выемки) и камерные системы разработки. Выемка руды на флангах панелей осуществляется в сплошном порядке или по камерно-целиковой схеме с оставлением временных целиков.

При отработке первоочередного участка подработанной залежи медистых руд на руднике “Октябрьский” использовалась камерная система разработки. Крупноблочное строение рудной залежи обусловило повышенный выход негабарита при отбойке руды зарядами веером скважин, что существенно осложняло и замедляло процесс отгрузки горной массы. Поэтому неподработанную часть залежи, представленную рудами средней нарушенности, было решено обрабатывать восходящей слоевой системой. Мелкошпуровая отбойка слоев обеспечивала эффективное дробление горной массы.

Однако недостатками способа восходящей слоевой выемки являются относительно низкая производительность и высокая трудоемкость закладочных работ. Это обусловлено цикличностью закладочных работ, которые выполняются после отбойки и отгрузки каждого слоя, и, как следствие, большой их продолжительностью. Все циклы закладки завершаются достаточно длительным периодом твердения смесей до набора нормативной прочности. Другой недостаток способа связан с высокой себестоимостью твердеющих смесей и необходимостью формирования разнопрочного по высоте закладочного массива в каждом отбиваемом слое. При этом нижняя часть закладочного массива в слое формируется относительно дешевыми низкомарочными твердеющими смесями, а верхняя часть искусственного массива в каждом слое, на высоту порядка 1 м, формируется упрочненной — с целью ускорения возможности заезда технологического оборудования на почву технологического пространства. Используемые для упрочненного слоя твердеющие смеси с повышенным содержанием высокомарочного цемента относительно дороги, что приводит к удорожанию закладочных работ.

Совместно с производственниками предложен вариант восходящей слоевой системы разработки с временным магазинированием руды [9]. При осуществлении способа проводится частичная отгрузка отбитого слоя горной массы на высоту, достаточную для размещения бурового оборудования, а оставшаяся часть отбитой руды временно магазинируется (рис. 3). С поверхности замагазинированной руды обуривается, отбивается и частично отгружается следующий слой и т. д. После отбойки верхнего слоя производится генеральный выпуск руды и полная закладка выработанного пространства твердеющей смесью.

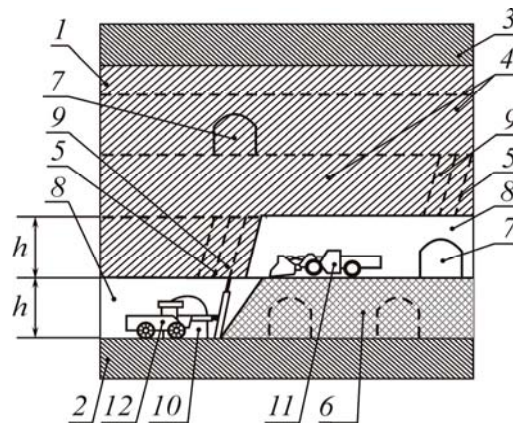


Рис. 3. Восходящая слоевая система разработки с магазинированием руды: 1 — рудное тело; 2 — породы почвы; 3 — породы кровли; 4 — отбиваемые слои; 5 — скважины; 6 — отбитая руда; 7 — слоевые уклоны; 8 — технологическое пространство; 9 — отбиваемые секции руды; 10 — погрузочные заезды; 11 — погрузочно-доставочная машина; 12 — самоходная буровая установка

Разработан порядок перехода на камерно-целиковую схему восходящей слоевой выемки с двухстадийным порядком отработки и временным магазинированием отбитой руды (рис. 4). Фронт очистных работ развивается от заложенного ранее выработанного пространства в направлении увеличения порядковых номеров лент: лента 1 отработана на полную мощность рудного тела и заполнена твердеющей закладкой (рис. 4а), лента 2 отрабатывается сплошной слоевой системой разработки в восходящем порядке. В ленте 4 ведут отработку сплошной слоевой системой разработки в восходящем порядке с магазинированием руды, а в лентах 3 и 6 проходят разрезные штреки. Кровля очистного забоя ленты 4 находится не выше уровня почвы очистного забоя ленты 2. Ленту 2 дорабатывают и закладывают. После отбойки ленты 4 на полную мощность рудного тела проводят генеральный выпуск замагазинированной руды и закладку камеры.

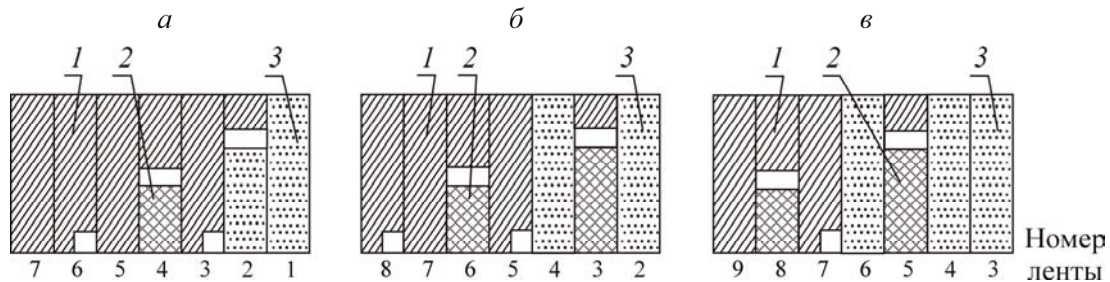


Рис. 4. Последовательные этапы развития камерно-целиковой схемы восходящей слоевой выемки руды с двухстадийным порядком отработки и временным магазинированием отбитой руды: 1 — рудное тело; 2 — замагазинированная руда; 3 — закладочный массив

Предложенная технологическая схема выемки запасов обеспечивает исключение цикличности закладочных работ, увеличение производительности добычи, повышение устойчивости рудных и искусственных обнажений, уменьшение разубоживания руды закладочным материалом, снижение затрат на повторное дробление и закладочные работы.

В сильно нарушенных рудах на руднике “Комсомольский” высоту камер с вертикальными стенками не рекомендуется принимать более 20 м [10]. Это ограничение приводило к необходимости отработки участков залежи мощностью 20–25 м двумя подэтажами, что существенно увеличивало удельный объем подготовительно-нарезных работ и снижало интенсивность очистной выемки за счет необходимости выемки опережающего подэтажа в сплошном порядке.

Совместно со специалистами рудника предложена, испытана и получила широкое применение система разработки с трапециевидной формой сечения камер и камерно-целиковым порядком выемки руды (рис. 5), которая обычно выполняется с рудной подготовкой и имеет следующие конструктивные параметры: высота камер не более 25 м, максимальная ширина камеры не более 8 м, минимальная ширина камеры не более 4 м, длина камер при отгрузке руды из одного торца по допустимым для устойчивости обнажений срокам отработки (3 мес в рудах сильной нарушенности) должна быть не более 30 м.

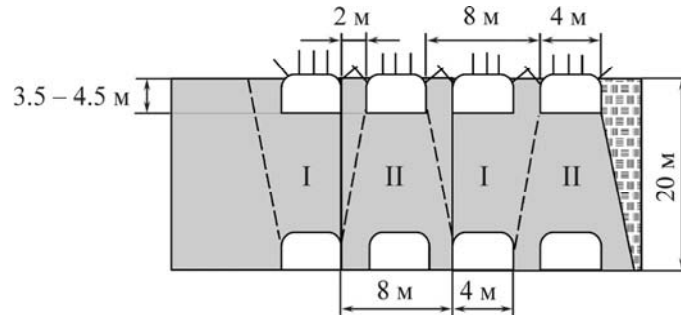


Рис. 5. Конструктивные параметры системы разработки с трапециевидной формой сечения камер и камерно-целиковым порядком отработки: I, II — камеры 1-й и 2-й очереди соответственно

В первичных камерах наклон (“заоткоска”) придается обеим рудным стенкам под углом порядка 80° таким образом, чтобы ширина кровли соответствовала ширине камеры, принятой проектом. Нормативную прочность закладки в камерах принимают: в первичных — марки М 60, во вторичных — М 30–М 40 или даже менее [11].

Повышение устойчивости наклонных стенок камер позволяет увеличить их высоту и объем, что снижает удельный объем подготовительно-нарезных работ. Возможность развития очистных работ по камерно-целиковой схеме обеспечивает увеличение скорости подвигания фронта отработки.

КОМБИНИРОВАННАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

С целью распространения менее затратных геотехнологий с обрушением на большие глубины разработана комбинированная технология с отработкой первичных панелей системой с твердеющей закладкой и вторичных панелей — этажным (подэтажным) обрушением [12].

Сущность данного варианта системы разработки заключается в разделении залежи на участки, обрабатываемые с твердеющей закладкой и обрушением (рис. 6). В первую очередь извлекаются запасы, на месте которых формируются искусственные закладочные массивы. Во вторую — после набора прочности закладки с отставанием отработываются временные рудные целики под обрушенными породами кровли. Высота зоны обрушения определяется заполнением породами кровли выработанного пространства на мощность залежи.

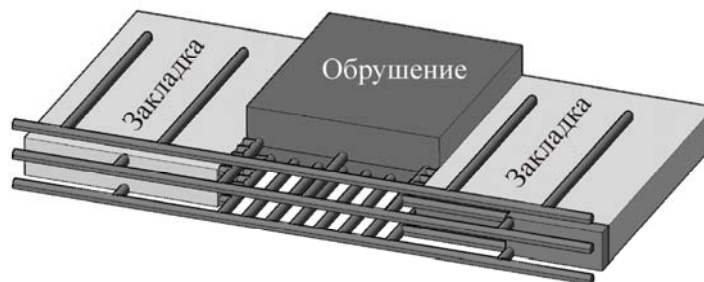


Рис. 6. Принципиальная схема комбинированной геотехнологии с закладкой и обрушением

Установленная последовательность выемки должна обеспечивать статическое деформирование налегающего массива горных пород и плавное его оседание. В зависимости от мощности залежи, устойчивости руд и пород отработка участка с твердеющей закладкой может осуществляться слоевыми или камерными системами, погашение временных рудных целиков — подэтажным (весьма мощные) или этажным (мощные залежи) обрушением.

Основные конструктивные элементы геотехнологии — искусственные и временные рудные целики, а также опережение фронта выемки с твердеющей закладкой относительно фронта обрушения в смежных панелях.

Поддержание пород кровли осуществляется искусственными целиками. Их размеры и компрессионные свойства закладки должны ограничивать скорость и общее оседание налегающей толщи до значений, близких к варианту отработки залежи с полной закладкой твердеющими смесями. Ширина временных рудных целиков выбирается в зависимости от размера устойчивого пролета пород кровли.

Выемка панелей первой очереди проводится сплошной камерной системой разработки с закладкой. Панели имеют ширину от 60 до 100 м и отделены одна от другой временными целиками такой же ширины. Отработка целика выполняется догоняющими фронтами от центральной разрезки системой подэтажного (этажного) обрушения с торцевым выпуском руды.

Подготовительно-нарезные работы в первичных панелях предусматривают проведение транспортного, вентиляционного и закладочного штреков, рудоспусков, вентиляционных восстающих, а также слоевых ортов, разрезных штреков и выработок вентиляционно-закладочного горизонта в границах панели, обрабатываемой системой с твердеющей закладкой.

Подготовка временного рудного целика осуществляется проведением в его границах этажных (подэтажных) буро-доставочных (в почве) и буро-вентиляционных (в кровле) ортов.

Очистные работы в первичных панелях развиваются выемкой лент шириной 8 м по сплошной или камерно-целиковой схеме с опережением по отношению к отработке временного рудного целика на 24 м. Искусственные закладочные массивы в начальный период не несут существенной нагрузки со стороны кровли, вес зависящей над горными выработками толщи пород воспринимают главным образом временные рудные целики [10–11].

Выемка запасов целика производится во вторую стадию послойной отбойкой руды веерами восходящих скважин с торцевым выпуском ее из буро-доставочных выработок. Принудительное обрушение пород кровли осуществляется только в пределах целика, без нарушения их над заложенными панелями. Бурение вееров скважин для посадки налегающих пород проводится с буровых ортов вентиляционного горизонта целика.

Методом математического моделирования в трехмерной постановке установлено [13–14], что при выемке вкрапленных руд средней и слабой нарушенности на глубинах до 1000 м устойчивость горных выработок обеспечивается без формирования зон запредельного деформирования. При сильной нарушенности руд требуется проведение дополнительных мероприятий по усилению крепления горных выработок и проведению разгрузочных мероприятий. Формирование искусственных опор в выработанном пространстве позволяет снизить опорные нагрузки в панелях, обрабатываемых системами с обрушением.

Предложенная технология снимает основное ограничение, препятствующее распространению систем разработки на большие глубины, — выход обрушения на земную поверхность. Ширина участков, обрабатываемых с обрушением, выбирается таким образом, чтобы развитие зоны обрушения затухало за счет самоподбучивания обрушаемых пород кровли.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Решена проблема увеличения производительности действующих шаровых мельниц на закладочных комплексах рудников “Октябрьский”, “Комсомольский”, “Маяк” “Таймырский” и “Скалистый” с сохранением реологических свойств закладочной смеси и учетом требований трубопроводного транспорта при самотечной и самотечно-принудительной подаче ее с поверхности до закладываемых выработок [15–23].

Приготовление закладочных смесей обычно осуществляется путем совместного помола в шаровых мельницах ангидрита, гранулированного шлака и базальтового щебня с добавлением цемента и воды при водоцементном соотношении 1 : 1.

Исходным требованием оптимальности процесса помола является то, что масса шаровой нагрузки мельниц должна определяться конечным рядом:

$$G_s = G_m + G_m e^{-kt} + G_m e^{-2kt} + \dots + G_0 e^{-kt},$$

где G_m — начальная масса шара; G_0 — конечная масса шара при отбраковке.

Предложены формулы для определения необходимого суммарного выхода шаров для каждого класса крупности, характеризующие оптимальное значение шаровой загрузки.

Для класса крупности – 100 + 80 мм суммарный выход шаров рассчитывается уравнением

$$w_2 = m_1 \frac{d_1^n - d_2^n}{d_1^n},$$

для класса крупности – 80 + 60 мм — уравнением

$$w_3 = m_1 \frac{d_1^n - d_3^n}{d_1^n} + m_2 \frac{d_2^n - d_3^n}{d_2^n},$$

для класса крупности – 60 + 40 мм — уравнением

$$w_4 = m_1 \frac{d_1^n - d_4^n}{d_1^n} + m_2 \frac{d_2^n - d_4^n}{d_2^n} + m_3 \frac{d_3^n - d_4^n}{d_3^n},$$

где m_1 — загрузка шаров диаметром d_1 ($d_1 = 100$ мм); m_2 — загрузка шаров диаметром d_2 ($d_2 = 80$ мм); m_3 — загрузка шаров диаметром d_3 ($d_3 = 60$ мм); n — показатель степени, определяемый законом изнашивания шаров ($n = 3-4$).

Внесены конструктивные изменения в действующее помольное оборудование (рис. 7), которые согласованы с заводом-изготовителем (ОАО “Волгоцеммаш”, г. Тольятти).

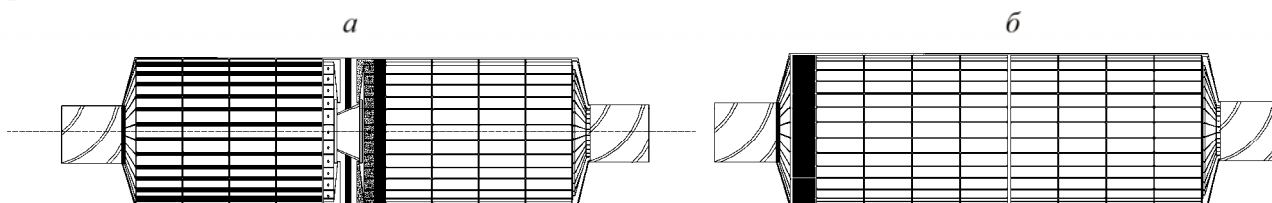


Рис. 7. Шаровая мельница до (а) и после (б) реконструкции

Реализация предложений по удалению междукамерной перегородки и монтажу дополнительной футеровки в совокупности с использованием приведенной методики оптимизации режима шаровой загрузки позволила увеличить производительность действующих шаровых мельниц при измельчении компонентов закладочной смеси на 15–20%.

Усовершенствованная технология измельчения исходных материалов и конструкция шаровых мельниц прошли опытно-промышленные испытания и приняты к производству. ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель” обратился в ОАО “Волгоцеммаш” с рекомендацией об изменении конструкции поставляемого помольного оборудования [18].

Для условий рудника “Октябрьский” выполнено обоснование технологических решений по увеличению дальности подземного трубопроводного транспорта закладочной смеси с заданными реологическими свойствами до 3.5 км.

Предложено для управления текучестью различных типов закладочных смесей использовать гидродинамические активаторы, которые позволяют регулировать в трубопроводе расход, вязкость, текучесть смеси и предельное напряжение ее сдвига. Разработана программа проведения опытно-промышленных испытаний. Схема размещения оборудования и закладочных трубопроводов на опытном участке горизонта – 500 м рудника “Октябрьский” приведена на рис. 8.

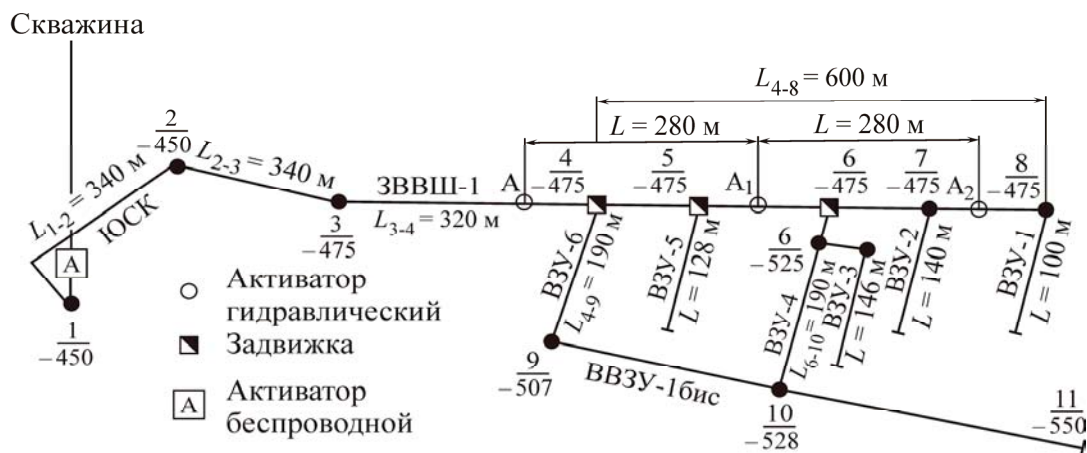


Рис. 8. Схема монтажа бетонопроводов и оборудования для проведения опытно-промышленных испытаний влияния активаторов различного типа на реологические свойства закладочной смеси и параметры ее транспортирования

Принципиальная схема установки контрольно-измерительных приборов для замера давления в трубопроводе показана на рис. 9. Режим работы гидротранспортной системы определяется точкой, соответствующей характеристике трубопровода и расходу поступающей смеси (рис. 10). Режим работы активатора в точке *M* (рис. 10) является устойчивым. Поддержание устойчивости этого режима обеспечивается изменением напорной характеристики в соответствии с изменениями режимов работы системы.

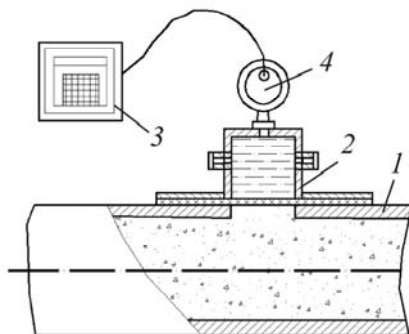


Рис. 9. Схема установки измерительных приборов в трубопроводе: 1 — трубопровод; 2 — разделительная камера 3 — самописец; 4 — датчик давления МЭД

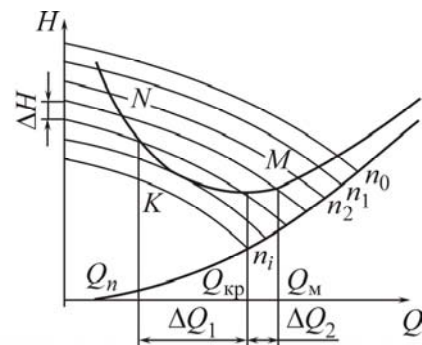


Рис. 10. Характеристика активатора: *H* — напор; *Q* — производительность; *n_i* — частота вращения привода

Предложена расчетная формула для определения длины горизонтального участка трубопровода механического транспортирования (бетоновода) между двумя напорными гидродинамическими активаторами:

$$L_{\text{нап}} = \frac{3600 d^2 P_{\text{акт}} v_{\text{кр}}}{1.276 \Delta P Q K_3},$$

где $P_{\text{акт}}$ — давление в магистрали, создаваемое активатором, Па; $K_3 \approx 1.4 - 1.6$ — коэффициент запаса давления, необходимый для устойчивого движения потока; ΔP — потери давления на участке транспортирования, Па; Q — производительность, м³/с; $v_{\text{кр}}$ — критическая скорость движения смеси на участке транспортирования, м/с. Для наклонных участков трубопровода критическая скорость движения смеси на участке транспортирования находится по формуле

$$V_{\text{кр.н}} = V_{\text{кр}} (1 \pm \sin \alpha).$$

Разработана программа-методика для проведения промышленных испытаний на опытном участке горизонта – 500 м рудника “Октябрьский”.

Увеличение дальности трубопроводного транспорта закладочных смесей позволяет отнести на более поздние сроки необходимость строительства новых поверхностных закладочных комплексов.

Для решения проблемы обеспечения горных выработок необходимым количеством воздуха при проветривании выполнен анализ результатов шахтных замеров выброса выхлопных газов на единицу паспортной мощности двигателя самоходного дизельного оборудования по семи подземным рудникам Норильска. Оказалось, что фактическая интенсивность выброса выхлопных газов на единицу мощности не превысила 0.0005 – 0.0007 м³/с для всех типов оборудования. С учетом этого выполнен расчет необходимого количества воздуха (м³/с на 1 л. с. паспортной мощности двигателя) по формуле

$$q^{\text{ог}} = a_1 \frac{t}{T_{\text{ц}}} I_{\text{о/л.с.}} \frac{c_{\text{oi}}}{T_i},$$

где a_1 — коэффициент влияния шероховатости и диффузионного рассеяния газов; $t/T_{\text{ц}}$ — коэффициент цикличности; $I_{\text{о/л.с.}}$ — интенсивность выброса газов; c_{oi}/T_i — кратность разбавления газов.

Расчетами установлено, что необходимое количество воздуха на единицу мощности двигателя на разбавление выхлопных газов до санитарных норм не превышает 2.2 м³/мин. Обоснована норма количества воздуха — 3 м³/мин на 1 л. с. паспортной мощности двигателя для проветривания всех выработок, распространяющаяся ранее только на тупиковые выработки.

Обоснование и соответствующие методики расчета проветривания по всем подземным рудникам Компании согласованы Ростехнадзором РФ, приняты производством и на длительную перспективу исключают необходимость ввода дополнительных мощностей для проветривания горных работ за счет снижения нормативов потребления воздуха.

Приведенные результаты вошли составной частью в принятые ЗФ Компании технологические регламенты на проектирование отработки вкрапленных руд гор. +90 м Западного участка поля “прирезки” рудника “Заполярный”, подработанных вкрапленных руд рудника “Октябрьский”, вновь вводимой рудной залежи вкрапленных руд; в рекомендации по ведению горных

работ и программы-методики проведения опытно-промышленных испытаний. Накопленный в Норильске многолетний опыт выполнения НИР подтвердил плодотворность комплексного развития геотехнологий — от усовершенствования конструктивных решений до повышения эффективности технологических процессов, в первую очередь наиболее затратных, трудоемких и малопроизводительных.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Опарин В. Н., Тапсиев А. П., Богданов М. Н., Бадтиев Б. П., Куликов Ф. М., Усков В. А.** Современное состояние, проблемы и стратегия развития горного производства на рудниках Норильска. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008.
2. **Опарин В. Н., Русин Е. П., Тапсиев А. П. и др.** Мировой опыт автоматизации горных работ на подземных рудниках. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007.
3. **Oparin V. N., Tapsiev A. P., Uskov V. A.** Challenges and new engineering solutions modernization of underground productive mines, Congress Proceedings of 21st World Mining Congress & Expo 2008, 7-11 September 2008, Poland, Krakow: Gospodarka Surowcami Minerflnymi, 2008, T. 2, No. 8/1.
4. **Пат. РФ № 2310753.** Способ разработки мощных рудных месторождений / М. Н. Богданов, С. П. Горбунов, А. Н. Ламзин, А. А. Запорожцев, А. Г. Горбунов, В. В. Аршавский, С. Г. Зберовский, А. П. Тапсиев, В. Н. Опарин, А. М. Фрейдин, В. А. Усков, Э. Н. Кореньков // Оpubл. в БИ. — 2007. — № 32 (прил. от 02.10.2009).
5. **Пат. РФ № 2208162.** Способ разработки месторождений подэтажным обрушением / А. М. Фрейдин, В. А. Усков, Э. Н. Кореньков, П. А. Филиппов // Оpubл. в БИ. — 2003. — № 19.
6. **Пат. РФ № 2301335.** Способ разработки рудных месторождений подэтажным обрушением / С. А. Неверов, А. М. Фрейдин, А. А. Неверов // Оpubл. в БИ. — 2007. — № 19.
7. **Опарин В. Н., Тапсиев А. П., Фрейдин А. М.** Научно-техническое сотрудничество Института горного дела СО РАН и Норильского ГМК // Цв. металлургия. — 2005. — №10.
8. **Фрейдин А. М., Тапсиев А. П., Усков В. А., Назарова Л. А., Запорожцев А. А., Сергунин М. П.** О техническом перевооружении и развитии технологии добычи руды на руднике “Заполярный” // ФТПРПИ. — 2007. — № 3.
9. **Пат. РФ № 2449125.** Способ разработки мощных пологих рудных тел / А. П. Тапсиев, А. Г. Анохин, В. А. Усков // Оpubл. в БИ. — 2012. — № 12.
10. **Регламент** технологических производственных процессов по применению камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства и использованием дистанционно управляемого самоходного оборудования при выемке сульфидных руд на Талнахских рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель” (РТПП - 051-2005). — Норильск, 2006.
11. **Регламент** технологических производственных процессов по применению слоевой системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими материалами и расположением очистных выработок в защитных зонах при выемке сульфидных руд на рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель” (РТПП-009-2004). — Норильск: ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель”, 2004.
12. **Пат. РФ № 2454540.** Способ управления горным давлением / А. М. Фрейдин, С. Ю. Васичев, З. Г. Уфатова, А. П. Тапсиев, В. А. Усков // Оpubл. в БИ. — 2012. — № 18.

13. **Неверов С. А.** Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния. Ч. I. Современные представления о напряженном состоянии массивов горных пород с ростом глубины // ФТПРПИ. — 2012. — № 2.
14. **Неверов С. А.** Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния. Ч. II. Тектонотипы рудных месторождений и модели геосреды // ФТПРПИ. — 2012. — № 3.
15. **Анушенков А. Н., Фрейдin А. М., Шалауров В. А.** Приготовление литой твердеющей закладки из отходов производства // ФТПРПИ. — 1998. — № 1.
16. **Тапсиев А. П., Анушенков А. Н., Усков В. А., Артеменко Ю. В., Плиев Б. З.** Развитие технологии трубопроводного транспорта закладочных смесей на большие расстояния на руднике “Октябрьский” // ФТПРПИ. — 2009. — № 3.
17. **Тапсиев А. П., Анушенков А. Н., Усков В. А., Артеменко Ю. В., Плиев Б. З.** Повышение производительности поверхностных закладочных комплексов рудников ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель” // ФТПРПИ. — 2010. — № 3.
18. **Хубулов О. Ю., Анушенков А. Н., Артеменко Ю. В., Усков В. А.** Увеличение производительности существующих закладочных комплексов на рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель” за счет модернизации действующих мельниц // Горн. журн. — 2010. — № 6.
19. **Tapsiev A. P., Anushenkov A. N., Uskov V. A. et al.** Improvement in productivity of surface stowing facilities for mines of the Transpolar Branch of the Norilsk Nickel joint-stock company, Journal of Mining Science Vol. 46, Issue 3, 2010.
20. **Tapsiev A. P., Freidin A. M., Filippov P. A. et al.** Extraction of Gold-Bearing ore from under the Open Pit Bottom at the Makmal Deposit by Room-and-Pillar Mining with Backfill Made of Production Waste, Journal of Mining Science, Vol. 47, Issue 3, 2011.
21. **Tapsiev A. P., Uskov V. A.** Increased ore extraction from thin flat-dipping veins using self-propelled equipment, Journal of Mining Science, Vol. 48, Issue 4, 2012.
22. **Oparin V. N., Freidin A. M., Tapsiev A. P. et al.** Hard mineral mining and raw material supply in Russia: Current state and the challenges, Journal of Mining Science, Vol. 49, Issue 4, 2013.
23. **Тапсиев А. П., Усков В. А.** Об основных критериях выбора типа крепи горизонтальной выработки в зоне влияния очистных работ рудника “Заполярный” // ФТПРПИ. — 2014. — № 4.

Поступила в редакцию 25/IX 2014