



СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
SIBERIAN FEDERAL UNIVERSITY

ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ



ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА

Министерство образования и науки Российской Федерации
Сибирский федеральный университет

ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Учебное пособие

Красноярск
СФУ
2017

УДК 622.222(07)
ББК 33.21я73
П442

А в т о р ы:

А.Н. Анушенков, Б.А. Ахпашев, Е.П. Волков, А.И. Голованов, Н.А. Шкаруба

Р е ц е н з е н т ы:

А.Г. Михайлов, доктор технических наук, заведующий лабораторией проблем освоения недр ИХХТ СО РАН;

А.П. Андриевский, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник ИХХТ СО РАН

П44 **Подземная геотехнология** : учеб. пособие / А.Н. Анушенков, Б.А. Ахпашев, Е.П. Волков [и др.]. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2017. – 304 с.
ISBN 978-5-7638-3725-4

Изложен комплекс вопросов, связанных с подземной разработкой рудных месторождений на современных горнодобывающих предприятиях, приведена характеристика рудной базы и основных регионов добычи сырья. Даны определения понятий и классификация способов вскрытия запасов. Рассмотрены системы разработки. Представлены сведения о технологических процессах добычи руд. Описаны динамические явления при выемке удароопасных рудных тел.

Предназначено для студентов, обучающихся по специальности 21.05.04 «Горное дело».

Электронный вариант издания см.:
<http://catalog.sfu-kras.ru>

УДК 622.222(07)
ББК 33.21я73

ISBN 978-5-7638-3725-4

© Сибирский федеральный университет, 2017

ВВЕДЕНИЕ

Природные ресурсы России являются в настоящее время и останутся в обозримой перспективе основой ее экономического развития. В составе природно-ресурсной компоненты значительная часть стоимости приходится на рудные месторождения полезных ископаемых (МПИ), разрабатываемых подземным способом. Главной особенностью подземных разработок является постоянное углубление горных работ. В достаточно близкой перспективе на рудниках Норильского региона горные работы будут вестись на глубинах 1,5–2,0 км, на рудниках Дальнего Востока, Горной Шории – более 1,0 км. Уже в настоящее время подземная добыча руд в Индии и ЮАР осуществляется на глубинах более 3,5 км, США и Канаде – более 2,5 км.

В подобных условиях безопасность горных работ можно обеспечить лишь при всестороннем изучении геомеханических процессов, происходящих в разрабатываемом массиве, создании надежных методов прогноза и контроля состояния толщи пород и поверхности земли в различные периоды преобразования недр.

Эти задачи, функциональные по своему характеру, имеют большое практическое значение для выбора способа управления горным давлением, обоснования параметров систем разработки, достижения качества, полноты и комплексности извлечения полезных ископаемых из недр.

Поэтому возрастает потребность науки и промышленности в специалистах в области горного дела, которое является частью фундаментальных наук о Земле и тесно связано с другими горными науками: горнопромышленной геологией, разрушением горных пород, рудничной аэрогазодинамикой, горной теплофизикой, информатикой, геотехнологией и т.д.

Горнорудная промышленность – ведущая отрасль промышленности России и ряда высокоразвитых стран Северной и Южной Америки, Австралии и Скандинавии. Наиболее ценные руды добываются подземным способом и, как отмечено выше, во все усложняющихся природных условиях больших глубин.

1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В условиях ограниченности финансовых, экологических и энергетических ресурсов, дефицита ряда ископаемых требуется обоснование новых подходов к недрам Земли. Настало время рассматривать «недра не только как источник минерального сырья, воды, газов, тепла, но и принципиально в ином плане – как природный многофункциональный ресурс жизнеобеспечения общества, находящийся в процессе постоянного преобразования» [1].

1.1. Предмет горных наук

Охрана недр Земли, изменяемых в своем состоянии и общественном назначении, может быть осуществлена только посредством целенаправленного их воссоздания в новом полезном качестве. То есть добыча полезного ископаемого должна позволять проводить геологоразведку глубоких горизонтов месторождений из подземных выработок, некоторые из них после реконструкции использовать в качестве вместилища производственных объектов (складов, хранилищ отходов, цехов перерабатывающего комплекса и т.д.). Подземные выработки также могут служить для утилизации тепла Земли или забора воды и теплообеспечения производственной и социальной инфраструктуры.

Строительство подземных объектов различного назначения – активно развивающаяся отрасль. Большинству специалистов известно об объекте «Красноярск-26», где построен и функционирует в течение более 50 лет подземный город. В этой области главенствующее положение среди горных наук занимает геомеханика.

Изменение концепции горных наук от обоснования технических решений при разработке месторождений к выявлению закономерностей развития геосистем в связи с последствиями освоения недр для

природы и общества потребовало по-новому представить классификацию (табл. 1.1.1) горных наук [1].

Таблица 1.1.1

Современная классификация горных наук

Группа горных наук	Горная наука
1. Горное недропользование	Горнопромышленная геология Геометрия и квалиметрия недр Геомеханика Разрушение горных пород Рудничная аэрогазодинамика Горная теплофизика
2. Горная системалогия	Теория проектирования освоения недр Экономика освоения георесурсов Горная экология Горная информатика
3. Геотехнология	Физико-техническая геотехнология Физико-химическая геотехнология Строительная геотехнология Геотехника
4. Обогащение полезных ископаемых	Технологическая минералогия Дезинтеграция и подготовка минерального сырья к обогащению Физические и химические процессы разделения, концентрации и переработки минералов и извлечения полезных компонентов

Научные дисциплины первой группы объединены общей идеей – выявить закономерности техногенной эволюции недр.

Горная системалогия включает в себя науки, которые изучают закономерности развития геосистем и выявляют последствия техногенного освоения недр.

Геотехнологии объединяют науки об извлечении полезных ископаемых из недр и водоемов, исследуют технологические процессы, технические средства, технологии и способы ведения горных работ.

Комплекс наук об обогащении полезных ископаемых изучает способность тех или иных методов извлекать минералы и полезные компоненты из массы добытого полезного ископаемого.

1.2. Краткая характеристика рудной базы и основные регионы добычи сырья

Если укрупненно характеризовать богатство России относительно мирового сообщества, то это: территория суши – 12 %, шельфа акватории мирового океана – около 30 %, на которой запасы лесных ресурсов составляют 22 %, пресных вод – 20 %, минеральных ресурсов – 16 % [2].

В составе минерально-ресурсной компоненты большую роль играют рудные ископаемые. Рассмотрим ниже состояние рудной базы страны и основные регионы их размещения.

1. Черная металлургия. По запасам *железных руд* Россия занимает ведущие позиции в мире, уступая ряду стран по качеству (содержанию железа) сырья. В государственном балансе полезных ископаемых учтено более 100 месторождений, из которых разрабатываются 52. Основная добыча осуществляется в Центральном регионе (Курская магнитная аномалия). На его долю приходится более 50 % добываемых руд. Около 20 % железных руд извлекаются из месторождений Уральского и Северо-Западного округов. Доля Сибирского региона составляет 7–8 %. Основные месторождения здесь – Таштагольское, Шерегешевское, Коршуновское, Белорецкое, Тейское, Абаканское и др.

Запасы *марганцевых руд* на территории России являются остродефицитными, основные потребности экономики удовлетворяются за счет импорта. Наиболее известное месторождение Усинское (Кемеровская область) располагает достаточными запасами руд (>11,5 млн т), но не разрабатывается из-за отсутствия эффективной технологии обогащения.

Дефицитным сырьем являются также запасы *хромитовых руд*. Сосредоточены они в Пермской области (Сарановское месторождение). Прогнозные ресурсы хрома оцениваются высоко, располагаются они на севере Свердловской области и Кольском полуострове. В 1998 г. из Сарановского месторождения было добыто около 70 тыс. т хромитовой руды при потребности страны до 1 600 тыс. т [2].

2. Цветная металлургия. По геологическим запасам, объему производства *никеля* Россия занимает ведущие позиции в мире. Основные запасы его сосредоточены в Норильском регионе (более 60 %) на северной окраине Сибирской платформы. Сульфидные медно-никелевые залежи сформированы вкрапленными, прожилково-вкрапленными и сплошными рудами. Помимо никеля и меди руды содержат промышленные запасы платиноидов, кобальта и других

ценных компонентов. Около 20 % запасов никеля приходится на Кольский полуостров.

Общемировые запасы *меди* (без стран СНГ) составляют 840 млн т, разведанные – около 470 млн т. В России известно более 120 месторождений этого металла. Подавляющая часть запасов его сосредоточена в Норильском регионе и на Удоканском месторождении. Месторождения Урала – основные производители меди в прошлые годы – к настоящему времени играют менее значительную роль. Потребности страны в меди удовлетворяются не полностью. Это требует ускоренного освоения Удоканского месторождения, способного производить металла до 300 тыс. т/год [2].

Минерально-сырьевая база *олова* в последние годы заметно ухудшилась. Месторождения этого металла на территории России располагаются от Ледовитого океана вдоль тихоокеанского побережья, Республики Саха (Якутия) через Магаданскую область в Хабаровский и Приморский края. В настоящее время добыча оловянных руд в значительно уменьшенных масштабах ведется на Депутатском и Правоурминском месторождениях [2].

Запасы *свинца и цинка* в РФ имеются в достаточном количестве. Их добыча ведется на Горевском месторождении (Красноярский край) и группе Приморских рудников ОАО «ГМК "Дальполиметалл"». В ближайшие годы вводится в эксплуатацию Карбалихинское месторождение (Алтайский край). Дальнейшие перспективы развития рудной базы свинца и цинка зависят от сроков освоения Ново-Широковского (Читинская область), Холоднинского и Озерного месторождений (Бурятия), обладающих значительными запасами этих металлов [3].

В России известны 13 месторождений *молибдена*, из них 9 имеют утвержденные балансовые запасы, которые оцениваются как достаточные для обеспечения потребностей страны. Большинство запасов (82 %) сосредоточены в Сибирском округе. В настоящее время добыча этого металла осуществляется на Сорском (Хакасия) и Жиренском (Читинская область) месторождениях [34].

Основная добыча *вольфрамовых концентратов* в РФ ведется в Приморском крае на месторождениях «Восток-2» и Лермонтовском. В Кабардино-Балкарии разрабатывается Тырнаузское месторождение, в рудах которого помимо вольфрама содержатся молибден, медь, висмут. В небольших масштабах добывается этот металл на Бом-Горхонском месторождении (Читинская область). Обеспеченность запасами на всех предприятиях оценивается как достаточная.

По масштабам производства *алюминия* Россия в мировой экономике занимает первое место. Основным сырьем для его производства являются бокситы, добываемые на глубоких рудниках Северного Урала и в небольших объемах в Ленинградской и Архангельской областях. Другим важным источником глинозема (оксида алюминия) служат месторождения нефелиновых сиенитов (Кемеровская область) и сынныритов (Бурятия и Читинская область).

Экономическая мощь государств в большей степени характеризуется наличием *валютного минерального сырья* – золота, серебра, платиноидов и алмазов (табл. 1.2.1). Россия ежегодно добывает 130–140 т *золота*, занимая ведущее место в мире. В государственном балансе страны числятся более 5,5 тыс. месторождений этого драгоценного металла, в том числе более 220 коренных, 5 275 россыпных, 128 комплексных. Основные разведанные запасы золота сосредоточены в Сибирском федеральном округе.

Наиболее крупные объекты коренных месторождений расположены и разрабатываются на территории Красноярского (Олимпиадинское, Советское) и Хабаровского краев, Иркутской области (Сухой Лог). Основная добыча россыпного золота осуществляется в Республике Саха (Якутия), в Магаданской, Иркутской и Амурской областях.

По запасам *платиноидов* Россия, наряду с ЮАР, занимает лидирующее положение в мире. Основные запасы их сосредоточены на разрабатываемых месторождениях медно-никелевых руд Норильского района. Платиноиды широко используются в качестве катализаторов и полностью удовлетворяют внутренний рынок страны [34].

Серебро в основном добывается попутно при разработке полиметаллических, медных и золотосодержащих рудных залежей. Крупные серебряные месторождения разрабатываются в Магаданской области (Дукатское, Карамкенское).

По запасам и производству *алмазов* Россия занимает одно из первых мест в мире. Промышленное значение имеют алмазоносные кимберлитовые породы и формирующиеся за их счет различные россыпные месторождения. Сырьевая база алмазов расположена в трех районах: Республике Саха (Якутия), Архангельской и Пермской областях. Основная их добыча (98 %) приходится на кимберлитовые трубки Республики Саха (Якутия): «Мир», «Удачная», «Интернациональная», «Юбилейная», «Айхал». Среднее содержание алмазов в разрабатываемых месторождениях нашей страны в 2–4 раза выше, чем за рубежом [4].

Таблица 1.2.1

**Классификация стратегических видов минерального сырья
по их ресурсному потенциалу**

№ группы	Потенциал месторождений полезных ископаемых	Минеральное сырье
I	Добывающие предприятия обеспечены высококачественными, конкурентоспособными на мировом рынке запасами; имеется фонд резервных месторождений. Прогнозный потенциал надежный	Газ, алмазы, никель, платина, бериллий
II	Может быть обеспечен высокий уровень эффективности добычи только на ближайшую перспективу (5–7 лет), есть резерв подготовленных объектов, освоение которых требует крупных инвестиций. Прогнозный потенциал хороший или удовлетворительный	Нефть, золото, медь, свинец, цинк, германий, литий, сурьма и редкие металлы
III	Нет запасов высококачественных конкурентоспособных руд, требуется применение сложных, неотработанных технологий обогащения, подготовлены небольшие резервные месторождения с хорошим или удовлетворительным качеством сырья; освоение требует инвестиций. Прогнозный потенциал удовлетворительный или ограниченный; необходим частичный импорт сырья	Бокситы, молибден, вольфрам, титан, цирконий
IV	Остродефицитные в России: их запасы весьма ограничены или практически отсутствуют, нет подготовленных к освоению крупных месторождений, реализация прогнозного потенциала требует проведения значительных объемов геологоразведочных работ с возможностью решения проблем сырьевой обеспеченности только через 5–12 лет, необходимо долгосрочное соглашение по импорту	Уран, марганец, хром, кварцевое сырье

Анализ текущей и долговременной промышленной конъюнктуры с прогнозом потребностей рынка в минеральном сырье на перспективу выдвигает перед Россией требования дальнейшего развития рудной базы. В ближайшее десятилетие будут строиться крупные по масштабам горнорудные предприятия в Читинской и Архангельской областях, Красноярском крае.

Большой интерес представляет север Читинской области, где проходит Байкало-Амурская магистраль. Район исключительно богат ценнейшими природными ресурсами, сконцентрированными компактно, что создает благоприятные предпосылки для их комплексного освоения в рамках единого территориально-производственного образования. Наряду с уникальным Удоканским, в районе выявлен целый ряд крупных месторождений и рудопроявлений меди с весьма ценными попутными компонентами. Помимо меди здесь имеются промышленные запасы титана, редких металлов, золота, серебра, молибдена, вольфрама, олова, редкоземельных элементов, железистых кварцитов. На крупном редкоземельном Катучинском месторождении кроме тантала, ниобия, циркония обнаружен природный криолит – ценнейшее сырье для алюминиевой промышленности. Огромны запасы ванадия, ильменит-титаномагнетитовых, медно-никелевых руд на Чигинском месторождении, к которому строится железная дорога. Имеются рудопроявления алмазов, дефицитного в стране хрома, которые могут вырасти в промышленные объекты разработки.

Вторым по ценности природно-ресурсного потенциала считается регион Нижнее Приангарье. Федеральное значение здесь имеют запасы свинца, цинка, меди, сурьмы, редких металлов, бокситов, марганца, а запасы золота – мировое значение. Особенностью минерально-сырьевых ресурсов региона является многокомпонентность руд с высоким содержанием полезных ископаемых. Все известные месторождения сосредоточены на небольшой площади, что благоприятно для поэтапного их освоения в рамках единого производственного комплекса.

Большое горнодобывающее предприятие будет строиться на базе алмазоносных кимберлитовых трубок Архангельского месторождения.

1.3. Стадии разработки и показатели ее эффективности

При освоении рудных месторождений выделяют три стадии горных работ: вскрытие, подготовку и очистную выемку.

Вскрытие состоит в проведении горных выработок, открывающих транспортный доступ с поверхности к рудному телу, обеспечивающих возможность проходки подготовительных выработок. Выработки вскрытия – шахтные стволы, спиральные съезды, околостволь-

ные дворы, квершлаг, штольни, капитальные рудоспуски – служат для транспорта добытой руды и породы на земную поверхность, доставки людей, оборудования и материалов в шахту.

Подготовка – это проходка штреков, ортов, восстающих выработок, уклонов, которыми вскрытая часть месторождения разделяется на выемочные участки: этажи, блоки, панели.

Очистная выемка – это технологический процесс извлечения руды из выемочного участка и поддержания при этом выработанного пространства.

Планомерная отработка месторождения возможна при условии увязки во времени и пространстве вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов.

Для каждой стадии разработки технико-экономическими расчетами устанавливаются временные нормативы. Их величины минимизируются и зависят от степени разведанности месторождения, параметров залежей, темпов проходческих работ, применяемой системы разработки, горной техники и интенсивности очистной выемки. На современных рудниках, ведущих разработку с использованием самоходного оборудования (СО), нормативы обычно составляют: вскрытых запасов – 5–15 лет, подготовленных – 6–12 мес., готовых к выемке – 3–6 мес.

1.3.1. Порядок отработки этажей и блоков

В практике отработки рудных месторождений известны две основные схемы последовательности отработки блоков в этаже: **прямым** (выемка от центра к границам шахтного поля) и **обратным** (от границ к центру шахтного поля) ходом (рис. 1.3.1).



Рис. 1.3.1. Порядок отработки шахтного поля: 1 – главный вскрывающий ствол; 2 – фланговые вентиляционные стволы; 3 – квершлаг; 4 – полевой откаточный штрек

Выемка горизонта от центра к границам шахтного поля позволяет в короткие сроки развить в этаже очистные работы, планомерно управлять горным давлением, избегая отработку залежи встречными забоями на уменьшающийся целик. Последнее обстоятельство считается одним из основных требований разработки месторождений, склонных к горным ударам.

Недостатками прямого хода являются:

- увеличение сроков поддержания подготовительных выработок и в ряде условий необходимость оставления рудных целиков, что приводит к возрастанию потерь полезного ископаемого;
- повышение вероятности возникновения подземных пожаров на медно-колчеданных месторождениях;
- усложнение проветривания очистных забоев.

К благоприятным условиям отработки месторождения от границ шахтного поля к его центру относятся: малые размеры шахтного поля; наличие современной горной техники, самоходного оборудования для интенсивной проходки подготовительных выработок; неустойчивые вмещающие породы и трудности поддержания подготовительных выработок в рабочем состоянии; склонность руд к самовозгоранию.

Недостатками обратного хода являются:

- увеличение сроков подготовки горизонта к эксплуатации;
- рост горного давления на последней стадии отработки раздельного целика.

На ряде подземных рудников применяется **комбинированная выемка**, представляющая собой комбинацию прямого и обратного ходов отработки. Это позволяет использовать достоинства обоих вариантов выемки.

Отработка блоков в этаже осуществляется по четырем основным схемам (рис. 1.3.2).

Наиболее распространенной на рудниках является восходящая выемка. При отработке блоков сверху вниз выработанное пространство заполняется закладкой или обрушенными породами. На горизонтально и пологопадающих месторождениях довольно часто продвижение фронта очистных работ осуществляется по простиранию.

Выбор порядка отработки блоков определяется принятой системой разработки и зависит от следующих факторов: мощности залежи и ее изменчивости, элементов залегания рудных тел, устойчивости руды и вмещающих пород и т.д.

Различают раздельный (селективный) и валовый способы выемки полезного ископаемого.

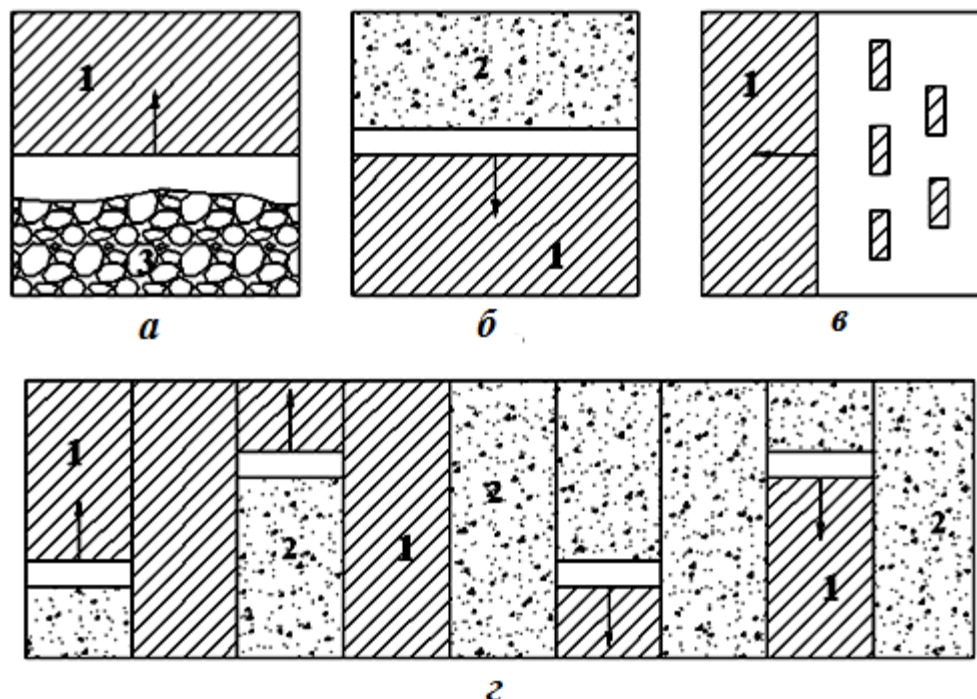


Рис. 1.3.2. Порядок отработки блоков: *а* – восходящая выемка; *б* – нисходящая выемка; *в* – выемка по простиранию; *г* – комбинированная выемка (1 – руда, 2 – закладка, 3 – обрушенные породы)

Раздельная выемка применяется при отработке весьма тонких жил с высоким содержанием полезных компонентов, совместно залегающих разнорудных руд с различными свойствами обогатимости, а также в залежах с большим объемом породных включений. Более широкое распространение получил *валовый способ выемки* – отработка блока осуществляется на всю мощность без разделения руд и пород.

1.3.2. Методы определения потерь и разубоживания руды

Важнейшими показателями эффективности разработки месторождений полезных ископаемых являются показатели извлечения или потери и разубоживание руды.

Потери – часть балансовых запасов полезных ископаемых, не извлеченная в процессе разработки месторождения.

Разубоживание – изменение качества полезного ископаемого в процессе его добычи или снижение содержания полезного компонента в добытой руде по сравнению с содержанием его в балансовых запасах.

Оба эти показатели взаимосвязаны и в соответствии с Федеральным законом «О недрах» № 127 ФЗ от 03.03.1995 (разд. III «Ра-

циональное использование и охрана недр») подлежат нормированию и учету.

Согласно единой классификации М.И. Агошкова [8] и принятым Типовым методическим указаниям по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче, потери руды делятся на два класса: общерудничные и эксплуатационные (табл. 1.3.1).

Таблица 1.3.1

Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых при разработке рудных месторождений [8]

Класс	Группа	Вид потерь полезного ископаемого
1. Общерудничные потери	–	Под объектами горного производства (около капитальных выработок по границам горного отвода, шахтного поля, под горнотехническими сооружениями). Под объектами, не связанными с горным производством (под водоемами, природными объектами, коммуникациями и т.д.)
2. Эксплуатационные потери	Потери полезного ископаемого в массиве	В недоработанной части целиков, у подготовительных выработок (междублоковые, междуэтажные, междупанельные целики). В целиках внутри выемочного участка (блока, камеры, панели). В лежачем, висячем боках по верхней и нижней границам залежи. Между выемочными слоями. В подработанных участках месторождения. В целиках у геологических нарушений. В целиках затопленных, заваленных, газоопасных участков
	Потери отделенного от массива отбитого полезного ископаемого	В подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами. Оставленные в выработанном пространстве: на лежачем боку, от смешивания с обрушенными породами при выпуске; в закладке; на транспортных путях горного предприятия

Общерудничные потери устанавливаются при проектировании будущего предприятия и уточняются в процессе разработки месторождения. В их состав входят запасы полезного ископаемого, заключенные в охранных целиках около капитальных горных выработок, под зданиями и сооружениями, под водоемами, водоносными горизонтами и т.д. Размеры охранных целиков под объектами, располо-

женными в зоне влияния горных работ, должны быть экономически и технически оправданными и обеспечивать следующие условия:

- сохранность объектов, безопасность нахождения людей в подрабатываемых участках земной коры, охраняемых зданиях и сооружениях;

- безопасность ведения горных работ;
- исключение излишних потерь руды при консервации запасов руды под охраняемыми объектами.

Эксплуатационные потери подлежат экономическому обоснованию и нормированию. Часть этих потерь – в целиках у мест завалов, затоплений, пожаров в подработанных участках, в бортах залежей – нередко является результатом неправильного ведения горных работ и отступления от проектных решений. Такие потери относятся к сверхнормативным, и предприятие наказывается штрафными санкциями.

Источниками разубоживания руды являются:

- засорение руды пустыми породами с висячего и лежащего боков при отбойке по контактам залежей;

- отслоение пород с боков залежи при выпуске руды;

- разубоживание при выпуске руды под обрушенными налегающими породами;

- потери отбитого полезного ископаемого с повышенным содержанием полезных компонентов, особенно при рудах, склонных к сегрегации (*сегрегация* – склонность рудных минералов при хрупком разрушении скапливаться в мелких классах с повышенным содержанием полезных компонентов и оседать в нижней части слоя отбитой руды);

- конструктивное разубоживание от совместной отбойки рудной залежи с включениями пустых пород или забалансовых участков.

Определение и учет потерь и разубоживания полезного ископаемого, коэффициентов качества и полноты его извлечения при добыче ведутся в целях контроля за соблюдением проектных и нормированных показателей эксплуатации недр, выявления источников сверхнормативных количественных и качественных потерь и причин их образования, разработки мероприятий и совершенствования технологии добычи и переработки сырья с целью достижения максимальной экономической эффективности от эксплуатации недр.

Определение и учет потерь и разубоживания руды на горнодобывающих предприятиях осуществляется геолого-маркшейдерской службой. Учет ведется по этажу, участку, блоку, панели. Качество руды (рудной массы), поступившей на обогатительную фабрику для переработки, контролируется специальной службой, которая регуляр-

но производит контрольные анализы химико-аналитическими и геофизическими методами.

На обогатительной фабрике обязательно взвешиваются и опробуются «хвосты» (отходы обогащения), промпродукты и концентраты. По этим данным составляется баланс металла, который показывает, сколько и с каким содержанием переработано руды, сколько металла добыто рудником из недр. Результаты баланса сравниваются с отчетными данными геолого-маркшейдерской службы и, в случае необходимости, при расхождении последние корректируются.

На подземных рудниках используют **прямые и косвенные методы определения показателей извлечения.**

При прямых методах количество потерянного полезного ископаемого в недрах устанавливается непосредственными замерами по источникам их образования. Особенно важно их применение при разработке весьма сложных месторождений с крайне неравномерным распределением полезных компонентов в залежах.

Потери руды в целиках различного назначения определяются на основе маркшейдерских, инструментальных, звуколокационных и радиолокационных съемок, нанесенных на планы и разрезы. *Потери по контуру рудного тела* при отбойке (в лежащем и висячем боках) устанавливаются замерами площадей обнажения рудного тела. Мощность потерянной части уточняется задиркой (на жильных месторождениях мощностью до 2,5–3,5 м), опробованием пройденных в ней шпуров, скважин, геофизическими методами и т.д.

Разубоживание руды при прямом методе принято определять как отношение количества примешанной породы $Q_{\text{пор}}$ к общему количеству добытой рудной массы Q .

Прямые методы установления показателей извлечения более точны, но область их применения ограничена.

Содержание металла в балансовых запасах с находится опробованием рудного массива при проведении подготовительных, нарезных и очистных выработок, а также разведочных и взрывных скважин. Содержание металла во вмещающих (налегающих) породах определяют аналогично, как и в балансовых запасах.

Содержание металла в добытой руде устанавливают опробованием ее в транспортных средствах, отбором ее по принятой сетке с последующим химическим анализом в лаборатории или радиометрическими методами.

1.3.3. Нормирование показателей потерь и разубоживания руды

Огромный по своим масштабам природно-ресурсный потенциал России в ближайшие 20–30 лет будет являться основой экономического развития страны, ее безопасности. Это в первую очередь требует бережного, комплексного, высокоэффективного использования запасов минерального сырья, минимизации количественных и качественных потерь добываемого полезного ископаемого.

На этапе проектирования подземного рудника, как правило, отсутствует достоверная информация о горно-геологических и горнотехнических условиях месторождения, состоянии рудного и породного массива. При такой достаточно высокой неопределенности знаний о массиве проектировщик принимает основные решения по технологии ведения горных работ, системе разработки, определяет технико-экономические показатели извлечения полезных ископаемых из недр. Поэтому подземная отработка рудных месторождений обязательно сопровождается эксплуатационной разведкой, в процессе которой уточняются контуры рудных тел, проводится типизация их по ценности минерального сырья и обогатимости, уточняется технология и параметры выемки залежей.

Постоянно увеличивающийся спрос и потребление минерального сырья, быстрое использование многих невозобновляемых полезных ископаемых, в первую очередь рудных ископаемых, приводят к возрастанию требований к наиболее полной отработке запасов месторождений. Эти требования определяются допустимым уровнем потерь и разубоживания при добыче. В этой связи законодательство РФ обязывает добывающие предприятия нормировать экономическими расчетами обоснованные показатели полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр, разрабатывать мероприятия по повышению их уровня.

Среди мероприятий выделяют следующие:

- обоснование эксплуатационных кондиций и минимального промышленного содержания руды для типовых участков месторождения, оконтуривание запасов на базе установленных эксплуатационных кондиций;
- определение рационального порядка отработки блоков в этаже;
- установление оптимальных параметров системы разработки, отбойки и выпуска руды;
- управление качеством руды при выдаче на поверхность с учетом требований обогатительного передела (усреднение руд по качеству, рудосортировка).

Общие положения методики нормирования экономически обоснованных качественных и количественных потерь при добыче включают [8]:

1) определение величины изменчивости рудных тел и погрешности технологического контура выемки с учетом параметров – глубины бурения, величины случайного отклонения скважин от проектного контура отбойки, сейсмического воздействия на вмещающие породы и вероятности их отслоения;

2) прогнозирование количественного и качественного уровня извлечения руды из недр при отбойке в зависимости от изменчивости контура рудного тела, проектного контура выемки, коэффициента рудоносности;

3) прогнозирование количественного и качественного уровня извлечения руды при выпуске (из открытого очистного пространства или под обрушенными породами) в зависимости от параметров системы разработки, принятых с учетом устойчивости горных пород;

4) определение технико-экономических показателей добычи и обогащения руды в зависимости от параметров рудного тела и системы разработки;

5) создание алгоритма расчета уровня потерь и разубоживания с учетом изменяющихся затрат от параметров выемки и валовой ценности полезных компонентов;

б) составление программы расчета на персональном компьютере и выбор параметров системы разработки, обеспечивающих оптимальный (нормативный) уровень потерь и разубоживания руды для типовых условий месторождений по критерию максимальной прибыли на 1 т балансовых запасов.

1.3.4. Требования к разработке месторождений полезных ископаемых

Ресурсная база недр России, принятое законодательство требуют рационального и эффективного использования месторождений полезных ископаемых. Недра в границах страны, как и полезные ископаемые, содержащиеся в них, согласно Закону РФ «О недрах», являются государственной собственностью в местном, региональном и федеральном ведении.

Главное обязательное требование закона – *создание безопасных условий труда и соблюдение санитарно-гигиенических условий*. Обеспечение безопасности относится как к работникам предприятия, так и к населению в районе разработки месторождения.

На каждом месторождении, склонном к горным ударам, организуются службы прогноза и составляются Указания по безопасному ведению горных работ. В них предусматриваются обязательные к исполнению требования ведения горных работ и мероприятия по борьбе с проявлениями горного давления в статической и динамической формах.

При ведении подземных горных работ на удароопасных месторождениях необходимо соблюдать следующие принципы и требования [5].

1. Выбор места расположения вскрывающих выработок производить в наименее «опасных» породах.

2. Подготовку и отработку рудных тел следует выполнять при минимальной изрезанности горного массива, обеспечивая планомерное извлечение запасов без образования участков и оставления жестких целиков (концентраторов напряжений), способных вызвать динамические явления.

3. Проведение подготовительных и очистных выработок осуществлять преимущественно в направлении максимальных напряжений, действующих в горном массиве.

4. Ведение горных работ и, соответственно, очистной выемки выполнять расходящимися фронтами или одним фронтом от фланга к флангу залежи.

5. Осуществлять разгрузку массива от повышенных концентраций напряжений с применением опережающей его надработки (подработки), методов локальной разгрузки (бурение шпуров или скважин, камуфлетное взрывание), приданием массиву искусственной податливости.

Вторым важным требованием к разработке месторождений является *недопущение сверхнормативных потерь и разубоживания руды*. С одной стороны, запасы минерального сырья, особенно высоколиквидных цветных и благородных металлов, на Земле ограничены. По данным ряда специалистов, мировая цивилизация без стран СНГ исчерпала от 0,5 до 0,6 начального потенциала золота, серебра, олова; от 0,2 до 0,4 – меди, цинка, никеля; от 0,1 до 0,2 – железа, марганца, фосфоритов [4]. Учитывая постоянный рост потребления минерального сырья, появились прогнозы о скором наступлении сырьевого голода, что, конечно, обуславливает необходимость бережного отношения к недрам.

С другой стороны, допущенные неоправданные потери полезного ископаемого наносят ощутимый экономический ущерб добывающему предприятию. Затраты на разведку месторождения, вскрытие и его подготовку к эксплуатации, отбойку руды, отнесенные к единице добытого минерального сырья, пропорционально возрастают

с увеличением потерь полезного ископаемого. «Чем больше потеряют металла, тем в большем объеме потребуется разведка, вскрытие и подготовка новых запасов, отбойка руды в новых блоках и т.п.» [28].

Необходимым условием эксплуатации месторождений является *комплексность использования минерального сырья*. Объявляя тендер на освоение того или иного месторождения, государство отдает предпочтение проектам, где предусматривается извлечение основного и всех попутных полезных компонентов, а также использование отходов горного и обогащительного производства. При утверждении запасов в Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых РФ и постановке месторождения в Государственный реестр обязательным требованием являются данные о всех полезных компонентах, содержащихся в залежах, промышленной значимости отвальных продуктов как строительных материалов.

Комплексное освоение недр тесно связано с *охраной окружающей среды*. Горные работы наносят ощутимый вред природе. Проходка выработок, образование полостей в земных недрах могут вызвать нарушение режима движения подземных вод. Буровзрывные и погрузочно-транспортные работы сопровождаются выбросом в атмосферу вредных газов и пыли. Сбросы шахтных вод, особенно вод обогащительных фабрик, загрязняют почвы и поверхностные водоемы. Размещение отвалов и хвостохранилищ на поверхности земли отрицательно влияет на ландшафты местности, вызывает дополнительное пылеобразование, загрязнение и заиливание почв и т.д.

В этой связи государственное и горное законодательство регламентирует вредные выбросы рудников и шахт, контролирует и наказывает штрафными санкциями предприятия, превышающие установленные нормы.

Последние 30 лет реализуется *Международная программа глобального контроля качества воды в реках, озерах, геологической среде*. На всех горнодобывающих и горно-перерабатывающих предприятиях обязательно должны осуществляться очистка шахтных вод (нейтрализация вредных примесей от механических частиц, извлечение органических соединений, солей и металлов химическими, физическими и биологическими методами), использование вод в замкнутом цикле производства.

В проектах подземных рудников обязательно предусматривается система пылеподавления. Для очистки рудничной атмосферы от вредных газов используются различные газоочистительные установки. Отработанный воздух должен выдаваться из рудника в местах, откуда исключается его попадание в атмосферу населенного пункта.

При опасности оседания земной поверхности под охраняемыми объектами и плодородными землями в составе горных работ обязательно предусматривают закладку выработанного пространства.

Требования охраны геологической среды включают: охрану минеральных и энергетических ресурсов недр, охрану массивов горных пород как источника ресурсов подземного пространства и создания искусственных подземных резервуаров и помещений, охрану природных и антропогенных грунтов как оснований для размещения наземных сооружений, прогноз и реализацию мероприятий, исключающих проявления горного давления в динамической форме, прорыва воды, метана, глини и т.д.

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте классификацию горных наук.
2. По каким видам минеральных ресурсов Россия занимает ведущее место в мире?
3. Как разделяются металлические руды по промышленному значению?
4. Охарактеризуйте основные элементы залегания рудных залежей.
5. Как разделяются рудные месторождения по мощности и углу падения?
6. Охарактеризуйте основные виды тектонических нарушений на рудных месторождениях.
7. Назовите основные физико-механические свойства горных пород.
8. Сформулируйте требования изученности месторождения для отнесения запасов к категории C_1 .
9. Перечислите основные факторы, влияющие на выбор высоты этажа, подэтажа, длину панели.
10. Назовите основные недостатки порядка отработки шахтного поля обратным ходом.
11. Какие горные выработки относят к капитальным, подготовительным и очистным?
12. Дайте определения потерь и разубоживания полезного ископаемого.
13. Охарактеризуйте прямые и косвенные методы определения потерь и разубоживания руды.
14. Сформулируйте основные требования к разработке месторождений полезных ископаемых.

2. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА ЗАПАСОВ К ВЫЕМКЕ

Вскрытием называют проведение совокупности горных выработок для доступа к месторождению или его части с дневной поверхности и обеспечения функционирования рудника с заданной производительностью. Выработками вскрытия месторождение разделяется на определенные части – *этажи*, характерные для крутого падения, а также для наклонного и пологого, и *панели*, характерные для горизонтального залегания.

2.1. Классификация способов вскрытия

Способы вскрытия разделяются на простые и комбинированные [6].

Простыми способами вскрытия являются:

- 1) вертикальными стволами по лежащему, висячему боку или на фланге месторождения;
- 2) наклонными стволами по лежащему боку или на фланге залежи;
- 3) штольнями по месторождению, висячему или лежащему боку;
- 4) спиральными съездами в лежащем боку месторождения или на его фланге.

К *комбинированным способам* вскрытия относятся:

- 1) вертикальными шахтными стволами с поверхности:
 - с вертикальными слепыми стволами на глубокие горизонты;
 - с последующим переходом в наклонные шахтные стволы;
 - с последующим переходом в спиральные съезды на глубокие горизонты;
- 2) наклонными шахтными стволами с поверхности с переходом в наклонные слепые стволы или спиральные съезды;
- 3) штольнями с переходом в вертикальные слепые стволы;
- 4) штольнями с переходом в наклонные слепые стволы или спиральные съезды.

Главными вскрывающими выработками являются шахтный ствол, штольня, при относительно небольшой глубине горных работ – спиральные съезды. Кроме главных выработок, вскрытие осуществляется вспомогательными стволами, съездами, служащими для проветривания рудника, доставки людей, оборудования, материалов и др., а также погоризонтными квершлагами, соединяющими стволы с рудными телами.

На современных рудниках при выемке крутопадающих залежей квершлагы проходят через один, два этажа и более с организацией концентрационного транспортного горизонта, сбитого с верхними этажами капитальными рудоспусками. В этом случае на промежуточных этажных горизонтах отсутствуют окоlostвольные двory. На руднике «Крейтон» (Канада) производительностью 1,5 млн т/год концентрационные горизонты оборудуют через 450 м, на свинцово-цинковом руднике «Брансуик» (Канада) – через 270 м.

Число вскрывающих выработок зависит от производственной мощности рудника, геометрии залежей, слагающих месторождение, прогнозных запасов руд и ряда других факторов. В соответствии с правилами техники безопасности каждый рудник с одного горизонта должен иметь не менее двух выходов на дневную поверхность и вскрыт, по меньшей мере, двумя стволами. Для рудников производственной мощностью 3–5 млн т/год проектируют 5–6 стволов, 10–20 млн т/год – до 10 стволов и более. Рудник «Таймырский» в Норильском регионе при добыче руды около 3 млн т/год обслуживают шесть стволов. Крупнейший в мире рудник «Кируна» (Швеция), добывавший в лучшие годы до 22 млн т/год, вскрыт десятью скиповыми (для выдачи руды по сортам) и четырьмя вспомогательными стволами.

Вскрывающие выработки обычно служат не менее 15 лет. Ввиду особой ответственности их эксплуатации важен правильный выбор их расположения, форма, способ крепления. Шахтные стволы в современных условиях проходят прямоугольного, чаще круглого сечения. Размеры их зависят от назначения. Капитальные стволы обычно оборудуются скиповым и клетевым подъемами, которые используются для доставки людей и оборудования, а также выдачи руды и породы. В них размещают водоотливные и закладочные трубопроводы. На крупных рудниках скиповые и клетевые подъемы обычно размещают в разных стволах.

Капитальные штольни в гористых условиях проходят сводчатого или трапециевидного сечения с уклоном в сторону устья для обеспечения стока воды. Длина штольни может достигать нескольких кило-

метров. Длина Мизурской штольни на Садонском руднике в Северной Осетии превышает 4 км.

С появлением самоходной техники в 1960-е гг. вскрытие рудников начали осуществлять с поверхности спиральными съездами, которые служат для выдачи руды и породы в автосамосвалах, доставки оборудования, материалов, передвижения людей. Съезды проходят под углом 6–10°. Их сечение составляет от 18–25 до 100 м².

Вскрытие месторождений штольнями и спиральными съездами имеет ряд преимуществ по сравнению с шахтными стволами. Их проведение с использованием самоходной техники осуществляется высокими темпами (в 5–10 раз выше, чем при проходке стволов). Весь комплекс работ высокомеханизирован, ручные работы практически отсутствуют.

На выбор способа вскрытия рудного месторождения оказывают влияние большое количество *факторов*. В их числе:

- рельеф местности;
- размеры шахтного поля по простиранию и падению;
- условия залегания рудных тел, их физико-механические свойства и естественная нарушенность вмещающих пород;
- ценность полезного ископаемого, его запасы и перспективы их прироста;
- система разработки, ее параметры и способы управления горным давлением;
- производственная мощность рудника, сроки ввода его в эксплуатацию и достижения проектных показателей;
- требования охраны окружающей среды и сбережения естественных ресурсов;
- безопасность ведения горных работ.

В *нагорных условиях* используют штольневое вскрытие. Размещение объектов инфраструктуры рудника при этом определяется с учетом условия минимального ущерба окружающей природе. Обычно сюда входят быткомбинат с производственными помещениями для служб управления производством, бункерное хозяйство, объекты энергетики, воздухо- и водообеспечения, обогатительная фабрика, площади для размещения отвалов пустых пород и отходов обогащения и т.д.

При *равнинной местности* вскрытие осуществляют шахтными стволами и спиральными съездами (уклонами). Вертикальные стволы и уклоны проходят для вскрытия полого- и крутопадающих месторождений. Для вскрытия наклонных залежей применяют вертикальные

и наклонные стволы, а также уклоны. Спиральные съезды и наклонные стволы позволяют сократить объемы проходки квершлагов.

Принятию решения о месте заложения ствола (уклона) обязательно предшествуют инженерно-геологические изыскания. Для этих целей бурятся скважины, устанавливаются водопритоки и состав воды, анализируются по извлеченному керну физико-механические свойства горных пород и их нарушенность. Эти данные являются также основой для выбора типа и конструкции крепи вскрываемой выработки.

На *глубокозалегающих рудных месторождениях* существенно усложняются горно-технологические и геомеханические условия разработки:

- возрастает горное давление и вероятность его проявления в динамической форме;
- снижается устойчивость горных пород;
- повышается газоносность вмещающих пород;
- увеличивается температура горных пород и возникает необходимость управлять рудничным микроклиматом.

Эти особенности обязательно должны учитываться при проектировании вскрытия и отработки месторождения на глубоких горизонтах. На практике в подобных условиях обычно применяются комбинированные способы вскрытия. С поверхности на максимально возможную глубину, определяемую параметрами подъемных машин, проходится основной шахтный ствол и далее с горизонта нижней отметки проходится слепой ствол (вертикальный или наклонный). Наибольшая глубина одноступенчатого шахтного ствола (2,5 км) достигнута в Южной Африке, где используются многоканатные подъемные машины.

Для проветривания и кондиционирования воздуха на больших глубинах, где температура пород достигает 40–45 °С, проводят систему выработок для подачи достаточного количества воздуха на выемочные участки. Вентиляционные стволы (восстающие) проходятся многоступенчато. Расположение их увязывают с общей схемой проветривания.

Кроме того, для управления климатом на глубоких рудниках используют стационарные поверхностные холодильные установки в сочетании с передвижным холодильным оборудованием, расположенным на отдельных подземных участках. Допустимые параметры рудничного микроклимата: температура воздуха +27 °С, влажность 80 %, скорость движения воздуха 4 м/с.

Ценность руды, степень разведанности запасов месторождения и перспективы их прироста определяют:

- производственную мощность будущего рудника и, как следствие, производительность подъемных устройств, отчуждение площадей поверхности для размещения инфраструктуры предприятия;
- местоположение вскрывающих выработок, которое должно предусматривать возможность их использования в случае увеличения шахтного поля при доразведке новых участков месторождения.

При ценной руде необходимо выбирать схемы и параметры вскрытия, исключая потери полезного ископаемого в охранных целиках.

Система разработки, средства механизации и способ управления горным давлением в значительной степени обуславливают схему и интенсивность развития горных работ, порядок выемки запасов. При системах разработки с твердеющей закладкой предоставляется возможность проходить вскрывающие выработки в непосредственной близости от рудной залежи. Применение на современных рудниках самоходной горной техники и вскрытие месторождения спиральными съездами (уклонами) позволяют уменьшить капитальные затраты, заметно интенсифицировать строительство рудника и ввод его в эксплуатацию с достижением проектных показателей.

Обостряющиеся требования охраны окружающей среды при выборе места заложения вскрывающих выработок, размещения промплощадки рудника обуславливают необходимость учитывать наличие на территории предприятия водных объектов, исторических и культурных памятников, парковых зон и т.д.

При выборе места заложения вскрывающих выработок обязательно предусматривается безопасное расположение стволов или уклонов согласно действующим правилам и указаниям по охране сооружений от вредного влияния горных работ на земную поверхность.

2.2. Влияние выемки полезных ископаемых на процесс сдвижения горных пород

При подземной разработке месторождений нарушается устойчивость массива в области влияния горных выработок. Подрабатываемый массив вышележащих пород деформируется и оседает. Этот процесс называется *сдвижением пород*.

Различные точки горного массива смещаются неодинаково. В результате возникает плавное оседание земной поверхности без

разрыва сплошности или резкое со значительными смещениями и образованием уступов и провалов. Участок земной поверхности, подверженный сдвигению и деформациям в области влияния очистной выемки, называется *мульдой сдвижения*.

На формы проявления, характер и параметры процесса сдвижения горных пород и земной поверхности влияют следующие факторы:

- структурные особенности массива горных пород (слоистое или массивное строение, трещиноватость, тектонические нарушения);
- форма и размеры выработанного пространства;
- глубина разработки;
- крепость вмещающих пород;
- углы падения рудных тел;
- системы разработки и способы управления горным давлением.

На процесс сдвижения могут влиять также обводненность горных пород и рельеф местности. По степени воздействия на характер деформационных процессов в массиве горных пород системы разработки объединяются в следующие группы.

Системы разработки с обрушением налегающих пород характеризуются активным процессом сдвижения и деформирования толщи пород и земной поверхности с отсутствием отчетливо выраженных поверхностей сдвига пород по напластованию (рис. 2.2.1).

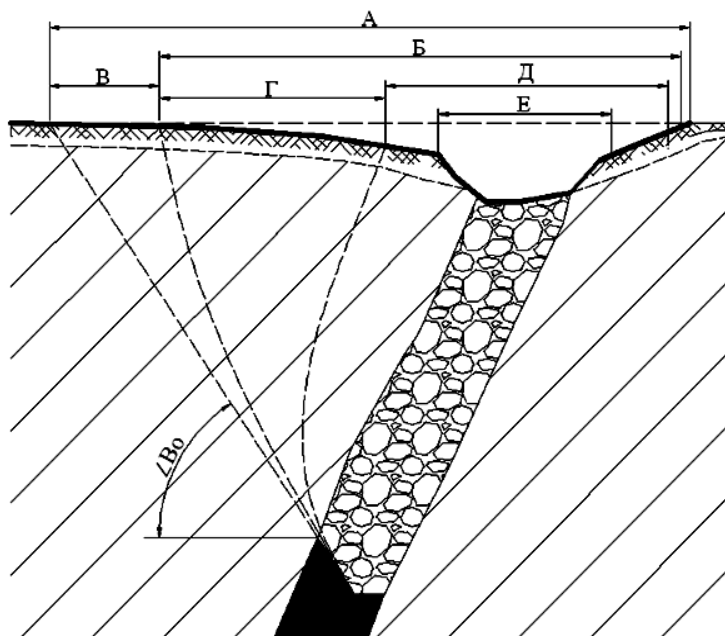


Рис. 2.2.1. Область влияния горных выработок при полном развитии процесса сдвижения: А – общая зона сдвижения земной поверхности; Б – зона опасных сдвижений; В – плавных сдвижений; Г – трещин; Д – обрушения; Е – образования воронок и провалов

Использование *систем разработки с закладкой выработанного пространства* характеризуется отсутствием или снижением интенсивности процессов сдвижения земной поверхности. Провалы и крупные трещины не образуются. Величина сдвижений и деформаций налегающего массива пород определяется величиной усадки закладочного массива, полнотой заполнения выработанного пространства и мощностью обрабатываемых залежей.

При использовании *способов добычи руды с управлением горным давлением оставлением регулярных рудных целиков* процесс сдвижения горных пород может длительное время не проявляться на земной поверхности. Запас прочности подобных горных конструкций должен определяться специальными исследованиями, поскольку со временем целики и кровля между ними постепенно деформируются и разрушаются. Яркие примеры таких событий наблюдаются в настоящее время на крупнейшем в мире Жезказганском месторождении медистых песчаников.

Поддержание кровли (потолочины) в ряде условий может осуществляться частичной закладкой выработанного пространства: с оставлением регулярных целиков и сухой (или гидравлической) закладкой выработанного пространства между ними.

Отметим также, что при малой мощности рудных тел или выемке слепых залежей на большой глубине системами с обрушением кровли земная поверхность может долгое время оставаться в устойчивом состоянии. ***Устойчивым*** считается такое состояние толщи пород, при котором сдвижение и деформации их после подработки отсутствуют или со временем не превышают критических значений. Подработка земной поверхности обеспечивается при небольших размерах выработки, наличии крепких вмещающих пород или при достаточной степени разрыхления обрушенных пород, заполняющих выработанное пространство и пустоты над ним.

2.3. Простые способы вскрытия

Рассмотрим подробнее такие способы, которые характеризуются наличием одного типа главных вскрывающих выработок, а именно вскрытие вертикальными и наклонными стволами, а также штольнями.

2.3.1. Вскрытие вертикальными стволами

Вскрытие вертикальными стволами в лежащем боку месторождения за зоной сдвижения горных пород является наиболее рас-

пространенным способом при освоении месторождений. Расположение главных рудоподъемных и вспомогательных стволов зависит от принятой схемы проветривания и определяет порядок развития горных работ в шахтном поле (рис. 2.3.1).

При *центральной* расположении главного и вспомогательных стволов (при минимальном расстоянии между ними) компактно размещаются объекты промплощадки предприятия, ускоряется подготовка месторождения к очистной выемке. Однако при этом удлиняется путь вентиляционной струи, усложняется схема проветривания очистных забоев, возрастают утечки воздуха, затрудняется выход людей на поверхность, занятых на флангах месторождения (рис. 2.3.1, *а*).

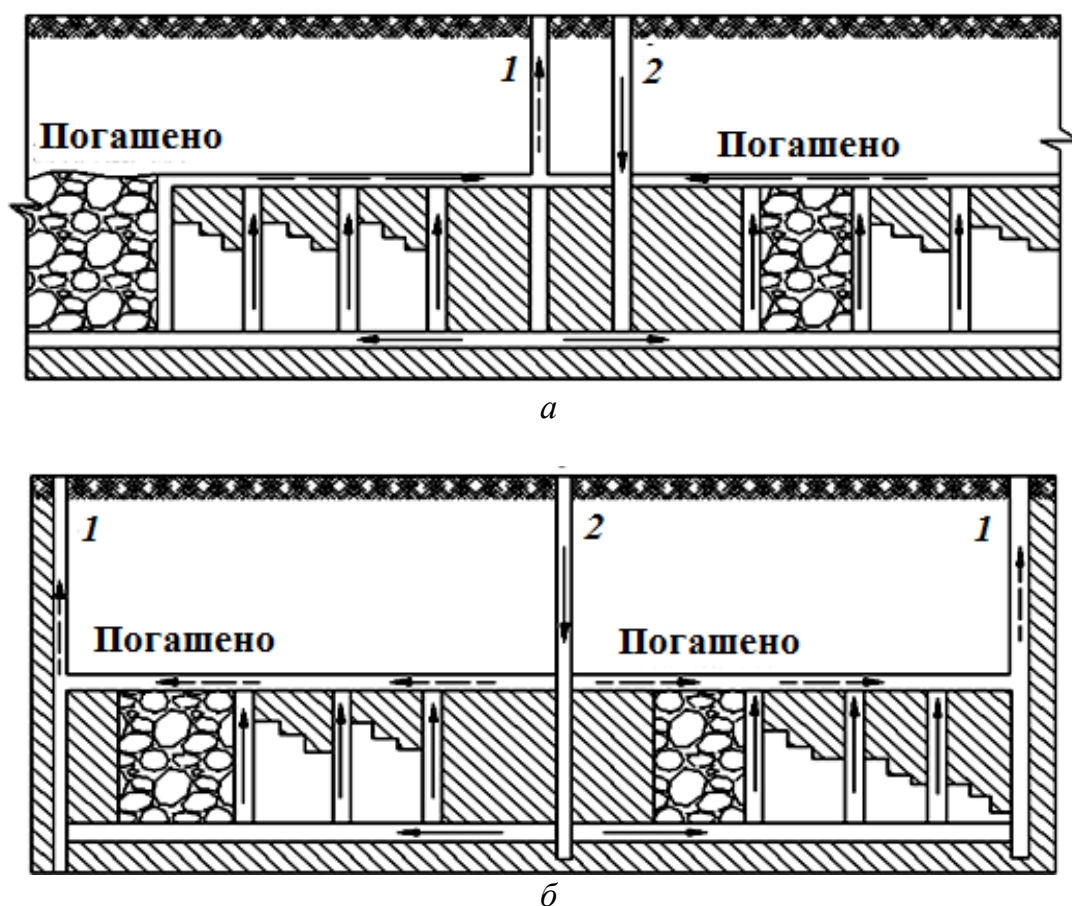


Рис. 2.3.1. Схема вскрытия вертикальными стволами:
а – центральная; *б* – фланговая; 1 – вспомогательный ствол; 2 – главный ствол;
 —> – направление свежей воздушной струи; - - -> – направление исходящей
 воздушной струи

При *диагональной*, более распространенной, схеме вскрытия месторождения главный ствол располагается в центре шахтного поля, вспомогательные – на его флангах (рис. 2.3.1, *б*).

На компактном крутопадающем месторождении вскрытие осуществляется с расположением основного и вспомогательного стволов на разных флангах месторождения. Например, на руднике «Брансуик» (Канада) рудное тело было вскрыто основным стволом глубиной 915 м и вспомогательным (вентиляционным) стволом глубиной 130 м. Нарезка горизонтов выполнена через 45,7 м. Отметка самого глубокого горизонта – 854 м (рис. 2.3.2).

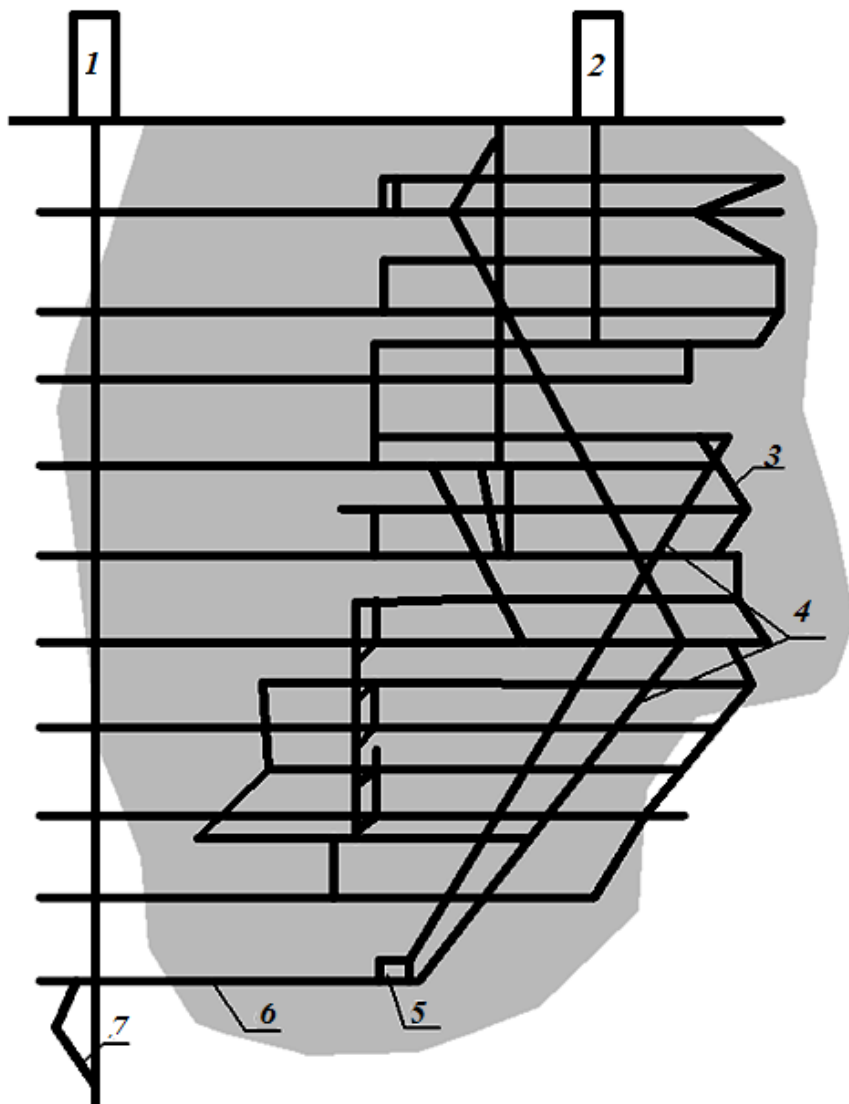


Рис. 2.3.2. Схема вскрытия рудника «Брансуик»:
 1 – ствол № 2; 2 – ствол № 1; 3 – пальцевые рудоспуски; 4 – перепускные рудоспуски; 5 – дробилка; 6 – конвейер; 7 – бункер скипового подъема

Вскрытие вертикальными стволами, расположенными в виссячем боку месторождения, при проектировании рудников принимается крайне редко. С одной стороны, это обуславливает оставление

охранного целика, с другой – увеличивает объемы проходки квершлагов для нарезки горизонтов. Такое решение может быть продиктовано рельефом поверхности, ее застроенностью, наличием водоносных горизонтов, высокой нарушенностью и весьма неустойчивыми породами лежащего бока.

Для разработки обширных пологопадающих и наклонных залежей больших размеров вскрытие, как правило, осуществляют вертикальными стволами, пересекающими месторождение. В подобных условиях, несмотря на необходимость оставления барьерных целиков, это позволяет сократить сроки строительства и развития добычи руды, уменьшить эксплуатационные затраты, особенно транспортные расходы.

В период проходки стволов производят засечку будущих квершлагов и рудных дворов на проектируемых концентрационных горизонтах. Для ускорения развития добычных работ на первой стадии строительства рудника шахтным стволом вскрываются обычно два-три этажа. В дальнейшем, для вскрытия нижележащих запасов, производится углубка ствола.

2.3.2. Вскрытие наклонными стволами

Вскрытие наклонными стволами применяется при небольшой глубине залегания месторождения и преимущественно для выемки наклонных (до 30°) маломощных рудных тел (рис. 2.3.3). Подъем руды по стволу осуществляется в скипах или вагонетках.

Основными преимуществами такого вскрытия являются:

- существенное сокращение длины и объемов проходки квершлагов;
- уточнение границы промышленного оруденения параллельно с проходкой квершлагов;
- снижение по сравнению с вертикальными стволами затрат на проходку и оборудование подъемной машины.

К недостаткам можно отнести:

- большую длину наклонного ствола по сравнению с вертикальным;
- быстрый износ подъемного каната;
- значительно меньшую допустимую скорость подъема по сравнению со скоростью подъема по вертикальным стволам;
- рост горного давления боковых пород, что особенно важно при большом сечении ствола и неустойчивых породах.

Вскрытие месторождений наклонными стволами имеет ряд ограничений, а именно: наличие у залежи выхода на земную поверх-

ность или небольшая мощность наносов; спокойное залегание рудного тела, отсутствие крупных складок и тектонических нарушений; отсутствие самовозгораемых руд.

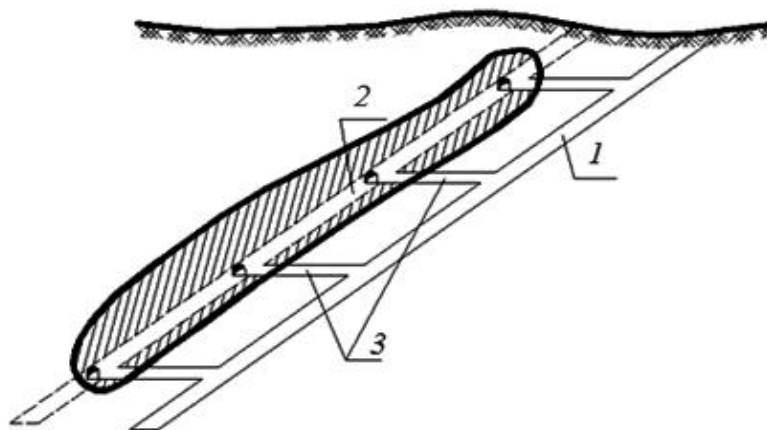


Рис. 2.3.3. Схема вскрытия наклонным стволом в лежащем боку месторождения: 1 – главный подъемный ствол; 2 – вспомогательный наклонный ствол на фланге месторождения; 3 – квершлаг

Несколько расширяются возможности вскрытия месторождений наклонными стволами при оборудовании их конвейерными подъемниками. На ряде рудников Канады и США успешно эксплуатируются конвейерные подъемы при углах наклона ствола $16\text{--}20^\circ$ и даже до 40° . На руднике «Эрингтон» (Канада) конвейерный транспорт запроектирован для подъема дробленой руды с глубины около 850 м ступенчато расположенными наклонными выработками. Суммарная длина конвейерных уклонов – 4 200 м.

2.3.3. Вскрытие штольнями

Месторождения, расположенные в нагорных условиях, практически всегда вскрываются штольнями. Относительно рудного тела штольни могут располагаться по простиранию, вкрест простирания, висячем или лежащем боку (рис. 2.3.4).

При выборе места заложения штолен учитываются следующие условия:

- в районе устья штольни должна располагаться удобная площадка для размещения зданий и сооружений, подъездных путей транспорта, склада руды и отвалов пустых пород;
- устье должно находиться выше уровня вероятного подъема вод с учетом возможных оползней и снежных заносов, размещенных отвалов пород.

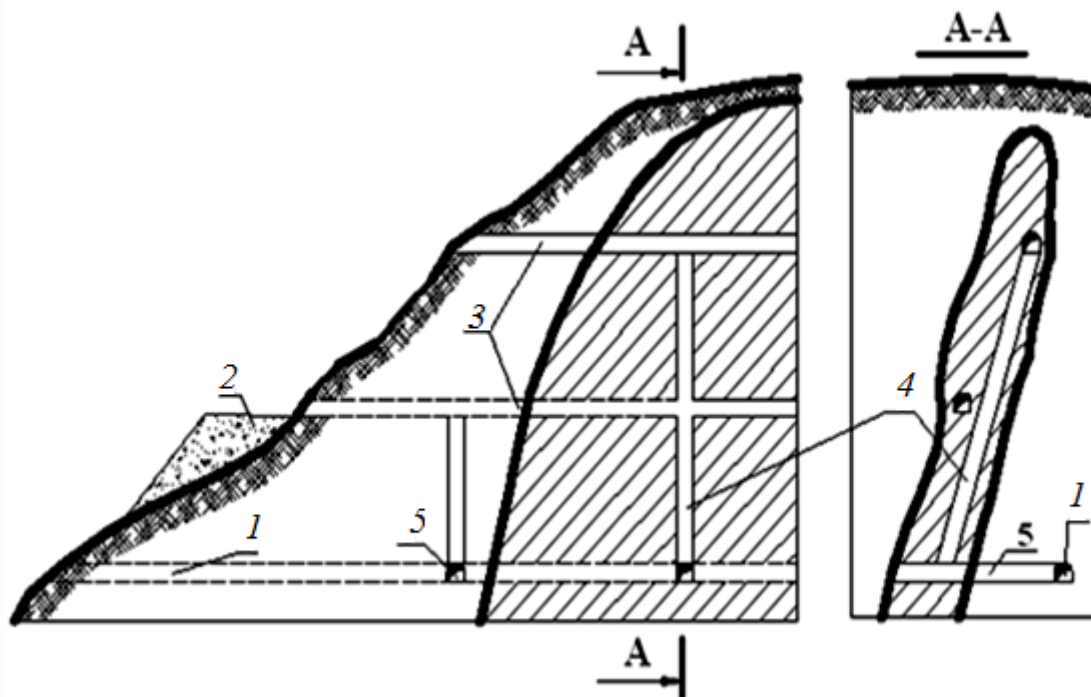


Рис. 2.3.4. Схема вскрытия месторождения штольнями по простиранию:
 1 – капитальная штольня в породах лежачего бока; 2 – отвал пустых пород;
 3 – этажные рудные штольни; 4 – рудоспуск; 5 – квершлаг

В современных проектах обработки нагорных месторождений вскрытие осуществляется проходкой капитальной штольни (концентрационного горизонта) и этажными штольнями, связанными системой капитальных рудоспусков (рис. 2.3.4).

Добытая руда на промежуточных горизонтах перепускается по рудоспускам на капитальную штольню и по ней транспортируется на дневную поверхность.

Кроме перечисленных выше преимуществ вскрытия шахтных полей штольнями, отметим также следующие: существенно уменьшаются затраты на оборудование и строительство поверхностных сооружений (отсутствует копер, надшахтное здание с подъемной машиной), упрощаются и удешевляются затраты на транспортировку руды и породы. Поскольку штольни проходятся от устья с уклоном на 2–4°, поступающая в выработку вода самотеком сбрасывается по канавкам на поверхность и затраты на водоотлив практически минимальны. Отмеченные преимущества определяют целесообразность применения штольневого вскрытия во всех случаях, когда это возможно по горнотехническим условиям.

2.3.4. Вскрытие уклонами

С началом широкого освоения на подземных горных работах самоходных машин на пневмоколесном ходу вскрытие месторождений стали практиковать уклонами или спиральными съездами. **Уклоны** проходятся под углом 6–10° и служат для доставки автосамосвалами неглубоко залегающих руд, спуска оборудования в подземные выработки. Довольно широко вскрытие уклонами осуществляется при доработке подкарьерных запасов месторождений. Типичный пример такого решения приведен на рис. 2.3.5.

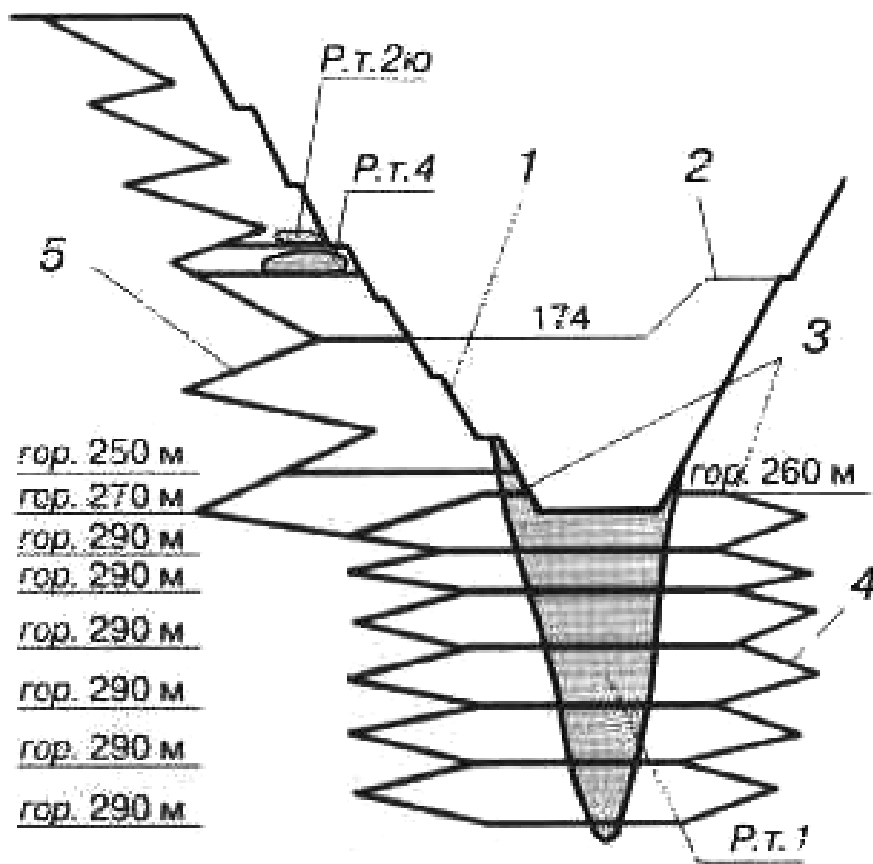


Рис. 2.3.5. Схема вскрытия Молодёжного месторождения за контуром карьера для подземной разработки: 1, 2 – контур карьера; 3 – штольня; 4 – транспортный уклон; 5 – вспомогательный уклон

Основные запасы подземной части Молодёжного медно-колчеданного месторождения вскрываются автотранспортным уклоном, пройденным из карьера, и вспомогательным уклоном, пройденным с поверхности. Руда и порода из подземных выработок транспортируются шахтными автосамосвалами на рудные поверхностные отвалы и далее на обогатительную фабрику.

2.4. Комбинированные способы вскрытия

Комбинированные способы вскрытия, в отличие от простых, имеют не менее двух главных вскрывающих выработок. Как правило, это обусловлено большими глубинами залегания месторождения, увеличенными размерами шахтного поля и ограниченными возможностями подъемных устройств.

Довольно часто встречаются в практике схемы вскрытия верхней части месторождения штольной и нижней – слепым вертикальным стволом. Так вскрыто Николаевское полиметаллическое, Верхнее (оловянное) и «Восток-2» (вольфрамовое) месторождения на Дальнем Востоке. На рис. 2.4.1 показано месторождение, вскрытое двумя капитальными штольнями, слепым вертикальным и наклонным стволами.

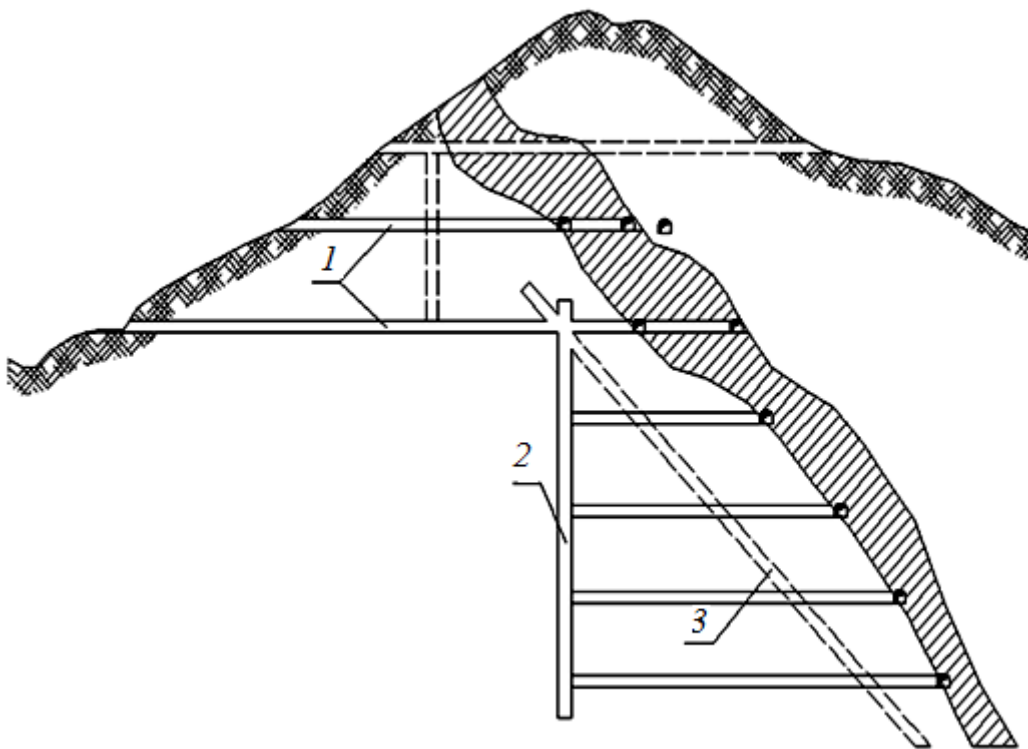


Рис. 2.4.1. Схема вскрытия штольной и слепыми стволами:
1 – штольни; 2 – слепой вертикальный ствол; 3 – слепой наклонный ствол

Для вскрытия глубоких горизонтов золоторудных месторождений Южной Африки применено ступенчатое вскрытие вертикальными слепыми стволами (рис. 2.4.2). Расположение слепых стволов принято с учетом условия минимизации объема проходки квершлагов.

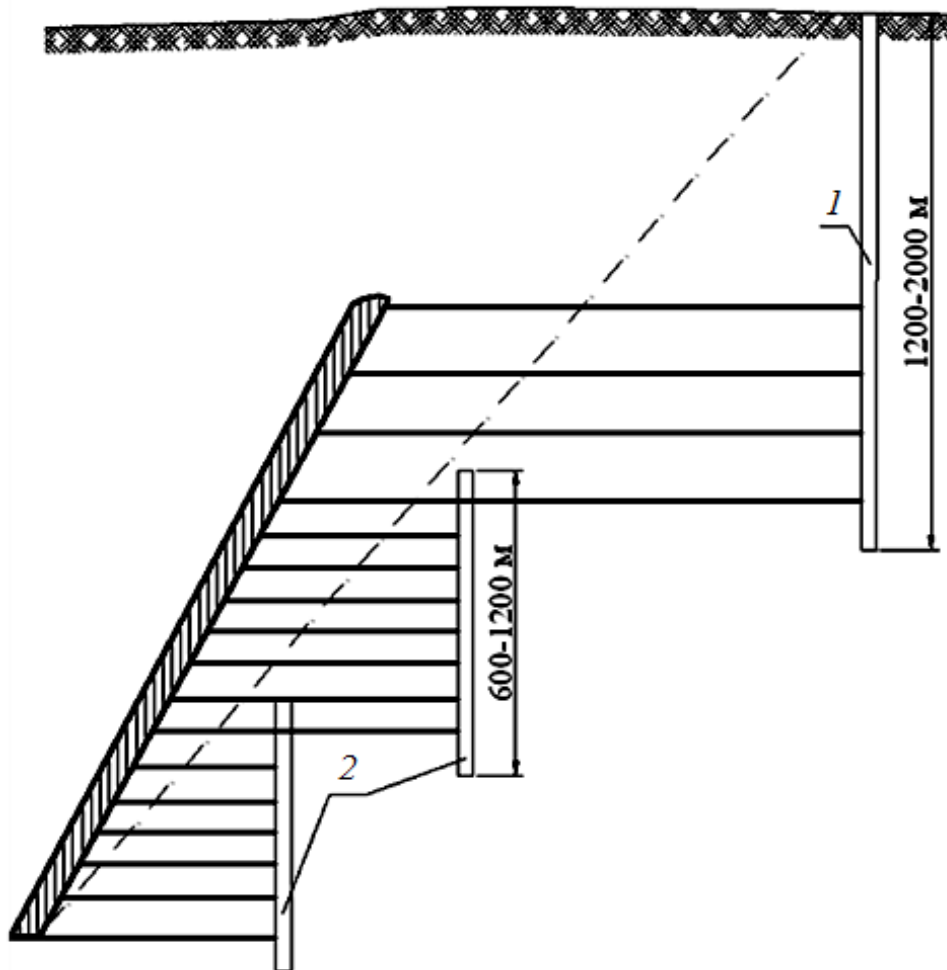


Рис. 2.4.2. Схема вскрытия вертикальными ступенчатыми стволами:
1 – ствол с поверхности; 2 – слепые стволы

В этом же регионе имеются примеры вскрытия глубокозалегающих месторождений комбинацией вертикальных и наклонных стволов (рис. 2.4.3).

Применение наклонных стволов в данных схемах продиктовано стремлением сократить длину квершлаггов.

В современной практике разработки рудных месторождений широко применяются комбинированные схемы вскрытия штольнями, вертикальными и наклонными стволами, вспомогательными уклонами.

Ниже рассмотрен опыт вскрытия сложноструктурного золоторудного Синюхинского месторождения.

В первоначальный период запасы месторождения вскрывались штольнями. В данный период эксплуатации на разных участках месторождения пройдено шесть штольневых горизонтов от 643 до 520 м.

К 2003 г. было необходимо вскрыть запасы Фаифановского участка, находящиеся ниже добычного горизонта +425 м. Горизонт

+425 м, как и вышележащие горизонты, был вскрыт вертикальным клетевым стволом, от ствола до Фаифановского участка пройден квершлаг длиной 1 000 м. Основным запасным выходом с участка являлась штольня горизонта +520 м, связанная с горизонтом +425 м системой наклонных восстающих стволов.

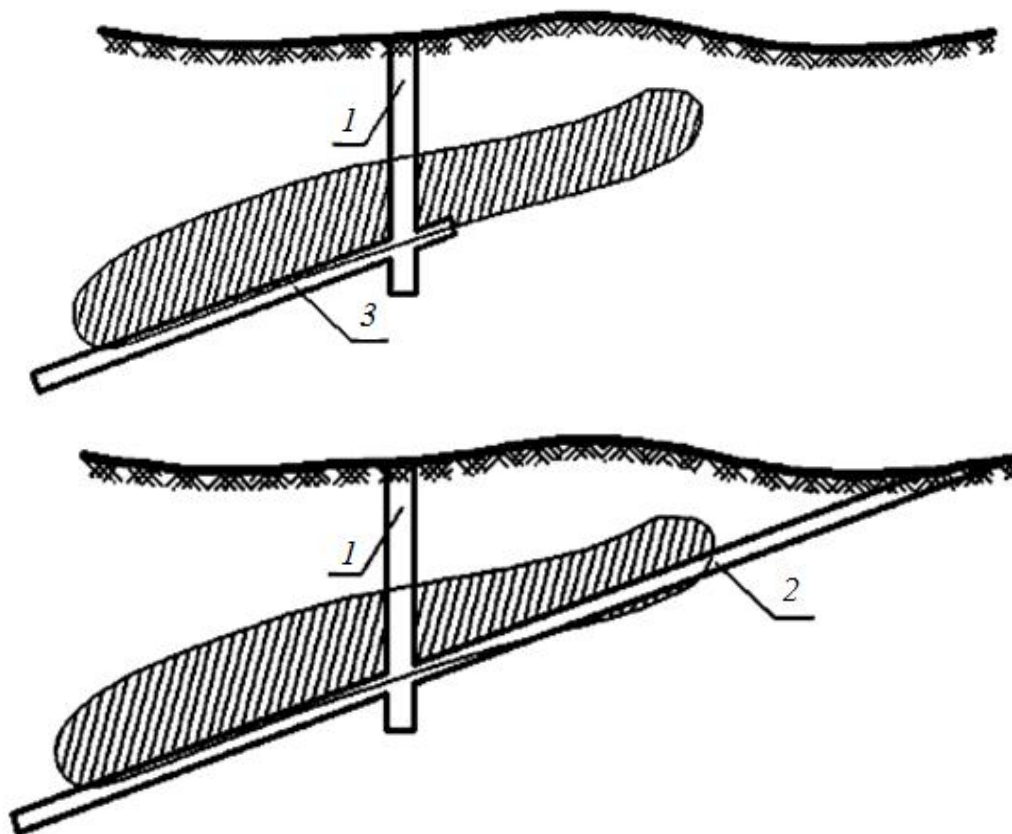


Рис. 2.4.3. Комбинированное вскрытие глубоких горизонтов вертикальными и наклонными стволами: 1 – вертикальный ствол; 2 – наклонный ствол; 3 – слепой наклонный ствол

С учетом того что требовалось скорейшее вскрытие горизонта +390 м, наиболее экономичным решением было признано строительство слепого наклонного ствола. Проведение ствола с поверхности потребовало бы строительства копра, здания подъемной машины, покупки подъемной машины и проведения более длинного ствола. Сооружение слепого вертикального ствола также являлось более дорогим вариантом, т.к. требовало покупки подъемной машины, оборудования для проведения вертикального ствола.

На руднике был накоплен большой опыт проходки наклонных выработок, что являлось дополнительным фактором, обосновывающим выбранный вариант вскрытия.

Для сокращения затрат, точнее, при отсутствии достаточного финансирования, при обосновании проектных решений необходимо было максимально использовать имеющееся на руднике оборудование, в частности не используемые подъемную машину 2БЛ-1600 и вагонетку ВБ-1,6.

В 2003 г. был пройден наклонный ствол прямоугольно-сводчатого сечения площадью $7,3 \text{ м}^2$. Угол наклона ствола 22° (рис. 2.4.4). Лестничное отделение предназначалось для спуска-подъема людей на горизонт.

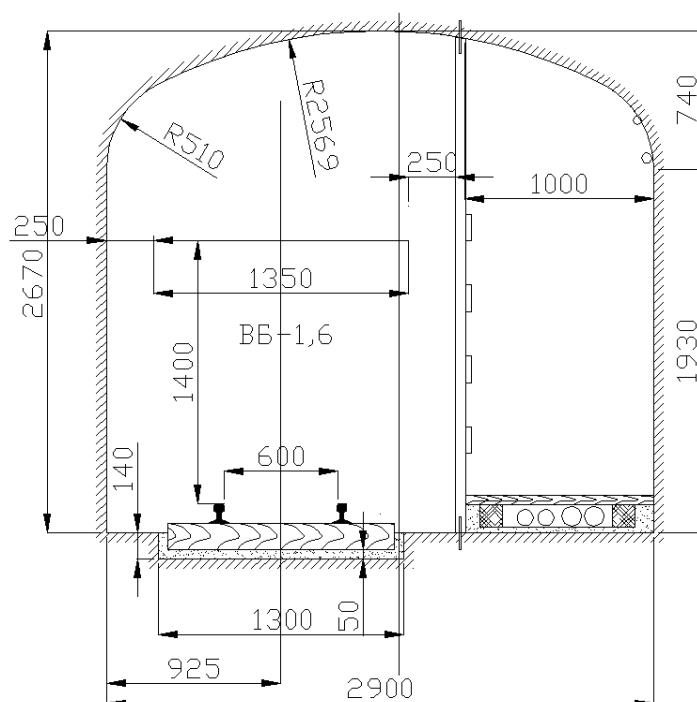


Рис. 2.4.4. Сечение наклонного скипового ствола

Проведение слепого ствола началось с оборудования камеры подъемной машины, расположенной выше уровня откаточного горизонта, проведения сбойки с квершлагом и сооружения приемного бункера, связывающего устье наклонного ствола с квершлагом откаточного горизонта (рис. 2.4.5).

Для сокращения времени сооружения ствола первые 30 м ствола проводились с доставкой горной массы до бункера скреперной лебедкой. В это время камера оснащалась подъемной машиной 2БЛ-1600. При этом один из барабанов был демонтирован.

Основная часть ствола проводилась с использованием самодельного передвижного скреперного полка и установленной на полке лебедки ЛС-17 (рис. 2.4.6). Порода со скреперного полка перегружалась

в вагонетку ВВ-1,6, которая поднималась машиной 2БЛ-1600 до уровня разгрузочной площадки. Скреперный полок передвигался через 24 м. Общая длина пройденного ствола составила 150 м. На проведение и оснащение ствола потребовалось 6 мес.

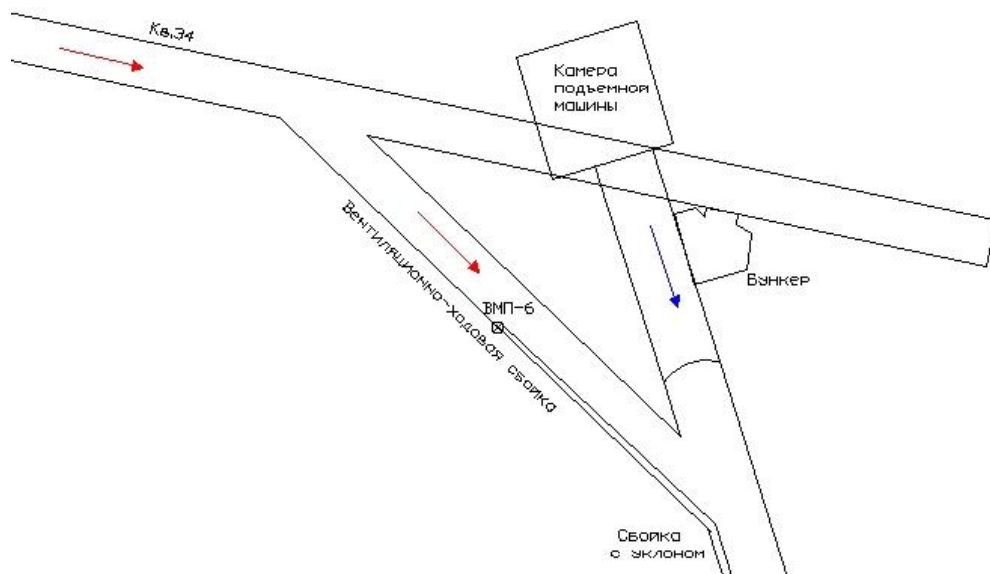


Рис. 2.4.5. Сопряжение откаточного горизонта с наклонным скиповым стволом

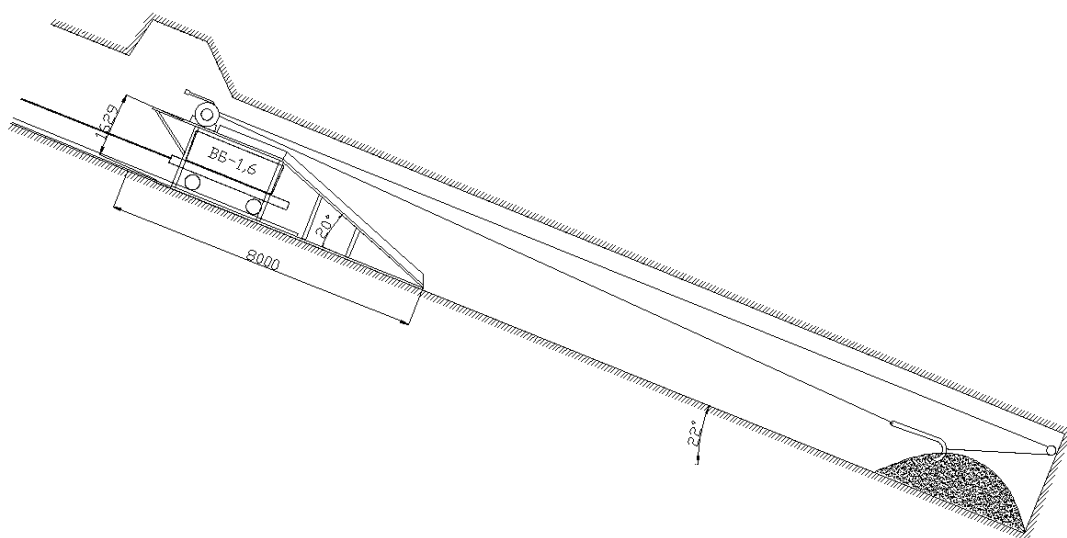


Рис. 2.4.6. Технология проведения наклонного ствола сверху вниз

В 2013 г. на руднике заканчивались запасы, пригодные для открытого способа добычи, в связи с этим было необходимо восполнить выбывающие производственные мощности. Производительность подземного рудника ограничивалась клетевым подъемом вертикального ствола, работающим на пределе своих возможностей. Реконструкция этого

ствола была явно неэффективна, т.к. это потребовало бы перекрепления и переоснащения ствола, замены подъемной машины, реконструкции здания подъемной машины, в то же время ствол являлся единственной рудовыдачной выработкой. Кроме того, ствол расположен на значительном удалении от перспективных участков месторождения.

Наиболее предпочтительным вариантом стало сооружение ствола на поверхности в районе Фаифановского участка с перспективой вскрытия горизонтов ниже +390 м. Из возможных вариантов вскрытия наклонным, вертикальным стволом или автомобильным съездом два последних варианта являлись более капиталоемкими и продолжительными.

В 2012 г. было осуществлено строительство наклонного ствола с горизонта +390 м до поверхности. Наклонный ствол, первоначально проектировался под скиповой наклонный подъем. Ствол сооружался в два этапа: с горизонта +435 м на поверхность длиной 263 м; с горизонта +390 м на горизонт +435 м длиной 132 м.

Проведение ствола основывалось на широко апробированной на руднике технологии сооружения наклонных выработок с использованием на доставке породы скреперных лебедок, что позволило осуществлять строительство ствола без дополнительных капиталовложений в проходческое оборудование. На горизонте +435 м устанавливалась лебедка ЛС-55, скрепером порода доставлялась до бункера (рис. 2.4.7). После проходки 160 м была сооружена скреперная ниша, в кровле ствола которой установили лебедку ЛС-30, и далее ствол проходил с двойным скреперованием. С горизонта +390 м на горизонт +435 м ствол проходил с использованием лебедки ЛС-55, также снизу вверх. Проходка ствола заняла 8 мес.

В дальнейшем предусмотрено вскрытие запасов участков Фаифановский, Полушахтный, Первый рудный, Западный и Рудная Сопка (рис. 2.4.8). Вскрытие запасов участка Западный планируется проведением скипового наклонного ствола со штольни № 12 (горизонт +620 м). Подъемная установка для оборудования скипового подъема будет перенесена со ствола Фаифановского участка, что снизит капитальные затраты.

Вскрытие запасов Фаифановского участка и дальше будет осуществляться с использованием наклонного ствола, пройденного с горизонта +390 м до поверхности. При этом, согласно проекту, разработанному ООО «Северо-Восток», г. Москва, ствол оснащен конвейером КЛС В800, тип 8080Ф-160-2. Данное техническое решение является новым, т.к. для отечественной и мировой практики не характерно

применение конвейерного подъема на рудниках с производительностью менее 0,5 млн т/год (рис. 2.4.9). Положительными моментами использования конвейера являются: отсутствие здания подъемной машины, возможность значительного увеличения производительности подъема. В настоящее время конвейер введен в эксплуатацию (рис. 2.4.10, 2.4.11).

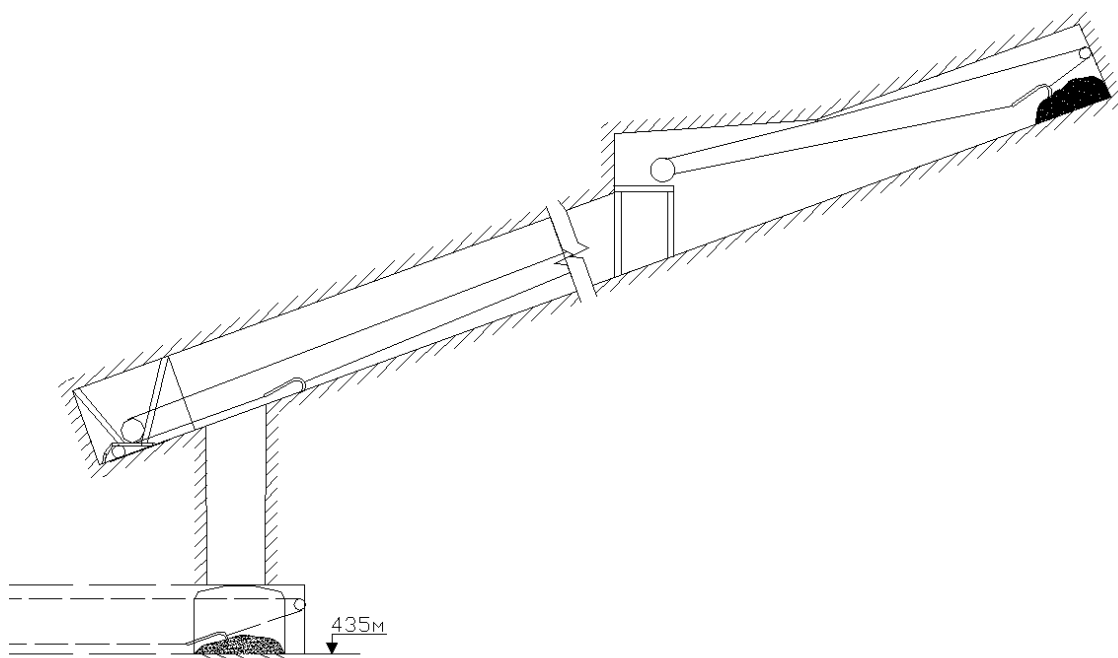


Рис. 2.4.7. Технология проведения наклонного ствола снизу вверх

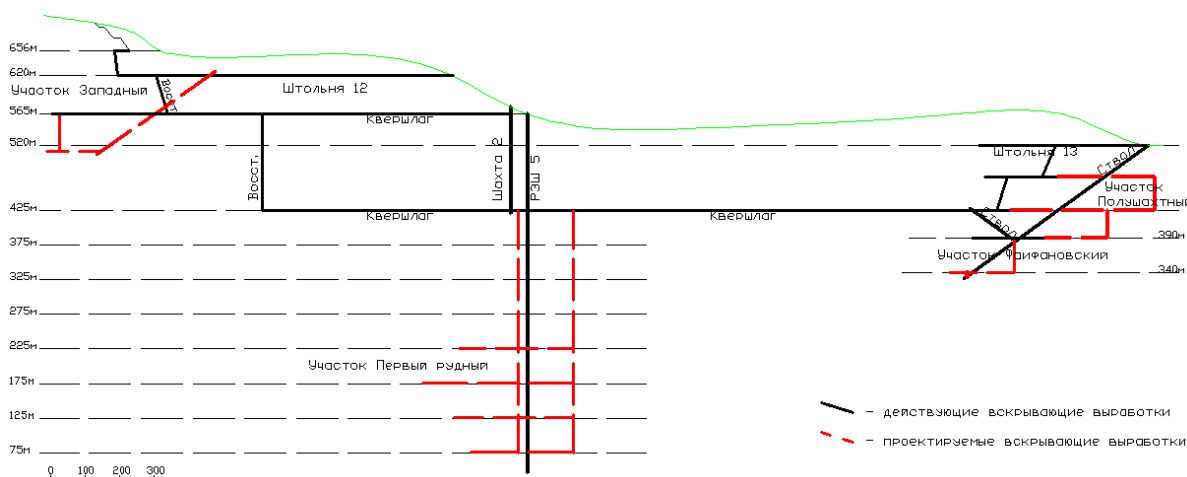


Рис. 2.4.8. Принципиальная схема вскрытия запасов Синюхинского месторождения

Для вскрытия запасов участка Первый рудный, расположенных ниже горизонта +425 м, необходимо оснащение разведочно-

эксплуатационной шахты 5 до горизонта +75 м с предварительным его осушением, сооружением копра и здания подъемной машины для данного ствола. В связи с наличием пройденного ствола данное решение является наиболее эффективным.

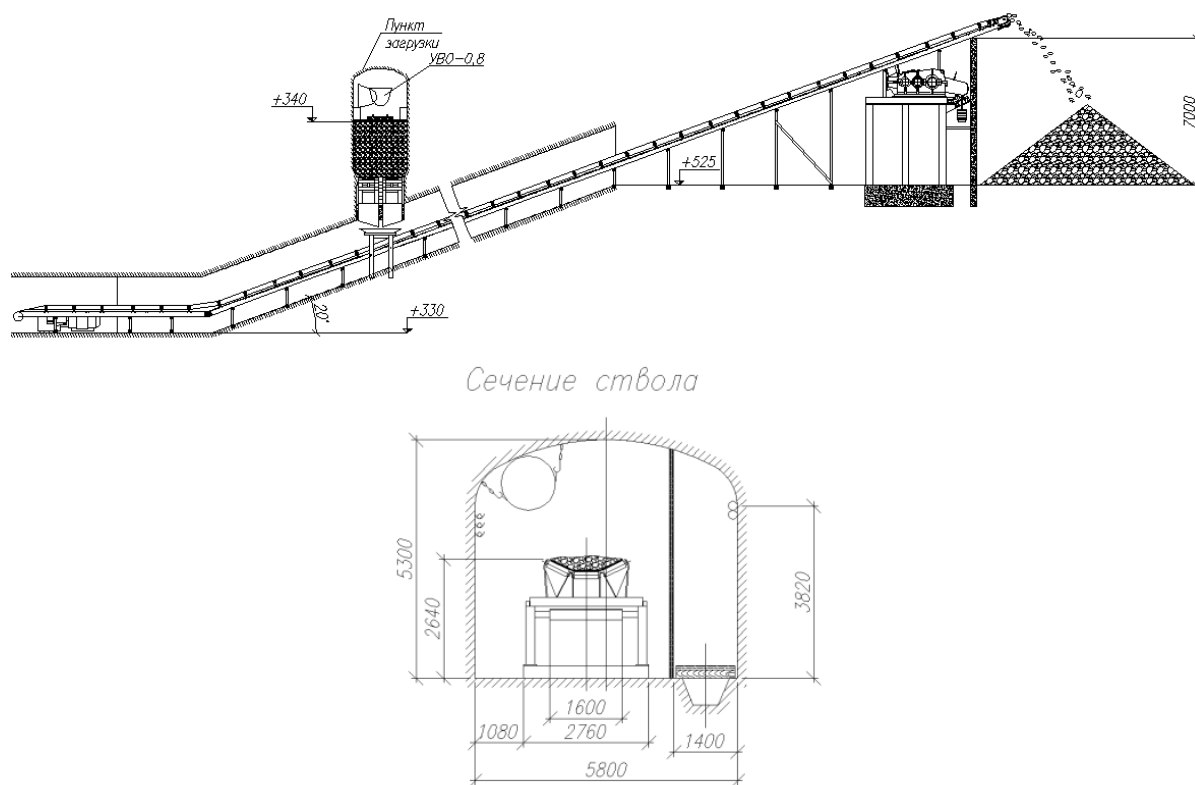


Рис. 2.4.9. Оснащение конвейерного ствола



Рис. 2.4.10. Копер наклонного конвейерного ствола



Рис. 2.4.11. Конвейер в наклонном стволе

Таким образом, в данной главе рассмотрены наиболее актуальные варианты вскрытия месторождений, условия их применения и опыт реализации.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите основные факторы, влияющие на выбор способа вскрытия месторождения.
2. Какие факторы определяют параметры сдвижения горных пород и земной поверхности?
3. Какие устанавливаются границы зон опасных сдвижений земной поверхности?
4. Охарактеризуйте способ вскрытия месторождений вертикальными стволами.
5. Перечислите основные преимущества и недостатки рудной и полевой подготовки месторождения к очистной выемке.

3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ В ПРАКТИКЕ РОССИЙСКИХ И ЗАРУБЕЖНЫХ РУДНИКОВ

Для организации очистной выемки руды проводят комплекс работ, называемых подготовительными (горно-подготовительные работы – ГПР) и очистными. В очистных работах выделяют нарезные (НР) и собственно очистные работы (СОР). Все работы связаны с проведением различного рода и назначения горных выработок: подготовительных, нарезных и очистных. Результаты работ в виде совокупности горных выработок, увязанных во времени и пространстве, составляют содержательную часть технологии очистной выемки и представляют собою систему подземной разработки.

Системой разработки рудного месторождения или его части называется определенный порядок очистной выемки руды и ее технология в сочетании с совокупностью конструктивных элементов выемочного участка.

От правильности выбора системы разработки для конкретных горно-геологических условий месторождения зависит безопасность трудящихся на добыче руды, экономическая эффективность деятельности горного предприятия и экологические последствия для окружающей среды в районе расположения месторождения.

Для правильного выбора систем разработки в первую очередь необходимо разобраться с основными различиями всего многообразия классов, вариантов и подвариантов систем разработки на базе наиболее распространенных классификаций (в основу классификаций положены различные классификационные признаки), а затем рассмотреть горно-геологические и горнотехнические условия применения различных вариантов систем разработки рудных месторождений.

3.1. Классификации систем разработки

В России получили признание и используются при проектировании подземных рудников *классификации М.И. Агошкова и В.Р. Именитова*. Системы разработки рудных месторождений у М.И. Агошкова (табл. 3.1.1) разделены на классы по состоянию очистного пространства в период добычи руды.

Таблица 3.1.1

Классификация систем разработки по М.И. Агошкову

Классы		Группы	
Номер	Наименование	Номер	Наименование
I	Системы разработки с открытым очистным пространством	1	Почвоуступные системы
		2	Потолкоуступные системы
		3	Системы со сплошной выемкой
		4	Камерно-столбовые системы
		5	Системы с подэтажной отбойкой
		6	Системы с камерно-этажной выемкой
II	Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве	1	Системы со шпуровой отбойкой из магазина
		2	Системы с отбойкой из специальных выработок
		3	Системы с отбойкой глубокими скважинами
III	Системы разработки с креплением очистного пространства	1	Системы с усиленной распорной и станковой крепью
		2	Системы с каменной и комбинированной крепью
IV	Системы разработки с закладкой очистного пространства	1	Системы горизонтальными слоями с закладкой
		2	Системы наклонными слоями с закладкой
		3	Потолкоуступные системы с закладкой
		4	Системы нисходящей послойной выемки с закладкой
		5	Сплошные системы с закладкой
		6	Системы с креплением и закладкой
V	Системы разработки с обрушением вмещающих пород	1	Системы слоевого обрушения
		2	Щитовые системы разработки
		3	Столбовые системы с обрушением кровли

Окончание табл. 3.1.1

Классы		Группы	
Номер	Наименование	Номер	Наименование
VI	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	1	Системы подэтажного обрушения
		2	Системы этажного самообрушения
		3	Системы этажного принудительного обрушения
VII	Комбинированные	1	Комбинированные системы с выемкой камер с открытым очистным пространством
		2	Комбинированные системы с выемкой камер с магазинированием руды
		3	Комбинированные системы с выемкой камер с закладкой

В.Р. Именитов использовал иной классификационный признак – способ поддержания очистного пространства при выемке руды (табл. 3.1.2).

Признавая полезность и достоинства классификаций обоих авторов, отметим ряд замечаний.

Во-первых, обе классификации были разработаны в середине 1960-х гг. С тех пор произошла и продолжается заметная эволюция систем разработок. Многие из них при выемке рудных месторождений средней мощности до весьма мощных утратили свое практическое значение.

Современные методы подземной добычи руд базируются на применении мобильных комплексов самоходного оборудования. Освоение самоходной техники позволило коренным образом упростить схемы подготовки, нарезки и очистной выемки, существенно интенсифицировать горные работы, добиться комплексной механизации и минимизировать объемы ручного труда в подземных условиях.

Способы разработки с использованием переносного горного оборудования с большим объемом тяжелого ручного труда уже сейчас сохраняются лишь при выемке маломощных рудных тел с высоким содержанием полезных компонентов. Применение подобной техники и технологий для отработки рудных залежей от средней мощности до весьма мощных на давно эксплуатируемых месторождениях обусловлено лишь наличием дешевой рабочей силы, сравнительно малой ценностью минерального сырья и неперспективностью предприятия для технического перевооружения и реконструкции.

Таблица 3.1.2

Классификация систем разработки по В.Р. Именитову

Класс	Группы	Система разработки
I. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства	А. Системы с естественным поддержанием очистного пространства и механизированной доставкой в нем руды	1. Сплошная система 2. Камерно-столбовая система
	Б. Системы с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой в нем руды	3. Камерная система 4. Система с отбойкой из магазина 5. Другие системы разработки данного класса
II. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания выработанного пространства)	А. Системы этажного обрушения	1. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой 2. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами 3. Этажное самообрушение
	Б. Системы подэтажного обрушения	4. Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды 5. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды
III. Системы разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства	А. Системы с закладкой	1. Однослойная выемка с закладкой 2. Горизонтальные слои с закладкой 3. Наклонные слои с закладкой 4. Система разработки тонких жил с отдельной выемкой 5. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой
	Б. Системы разработки с креплением выработанного пространства	
	В. Системы с креплением и последующим обрушением	6. Столбовая система с обрушением 7. Слоеое обрушение

Анализ практики добычи руд комплексами самоходных машин показывает, что использование их эффективно при многозабойной работе в ограниченных классах систем разработки:

- с закладкой выработанного пространства (сплошные слоевые и камерные, в том числе с камерно-целиковым порядком выемки);

- с открытым выработанным пространством (камерно-столбовые и камерные с плоским днищем);
- с обрушением руды и вмещающих пород (этажное и особенно подэтажное обрушение с торцовым или площадно-торцовым выпуском руды);
- комбинированных (например, с закладкой и обрушением).

Достигнутый технический уровень технологий подземных горных работ на базе самоходной техники, успехи ряда горнодобывающих компаний на ее основе в области роботизации и автоматизации процессов добычи руды приведут к дальнейшей унификации систем разработки.

Во-вторых, горные работы на рудниках ежегодно погружаются на 20–40 м, достигнув на рудниках Индии и Южной Африки глубины около 4 км. Уже сейчас более десятка рудников в США, Канаде, Южной Африке ведут добычу руды на глубинах свыше 2,5 км.

С переходом на большие глубины резко ухудшаются условия разработок: повышается температура пород, изменяются их физико-механические свойства, вылаживаются углы сдвига массива, нарастает горное давление и вероятность его проявления в динамической форме. Все больше разрабатываемых месторождений относятся к категории удароопасных.

Наукой и практикой выработаны следующие основные принципы ведения горных работ в подобных условиях, позволяющие минимизировать опасные формы проявления горного давления:

- подготовку и отработку рудных тел необходимо производить при минимальной изрезанности горного массива без образования участков (целиков), выступов – концентраторов напряжений, способных вызывать взрывоподобное разрушение пород;
- проведение подготовительных и очистных выработок осуществлять преимущественно в направлении максимальных напряжений, действующих в горном массиве;
- развитие фронта горных работ и, соответственно, очистной выемки производить расходящимися фронтами или единым фронтом от фланга к флангу этажа.

Перечисленным выше требованиям в условиях больших глубин не отвечают и утрачивают самостоятельное значение целые классы систем разработки: с магазинированием руды, с открытым (у М.И. Агошкова) или естественным поддержанием очистного пространства (у В.Р. Именитова).

При различных вариантах систем с магазинированием руды, широко применяемых при отработке маломощных крутопадающих

рудных тел, очистная выемка осуществляется в восходящем порядке на уменьшающийся целик, что недопустимо в массивах, склонных к горным ударам. На Южном полиметаллическом месторождении (ОАО «ГМК "Дальполиметалл"») разрабатываются тонкие жилы с прочными рудами и вмещающими породами, способными к накоплению потенциальной энергии упругого сжатия и разрушению в динамической форме. На глубине 150–200 м от поверхности при отработке рудного тела системой с магазинированием и подходе к потолочному целику в ряде блоков произошли серии горных ударов с тяжелыми последствиями.

Крайне ограничены возможности управления горным давлением при системах с открытым очистным пространством и поддержанием кровли рудными целиками и крепью. Образующееся при этом выработанное пространство с увеличением размеров теряет свое равновесное состояние. Возникают условия для разрушения горной конструкции в опасных динамических формах, нарастает вероятность обрушения пород большими массами.

Эти явления хорошо иллюстрируются практикой подземных рудников Жезказганского месторождения медистых песчаников, разрабатываемых системой с камерно-столбовой выемкой. Несмотря на увеличение площади оставляемых внутрикамерных и панельных целиков (до 40 % и более от площади панели), с глубины 450 м участились случаи обрушения кровли и взрывоподобное разрушение целиков.

По расчетам на глубинах 1 000 м при камерно-столбовой выемке для поддержания кровли более половины запасов должно оставаться в целиках.

Таким образом, специфика больших глубин, повышение горного давления и нарастающие трудности обеспечения безопасности горных работ исключают из применения или лишают самостоятельного значения целые классы систем разработки в известных классификациях.

В-третьих, в классификациях М.И. Агошкова и В.Р. Именитова отсутствует *группа камерных систем разработки с закладкой*, которые, на наш взгляд, имеют самостоятельное значение. Эти геотехнологии применяются на глубинах 1 000 м и более в двух вариантах: со сплошной отработкой и с камерно-целиковым порядком выемки.

Камерно-целиковая отработка с закладкой достаточно широко распространена на подземных рудниках Канады (рудники «Инко», «Геко», «Кид Крик» и др.), Финляндии («Оутокумпу Ой»), Австралии

(«Маунт Айза»), СНГ («Гайский», «Лениногорский», «Зыряновский» и др.). По мнению ряда специалистов, область применения подобных геотехнологий из-за заметного роста концентрации опорного давления после выемки первичных камер ограничивается глубиной 600–800 м. Разрушение вторичных камер (целиков), выработок горизонта выпуска обуславливает необходимость перехода на варианты *сплошной камерной отработки*, положительно зарекомендовавшей себя на рудниках Норильского региона.

Исходя из вышеизложенных жестких требований к отработке рудных месторождений, склонных к горным ударам, приемлемые системы разработки в таких условиях могут характеризоваться и разделяться по следующим признакам:

- способу управления горным давлением или состоянию выработанного пространства;
- направлению движения фронта очистной выемки;
- способу отбойки и выпуска (доставки) руды.

Первый фактор – способ управления горным давлением – по сути определяет геотехнологию отработки месторождения. Являясь основополагающим и наиболее важным в условиях больших глубин, он обязательно выступает в характеристике и названии системы разработки. Поэтому правильно, на наш взгляд, признать его основным классификационным признаком.

Второй фактор достаточно часто присутствует в формулировках систем разработки и поясняет способ ведения добычных работ. Например, система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства может выполняться в восходящем и нисходящем порядке. Оработка крутопадающих жил в удароопасных *условиях* ведется подэтажной выемкой по падению или простиранию.

Третий фактор также наполняет содержанием системы разработки. Выемка рудных залежей камерными системами уточняется способом выпуска руды: площадным (из заездов), торцовым или площадно-торцовым. Отбойка камер может проводиться способом вертикальных камерных зарядов (VCR), параллельными скважинами или веерами скважин.

Таким образом, второй и третий признаки могут и должны использоваться для деления систем разработки на группы и виды.

Предлагая *вариант классификации систем разработки рудных месторождений*, склонных к горным ударам, исходим из следующих принципов.

Во-первых, системы разработки обязательно должны отвечать жестким требованиям ведения горных работ в удароопасных условиях, отмеченных выше.

Во-вторых, классификация должна быть ориентирована на индустриальные способы разработки. Исключение составляют лишь геотехнологии добычи руд из маломощных залежей, где в стесненных условиях неизбежно использование переносной горной техники.

В-третьих, необходимо избежать многих второстепенных признаков для выделения отдельных видов систем разработки. Например, выемка по простиранию или вкрест простирания залежей определяется не столько системой разработки, сколько параметрами залежей, горнотехническими и геомеханическими условиями залегания месторождения.

В-четвертых, из классификации должны быть исключены системы разработки с креплением, т.к. крепление выработок используется во всех известных способах выемки.

В-пятых, выбранный основной классификационный признак должен позволять вписать в классификацию любые созданные новые варианты систем разработки.

Итак, в соответствии с существующими способами управления горным давлением системы разработки на больших глубинах делятся на три класса (табл. 3.1.3):

I – с закладкой выработанного пространства;

II – с обрушением налегающих (вмещающих) пород;

III – комбинированные (с закладкой и обрушением).

Первые два класса систем разработки хорошо известны из технической литературы и практики подземной добычи. Отметим лишь, что при системах с обрушением руды и вмещающих пород в удароопасных условиях крайне нежелательно вести отбойку большими массами с площадным выпуском руды. Мощные заряды взрывчатых веществ (ВВ) с выделением огромной энергии провоцируют срывы крупных структурных блоков, вызывая динамические события в массиве с разрушением ослабленного многочисленными выработками горизонта выпуска руды.

Такие явления периодически повторяются на Таштагольском железорудном месторождении, отрабатываемом системой этажного обрушения с вибровыпуском руды по площади и массовой отбойкой крупными блоками. В подобных геомеханических условиях с аналогичной глубиной ведения горных работ на руднике «Кируна» (Швеция) при подэтажном обрушении с послышной отбойкой и торцовым выпуском руды динамические проявления горного давления отсутст-

вуют. Поэтому в группу систем с обрушением предлагаемой классификации включены лишь варианты с послонной отбойкой и торцовым или площадно-торцовым выпуском руды.

Таблица 3.1.3

**Классификация систем разработки месторождений,
склонных и опасных по горным ударам**

Класс	Группы	Виды разработки
I. Системы разработки с управлением горным давлением закладкой выработанного пространства	А. Системы разработки горизонтальными слоями	1. Сплошная слоевая с восходящей выемкой
		2. Сплошная слоевая с нисходящей выемкой
		3. Горизонтальными слоями с целиками на податливом основании
		4. Камерно-слоевая выемка
		5. Однослойной сплошной выемкой лавою
	В. Камерные системы разработки	6. Сплошная камерная система
		7. С камерно-целиковым порядком выемки (с площадной, торцовой и площадно-торцовой схемой выпуска руды)
II. Системы разработки с управлением горным давлением обрушением налегающих пород	А. Система этажного обрушения	1. Этажное обрушение с послонной отбойкой и торцовым (площадно-торцовым) выпуском руды
		2. Этажное самообрушение
	В. Система подэтажного обрушения	3. Подэтажное обрушение с торцовым (площадно-торцовым) выпуском руды
		4. Подэтажная выемка по простиранию
		5. Подэтажная выемка по падению
	С. Камерные системы с обрушением	6. Сплошная этажно-камерная выемка с выпуском руды из подконсольного пространства
III. Системы разработки с комбинированным способом управлением горным давлением закладкой и обрушением	Выемка чередующихся участков системами с закладкой и с обрушением	1. Горизонтальными слоями с восходящим (нисходящим) порядком с твердеющей закладкой и этажным (подэтажным) обрушением
		2. Камерная сплошная выемка с твердеющей закладкой и этажным обрушением

Геотехнологии с *комбинированным способом управления* горным давлением требуют некоторого пояснения. Высокая стоимость твердеющей закладки предопределяет необходимость поиска менее затратных способов разработки залежей с малой и средней ценностью руд. В частности, при выемке мощных и весьма мощных пологих и слабонаклонных залежей для управления кровлей, обеспечения плавной ее посадки, ограничения скорости сдвижений и величины деформаций допустимо в ряде условий лишь частично закладывать выработанное пространство. При этом участки, заполненные закладкой, чередуются с запасами, отрабатываемыми под обрушенной кровлей в форме устойчивого свода или шатра.

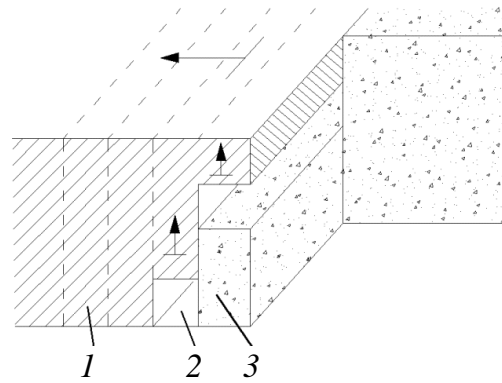
3.2. Системы разработки с закладкой выработанного пространства

При выемке рудных залежей на больших глубинах наибольшее распространение получили системы разработки с закладкой. Заполнение выработанного пространства закладочными смесями в сочетании с разгрузкой массива позволяет регулировать возникающие в призабойной зоне напряжения, способствует постепенному деформированию вмещающих пород без срыва крупных структурных блоков и тем самым снижению вероятности горных ударов. Исключаются также пожары при добыче сульфидных руд.

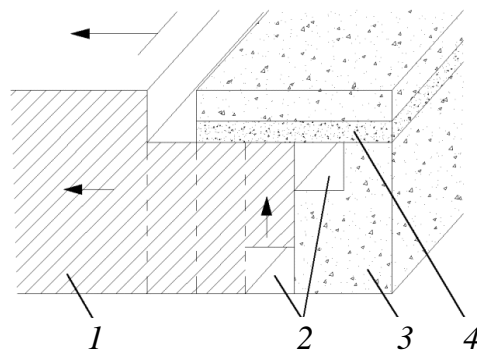
Из других достоинств этих геотехнологий отмечаются высокие показатели качества и полноты извлечения запасов полезного ископаемого из недр, надежное поддержание земной поверхности без заметных ее деформаций, возможность утилизировать отходы горного и обогатительного производств. Системы разработки с закладкой выработанного пространства широко используются при освоении залежей сложной формы с ценными рудами, а также при залегании рудных тел под охраняемыми природными, производственными и социальными объектами. Сравнительно высокая себестоимость добычи минерального сырья с закладкой компенсируется незначительным разубоживанием, более полным извлечением полезного ископаемого, возможностью его селективной выемки с оставлением в недрах части породных включений.

3.2.1. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой

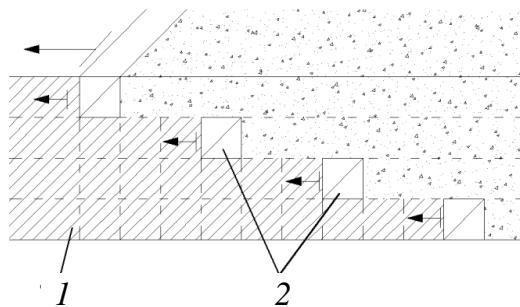
Отработка рудных залежей горизонтальными слоями с закладкой (рис. 3.2.1) широко распространена на рудниках Канады, Швеции, США, Австралии и России.



a



б



в

Рис. 3.2.1. Варианты систем разработки горизонтальными слоями: *a* – выемка горизонтальными слоями снизу вверх; *б* – выемка с опережающей надработкой; *в* – нисходящая выемка; 1 – рудное тело; 2 – очистные выработки; 3 – закладочный массив; 4 – искусственная кровля

Отличительной особенностью этой геотехнологии является ее гибкость, позволяющая с высокой полнотой вести выемку месторождений различной мощности, формы, угла падения и устойчивости горных пород. Глубина ее применения в известных пределах не ограничена.

С освоением на рудниках комплексов самоходной техники на основных и вспомогательных процессах, гидравлической доставки в очистное пространство твердеющих смесей в автоматизированном режиме эти системы разработки вошли в число высокоэффективных способов добычи. Используются они в двух типовых вариантах: чаще с восходящим, а в сильно нарушенных неустойчивых рудах и вмещающих породах – с нисходящим порядком выемки слоев.

Сплошная слоевая выемка снизу вверх

Типичный пример разработки пологопадающей мощной рудной залежи системой горизонтальных слоев с выемкой по восстанию приведен на рис. 3.2.2.

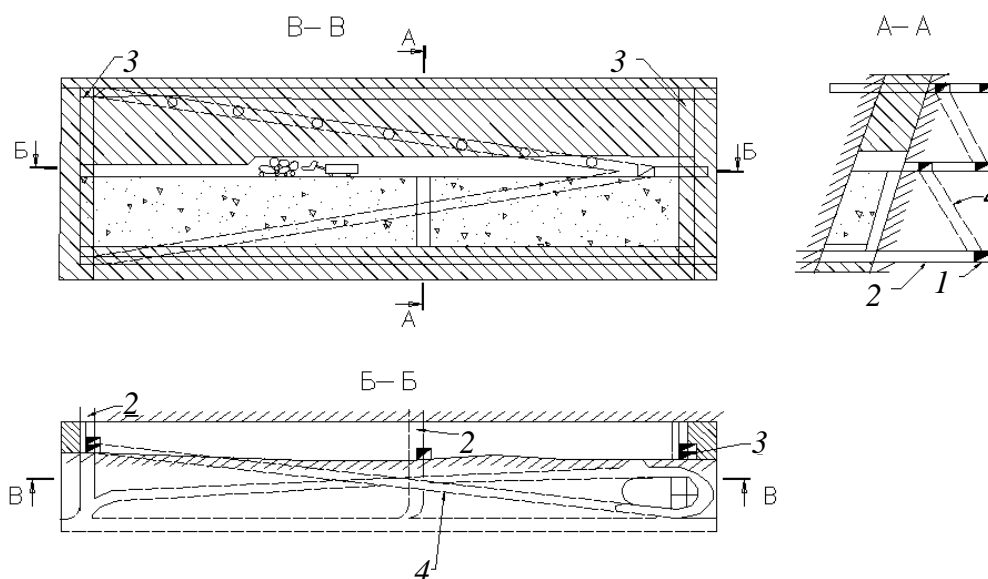


Рис. 3.2.2. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства: 1 – транспортный штрек; 2 – орт-заезд; 3 – закладочный восстающий; 4 – наклонно-петлевой съезд

Подготовку рудного тела или его участка выполняют с учетом условий его залегания, мощности и эффективного использования самоходного оборудования.

Рассмотрим освоение этой геотехнологии на примере рудников Норильского региона. Талнахский рудный узел включает Октябрьское месторождение, расположенное западнее Норильско-

Хараেলাхского разлома, и Талнахское, охватывающее зону грабена этого разлома и его восточное крыло. Для месторождений характерно большое количество тектонических разрывов различного порядка и ярко выраженное блоковое строение района. Прочностные и деформационные свойства руд и пород, слагающих месторождения, приведены в табл. 3.2.1.

Таблица 3.2.1

Механические свойства руд и пород Талнахского рудного узла

Руда или порода	Прочность, МПа		Модуль упругости $E \cdot 10^4$, МПа	Коэффициент Пуассона μ
	при сжатии	при растяжении		
Скарн	84–120	6	–	–
Мрамор	49–100	8	–	–
Роговик	90–170	–	6,3	0,21
Роговик «медистый»	60–200	–	2,8–3,9	0,13
Габбро-долерит такситовый	59–270	6	1,2–11,0	0,22
Габбро-долерит оливинсодержащий	52–195	5	3,4–11,3	0,26
Халькопирит	70–180	4	2,7–8,2	0,22
Моихукитовая руда	50–120	2	3,3–6,6	0,30
Кубанит-моихукитовая руда	70–180	4	4,9–8,2	0,19

При проходке подготовительно-нарезных выработок геологической службой рудника на обнажениях руд и пород измеряются элементы залегания всех видимых природных и техногенных трещин, степень их раскрытия, определяются их размеры, неровности стенок и наличие «зеркал» скольжения. Устанавливается наличие ослабляющих минералов. Обработка этих данных показывает степень нарушенности массива (табл. 3.2.2). Эта характеристика является основой для выбора системы разработки.

ИПКОН РАН, ОАО «Гипроникель», ОАО «ВНИМИ» в содружестве с инженерами предприятия была обоснована выемка в первую очередь сплошных наиболее богатых руд. Сплошные руды образуют ряд пологопадающих и пластообразных залежей мощностью преимущественно 20–40 м. Они локализованы в основном по нижнему контакту интрузии на глубинах от 500 до 2 000 м. Руды и вмещающие породы крепкие – от средней устойчивости до сильно нарушенных, весьма неустойчивых.

Таблица 3.2.2

Классификация руд и пород Талнахско-Октябрьского месторождения по нарушенности

Категория нарушенности	Интенсивность вторичных изменений пород	Характеристика трещиноватости							
		по скважинам			Выход керна, доли ед.	по выработкам			
		Количество трещин на 1 п. м керна	Преобладающие трещины			Расстояние между трещинами, величина ребра элементарного блока, м	Преобладающие трещины		
			по углу наклона к оси керна	по минералу заполнителя			по углу падения	по рельефу стенок	по минералу-заполнителю
Слабая	Неизменные. Вторичных минералов не более 5 %	5	Продольные и поперечные	Незаполненные или заполненные карбонатом	0,8–1,0	>0,2	Крутые и вертикальные	Неровные, зубчатые, ломаные	Незаполненные или заполненные карбонатом
Средняя	Структура и окраска изменены незначительно. Вторичных минералов не более 20 %	5–10	Продольные и диагональные		0,6–0,8	0,1–0,2		Неровные, прямые и изогнутые	Незаполненные или заполненные карбонатом, реже сульфитом, хлоритом
Сильная	Структура сохранилась частично. Вторичных минералов до 50 %	10–20	Диагональные и поперечные	Незаполненные или заполненные хлоритом	<0,6	0,05–0,1	Наклонные и пологие	Ровные и гладкие с «зеркалами» скольжения	Незаполненные или заполненные хлоритом и серпентинитом
Весьма сильная (раздробленные породы)	Структура почти полностью изменена. Вторичных минералов более 60 %	>20	Диагональные	Незаполненные или заполненные карбонатом		<0,05		Наклонные	

Для извлечения богатых руд были разработаны варианты систем со сплошной выемкой и твердеющей закладкой. Среди них основное место для руд слабой, средней и частично сильной нарушенности принадлежало сплошной слоевой выемке снизу вверх.

Отличительным признаком сплошных слоевых систем разработки является ведение очистных работ сплошным фронтом без оставления в выработанном пространстве жестких целиков. Рудная залежь разделяется на панели, и отработка ее ведется расходящимися фронтами от центра к флангам. В панелях выделяются вертикальные ленты, которые отрабатываются слоями в восходящем порядке (рис. 3.2.3).

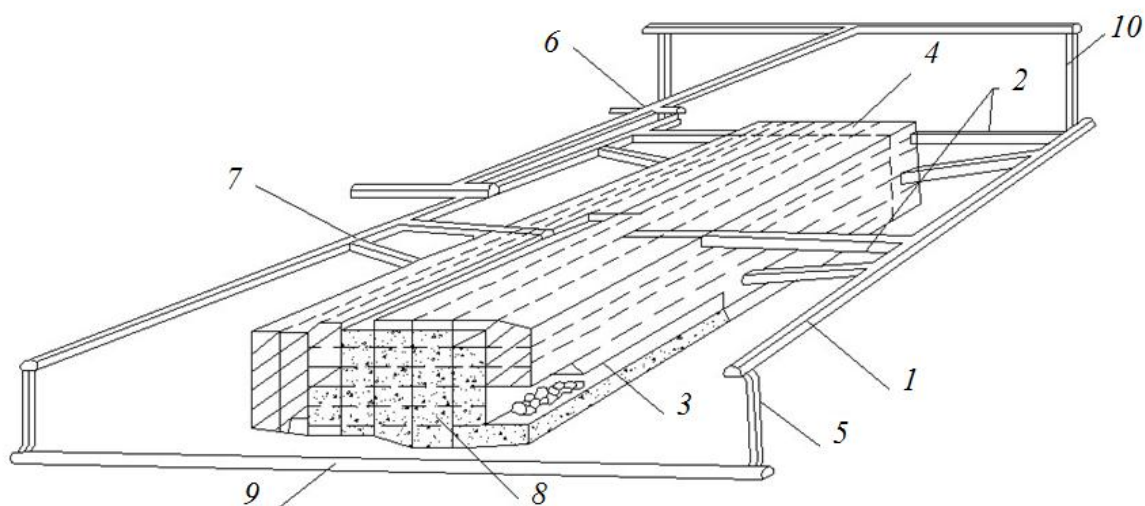


Рис. 3.2.3. Выемка горизонтальными слоями снизу вверх: 1 – фланговый уклон; 2 – слоевые заезды; 3 – слой; 4 – панельный целик; 5 – рудоспуск; 6 – вентиляционно-закладочный горизонт; 7 – закладочная скважина; 8 – закладка; 9 – откаточный квершлаг; 10 – вентиляционный восстающий

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке фланговых уклонов, транспортных штреков, рудоспусков, вентиляционных восстающих, выработок вентиляционно-закладочного горизонта, разрезных и слоевых штреков.

Подготовка *диагональными уклонами* обычно осуществляется при мощности рудной залежи 20 м и более с углом падения 15° и более (рис. 3.2.4).

При пологом залегании пластообразной залежи подготовку выполняют *транспортными штреками*. При этой схеме подготовки очистная выемка ленты слоями проводится в три стадии: отработка нижнего (подсечного), основных и подкровельного слоев. В нижнем

слое проходится разрезной штрек с последующим расширением и поднятием кровли до проектных размеров (рис. 3.2.5).

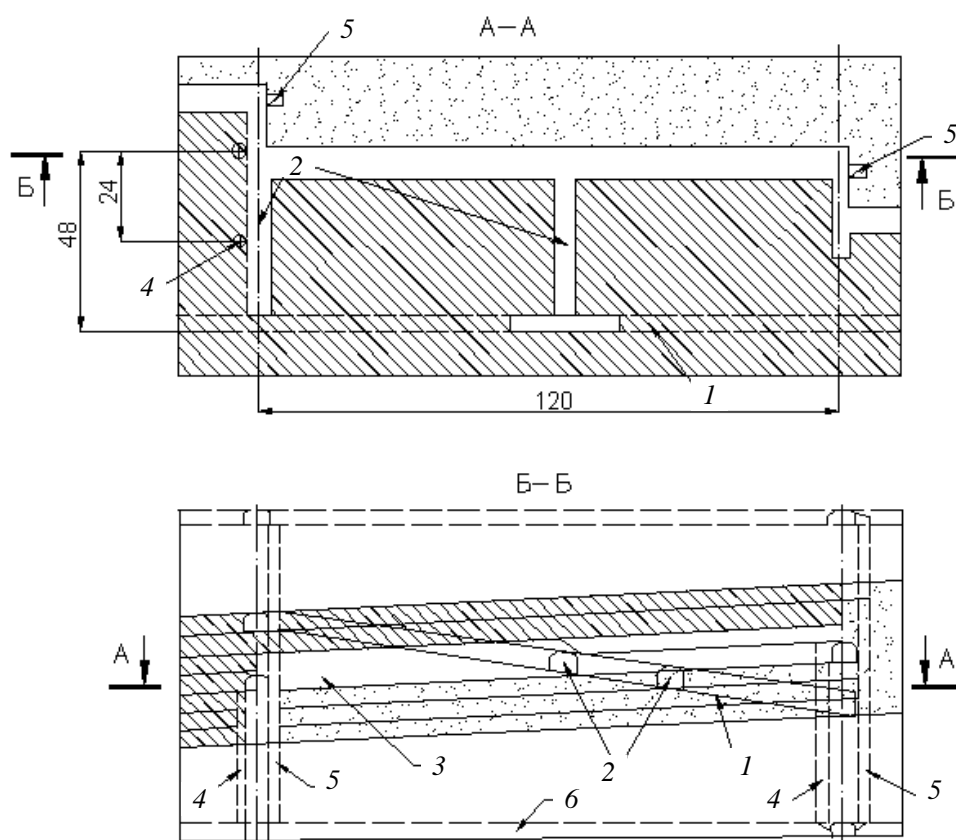


Рис. 3.2.4. Схема подготовки панелей фланговыми уклонами: 1 – фланговый уклон; 2 – слоевые орты; 3 – слои; 4 – рудоспуски; 5 – вентиляционные восстающие; 6 – откаточный горизонт

Ширину и высоту слоя принимают в зависимости от нарушенности руд и возможностей оборки заколов в кровле. В различных горно-геологических условиях ширина слоя составляет от 6 до 10 м, высота – от 5 до 10 м.

Отработка слоя производится последовательным или совмещенным выполнением таких процессов: бурение, зарядание и взрывание шпуров (скважин), осмотр и оборка кровли и боковых стенок, погрузка и доставка руды в рудоспуск, подготовка слоя к закладке (зачистка почвы, возведение перемычек), закладка выработанного пространства.

Отбойка руды в слое осуществляется шпурами диаметром 42–48 мм или скважинами диаметром 51–76 мм. Для бурения шпуров используют самоходные буровые установки (СБУ) типа Boomer-353H,

скважин – Simba-254Н фирмы Atlas Copco. Сменная производительность СБУ, соответственно, составляет 350–380 и 140–170 м.

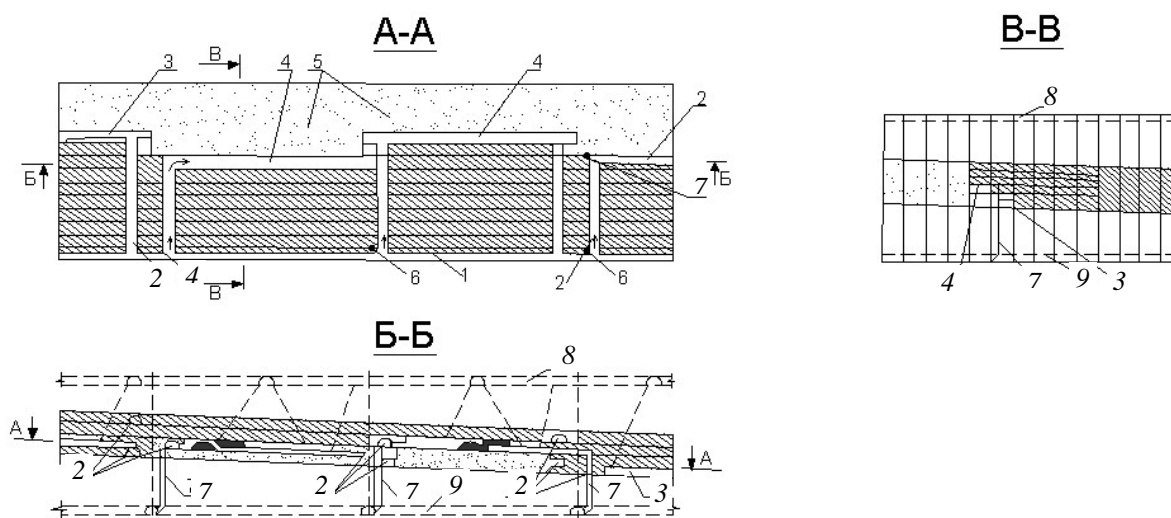


Рис. 3.2.5. Схема подготовки транспортным штреком: 1 – транспортные штреки; 2 – слоевые заезды; 3 – разрезные штреки; 4 – слои; 5 – закладочный массив; 6 – вентиляционные восстающие; 7 – рудоспуски; 8 – выработки вентиляционно-закладочного горизонта; 9 – выработки откаточного горизонта

Для доставки и механизированной зарядки гранулированных ВВ используется дизельная машина Charmes фирмы Normet (Финляндия) с подъемной телескопической стрелой, обеспечивающей подход к любой точке заряжаемого забоя. Отбитую рудную массу отгружают и доставляют к рудоспуску ковшовыми погрузочно-доставочными машинами (ПДМ) типа Toro-1400 фирмы Tamrok (Финляндия). При грузоподъемности ковша ПДМ 14 т сменная ее производительность составляет при расстоянии доставки 100 м – 540–580 т и 200 м – 400–450 т.

По завершении погрузки руды и зачистки почвы слоя выполняются закладочные работы. Закладочная твердеющая смесь подается в выработанное пространство с вентиляционно-закладочного горизонта по скважинам диаметром 165–300 мм.

В больших объемах слоевая отработка снизу вверх, особенно на зарубежных рудниках, применяется на крутопадающих месторождениях. В современных условиях при выемке рудных тел средней мощности и весьма мощных получил распространение вариант подготовки залежи *наклонными съездами*, благодаря чему обеспечивается большая мобильность самоходной техники. Характерный пример такой подготовки из практики работы рудника «Кобар» (Австралия) показан на рис. 3.2.6.

На руднике отрабатывают полиметаллические залежи с углом падения 70–80°, мощностью от 4 до 21 м и длиной по простиранию до 360 м. Подготовка рудного тела осуществляется наклонной выработкой в лежащем боку на расстоянии 15 м от контакта оруденения. На уровне каждого слоя пройдены орты. Обработка слоев ведется одним блоком на всю длину рудного тела. Все основные и вспомогательные процессы выполняются с использованием СО. Благодаря этому производительность забойного рабочего составляет 50–60 т/чел.-смену.

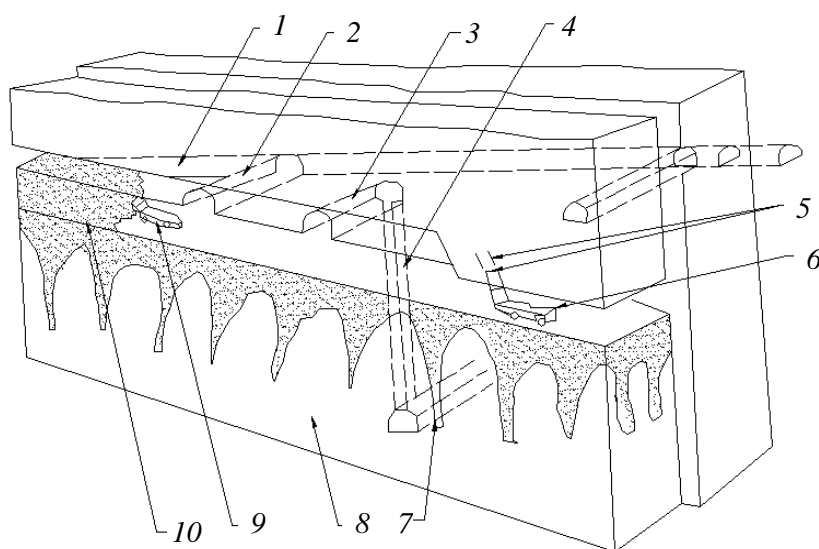


Рис. 3.2.6. Система разработки восходящими горизонтальными слоями с закладкой и применением СО: 1 – наклонная выработка для перемещения СО; 2 – сбойка; 3 – заезд к рудоспуску; 4 – рудоспуск; 5 – восстающие шпуры; 6 – бурильная установка; 7 – квершлаг; 8 – закладочный массив; 9 – ПДМ; 10 – отбитая руда

На руднике «Кристинеберг» (Швеция) разрабатывается крутопадающая полиметаллическая залежь мощностью 5–6 м и в раздувах до 12 м.

Она вскрыта вертикальными стволами и наклонным съездом до глубины 1 000 м. Очистные работы достигли глубины 800 м. Этажи высотой 90 м разделяются транспортными полевыми штреками, по которым осуществляется доставка руды к главному стволу и вентиляция горных выработок. Подготовительно-нарезные работы включают проходку восстающих, рудоспусков и заездов на слои.

Выемка ведется проходческими забоями сечением 5×5 м с последующим расширением в местах раздувов (рис. 3.2.7).

Для крепления пород висячего и лежащего боков устанавливают железобетонные анкеры глубиной до 2,2 м. Поддержание рудного массива осуществляется канатными анкерами глубиной до 15 м.

Все процессы очистной выемки выполняются высокомеханизированными комплексами: бурение шпуров глубиной до 4 м – каретками типа *Boomer*, доставка руды – ПДМ типа *Toro-400*, установка крепления – дистанционно управляемыми анкеровщиками.

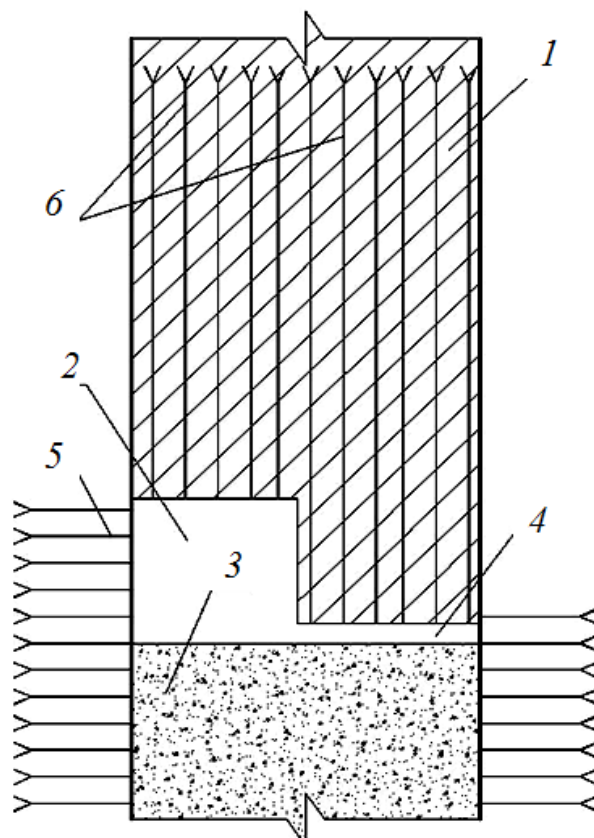


Рис. 3.2.7. Технологическая схема отработки залежи (вертикальный разрез): 1 – руда; 2 – проходческий забой; 3 – закладка; 4 – недозаклад; 5 – железобетонные анкеры; 6 – канатные анкеры

Закладка выработанного пространства осуществляется хвостами обогащения с добавками цемента (до 50 кг/м^3). Для проветривания забоев между рудным массивом и закладкой оставляется зазор высотой 30–40 см.

На ряде крутопадающих месторождений с большой протяженностью выемочных участков, особенно в первоначальный период освоения, самоходную горную технику поднимали в блок по специально оборудованному восстающему. Такой пример показан на рис. 3.2.8 из практики рудника «Томпсон» (Канада).

Рудная зона месторождения простирается на 5 км. Угол падения в среднем составляет 55° . Мощность изменяется от первых до 46 м. Горные работы достигли глубины 1 350 м.

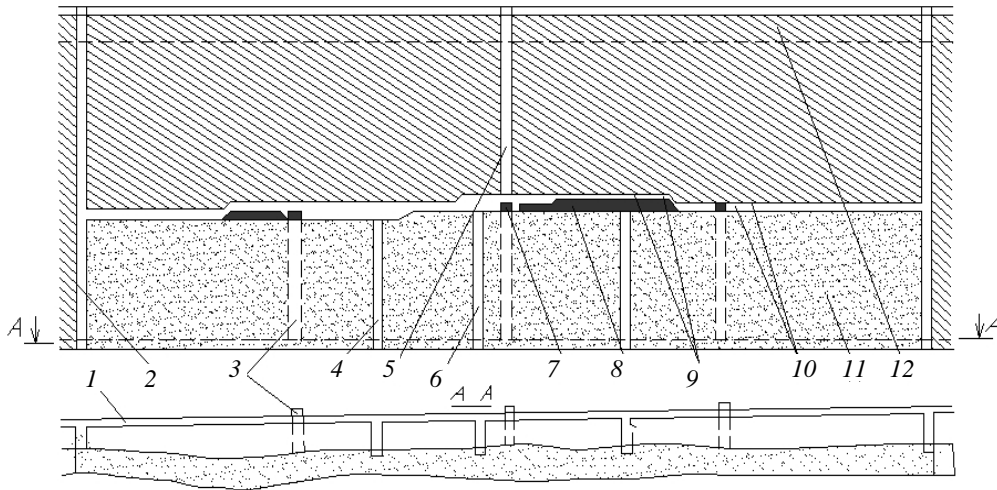


Рис. 3.2.8. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой: 1 – полевой откаточный штрек; 2 – вентиляционно-ходовой восстающий; 3 – рудоспуск; 4 – ходок; 5 – закладочный восстающий; 6 – восстающий для доставки самоходных машин; 7 – сбойка; 8 – отбитая руда; 9 – анкеры; 10 – восстающие шпурсы; 11 – закладочный массив; 12 – междуэтажный целик

Очистная выемка ведется слоями высотой 3 м по простиранию рудного тела мощностью до 9 м. При большой мощности отработка выполняется вкрест простирания залежи. По мере выемки слоев в закладочном массиве формируются рудоспуски и восстающий для доставки СО в блок или спуска его при необходимости на откаточный штрек. Крепление рудоспусков, формируемых в закладке, осуществляется стальными сегментами диаметром 1,42 м, восстающего для доставки СО – срубам.

Для непрерывности добычи руды выработанное пространство слоя заполняют закладочным материалом по частям. Отделение закладки от места работы СО производят возведением заградительных дамб из руды или сухой породы. Закладка ведется песчаной смесью с содержанием цемента в нижней части 1 : 30 и верхней 1 : 15. Для отдачи воды в закладочном массиве укладывают дренажные пластмассовые трубы.

Рассмотренный вариант характеризуется высокой производительностью труда забойщика (60–80 т/смену), высокой концентрацией горных работ, малым расходом подготовительно-нарезных выработок (1,5–2,0 м/1 000 т), низким уровнем потерь (2–4 %) и разубоживания руды (7–10 %).

Сплошная слоевая выемка сверху вниз

На месторождениях Талнахского рудного узла этим способом разрабатываются мощные пологопадающие залежи весьма нарушенных руд со сбросами, взбросами и неустойчивыми налегающими породами.

Сущность геотехнологии заключается в разделении рудного тела на панели, которые извлекают слоями с опережением верхних относительно нижних (рис. 3.2.9). Залежь предварительно надрабатывается проходкой выработок (заходок) и закладкой их твердеющими смесями.

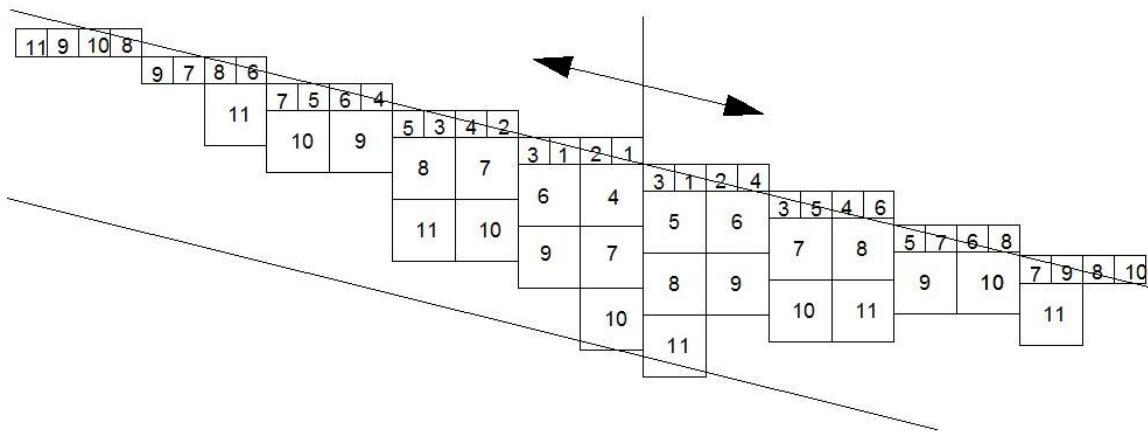


Рис. 3.2.9. Принципиальная схема развития очистных работ при нисходящем порядке выемки слоев: 1, 2, 3 и т.д. – последовательность отработки заходок

На рис. 3.2.10 приведена принципиальная схема подготовки фланговыми уклонами по почве рудного тела перпендикулярно фронту работ.

Подготовительно-нарезные работы включают проходку квершлагов и соединительных штреков, транспортных уклонов, рудоспусков, вентиляционных восстающих слоевых и разрезных штреков.

В зависимости от угла наклона и параметров рудного тела (мощности, длины по простиранию) уклоны могут проходиться перпендикулярно фронту работ или спирально у центральной панели.

Очистные работы выполняются аналогичной горной техникой, как и при выемке снизу вверх, и начинаются с проходки подкровельных слоев.

Отработка их на рудниках Норильского региона ведется:

- с отбойкой руды в одну стадию потолкоуступным забоем с расположением разрезного штрека по оси слоя (рис. 3.2.11, а);
- проходкой и закладкой выработок шириною 4,5 м вприсечку с закладочным массивом (рис. 3.2.11, б);
- с камерно-целиковым порядком.

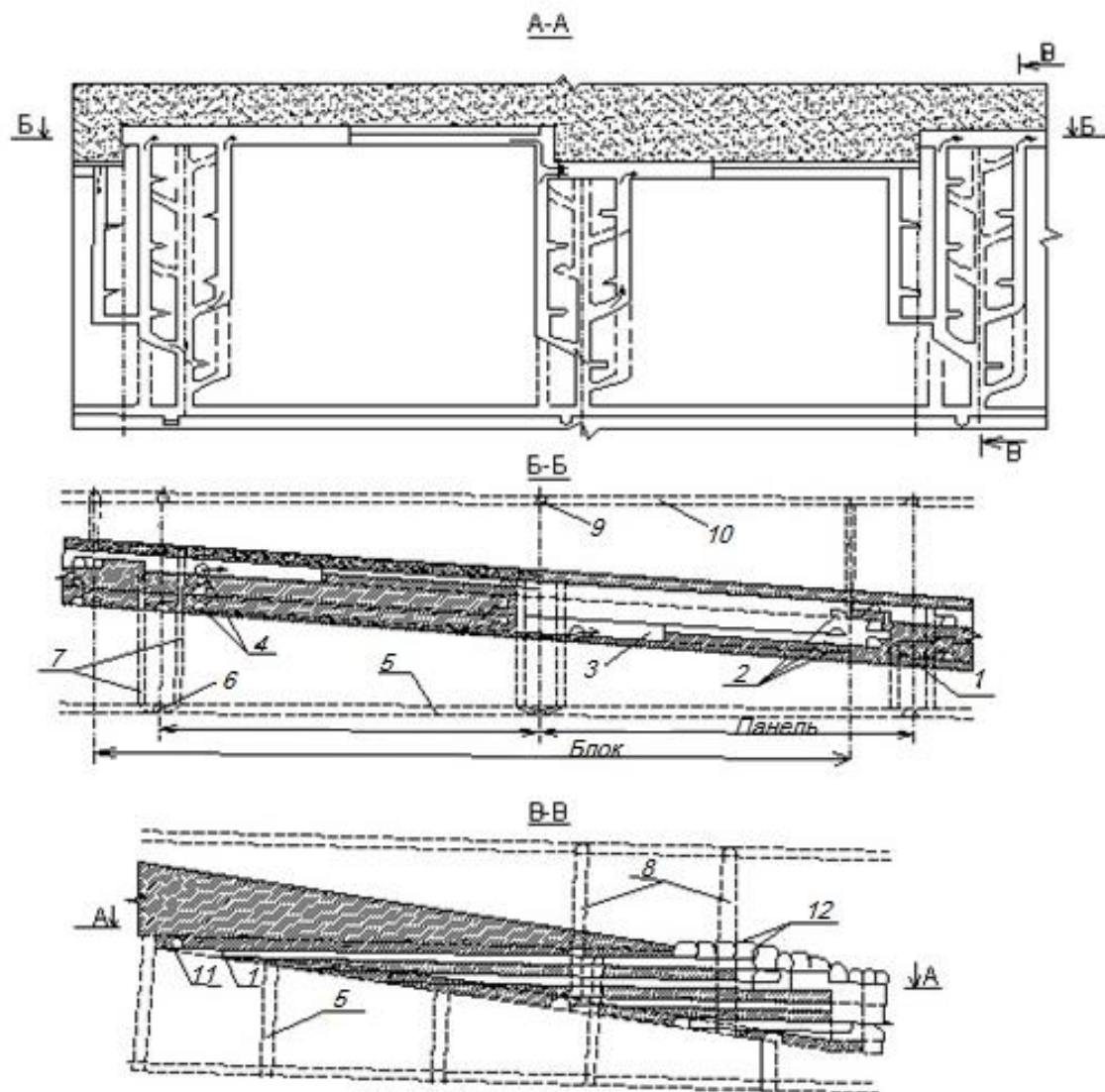


Рис. 3.2.10. Принципиальная схема подготовки залежи фланговыми уклонами: 1 – уклоны; 2 – вентиляционные орты; 3 – заходки; 4 – слоевые заезды; 5 – откаточный штрек; 6 – откаточный квершлаг; 7 – рудоспуск; 8 – вентиляционные восстающие; 9 – вентиляционно-закладочный квершлаг; 10 – вентиляционно-закладочный штрек; 11 – транспортный штрек; 12 – выработки перекрытия

В основных слоях отработку ведут с предварительной проходкой разрезного штрека с последующей отбойкой руды или тупиковыми заходками на все сечение слоя (рис. 3.2.12).

Высоту основного слоя принимают с учетом нарушенности руд:

- для средней нарушенности – до 12 м;
- сильной нарушенности – до 10 м;
- весьма сильной нарушенности – до 6 м.

Длина очистных лент по основным слоям определяется шириной панели и не превышает 120 м. Ведение горных работ под искусственной кровлей предъявляет жесткие требования к взрывной отбойке ру-

ды и сохранности закладочного массива. В паспортах буровзрывных работ (БВР) обязательно предусматривается некоторое расстояние зарядов ВВ до кровли закладки, обеспечивающее полную отбойку руды без нарушения искусственных кровли и стенки. Для этих же целей перед закладкой в отработанном слое обязательно осуществляется предохранительная подсыпка рудной мелочи толщиной 0,3 м. Образование и планировка подсыпки выполняются ПДМ.

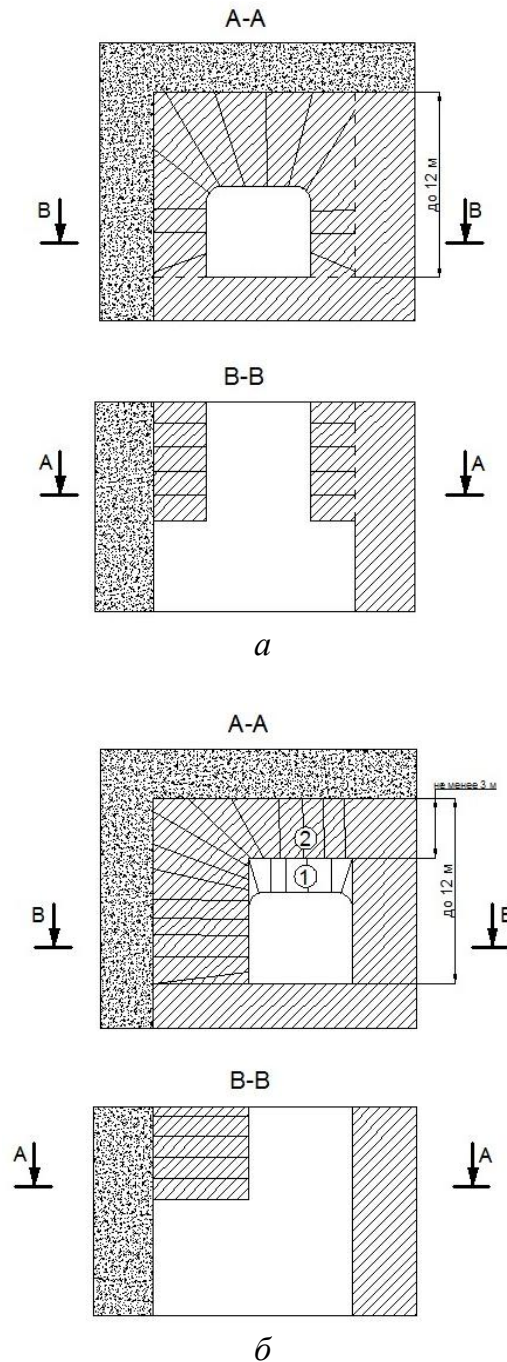


Рис. 3.2.11. Схема отработки слоя потолкоуступным забоем с расположением разрезного штрека по оси слоя (а) и вприсечку с закладочным массивом (б)

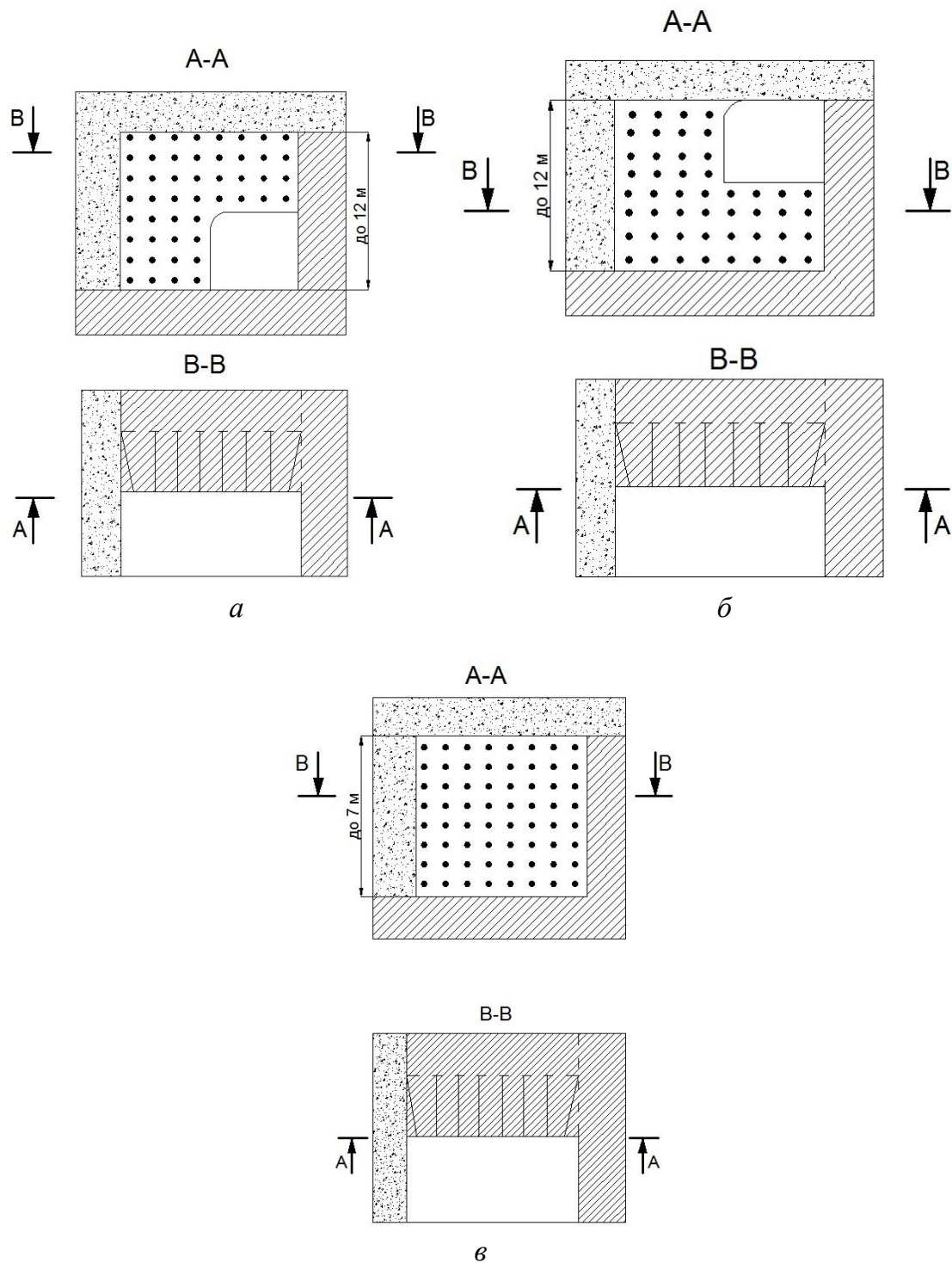


Рис. 3.2.12. Схема отработки основного слоя в одну стадию с отбойкой горизонтальными шпурами потолкоуступным (*a*), почвоуступным (*б*) забоем и тупиковыми заходками на все сечение (*в*)

Формирование массива искусственной кровли достаточно часто проводится в два этапа. В нижний несущий слой подается твердеющая смесь повышенной прочности с армирующими элементами на всю высоту. Нормативная прочность закладки верхнего слоя уста-

навливается исходя из требования устойчивости вертикальной стенки при обнажении в период отработки соседнего слоя.

Ниже рассмотрен вариант системы разработки горизонтальными слоями с камерно-целиковым порядком выемки.

Для развития фронта и интенсификации добычи руды на ряде месторождений отработка залежей горизонтальными слоями осуществляется с камерно-целиковым порядком выемки.

Область применения этой геотехнологии – рудные тела от средней мощности до весьма мощных любого падения. Руды и вмещающие породы – от средней устойчивости до неустойчивых. Ценность руды – средняя и высокая.

Примером реализации этого способа может служить рудник «Интернациональный» АК «АЛРОСА». Рудником разрабатывается трубообразное, овальной формы рудное тело алмазосодержащих кимберлитов. Площадь поперечного сечения его в верхней части – 13 тыс. м², в нижележащих запасах, отработка которых начата подземным способом, – от 4,3 до 2,8 тыс. м². Глубина распространения – более 1 000 м.

Район месторождения характеризуется сплошным распространением многолетней мерзлоты. Мощность мерзлых пород составляет 300–320 м. Свойства алмазосодержащих пород, слагающих месторождение, приведены в табл. 3.2.3.

Таблица 3.2.3

Прочностные свойства кимберлитовых руд

Тип руды	Интервал отметок, м	Прочность кимберлитов, МПа	
		на сжатие σ_c	на растяжение σ_p
Порфировый кимберлит	От –286 до –284	23,1	3,9
Автолитовая кимберлитовая брекчия	От –284 до –272	33,4	5,5
Микропорфировый кимберлит	От –277 до –275	41,3	3,0
Кимберлитовая брекчия	От –277 до –275	12,1	2,0

Вмещающие породы представлены разными доломитами (глинистыми, огипсованными, известковистыми), алевролитами с известковыми песчаниками, мергелями, известняками. В них содержатся три водоносных комплекса. Наибольшую опасность для подземных горных работ представляет мессроичерский водоносный комплекс с минерализацией хлоридно-натриевого состава до 120 г/л.

Рудник «Интернациональный» отнесен к опасным по газо- и нефтепроявлениям, которые приурочены в основном к карбонатным породам с повышенной пористостью.

Кимберлиты – малопрочные руды (табл. 3.2.3) с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протождяконова 2–5. Природные трещины в них залечены галитом и сульфатами, что обусловило их слабую устойчивость. Породы и руды не рассматриваются как потенциально удароопасные.

Месторождение вскрыто вертикальными стволами и спиральным съездом. Высота этажа принята 90 м. В отметках (–380)–(–560) м высота этажа увеличена до 180 м.

Учитывая горно-геологические и горнотехнические условия, ценность полезного ископаемого для месторождения проектом принята система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой. В пределах этажа рудное тело разделяется на вертикальные ленты, которые извлекаются слоями с камерно-целиковым порядком выемки.

Размеры слоя: высота – 3,5–5,5 м, ширина – 3,5–6,0 м, ширина временного рудного целика между обрабатываемыми слоями – 3,5–12 м. Очистная выемка лент при достаточно устойчивой руде ведется снизу вверх, при неустойчивой – сверху вниз.

Подготовка запасов этажа (рис. 3.2.13) состоит из проходки спирального съезда, кольцевых откаточного и вентиляционного штреков, сбитых между собой вентиляционным и лифтовым восстающим, рудо- и породоспусками, а также закладочными штреками.

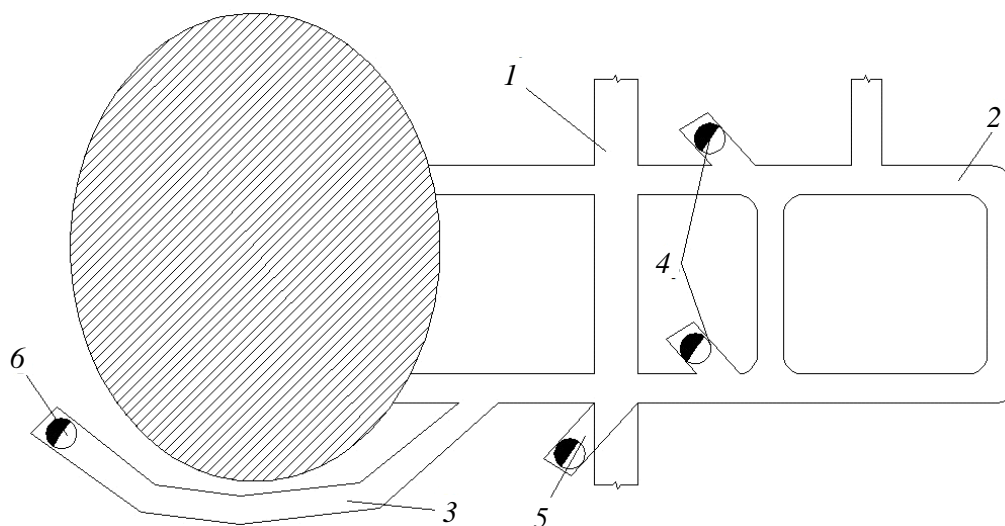


Рис. 3.2.13. Схема подготовки этажа: 1 – откаточный штрек; 2 – спиральный съезд; 3 – закладочный штрек; 4 – рудоспуски; 5 – породоспуск; 6 – вентиляционный восстающий

Все подготовительные выработки этажа располагаются во вмещающих породах на удалении не менее 20 м от контура рудного тела, закладочные штреки – в 10 м.

На каждый слой из спирального съезда или слоевого штрека проходятся слоевые заезды. В пределах слоя они располагаются полукольцом по контуру трубки на одном из ее флангов. Максимальный угол наклона слоевых штреков и заездов для передвижения комбайнов составляет $\pm 9^\circ$.

Очистные работы включают (рис. 3.2.14):

- механическую отбойку руды комбайнами;
- погрузку и доставку полезного ископаемого ПДМ к рудоспуску;
- крепление очистных заходок (при необходимости).

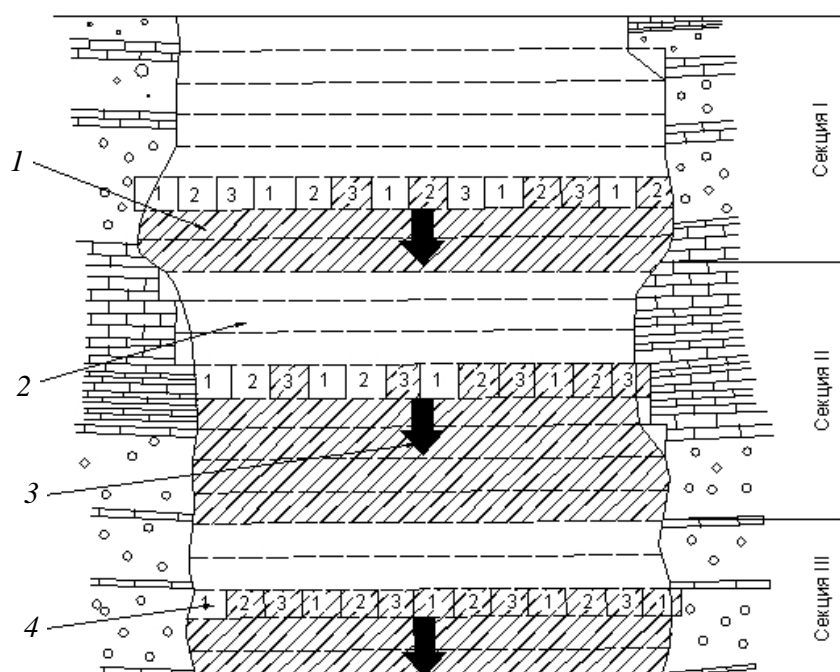


Рис. 3.2.14. Принципиальная схема послойной выемки запасов на руднике «Интернациональный»: I–III – порядок ввода секций в отработку; 1 – руда; 2 – закладочный массив; 3 – направление развития фронта очистных работ; 4 – очистные заходки

После выемки заходка подлежит закладке твердеющей смесью. При камерно-целиковой схеме порядок отработки выбирается с учетом следующих условий:

- необходимо обеспечить твердение искусственного массива нормативной прочности до момента его обнажения при извлечении запасов смежного слоя;

- исключить простои комбайна из-за недостаточной прочности закладки.

Как правило, слои первой очереди отрабатываются через рудный целик, равный двойной ширине ленты, второй очереди – через рудный и искусственный массив, также равный двойной ширине ленты. В последнюю очередь – оставшиеся рудные целики горизонта выемки.

Система разработки горизонтальными слоями с целиками на податливом основании

Для интенсификации очистной выемки и увеличения фронта работ в рудных массивах, склонных к горным ударам, ИПКОН РАН разработан способ выемки пологопадающих мощных залежей горизонтальными слоями с целиками на податливом основании [3]. Область применения – пологопадающие рудные тела от средней мощности до весьма мощных, руды и вмещающие породы средней устойчивости до неустойчивых. Ценность руды – от средней до высокой. Допустимая глубина применения требует дополнительной оценки.

Сущность этого варианта состоит в разделении рудного тела на блоки, изолированные временными рудными целиками (рис. 3.2.15).

Для снижения концентрации напряжений целикам придают требуемую податливость подсечкой их проходческими выработками и закладкой твердеющей смесью.

Оставленные временные рудные целики, с одной стороны, позволяют вести независимую добычу руды в соседних блоках, с другой – обеспечивают поддержание кровли, препятствуя возникновению опасного уровня опорного давления в призабойной зоне.

В состав подготовительно-нарезных работ при этой геотехнологии включаются проходка транспортного штрека, уклона с нарезкой заездов на слои, выработок вентиляционно-закладочного горизонта, вентиляционных восстающих и рудоспусков, а также подсечки целиков и закладки их твердеющей смесью (см. рис. 3.2.15).

Очистная выемка запасов между целиками, например первого участка, осуществляется горизонтальными слоями снизу вверх или сверху вниз. В этот же период ведется подготовка второго участка. По завершении выемки камерных запасов первого участка приступают к отработке второго участка и погашению целиков горизонтальными слоями с закладкой первого участка.

Проведенные промышленные испытания этой геотехнологии на руднике «Октябрьский», аналитические расчеты и натурные наблюдения показали следующее [3]:

- производительность фланга панели может достигать 300–400 тыс. т руды в год;
- очистные работы ведутся практически в разгруженной зоне;
- концентрация напряжений во временных рудных целиках находится в допустимых пределах.

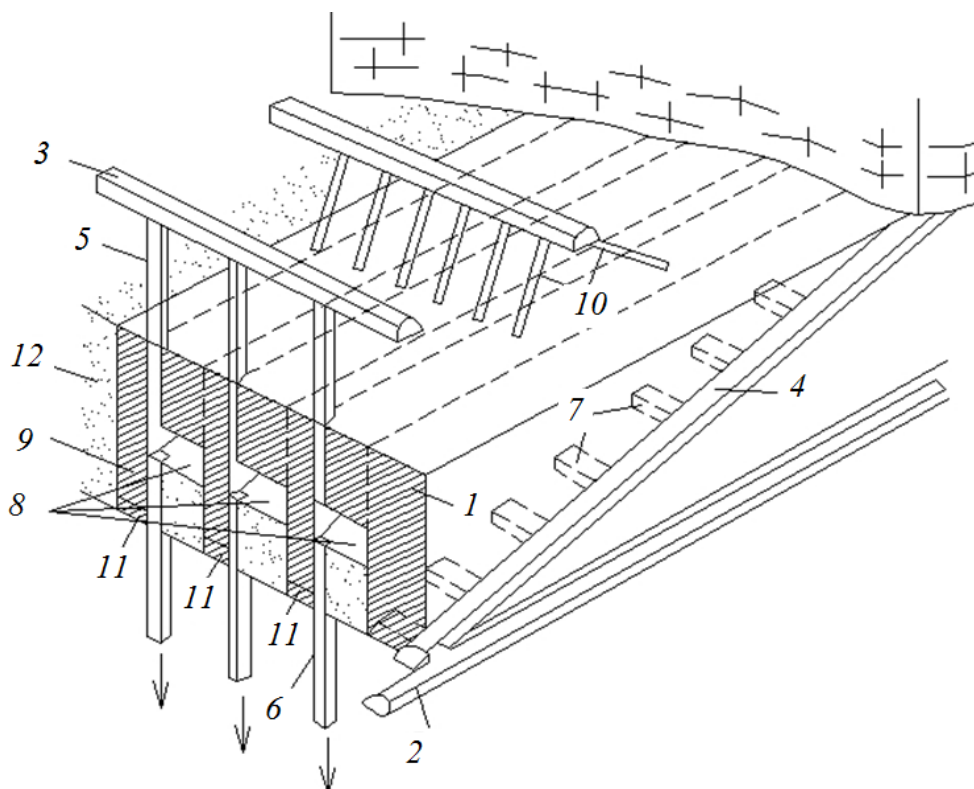


Рис. 3.2.15. Сплошная слоевая система разработки с временными целиками на податливом основании: 1 – рудный массив; 2 – транспортный штрек; 3 – вентиляционно-закладочный горизонт; 4 – уклон; 5 – вентиляционные восстающие; 6 – рудоспуски; 7 – слоевые орты; 8 – очистные камеры; 9 – временные целики; 10 – закладочные скважины; 11 – податливое основание; 12 – закладочный массив

Подобная геотехнология используется на руднике «Крейтон» (Канада), где горные работы достигли глубины 2 170 м. Отработка месторождения ведется панелями, включающими шесть камер шириною 7,6 м, разделенных целиками шириною 4,9 м. Размеры целиков рассчитаны с учетом условия их податливости под влиянием горного давления и тем самым способствовали разгрузке массива.

В камере длиною 61 м обычно используют одну бурильную установку и ПДМ, которая доставляет руду в рудоспуск, выкрепляемый в закладочном массиве стальными кольцами диаметром 1,83 м. Очистные работы в камерных запасах осуществляют слоями снизу вверх высотой до 5 м. Гидравлическая закладка ведется классифицирован-

ными хвостами обогащения в смеси с цементом в соотношении с твердым 30 : 1.

По завершении выемки камер и их закладки приступают к отработке целиков слоевой системой с закладкой в направлении сверху вниз. При таком способе очистной выемки обеспечивается безопасность ведения горных работ и высокие показатели извлечения руды из недр. Производительность труда рабочего составляет 30 т/смену.

Камерно-слоевая система разработки

Камерно-слоевая система применяется для отработки залежей от средней мощности при крутом падении до весьма мощных при пологом и наклонном залегании (рис. 3.2.16).

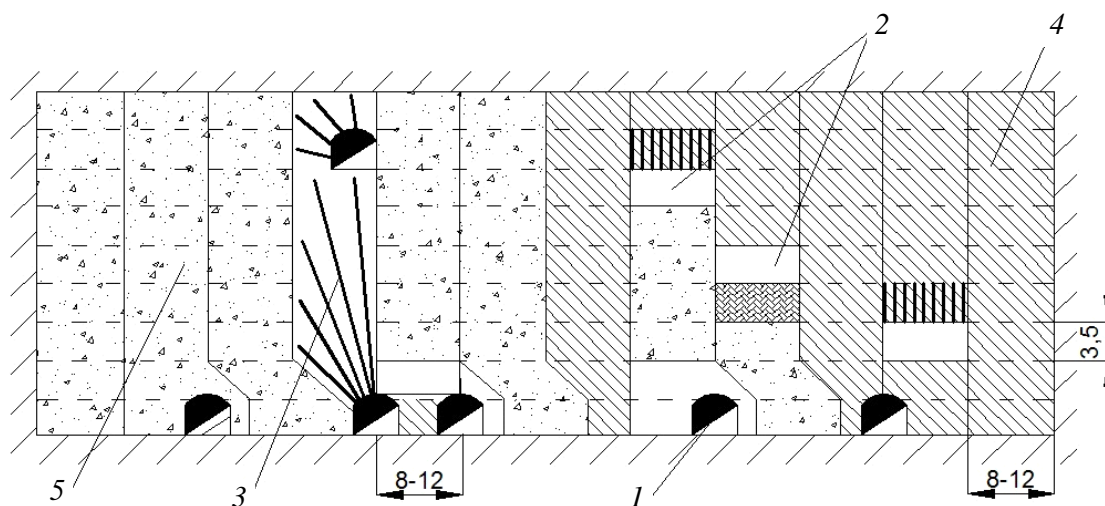


Рис. 3.2.16. Схема камерно-слоевой системы разработки: 1 – слоевой штрек; 2 – выемочные горизонтальные слои камеры; 3 – временный целик (вторичная камера); 4 – рудный массив; 5 – закладочный массив

Руды от средней устойчивости до неустойчивых. Вмещающие породы средней устойчивости. Руды ценные и средней ценности.

Различия в условиях применения этой системы разработки по сравнению с вариантом с податливыми целиками заключаются лишь в уровне напряженного состояния массива и порядке выемки.

Как видно из рис. 3.2.16, слоевая выемка начинается в камерах первой очереди. По завершении твердения закладки в камерах приступают к очистной выемке запасов в целиках слоями снизу вверх или сверху вниз.

Слоевая отработка целиков, как правило, со шпуровой отбойкой позволяет минимизировать разубоживание руды цементнодержа-

щей закладкой. Для большинства полиметаллических и сульфидных руд присутствие в них цемента отрицательно сказывается на показателях извлечения полезных компонентов при обогащении. По этой причине потери металлов при обогащении могут достигать 2–4 %.

Подготовительно-нарезные работы при пологом расположении залежей практически аналогичны, как при выемке с целиками на податливом основании. Ширина камер в зависимости от устойчивости вмещающих пород принимается от 8 до 20 м, ширина целиков – 8–10 м. Высота камер равна мощности рудного тела, длина – 40–60 м.

В крутых рудных телах при мощности до 20 м камеры высотой, равной высоте этажа, ориентируются по простиранию, их длина достигает 50–60 м. Ширина целика – 8–12 м. При весьма мощных залежах камеры обычно располагают вкрест простирания рудного тела. Все подготовительные выработки – полевые.

Отбойка камер, разбуренных веерами скважин, производится послойно. В практике рудников Канады и других для более точной отбойки запасов камеры в проектных контурах используется метод VCR с разбуриванием массива параллельными нисходящими скважинами и отбойкой слоями снизу вверх.

Выпуск и доставка руды осуществляются из торца подэтажных буровых штреков и из заездов. Слоевая выемка запасов целиков ведется в обычном порядке, описанном выше. Закладка выработанного пространства твердеющими смесями производится по скважинам, пробуренным с вентиляционно-закладочного горизонта. Более подробно технология отработки камер будет рассмотрена в п. 3.2.2 «Камерные системы разработки».

Однослойная сплошная выемка с закладкой

Системы разработки с однослойной сплошной выемкой и твердеющей закладкой известны из практики глубоких рудников (более 3,5 км) Индии и ЮАР. Область применения – весьма тонкие и тонкие рудные тела крутого (Индия) и пологого (ЮАР) падения. Крепость руды и вмещающих пород высокая. Руды средней устойчивости и неустойчивые, вмещающие породы средней устойчивости. Закладка – твердеющими смесями, бутовыми полосами, гранитными блоками. Ценность руды высокая. Глубина залегания в известных пределах не ограничена.

Разработка месторождений как в Индии, так и в ЮАР ведется в крайне сложных горнотехнических и геомеханических условиях: высо-

кое горное давление и нередкое проявление его в динамической форме с горными ударами, значительная температура пород, требующая кондиционирования рудничного воздуха, малая мощность рудных тел.

Коларское месторождение золотоносных линз и прожилков в Индии разрабатывается более 125 лет. Горные породы района представлены сланцами и окружены гранитами и гнейсами. Кварцево-золотоносные рудные тела «Чемпион» и «Ориентал» обрабатываются тремя рудниками: «Чемпион-Риф», «Нандидруч» и «Мансур».

Основной системой разработки в настоящее время является однослойная сплошная нисходящая или восходящая выемка с бетонной закладкой. Подготовка участка осуществляется откаточным и вентиляционными штреками. Блоки высотой до 100 м разделяются на участки шириною 4,5 м, которые погашаются слоями сверху вниз. Высота слоя при мощности рудного тела более 3 м – 1,8 м, при меньшей мощности – 2,4 м.

На рис. 3.2.17 показан вариант нисходящей сплошной слоевой выемки заходками.

После выемки заходки наращивается восстающий с оформлением ходового отделения. В восстающем возводят срубовую либо органную крепь. Далее укладывается на почве выемки ограждающая металлическая сетка, соединенная с деревянной крепью соседних восстающих, и выработанное пространство заполняется твердеющей закладкой. После набора достаточной прочности закладки цикл очистных работ повторяется.

Обеспечивая необходимую безопасность ведения горных работ, применяемая технология характеризуется крайне стесненными условиями труда, низкой интенсивностью очистной выемки, затруднениями вентиляции забоев.

Золоторудные месторождения ЮАР представлены пологопадающими залежами мощностью от десятков сантиметров до 3 м, в основном – 0,5 м. Содержание золота – до 30 г/т. Налегавшие породы сложены обводненными доломитизированными известняками, сильно нарушенными дайками долеритов мощностью до 100 м, подстилающие – гранитами.

К настоящему времени горные работы на рудниках «Вестерн Дин Левелз» превысили глубину 3,8 км от поверхности и сопровождаются регулярным проявлением горного давления в динамической форме. В течение длительного времени изучения геомеханической обстановки на рудниках сформулирован ряд требований к технологии добычи руды:

- основные подготовительные транспортные выработки должны проходиться в лежачем боку на большом удалении от добычных забоев и подходные выработки к ним – в подработанной зоне;
- добычные работы необходимо осуществлять без оставления целиков сплошным V-образным развитием фронта очистной выемки лавами;
- ориентацию фронта работ требуется выбирать с учетом (по возможности) встречи с геологическими нарушениями под крутым углом.

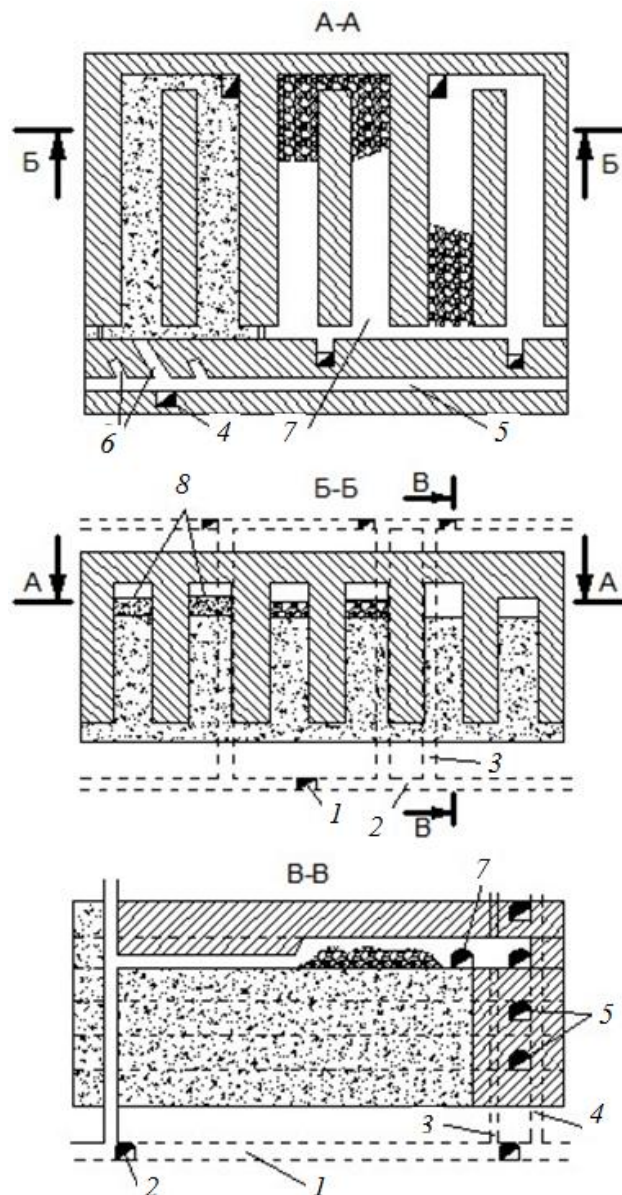


Рис. 3.2.17. Вариант камерно-слоевой системы разработки с закладкой:
 1 – квершлаг; 2 – откаточный штрек; 3 – рудоспуск; 4 – вентиляционные восстающие; 5 – транспортные штреки; 6 – слоевые заезды; 7 – слоевой штрек;
 8 – очистное пространство слоя

Оценивая в целом сплошные однослойные системы разработки на сверхглубоких рудниках Индии и ЮАР, отметим следующее. Наиболее эффективным закладочным материалом для больших глубин считается литая твердеющая закладка. Ее применение позволяет минимизировать проявления горного давления в форме горных ударов и опасных сдвижений пород. Вместе с тем эти геотехнологии характеризуются высокой себестоимостью горных работ, низкой производительностью труда и крайне малой интенсивностью очистной выемки, что обусловлено стесненностью забойного пространства, применяемой малопродуктивной техникой и большим объемом ручного труда.

Однослойная сплошная выемка с закладкой в промышленном исполнении применяется на рудниках компании «Оутокумпу Ой» (Финляндия).

Пологопадающие рудные тела мощностью до 6–8 м отрабатывают заходками с гидравлической закладкой хвостами обогащения (рис. 3.2.18).

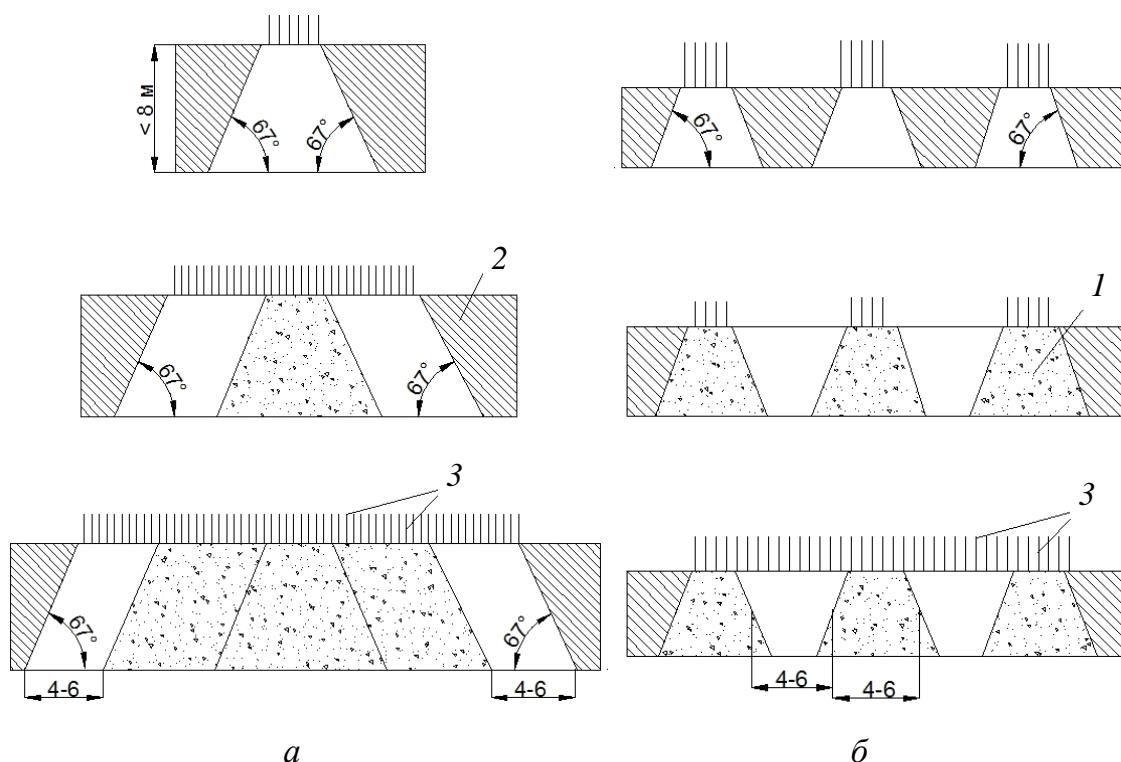


Рис. 3.2.18. Схемы отработки пологих рудных тел мощностью 6–8 м на рудниках компании «Оутокумпу Ой»: а, б – варианты сплошной выемки; 1 – закладочный массив; 2 – руда; 3 – анкеры

При длине блока 40–80 м его разрезают в центральной части штреком на всю мощность залежи. Боковые стенки штрека оформля-

ют под углом около 67° . Кровлю его закрепляют анкерами под сетку. После укладки водоотводных трубопроводов в выработку подается закладочная смесь, которая набирает достаточную прочность в течение 6 нед.

Далее с обоих флангов созданного искусственного массива отрабатываются наклонные заходки шириною 4–6 м с креплением кровли анкерами под сетку. Наклон рудной стенки формируется под тем же углом, что и боковая стенка штрека. После закладки и твердения смеси в заходках подобным образом продолжается отработка блока до проектных контуров.

Очистная выемка заходов осуществляется с использованием современного оборудования. Бурение шпуров для отбойки руды и анкерования кровли длиной 1,8–3,6 м ведется самоходными буровыми каретками. На выгрузке и доставке руды к рудоспускам используются ПДМ с электрическим приводом.

Благодаря применению современной горной техники эта геотехнология характеризуется высокими технико-экономическими показателями: производительность труда рабочего по системе разработки – 50–55 т/смену, уровень потерь – 2–3 %, разубоживание составляет менее 10 %.

3.2.2. Камерные системы разработки

Камерные системы разработки применяются при устойчивых рудах и породах, в рудных телах средней мощности и больше.

В зависимости от порядка выемки камер системы разработки могут быть со сплошной выемкой, когда камеры отрабатываются последовательно друг за другом, и с камерно-целиковой выемкой, т.е. выемка камер осуществляется с оставлением междукамерных целиков. Междукамерные целики могут оставаться навсегда или отрабатываться через определенное время различными системами разработки.

Сплошная камерная система разработки с твердеющей закладкой

Область применения сплошной камерной выемки с закладкой – мощные и весьма мощные рудные тела любого падения при высоком исходном напряженном состоянии массива. Руды средней устойчивости, вмещающие породы – от средней устойчивости до неустойчивых. Ценность полезного ископаемого – от средней до высокой.

Эта геотехнология известна из практики рудника «Маяк», разрабатывающего участок Талнахского месторождения (рис. 3.2.19).

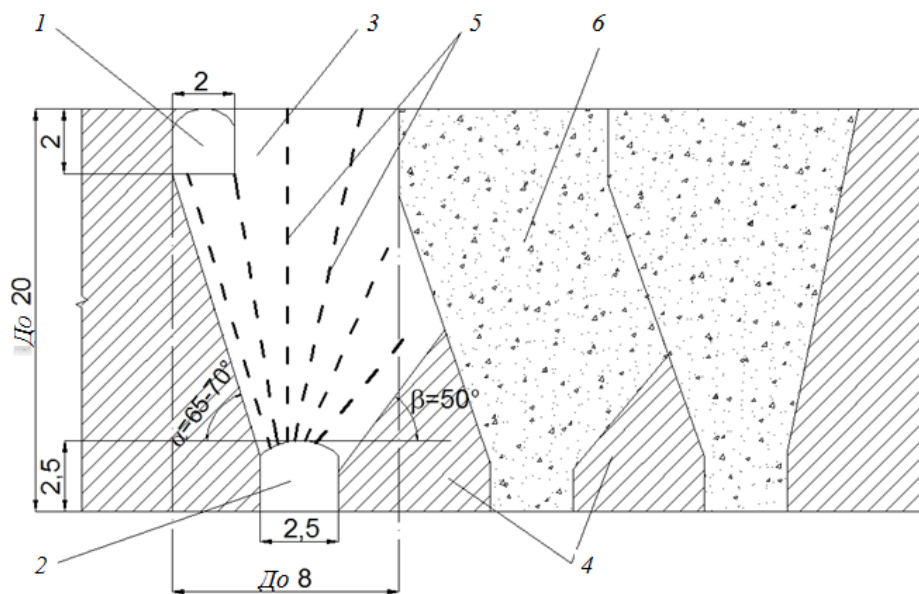


Рис. 3.2.19. Сплошная камерная система разработки: 1 – вентиляционный штрек; 2 – траншейно-буровой штрек; 3 – камеры; 4 – рудные откосы; 5 – взрывные скважины; 6 – твердеющая закладка

Пластообразная пологая залежь вкрапленных руд мощностью до 40 м залегает под сильно нарушенными покрывающими породами с интенсивным проявлением разрывной тектоники.

Рудное тело или его часть разбивается на панели, в которых устанавливаются размеры панельных целиков и выделяются запасы для камерной выемки. Параметры камер должны иметь следующие размеры: ширина – 6–8 м, длина – в соответствии с длиной панели, высота равна мощности залежи. Если мощность превышает 20–25 м, камеры разделяются на подэтажи, отработка которых ведется сверху вниз. Ширину панельных целиков обычно принимают равной 2-кратной ширине панели.

Подготовительно-нарезные работы в панели включают проходку панельных доставочного и вентиляционного штреков, выработку вентиляционно-закладочного горизонта, вентиляционного восстающего и рудоспусков (рис. 3.2.20). В каждой камере нарезаются траншейно-буровые и вентиляционные штреки, проходится отрезной. В случаях, когда налегающий массив представлен весьма нарушенными породами, в кровле камер формируется защитная зона из бетона.

Очистная выемка запасов камеры начинается с разделки отрезной щели. Наклонные или вертикальные камеры разбуриваются вос-

ходящими или нисходящими, иногда встречными веерами скважин. Отбойка ведется вертикальными слоями. Выпуск отбитой руды производят скреперными установками по траншейно-буровому штреку к рудоспуску, расположенному в панельном целике.

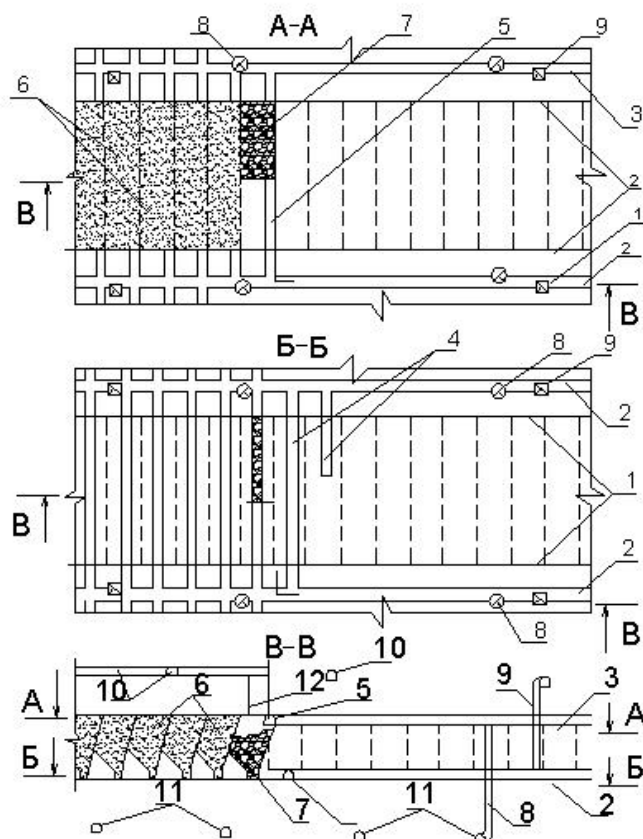


Рис. 3.2.20. Схема подготовки панели и нарезки камер: 1 – границы панельных целиков; 2 – панельный штрек; 3 – вентиляционный панельный штрек; 4 – траншейно-буровой штрек; 5 – вентиляционный штрек камеры; 6 – заложенные камеры; 7 – камера; 8 – рудоспуск; 9 – вентиляционно-ходовой восстающий; 10 – выработки закладочного горизонта; 11 – откаточные выработки; 12 – закладочная скважина

После отработки и зачистки почвы камеры от остатков руды в нее по скважинам подается твердеющая смесь, и по достижении нормативной прочности закладки приступают к очистным работам в смежной камере.

Завершается отработка панели выемкой рудных откосов, сформированных в основании камеры при проходке траншейно-буровых штреков, и на последней стадии – панельных целиков. Извлечение запасов рудных откосов осуществляется проходкой тупиковых выработок с последующим погашением запасов обратным ходом.

Рассмотренный способ сплошной камерной выемки с применением переносного горного оборудования отличается большим объемом ручного труда, высокой трудоемкостью горных работ и низкой их интенсивностью. В этой связи для выемки вкрапленных залежей норильских месторождений предложен ряд вариантов подобного способа разработки с использованием самоходного оборудования, которые весьма перспективны для условий больших глубин. Очистную выемку руды при этом ведут сплошным фронтом без оставления различного рода целиков.

Рудное тело в плане разбивается на панели шириной 120 м. Панель делится на вертикальные камеры, длина которых составляет не более 60 м. Фронт ведения работ в панели ступенчатый с опережением одной или группы камер относительно другой на шаг, кратный ширине камеры. Высота камер определяется мощностью рудного тела. При мощности залежи более 20–25 м камеру по вертикали делят на подэтажи.

Рассматривались следующие варианты сплошной камерной системы разработки с закладкой:

- сплошная этажная выемка;
- сплошная подэтажная выемка;
- сплошная выемка вертикальными блоками;

Параметры перечисленных выше геотехнологий приведены в табл. 3.2.4.

Таблица 3.2.4

Расчетные показатели сплошной камерной выемки с закладкой

Параметры	Варианты сплошной камерной системы разработки		
	Этажная	Подэтажная	Вертикальными блоками
Мощность залежи, м	20	40	40
Размеры блока, м	120×20×72	120×40×72	120×40×72
Размеры камеры (блока), м:			
Длина	60	60	12
Ширина	8	8	12
Высота	20	20	40
Высота подэтажа, м	–	20	–
Оборудование на проходческих работах	Boomer-282H, Toro-400D, ST-5R, анкерустановки Robolt H395, при проходке (бурении) восстающих и рудоспусков установки «Роббинс»		
Оборудование на очистных работах	Solo-1020, Simba-1352H, Simba-254H, Toro-1400D, ST-8BR		

При *этажной выемке* комплекс подготовительных работ по блоку заключается в проведении транспортных штреков, слоевых ортов, рудоспусков и вентиляционных восстающих выработок.

Нарезные работы включают проходки разрезных штреков и отрезных восстающих. Днище камер плоское, выпуск руды торцовый.

Выемка блока осуществляется камерами шириной 8 м, порядок отработки сплошной. Очистные работы в камере начинаются с образования отрезной щели. Отбойку руды ведут вертикальными слоями, обуривание которых выполняется нисходящими или восходящими скважинами из верхнего или нижнего разрезного штреков (рис. 3.2.21).

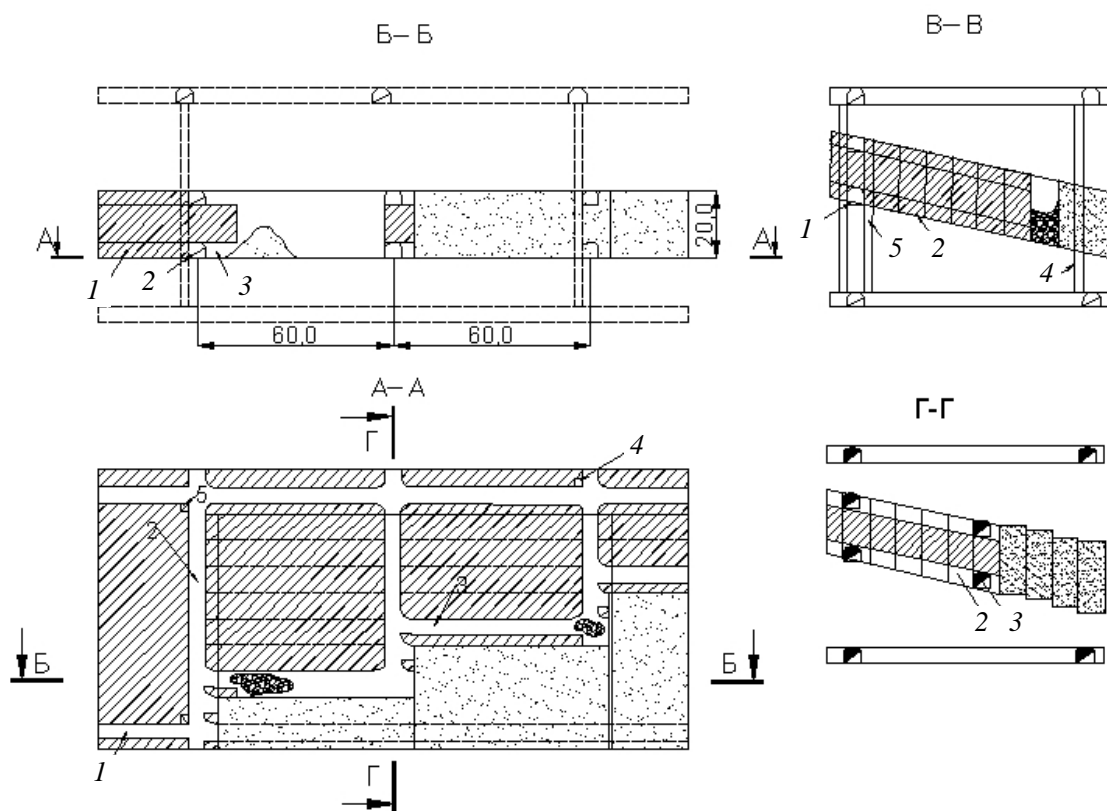


Рис. 3.2.21. Схема сплошной этажной выемки: 1 – транспортный штрек; 2 – слоевой орт; 3 – разрезной штрек; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – рудоспуск

Доставка отбитой руды осуществляется погрузочно-доставочными машинами из нижнего разрезного штрека через слоевой орт с последующей разгрузкой в рудоспуск. Безопасность работ при погрузке руды ПДМ в открытой камере обеспечивается дистанционным управлением машин из прилегающих выработок.

После выемки запасов и зачистки камеры производят полную закладку выработанного пространства твердеющими смесями с вентиляционно-закладочного горизонта по вертикальным или наклонным скважинам.

Сплошная камерная выемка из подэтажей предназначена для отработки залежей мощностью 30–40 м и более. Конструктивные параметры очистной панели, подготовительно-нарезные работы и комплекс используемого технологического оборудования аналогичны варианту этажной выемки. Отличительной особенностью является лишь наличие подэтажного горизонта, используемого для отработки верхней части рудного тела. Заезд самоходного оборудования на подэтаж осуществляется по транспортному уклону, который соединяется со слоевыми ортами. От слоевых ортов нарезаются разрезные штреки для отработки верхнего подэтажа (рис. 3.2.22).

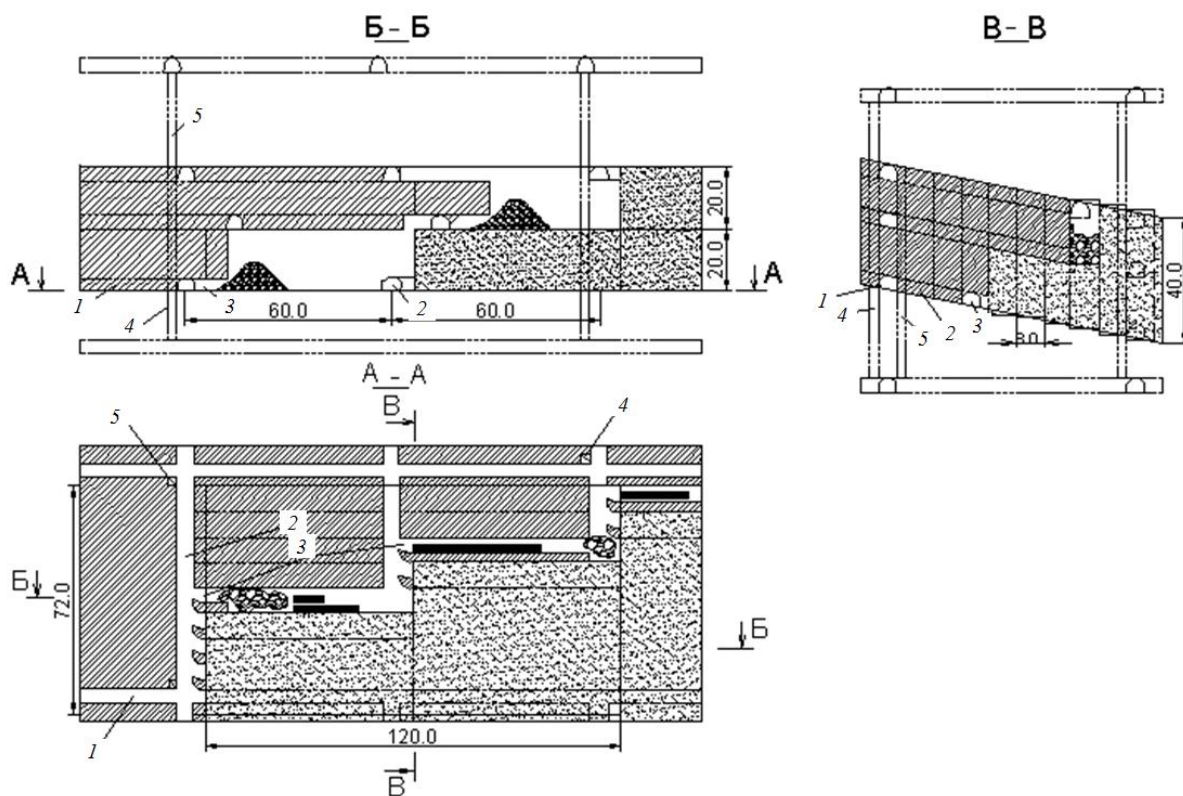


Рис. 3.2.22. Схема сплошной подэтажной выемки: 1 – транспортный штрек; 2 – слоевой орт; 3 – разрезной штрек; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – рудопуск

Намеченный к отработке участок по мощности делится на подэтажи высотой не более 20–25 м в зависимости от степени нарушенности массива. Отбойка руды производится отдельно на каждом подэ-

таже. Выемка нижнего подэтажа опережает очистные работы относительно верхнего подэтажа на 2–3 камеры по направлению отработки залежи. Над закладочным массивом нижних камер (по почве закладки) проходятся разрезные штреки для отработки верхнего подэтажа. Закладка камер производится по скважинам отдельно для каждого подэтажа.

Отличительной особенностью *сплошной выемки вертикальными блоками* является значительное уменьшение размеров камер в плане (12,0×12,0 м) с отработкой их на полную мощность залежи (рис. 3.2.23).

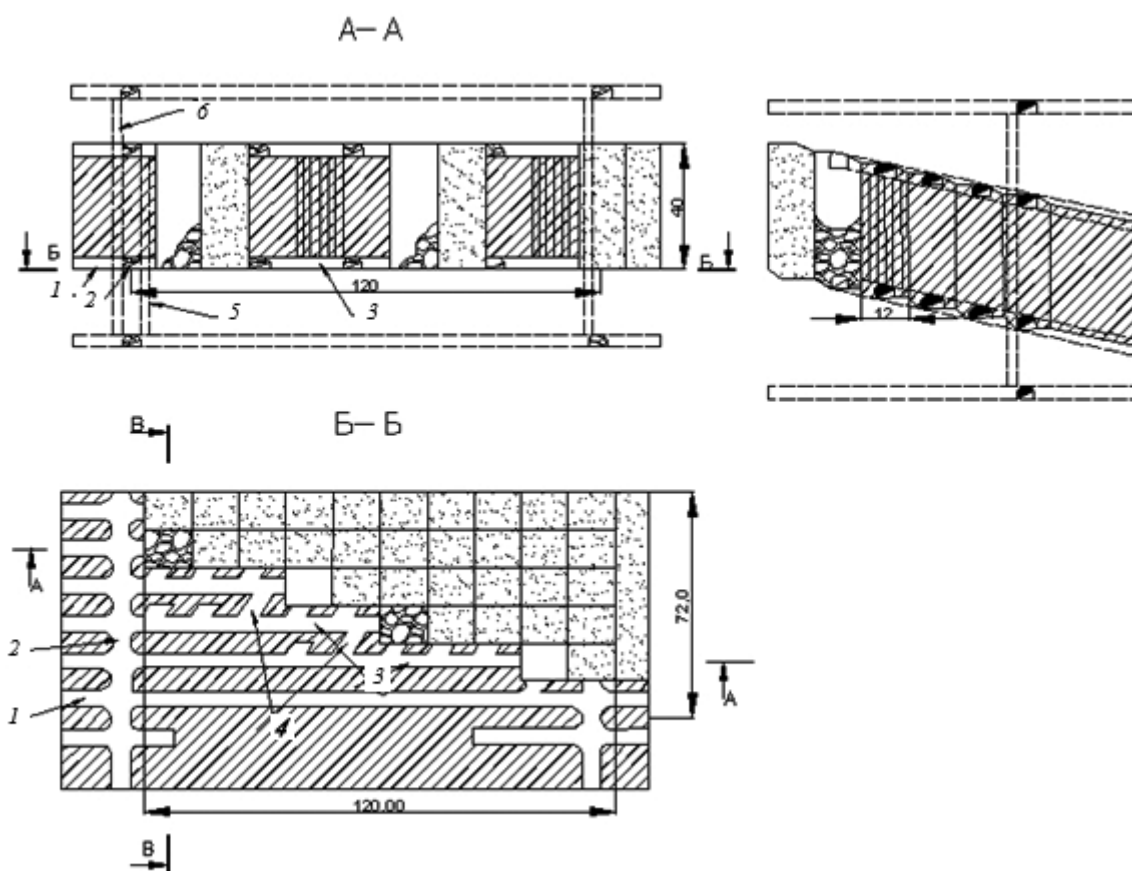


Рис. 3.2.23. Схема сплошной камерной выемки вертикальными блоками: 1 – транспортный штрек; 2 – транспортный орт; 3 – разрезной штрек; 4 – погрузочные заезды; 5 – рудоспуск; 6 – вентиляционно-ходовой восстающий

Подготовительные работы заключаются в проведении в кровле и почве рудного тела транспортных и вентиляционных штреков, ортов с выходом на соединенные уклоны, рудоспусков и вентиляционно-ходовых восстающих, соединяющих откаточный, транспортный и вентиляционно-закладочный горизонты.

В границах панели разрезными штреками по почве и кровле залежи нарезаются вертикальные блоки. Отбойку запасов камеры ведут вертикальными или горизонтальными слоями комплектами параллельных нисходящих скважин диаметром 89–127 мм. Погрузка руды осуществляется через торцы разрезных штреков и погрузочных заездов. Зачистка плоского днища производится погрузочными машинами с дистанционным управлением. Закладку выработанного пространства ведут по скважинам, пробуренным с вентиляционно-закладочного горизонта.

В панели предусматривается ступенчатая линия очистного забоя с опережением выемки одного вертикального блока относительно другого на шаг, кратный ширине двух блоков.

Расчетные технико-экономические показатели (ТЭП) вариантов сплошной камерной системы разработки с закладкой приведены в табл. 3.2.5.

Таблица 3.2.5

Сравнительные ТЭП камерной системы разработки

Параметры	Варианты сплошной камерной системы разработки		
	Этажная	Подэтажная	Вертикальными блоками
Удельный объем проходческих работ, м ³ /1 000 т	82,8	61,8	45,0
Потери руды, %	6,5	4,3	4,1
Разубоживание, %	8,5	8,0	9,4
Годовая производительность панели, тыс. т/год	144,2	153,2	212,7
Производительность рабочего по системе разработки, т/смену	45,0	48,0	54,0

На удароопасных участках и в зонах высокого опорного давления до начала очистных работ должна предусматриваться полная надработка блока защитным слоем.

**Камерная система разработки
с камерно-целиковым порядком выемки**

Камерно-целиковая выемка с закладкой довольно широко применяется на рудниках России и СНГ («Николаевский», «Гайский», «Зыряновский», «Лениногорский» и др.), Канады («Инко», «Кид

Крик», «Флин Флон» и др.), Финляндии («Оутокумку Ой»), Австралии («Маунт Айза»). Этой геотехнологией могут обрабатываться мощные и весьма мощные залежи любого падения с рудами и вмещающими породами от устойчивых до средней устойчивости. Руды ценные. Глубина применения ограничена.

Типичный вариант камерно-целиковой отработки пологих залежей, применявшейся на Николаевском и Жезказганском месторождениях, показан на рис. 3.2.24.

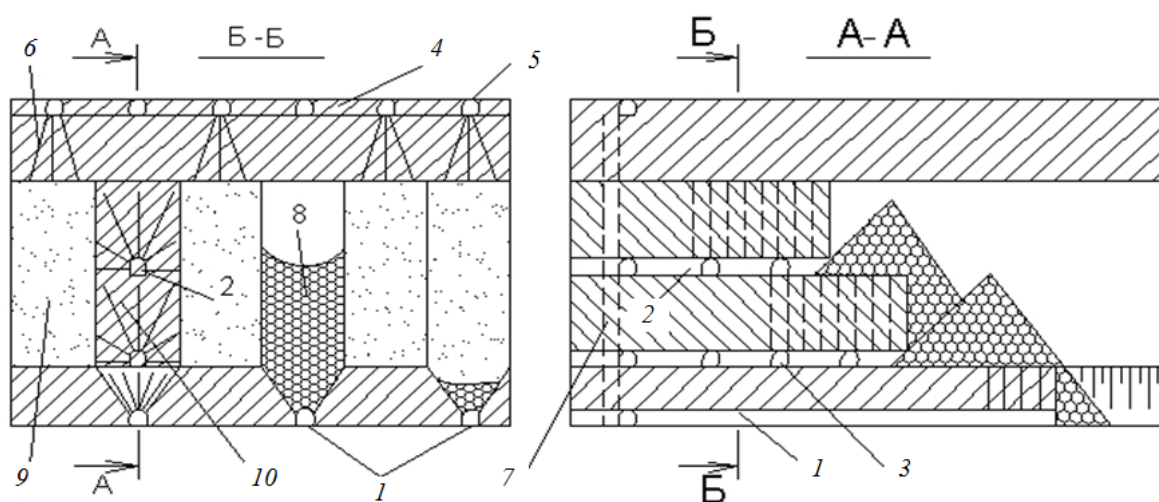


Рис. 3.2.24. Схема камерной системы разработки с камерно-целиковым порядком выемки: 1 – доставочный орт; 2 – буровой орт; 3 – штрек; 4 – вентиляционно-закладочный штрек; 5 – вентиляционно-закладочный орт; 6 – закладочные скважины; 7 – восстающий; 8 – отбитая руда; 9 – заложенная первичная камера; 10 – вторичная камера (целик)

Николаевский рудник разрабатывает группу скарново-сульфидных залежей весьма сложной формы. Отработка месторождения началась с выемки Глыбового рудного тела (ГРТ) по камерно-целиковой схеме.

Ширина первичных (ПК) и вторичных (ВК) камер принималась 20 м, высота в соответствии с мощностью залежи колебалась от 40 до 70 м, длина ограничивалась размерами рудного тела вкрест простирания и составляла 45–60 м.

Подготовка к очистным работам включала полевую проходку участкового уклона с заездами на подэтажи, восстающих, выработок вентиляционно-закладочного горизонта и выработок выпуска руды – траншейного и доставочного ортов, сбитых заездами. Из полевого уклона в каждом подэтаже высотой 15 м нарезались в ПК два подэтажных орта по проектным контурам камеры и один в центре ВК. После

проходки отрезного восстающего и разделки отрезной щели приступали к отбойке в первую очередь ПК.

Разбуривание ПК осуществлялось двумя полувеерами скважин диаметром 51 мм. Такое решение было продиктовано стремлением более точно оконтурить стенки ВК и минимально воздействовать на них взрывными работами.

Отработка подэтажей велась последовательно сверху вниз с полойной отбойкой двух вееров скважин. Выгрузка руды осуществлялась ПДМ из подэтажных ортов и доставлялась в рудоспуск, пройденный в районе участкового уклона. Остатки руды в камере после отбойки подэтажей выпускались на траншейный орт центрального расположения отбойкой породного «моста» с образованием траншеи. Углы стенок траншеи принимались равными около 50° . Бурение вееров скважин из траншейного орта осуществлялось с уменьшением линии наименьшего сопротивления (ЛНС) относительно принятой на руднике на 15–20 %. Одновременно взрывался слой породы из двух вееров скважин. Это обеспечивало отброс породы в отработанную часть камеры с максимальным уплотнением породного материала, что приводило к образованию его навала под углом естественного откоса. Отбитая руда на днище камеры самотеком поступала в траншейную выработку. Выгрузка руды выполнялась ПДМ из торца траншейного орта и заезда. Такой порядок выемки камер обеспечивал высокие показатели извлечения. Потери отбитой руды не превышали 4–5 %.

Закладка ПК твердеющими смесями выполнялась по скважинам, пробуренным с вентиляционно-закладочного горизонта. После набора прочности искусственного массива в ПК 5 МПа приступали к отработке ВК. Очистная выемка ВК велась в таком же порядке. Закладка их проводилась сухой породой, получаемой из проходки полевых выработок, что, с одной стороны, снижало затраты на закладочные работы, с другой – исключало процесс выдачи и складирование пустой породы на поверхность.

Многолетние наблюдения, опыт применения камерно-целиковой выемки в условиях высоконапряженного состояния массива на Николаевском и Жезказганском месторождениях показал, что наиболее ослабленным конструктивным элементом геотехнологии является горизонт выпуска руды ПК и ВК. Выработки в основании камер, несмотря на их крепление анкерами под сетку с торкретбетоном, к моменту выемки ВК разрушались и не подлежали восстановлению. В результате необходимо было проходить в крайне нарушенном массиве новые выработки и терпеть дополнительные потери отбитой руды.

В этой связи было предложено нарезку траншейного днища ограничить проходкой полевого орта и производить генеральный выпуск после полной отбойки запасов последнего подэтажа. Выгрузка руды при этом осуществляется ПДМ по торцовой схеме.

На рудниках Жезказганского месторождения приняты следующие параметры выемки: ширина ПК и ВК – 15 м, высота – 35–40 м, длина – 40–60 м, высота подэтажа – 15 м. Сравнительные технико-экономические показатели геотехнологии приведены в табл. 3.2.6.

Таблица 3.2.6

Сравнительные ТЭП камерно-целиковой отработки с закладкой

Показатели	Рудник «Николаевский»	Рудники Жезказганского месторождения
Удельный объем горнопроходческих работ, м ³ /1 000 т	61,4	67,4
Потери руды, %	4,5	4,0
Разубоживание, %	24,4	6,2
В том числе:		
конструктивные	14,2	–
цементной закладкой	4,5	Нет данных
Производительность труда по системе разработки, т/чел.-смену	42,7	54,2

В условиях крутых залежей средней мощности до мощных ПК и ВК располагают по простиранию. Высота камер соответствует принятой высоте этажа и устанавливается, как и их длина, технико-экономическими расчетами с учетом устойчивости пород всячего и лежащего боков. Ширина ПК и ВК равна мощности рудного тела, длина ПК обычно составляет 40–60 м, иногда при устойчивых вмещающих породах до 100 м и более. Ширину ВК (междукамерных целиков) принимают минимально возможной из соображения сохранности ПК до их закладки твердеющей смесью.

3.2.3. Оценка систем разработки с закладкой

Закладка подземных выработок является одним из важнейших технологических процессов при разработке рудных месторождений на больших глубинах. Объемы применения систем разработки с закладкой в современном исполнении на базе СО в мировой практике постоянно возрастают, хотя эти геотехнологии характеризуются более

высокими затратами на тонну добытой руды, чем системы разработки других классов.

Высокие затраты в условиях этих геотехнологий компенсируются следующими преимуществами перед другими способами разработки.

1. Эффективность управления горно-механическими процессами, создание безопасных условий труда, в том числе в массивах, склонных к горным ударам. Системы с закладкой способны хорошо адаптироваться к сложным геомеханическим условиям разработок.

2. Высокие показатели полноты и качества извлечения запасов (табл. 3.2.7 [4]). Учитывая невозобновляемость и истощимость месторождений минерального сырья, особенно рудных ископаемых, значимость этого преимущества постоянно возрастает.

Таблица 3.2.7

**Сравнительные ТЭП систем разработки с закладкой
выработанного пространства, применяемых на месторождениях
Норильского региона**

Показатели	Варианты систем			
	Горизонтальные слои снизу вверх	С целиками на податливом основании	Горизонтальные слои сверху вниз	Сплошная камерная выемка
Удельный объем горнопроходческих работ, м ³ /1 000 т	40	40	70	60
Трудоемкость, чел.-смен/1 000 т	28	30	40	38
Производительность фланга панели, тыс. т/год	170	400	180	200
Потери руды, %	2,0	2,0	1,0	4,5
Разубоживание, %	12,0	11,0	12,0	13,0

Как видно из табл. 3.2.7, уровень потерь руды по основным вариантам систем разработки колеблется в пределах 1–2 %. Лишь при сплошной камерной выемке этот показатель возрастает до 4–5 %. Разубоживание руды, при весьма сложных контактных условиях руда – порода, изменяется по вариантам от 8 до 13 %. Столь высокие показатели извлечения по сравнению с другими геотехнологиями, которые будут рассмотрены ниже, имеют особенно важное значение при обработке ценных и весьма ценных руд.

Важным достоинством слоевых систем разработки является возможность выделить и оставить в недрах значительную часть породных включений.

3. Удовлетворительные затратные показатели по системе разработки и интенсивность очистной выемки. С освоением на рудниках СО, гидравлической доставки литых твердеющих смесей в выработанное пространство резко повысились технико-экономические показатели этого класса систем разработки. Область их применения распространилась на отработку месторождений сравнительно небогатых руд.

Трудоемкость по вариантам выемки с закладкой (см. табл. 3.2.7) находится в пределах 23–40 чел.-смен/1 000 т. На рудниках Горной Шории, разрабатывающих весьма мощные залежи железных руд одностадийной системой этажного обрушения, этот показатель составляет на отдельных предприятиях 39–57 чел.-смен/1 000 т. Если принять во внимание сроки подготовки блоков или панелей к очистной выемке, отбойки и доставки руды, то сравнительная годовая производительность геотехнологий с обрушением и закладкой также вполне сопоставима.

4. Охрана земной поверхности, сооружений, природных и социальных объектов от вредного влияния подземных горных работ. Закладка выработанного пространства предотвращает опасные сдвиги и нарушения земной поверхности. Заполнение отработанного пространства твердеющими или гидравлическими смесями позволяет исключить опасные деформации земной коры при отработке рудных тел под водоносными, промышленными и гражданскими объектами, парковыми зонами и т.д.

5. Возможность утилизировать отходы горно-обогатительного производства. Для приготовления закладочных смесей широко используются «хвосты» обогатительных фабрик, отвальные породы от вскрышных и проходческих работ, гранулированные шлаки металлургического производства, золы ТЭЦ и т.д. Применение систем разработки с закладкой позволяет создавать безотходную геотехнологию подземной добычи руд, отказаться от размещения отвалов и хвостохранилищ на земной поверхности.

3.3. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород

Способы разработки с обрушением руды и вмещающих пород используются для добычи руд черных, цветных металлов, а также горно-химического сырья. Они применяются для отработки мощных и весьма мощных рудных залежей крутого, наклонного и реже пологого падения. Среди них наиболее широко распространены различные варианты подэтажного и этажного обрушения. К этому же классу систем разработки отнесены варианты подэтажной выемки по падению и простиранию, которыми обрабатываются на ряде рудников маломощные рудные тела.

Характерной особенностью геотехнологий с обрушением является отсутствие каких-либо средств для поддержания выработанного пространства в устойчивом состоянии. Наоборот, по условию безопасности вслед за отбойкой и выпуском руды в очистное пространство под влиянием сил гравитации должны поступать и заполнять его вмещающие породы, создавая при этом предохранительную подушку.

Отставание самообрушения и зависания пород висячего бока или кровли создают угрозу внезапного обрушения горной массы в больших объемах, вызывая явление воздушного удара в нижележащих рабочих горных выработках.

Область применения систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород ограничивается рядом горнотехнических и экономических факторов.

Во-первых, на месторождении в пределах зоны вероятных сдвижений земной поверхности должны отсутствовать промышленные, гражданские и культурные объекты, требующие сохранности.

Во-вторых, отработка месторождений руд, склонных к самовозгоранию, практически исключает применение этих геотехнологий.

В-третьих, на контакте с отбитой рудой всегда присутствуют налегающие пустые породы. В процессе выпуска неизбежно происходят, с одной стороны, потери части полезного ископаемого в выработанном пространстве, с другой – примешивание пустых пород. Сравнительно низкие показатели качества и полноты извлечения запасов из недр при системах с обрушением (относительно вариантов с закладкой выработанного пространства) ограничивают область их применения отработкой малоценных и средней ценности руд.

3.3.1. Параметры предохранительной подушки.

Выпуск руды под обрушенными породами

Зависшие породы устойчивой кровли всяческого бока при достижении критического пролета отработки способны мгновенно обрушаться большими объемами. Падающая горная масса вызывает явления воздушного удара. Суть его заключается в том, что падающая порода как «поршень» выдавливает увлекаемый за собой поток воздуха с большой скоростью в выработки горизонта выпуска, разрушая тем самым их крепь и проложенные коммуникации. Это явление называют *воздушным ударом*.

Для гашения воздушного удара в очистном пространстве над выработками выпуска руды образуют и постоянно сохраняют достаточно толстый слой обрушенной горной массы, называемый *предохранительной подушкой*.

При разработке месторождений полезных ископаемых подземным способом более 35 % добываемого минерального сырья выпускают под обрушенными налегающими породами (рис. 3.2.1). Основная задача этого процесса – максимизация показателей полноты и качества извлечения запасов из недр.

Показателями выпуска являются:

- количество чистой руды, выпущенной до начала разубоживания;
- потери руды;
- разубоживание руды.

В начальной стадии из очистных выработок извлекается чистая руда. По мере истечения происходит примешивание к руде пустых налегающих пород. Наступает момент, когда из выработок выпуска поступает руда с содержанием полезных компонентов ниже допустимого уровня, и процесс останавливают. Это содержание в последних дозах выпуска на каждом месторождении устанавливается экономическими расчетами. На его основе определяется предельное разубоживание руды в последней дозе выпуска.

Выпуск под обрушенными породами происходит из объемов, напоминающих по форме вытянутые по вертикали эллипсоиды вращения (рис. 3.3.1, а).

Частицы отбитой руды, лежащие на поверхности эллипсоида, подходят к выпускному отверстию одновременно. Освобождающееся от руды пространство заполняется другими частицами руды и породы из окрестностей эллипсоида выпуска, в результате чего образуется эллипсоид вторичного разрыхления.

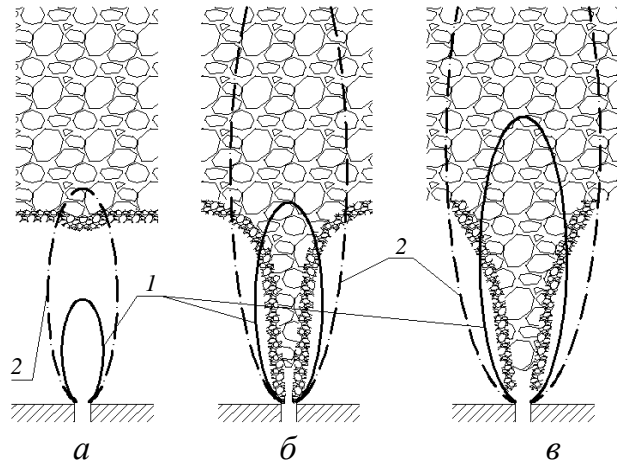


Рис. 3.3.1. Стадии выпуска руды под обрушенными породами: *а* – начало прогиба контакта «отбитая руда – порода»; *б* – начало разубоживания; *в* – окончание выпуска; 1 – эллипсоид выпуска; 2 – эллипсоид разрыхления

Разубоживание руды начинается с момента, когда происходит прогиб контакта «руда – порода» при достижении эллипсоидом выпуска высоты отбиваемого слоя или блока (рис. 3.3.1, *б*).

Обоснование параметров выработок выпуска при локальном проектировании отработки блоков осуществляется на базе физического моделирования и с помощью натуральных экспериментов.

При определении показателей извлечения руды необходимо учитывать следующие факторы:

- сыпучие свойства руды и обрушенных пород;
- гранулометрический состав;
- расстояние между выпускными выработками;
- высоту слоя отбитой руды;
- наличие боковых контактов отбитой руды с обрушенными породами;
 - угол наклона стенки лежачего бока;
 - мощность толщи налегающих пород;
 - режим (порядок и последовательность) выпуска руды.

Существенное влияние на величину потерь и разубоживание руды оказывает организация и режим выпуска. Под **режимом площадного выпуска** понимается последовательность и величина извлекаемых доз руды через различные отверстия. Неорганизованный выпуск руды приводит к нарушению горизонтального контакта «отбитая руда – порода», провоцирует раннее разубоживание и повышенные потери полезного ископаемого.

Различают равномерно-последовательный и поочередный режимы выпуска. *Равномерно-последовательный режим* характеризуется

выпуском одинаковыми дозами последовательно из выпускных отверстий. Он обеспечивает равномерное оседание поверхности «отбитая руда – порода», минимальные потери и разубоживание руды.

Поочередный – это выпуск, при котором поочередно из выпускных отверстий руду извлекают полностью на всю высоту обрушенного слоя. Такой режим используется на железорудных месторождениях Горной Шории, применяющих одностадийную систему разработки этажного принудительного обрушения с площадным выпуском руды. Ему свойственно снижение показателей извлечения по сравнению с равномерно-последовательным режимом, но при этом упрощается организация работ.

3.3.2. Системы подэтажного обрушения

Подэтажное обрушение применяется в широком диапазоне горнотехнических и геомеханических условий при отработке мощных и весьма мощных рудных тел. Залегание их преимущественно крутое и наклонное. При пологом угле падения эта геотехнология используется на весьма мощных рудных залежах. Устойчивость руд и вмещающих пород от средней до неустойчивой. Ценность полезных компонентов средняя и ниже.

Подэтажное обрушение с торцовым, площадно-торцовым и фронтально-торцовым выпуском руды

Выемку руды в современном исполнении наиболее эффективно вести ромбовидными панелями на базе комплексов самоходного оборудования. Развитие фронта очистных работ при отработке мощных рудных залежей в основном одностадийное по всей длине подэтажа, участка или панели. Добычные работы ведутся по простиранию при мощных и вкрест простирания в весьма мощных рудных телах.

Отбойка руды – веерами взрывных скважин на зажатую среду (обрушенную породу). В зависимости от напряженного состояния, устойчивости рудного массива выпуск руды под обрушенными породами может осуществляться по торцовой, площадно-торцовой и фронтально-торцовой технологическим схемам. На железорудных месторождениях Криворожского бассейна сохраняется донный выпуск виброустановками и скреперными установками с откаткой руды рельсовым транспортом.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке подэтажного полевого доставочного штрека, обычно в лежащем боку руд-

ного тела, сбитого с участковым полевым уклоном и рудоспусками с концентрационным транспортным горизонтом (рис. 3.3.2).

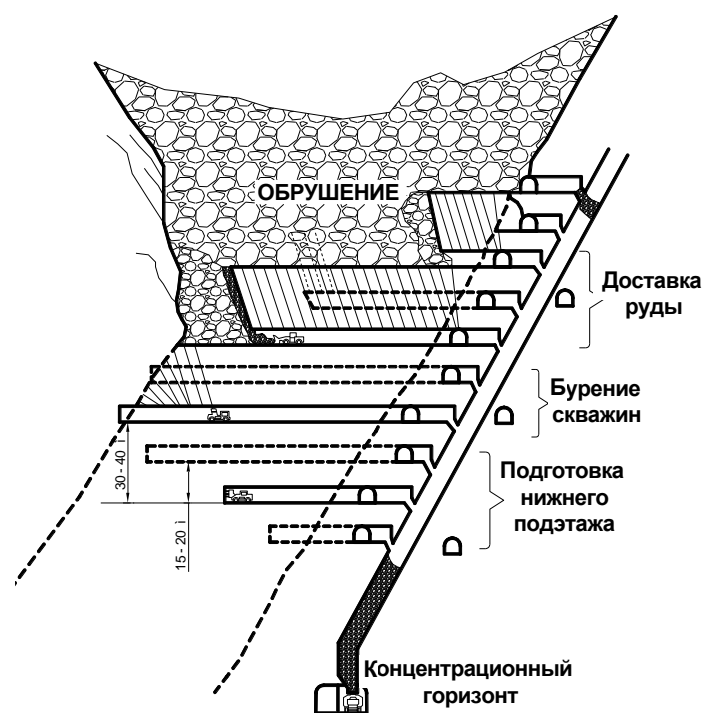


Рис. 3.3.2. Система разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Из доставочного штрека нарезают подэтажные панельные буродоставочные орты и на контуре висячего бока отрезные восстающие. После разделки отрезной щели приступают к очистной выемке подэтажа.

Благодаря ряду достоинств (простота в исполнении, малооперационность и многозабойность) *подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды* ПДМ получило широкое распространение на крупных рудниках Швеции («Кируна», «Мальмбергет» и «Хаксберг»), Канады («Муррей», «Фруд», «Крайгмонт»), Австралии («Маунт Айза»), Чили («Рио Тинто»), Замбии («Муфулира»), а также отечественных, включая ближнее зарубежье («Заполярный», «Молибден», «Юбилейный», «Николаевский», «Кировский», «Зыряновский», «Центральный» и др.).

Характерным примером эффективного применения подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды является рудник «Кируна» (Швеция). Крутопадающая рудная залежь простиранием более 3 км разведана на глубину 1,5 км. Мощность ее 50–90 м. Содержание железа – более 60 %. Контакты между рудой и породой четкие. Вмещающие породы – кварцевые порфиры – содержат магнетит до 15–20 %.

Вскрытие месторождения произведено системой вертикальных стволов и капитальным уклоном с организацией одного концентрационного горизонта, который в настоящее время расположен на глубине 1 045 м. На каждый из пяти самостоятельных участков (рис. 3.3.3) пройдены главные уклоны сечением 5×8 м, обеспечивающие доступ самоходной техники на подэтажи в действующие забои.

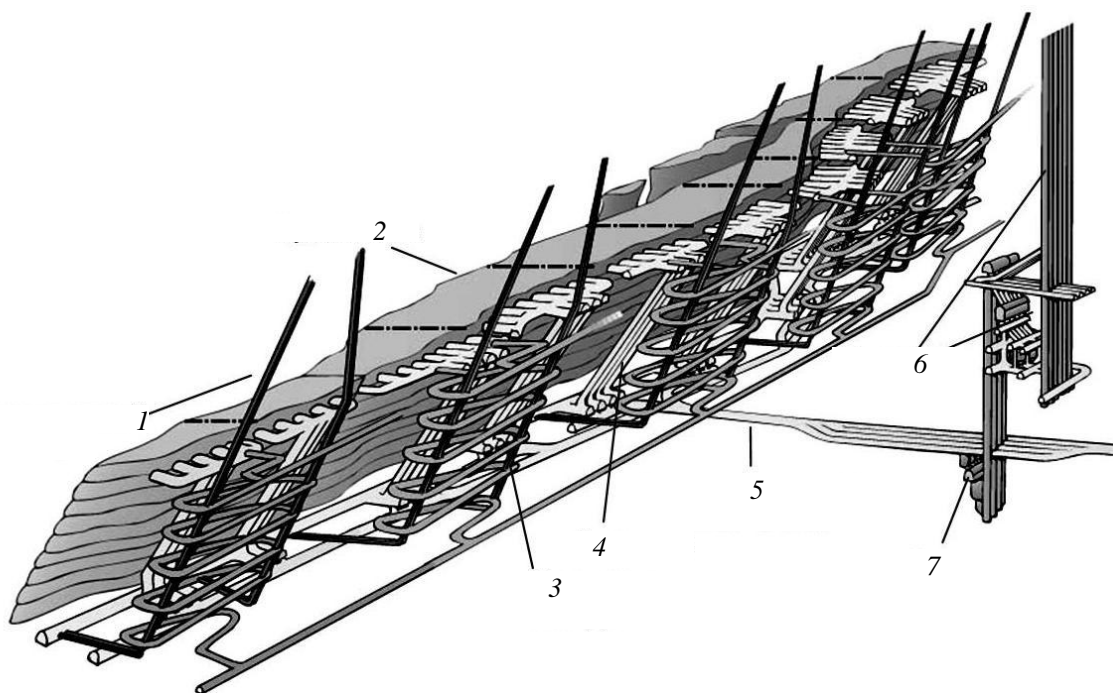


Рис. 3.3.3. Схема рудника «Кируна»: 1 – вентиляционный восстающий; 2 – рудное тело; 3 – наклонные съезды; 4 – рудоспуск; 5 – концентрационный горизонт 1 045 м; 6 – скиповый ствол; 7 – камера загрузки

Высота подэтажа в течение многолетней практики применения системы изменялась от 13–15 м и в настоящее время, с ростом точности разбуривания рудного массива, составляет 28,5 м.

Проходка полевого доставочного штрека и буродоставочных ортов выполняется на руднике комплексной бригадой из 12 горнорабочих в две смены. Сечение выработок – 18–29 м². Бурение осуществляется 2–3-перфораторными гидравлическими установками. Диаметр шпура – 48 мм. Число шпуров на забой – 50–65. Глубина бурения – 3,7 м. Для ведения взрывных работ используются простейшие ВВ типа ANFO. Уходка забоя за цикл – 3,4 м. Средняя производительность труда при многозабойной проходке – 7,5 м готовой выработки в смену.

Основные процессы добычи руды показаны на схеме (рис. 3.3.4).

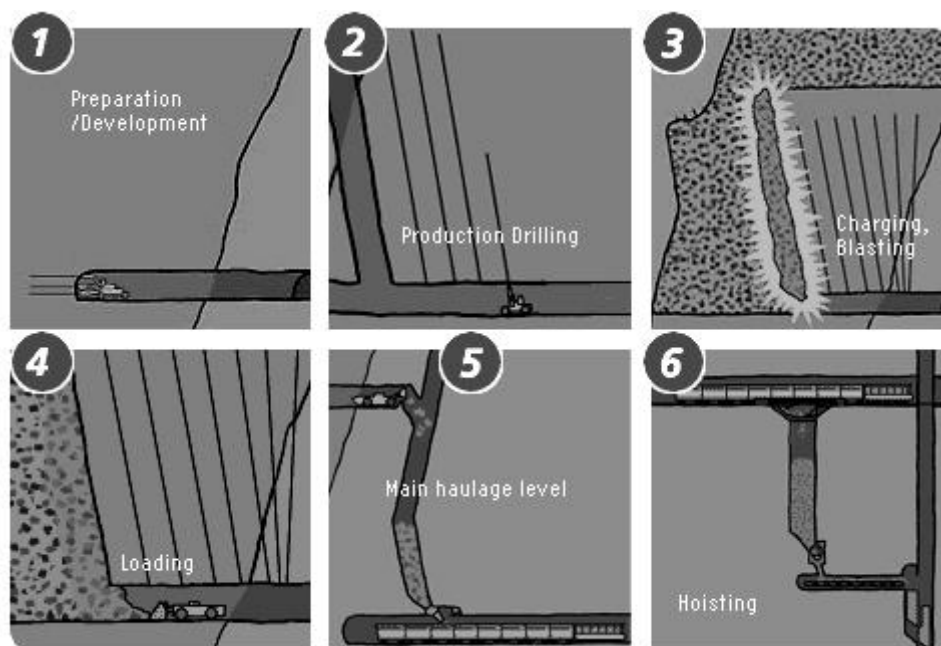


Рис. 3.3.4. Основные процессы системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на руднике «Кируна»: 1 – подготовительные работы; 2 – добычное бурение; 3 – зарядание, взрывание; 4 – погрузка; 5 – перепуск руды на основной откаточный горизонт; 6 – подъем

Бурение вееров взрывных скважин осуществляется дистанционно из подземного центра управления (расстояние до 3,0 км) установками Atlas Copco или Tamrok. Диаметр скважин – 57 и 105 мм. Выход руды с 1-го метра скважины – 10 и 25 т, сменная производительность установки – 300 и 125 м соответственно. Освоение автоматизированных буровых установок дало значительный положительный эффект. Три оператора имеют возможность управлять одновременно 11 буровыми установками.

Для взрывания скважин используются водонаполненные ВВ. Зарядное оборудование обслуживается двумя операторами. Движение зарядного шланга осуществляется автоматически с заданной скоростью. Детонаторы вручную помещаются на верхнем конце зарядной трубки и подаются в скважину вместе со шлангом. Плотность ВВ в скважине регулируется. Выход руды из каждого отбитого слоя составляет 8,5–10,0 тыс. т.

Погрузка и доставка отбитой руды выполняется электрическими ПДМ типа Togo-2500E. Три из них управляются дистанционно из центра управления, расположенного на поверхности, другие 6–7 – традиционным способом с ручным управлением.

Согласно данным шведских специалистов, производительность доставки при расстоянии до рудоспуска 100–120 м дистанционно

управляемых погрузчиков и с ручным управлением примерно одинакова и составляет в среднем 2 200 т/смену.

Определенный интерес представляет экспериментальная отработка системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды Глыбового рудного тела на Николаевском руднике (рис. 3.3.5).

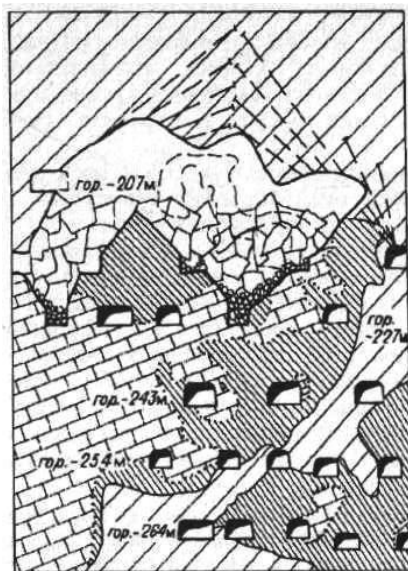


Рис. 3.3.5. Система подэтажного обрушения при выемке рудного тела ГРТ-3

В морфологическом отношении залежь ГРТ-3 представляла собой крутопадающее тело изометрической формы с размерами 50×60×90 м. Глубина ее залегания от поверхности составляет 700–800 м. Внутри рудного тела в большом количестве имелись глыбы известняка с линейными размерами от 5 до 20 м. Объем породных включений по отдельным подэтажам колебался от 20 до 40 % от объема запасов. Руды слаботрещиноватые устойчивые, вмещающие породы средней устойчивости. Ценность полезных компонентов средняя.

Учитывая геометрические параметры залежи, устойчивость налегающего массива, наличие выработок, пройденных по разведке, отработка осуществлялась с рядом особенностей.

1. Выемка первого подэтажа производилась открытыми камерами. Породы кровли поддерживались междукамерными целиками.

2. Последующие подэтажи высотой 10–12 м отрабатывались ромбовидными панелями под обрушенными породами. Породы кровли были разбурены из полевых фланговых выработок и обрушены в форме шатра. Нижняя часть скважин в кровле была взорвана принудительно из расчета образования предохранительной подушки тре-

буемой толщины. Верхняя ее часть была подготовлена к самообрушению с приданием ей шатровой формы камуфлетным взрыванием верхних вееров скважин.

Подготовительно-нарезные работы выполнялись в обычном порядке. Из участкового уклона на отметках каждого подэтажа проходились полевые доставочные выработки, из которых нарезались через 12–14 м буродоставочные орты. Проходка выработок осуществлялась комплексной бригадой из 6 чел. с использованием самоходного оборудования в составе буровой каретки Tamrok и ПДМ Togo-200.

Для крепления полевых доставочных выработок на отдельных участках с повышенной трещиноватостью устанавливались железобетонные анкеры, на местах сопряжений – в сочетании с торкретированием.

Благодаря многозабойной проходке в три смены бригада выполняла два цикла в сутки с уходкой 5 м при среднем сечении выработки 14 м². Проходка вентиляционных восстающих и рудоспусков выполнялась бурением комбайном KB-2 конструкции института «Гипрорудмаш» (Украина). Производительность комбайна при диаметре выработки 1,6 м без учета монтажно-демонтажных работ составила в среднем 5,5 м/сут.

На очистных работах использовались: для бурения скважин – установки Solo-305, для выгрузки и доставки руды к рудоспускам – ПДМ Togo-350, для зарядания скважин гранулированными ВВ – установки «Ульба». Разбуривание пород кровли выполнено станком НКР-100.

В соответствии с проектом после отработки запасов горизонта – 207 м было проведено принудительное обрушение кровли и создана породная предохранительная подушка толщиной около 15 м. В спокойной обстановке далее были погашены запасы горизонтов –217 и –227 м и велась очистная выемка подэтажей –242 и –254 м. В этот период произошел горный удар, причины и последствия которого описаны в гл. 4.

Достигнутые технико-экономические показатели при отработке ГРТ-3 приведены в табл. 3.3.1.

Многолетний опыт применения подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на зарубежных и отечественных рудниках позволяет отметить следующее. Имея высокие технико-экономические показатели, эта технология характеризуется высокой способностью к автоматизации основных производственных процессов, отличается максимальной простотой и гибкостью, дает возможность эффективно разведывать контуры весьма сложных рудных залежей, регулировать

высоту подэтажа и обрушенных зон, стабилизировать качество добываемой руды и оставлять часть породных включений в выработанном пространстве. Высокая интенсивность очистной выемки, постоянное обновление торца забоя при отработке обеспечивают безопасность выпуска руды даже при разработке неустойчивых руд. Послойная отбойка руды снижает вероятность проявления горных ударов.

Таблица 3.3.1

ТЭП системы подэтажного обрушения на Николаевском руднике

Показатели	Проект	Факт
Потери руды, %	4,5	5,1–7,0
Разубоживание, %	13,6–15,5	29,0
Удельный объем проходческих работ: м ³ /1 000 т	61,42	87,7
м/1 000 т	3,61	8,2
В том числе горно-подготовительных, м/ 1 000 т	1,85	3,6
Производительность труда рабочего по системе:		
т/чел.-смену	42,7	46,0
м ³ /чел.-смену	13,0	14,0

Вместе с тем система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды не исключает и ряда существенных недостатков:

- очистные работы ведутся в тупиковых забоях, требуют местного проветривания, что ухудшает условия труда;
- показатели извлечения полезного ископаемого из недр низкие (потери – 10–15 %, разубоживание достигает 25 %).

В ИГД СО РАН разработан вариант *подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды* под обрушенными породами (рис. 3.3.6).

Отличительной особенностью его по сравнению с торцовым выпуском является дополнительная проходка между буродоставочными ортами погрузочных заездов, которые используются для вентиляции забоя и выпуска обрушенной руды из торца заезда.

Подготовительно-нарезные работы при этой геотехнологии заключаются в проходке участкового уклона, транспортного и вентиляционного штреков, рудоспусков, буродоставочных ортов и погрузочных заездов. В случае высокого горного давления или недостаточной устойчивости руд проходка погрузочных заездов ведется по мере вы-

емки отбиваемых слоев. При этом в работе должно находиться не менее двух заездов, первый из которых используется для выпуска руды, второй – для проветривания.

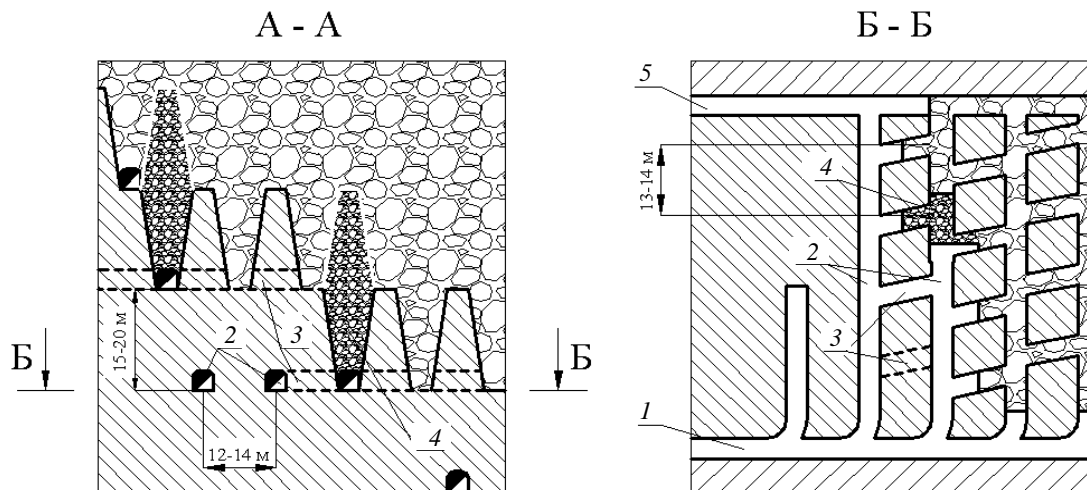


Рис. 3.3.6. Технология подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды: 1 – транспортный штрек; 2 – буродоставочный орт; 3 – погрузочные заезды; 4 – слой отбитой руды; 5 – вентиляционный (отрезной) штрек

Подготовка горизонта отбойки, выпуска и доставки руды по данной схеме позволяет обеспечить вентиляцию забоя за счет общешахтной депрессии. Свежий поток воздуха из доставочного штрека поступает в обрабатываемую панель и далее через погрузочный заезд и погашенную вентиляционную выработку выбрасывается в вентиляционный канал.

Очистная выемка включает следующие процессы: бурение вееров скважин, послынную отбойку руды, выпуск ее через торцы буродоставочных ортов и заездов, доставку и разгрузку ее в рудоспуск. Одновременный выпуск руды по площади отбиваемого слоя (из погрузочного заезда) и из торца буродоставочного орта под обрушенными породами способствует повышению качества и полноты извлечения запасов из недр.

Выполненный комплекс исследований на физических моделях и аналитические расчеты показали, что площадно-торцовая технология выпуска относительно торцовой позволяет уменьшить потери на 15–20 % отн. и разубоживание на 30–35 % отн.

Минимальные потери и разубоживание руды достигаются:

- равномерно-последовательным режимом выпуска дозами из погрузочного заезда и буродоставочного орта в соотношении 2:1;

- толщиной обрушаемого слоя руды, равной половине высоты подэтажа;
- рациональным расстоянием между буродоставочными ортами при высоте подэтажа 15 и 20 м – соответственно, 12 и 14 м и между погрузочными заездами – 12,0–12,5 и 13,5–14,5 м.

В табл. 3.3.2 приведены сравнительные технико-экономические показатели системы с торцовым и площадно-торцовым выпуском руды.

Расчеты выполнены на примере Шерегешевского железорудного месторождения при высоте подэтажа 20 м с применением одноступенчатого самоходного оборудования.

Таблица 3.3.2

Сравнительные ТЭП систем подэтажного обрушения

Показатели	Подэтажное обрушение	
	с торцовым выпуском руды	с площадно-торцовым выпуском руды
Удельный расход подготовительно-нарезных выработок, м/1 000 т	1,7–2,1	1,8–2,3
Потери руды, %	12,5–13,1	7,8–8,1
Разубоживание, %	25,3–27,1	21,4–22,2
Производительность по системе разработки, т/смену	95–100	93–98
Себестоимость добычи, %	100	104
Себестоимость концентрата, %	100	95

В ОАО «ВостНИГРИ» разработан вариант *подэтажного обрушения с фронтально-торцовым выпуском*. Эта геотехнология прошла промышленные испытания на Шерегешском руднике. Отличительной особенностью варианта является расширение торца буродоставочного орта на ширину панели (рис. 3.3.7).

Образуемая треугольная подсечка обеспечивает вентиляцию забоев и повышение показателей извлечения.

Отбойка подэтажа осуществлялась восходящими веерами скважин, буримыми станком НКР-100. Толщина обрушаемого слоя – 2,5 м. Одновременно с отбойкой слоя взрывали горизонтальные скважины, формируя фронтальный торец забоя.

Погрузку руды в самоходные вагоны 4ВС выполняла машина ПНБ-3К. Доставка руды в рудоспуск осуществлялась на расстояние до 70 м. Эксплуатационная производительность комплекса при выходе негабарита 10 % составила 255 т/смену. Очевидно, приме-

нение современных ПДМ позволило бы значительно улучшить этот показатель.

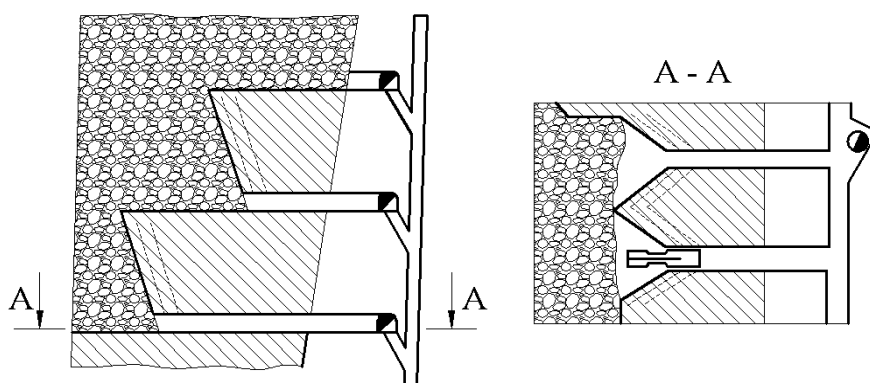


Рис. 3.3.7. Подэтажное обрушение с треугольной подсечкой

По отчетным данным проведенного эксперимента, потери руды составили 3,0 % и разубоживание – 15 %. Представляется, что эти показатели несколько занижены, но они существенно лучше, чем при системе этажного обрушения с донным выпуском руды виброустановками, применяемой на этом же руднике.

К сожалению, из-за отсутствия самоходной техники эта геотехнология не получила распространения на рудниках Горной Шории.

Подэтажная выемка по падению

Подэтажная выемка по падению применяется при выемке мало-мощных рудных тел сложного строения с весьма неравномерным распределением полезных компонентов и наличием породных включений. Руды и породы крепкие, склонные к хрупкому разрушению в динамической форме. Устойчивость руд и вмещающих пород средняя и выше. Ценность полезных ископаемых средняя.

Анализируя эту технологию применительно к отработке весьма тонких и тонких рудных тел, можно отметить ряд ее достоинств:

- высокую достоверность определения контуров орудинения;
- возможность легко обходить и оставлять в виде целиков безрудные участки и включения пустых пород;
- гибкость системы при выемке жил весьма сложной формы;
- безопасные условия труда, удобные и хорошо проветриваемые забои при добычных работах.

К недостаткам относятся большой объем нарезных работ в стесненных условиях, низкая интенсивность выемки и высокая трудоемкость добычи.

Характерным примером использования системы подэтажных штреков с выемкой по падению тонких жил является рудник «Брунсвик» (США). Подготовка блоков заключается в проходке этажных штреков через 42 м по вертикали и восстающих через 30–45 м. Подэтажные штреки минимальной ширины (0,8 м) прокладывали через 7,5 м в обе стороны от центрального восстающего (рис. 3.3.8).

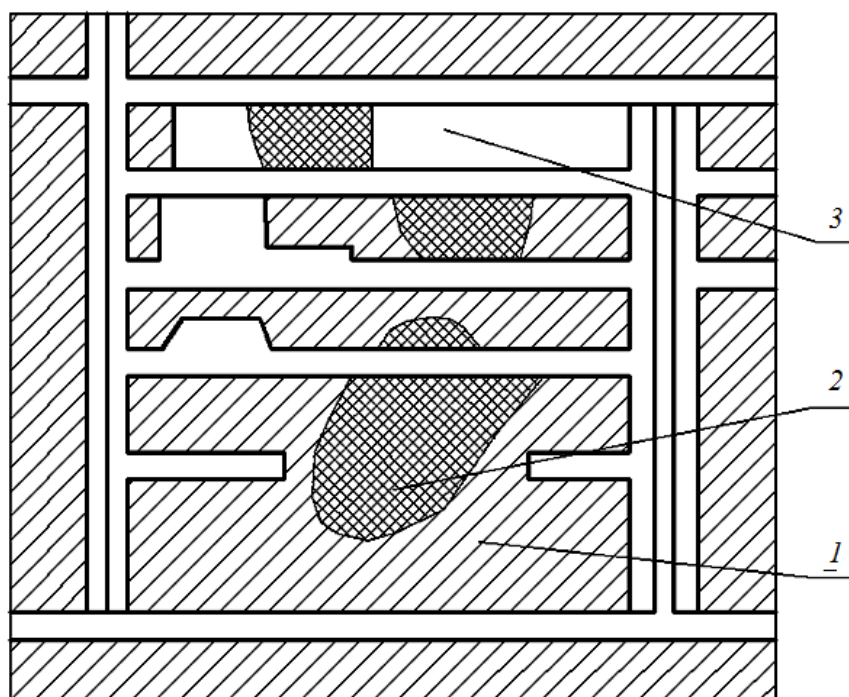


Рис. 3.3.8. Схема отработки блока системой подэтажных штреков с выемкой по падению («Брунсвик», США): 1 – руда; 2 – породные включения; 3 – выработанное пространство

Очистная выемка жилы мощностью 0,3–0,5 м осуществлялась сверху вниз с отбойкой руды узкой щелью, доставка отбитой руды к рудоспуску – скреперными установками.

На руднике «Варлау» (Германия) этой же геотехнологией извлекались крутопадающие жилы полиметаллических руд мощностью 0,2–0,8 м, залегающие в устойчивых вмещающих породах.

Разработку месторождения вели блоками длиной 40 м и высотой 25 м. Подэтажные штреки сечением 2,2×1,2 м проводили встречными забоями из фланговых восстающих через 7 м по вертикали. Доставка отбитой руды осуществлялась скреперными установками.

Отбойку руды в подэтажных целиках вели шпуровыми зарядами, обруивая их с верхнего и нижнего подэтажных штреков. При этом около половины добытой руды поступало от проходки подэтажных

штреков. Трудоемкость этих работ составляла 85 % от общих трудовых затрат по блоку или более 190 чел.-смен/1 000 т добытой руды.

Подэтажная выемка по простиранию

В технической литературе эту геотехнологию называют также системой разработки с подэтажными штреками с выемкой по простиранию. Область применения достаточно широка при выемке крутопадающих рудных тел от маломощных до мощных. Руды и вмещающие породы крепкие, средней устойчивости и устойчивые. Ценность минерального сырья средняя и малая. Имеются положительные примеры обработки этой геотехнологией удароопасных месторождений.

На современном этапе при комплексном использовании самоходных горных машин на группу блоков приходится полевой участковый наклонный съезд с выходом на подэтажи через сбойки. Трасса его обычно бывает зигзагообразной. Угол наклона от 6–8 до 12°.

Очистные работы начинаются с разделки отрезной щели, которую образуют на фланге или в центре камеры. Отбойка подэтажей ведется обычно веерами взрывных скважин параллельным фронтом или с отставанием нижних подэтажей относительно верхних. Выпуск и доставка руды ПДМ осуществляется из погрузочных заездов по площадной схеме или при проходке рудного штрека в основании камеры – по площадно-торцовой схеме.

По мере обработки камерных запасов производится отбойка массовым взрывом междукамерных и потолочных целиков. Выпуск руды ведется под обрушенными породами.

Модернизированный вариант этой системы разработки применялся на Фестивальном месторождении, разрабатываемом рудником «Молодёжный» (рис. 3.3.9).

Месторождение представлено крутопадающими рудными телами мощностью 10–12 м. Руды и вмещающие породы устойчивые, на отдельных участках – средней устойчивости. Коэффициент крепости руды и породы по шкале проф. М.М. Протодяконова 10–18 и 8–15 соответственно.

Подготовка этажа высотой 65 м, в последующем – 130 м, осуществлялась участковыми полевыми наклонными съездами (уклонами), из которых проходились орты и подэтажные штреки. При этом использовались буровая, зарядная и погрузочно-доставочная машины на пневмошинном ходу.

Особенность геотехнологии (см. рис. 3.3.9) состояла в том, что вслед за проходкой уклона с отметки первого подэтажа проводили

подэтажные выработки и развивали из них добычные работы. Доставка отбитой руды в подэтаже осуществлялась ПДМ к полевому рудоспуску, пройденному у уклона до откаточного (концентрационного) горизонта. Одновременно с очистными работами продолжалась проходка уклона и нижележащих подэтажных штреков, которые по мере готовности также включались в очистную выемку. Образующиеся на почве подэтажей остатки отбитой руды постепенно перепускались сверху вниз и окончательно выпускались из выработок этажного горизонта, проходимых на последней стадии отработки участка после погашения целиков.

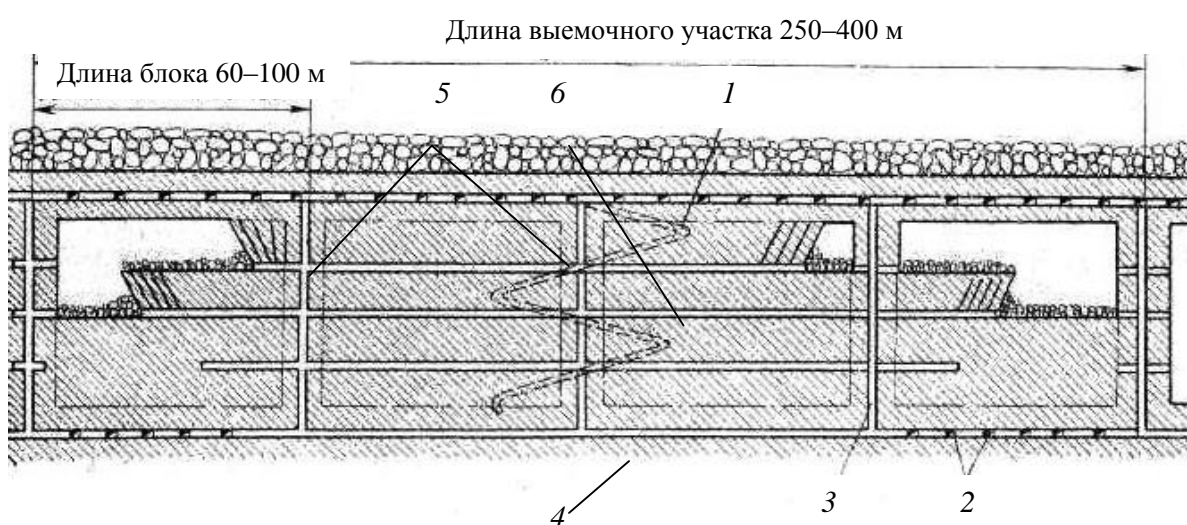


Рис. 3.3.9. Система разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию на руднике «Молодёжный»: 1 – уклон; 2 – ниши для погрузки руды на нижнем подэтаже; 3 – вентиляционный восстающий; 4 – доставочный штрек; 5 – междукамерный целик; 6 – камера

Таблица 3.3.3

Сравнительные ТЭП системы разработки на руднике «Молодёжный»

Показатели	Система разработки подэтажными штреками	
	с использованием переносного горного оборудования	с комплексным использованием СО
Удельный объем проходческих работ: м/1 000 т м ³ /1 000 т	6–7 47–55	4–5 50–63
Производительность проходчика, м ³ /чел.-смену	4–5	12–14

Окончание табл. 3.3.3

Показатели	Система разработки подэтажными штреками	
	с использованием переносного горного оборудования	с комплексным использованием СО
Период подготовки блока к очистной выемке, мес.	10–12	5–7
Производительность труда по системе разработки, м ³ /чел.-смену	8–9	14–16
Потери руды, %	11,7	9,9
Разубоживание, %	15,8	15,8

Результаты освоения системы разработки с комплексным использованием самоходного оборудования приведены в табл. 3.3.3.

Как видно из табл. 3.3.3, комплексное применение СО позволило сократить сроки подготовки запасов к очистной выемке в 1,7–2,0 раза, увеличить производительность труда забойных рабочих в 1,8 раза.

3.3.3. Системы этажного обрушения

Область применения – рудные тела относительно выдержанной формы крутого падения мощностью более 15–20 м, а при пологом залегании – более 20–30 м. Руды устойчивые и средней устойчивости, не склонные к самовозгоранию и слеживанию. Ценность полезных ископаемых ниже средней. Вмещающие породы любой устойчивости. При высокой устойчивости и пологом падении вмещающие породы обрушаются принудительно. С ростом глубины горных работ, увеличением напряженного состояния массива эта технология вытесняется подэтажным обрушением. Так произошло на железорудных месторождениях Кривбасса.

Очистная выемка ведется в основном одностадийно по всей длине этажа, блока или панели. Отбойка руды осуществляется скважинными зарядами на зажатую среду. На ряде рудников при донном выпуске руды обрушение блоков производят на предварительно созданную компенсационную камеру. Расположение скважин веерное, иногда параллельное, на рудниках Алтае-Саянского региона – пучковое.

Выпуск руды – под обрушенными породами. В зависимости от устойчивости рудного массива и используемого оборудования могут применяться торцовая, площадная или фронтально-торцовая схемы выпуска.

Подготовка этажа к очистной выемке при **торцовом выпуске руды** заключается в проходке полевого штрека, участкового уклона с выходом на горизонт бурового штрека и рудоспуска (рис. 3.3.10).

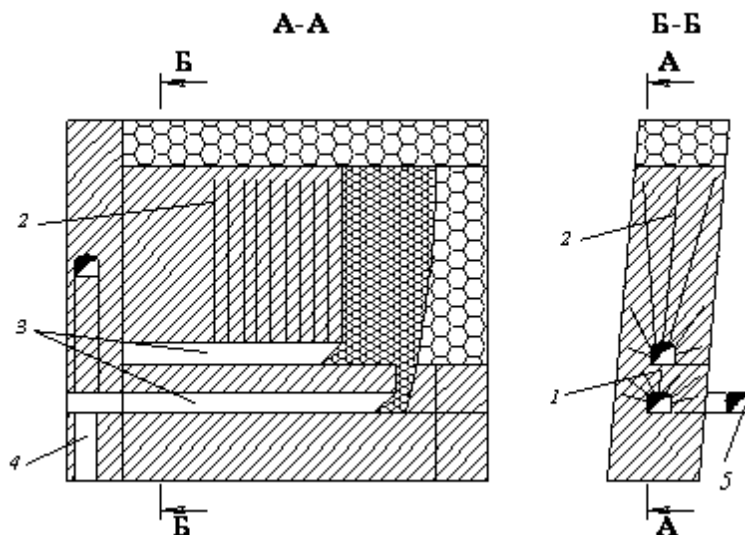


Рис. 3.3.10. Система разработки этажного обрушения с торцовым выпуском руды: 1 – веер скважин для обрушения защитного козырька; 2 – основной веер скважин; 3 – буропогрузочный штрек; 4 – рудоспуск; 5 – полевого доставочный штрек

Полевого доставочный штрек сбивается заездом с рудным доставочным штреком. Заезды проходятся из расчета вентиляции бурового и рудного доставочного штреков.

Подобные технологические схемы подготовки, с отдельным размещением горизонта бурения и доставки, позволяют совмещать эти основные процессы во времени, увеличить высоту этажа, снизить удельные объемы подготовительно-нарезных работ и, самое главное, улучшить показатели извлечения руд. В пологопадающих залежах горизонт выпуска и доставки руды чаще располагают в подстилающих породах. Целик в этом случае является безрудным.

Очистная выемка при мощности рудного тела до 20–25 м и крутом падении ведется по простиранию. Если мощность залежи превышает 12–15 м, для сокращения потерь отбитой руды подготовку основания блока целесообразно выполнять для **площадно-торцовой технологии выпуска руды**. Отличие от показанной на рис. 3.3.10 схемы подготовки состоит лишь в том, что погрузочные заезды в контуры очистного пространства проходятся из полевого штрека через 8–12 м и используются для выпуска руды параллельно с выпуском из торца рудного штрека.

При весьма мощных рудных телах крутого падения очистные работы с использованием самоходного оборудования обычно развиваются вкрест простирания залежей. Параметры расположения буродоставочных ортов зависят от прочности и устойчивости руды. При крепких устойчивых рудах расстояние между ними составляет 4–8 м. Расстояние между буровыми выработками определяется возможностями буровой техники и допустимой длиной верно расположенных скважин. Иногда она достигает 35–40 м и более.

Высота этажа при пологом падении равна мощности, при крутом залегании – до 70–80 м. При недостаточно крутом падении и сложной морфологии она снижается до 45–55 м.

В настоящее время система этажного обрушения применяется также в варианте с донным выпуском руды (рис. 3.3.11).

Этот способ разработки распространен на железорудных месторождениях Горной Шории и Хакасии. Для примера ниже приводится вариант этажного обрушения, используемый на наиболее производительном в регионе Шерегешском руднике.

На месторождении разрабатываются магнетитовые залежи мощностью до 100 м. Длина их по простиранию достигает 1 000 м, глубина распространения составляет 900 м. Коэффициент крепости руд по шкале М.М. Протоdjeяконова 14–16, вмещающих пород – 10–20. С глубины 600 м месторождение отнесено к удароопасным.

Отработка запасов предусматривает разделение рудного тела на этажи высотой 70 м, которые делятся на панели шириной 13,5–27,0 м. Длина панели равна мощности рудного тела.

Подготовительные работы на этаже заключаются в проходке откаточных полевых штреков, сбитых ортами через 27 м (рис. 3.3.12).

Из ортов через 16 м друг от друга нарезают выработки под виброустановки, которые соединяются между собой вентиляционно-смотровым ортом. В торцовой части заходки разделяют камеры размерами 3×3×3 м, из которых на высоту 3–4 м до почвы горизонта подсечки образуются дучки. Последние перед началом очистных работ разделяют в воронки.

Из дучек нарезаются выработки горизонта подсечки: траншейные орты и разрезной штрек. Выработки бурового горизонта проходятся несколько ниже уровня откаточного горизонта и выше отработанного этажа. Буровой и подсечной горизонты соединяются между собой отрезными восстающими.

Из подсечных и буровых выработок бурятся веера (пучки) скважин, взрыванием которых образуется подсечка и отрезная щель (ка-

мера). Камеру ориентируют длинной стороной вкрест простирания залежи. Обрушение основного массива панели производят одновременно на компенсационную камеру или зажатую среду пучками сближенных зарядов. Для бурения скважин диаметром 105 мм используются станки НКР-100.

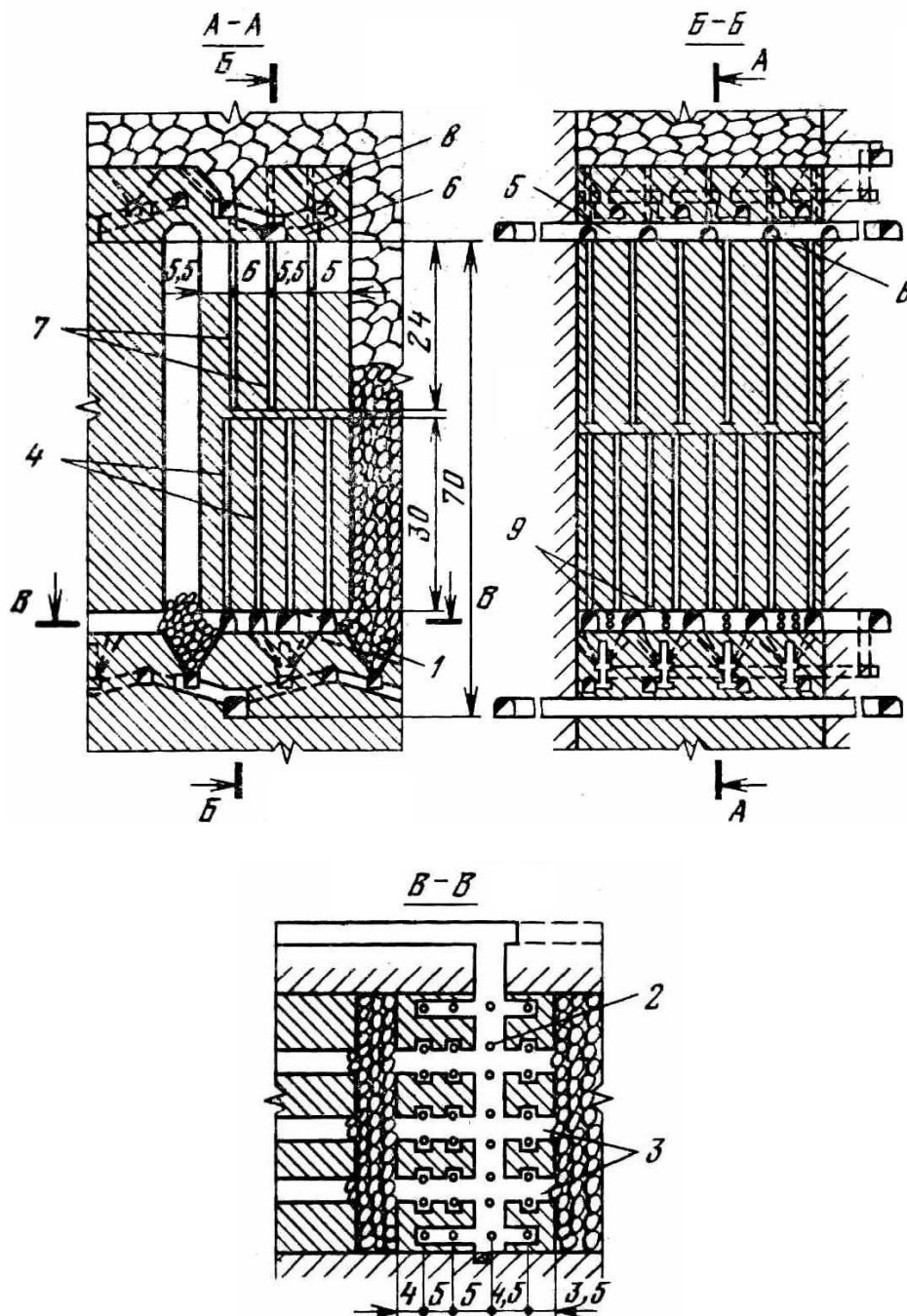


Рис. 3.3.11. Система разработки этажного обрушения с донным выпуском руды: 1 – погрузочный штрек под ВДПУ-4ТМ; 2 – буровой орт; 3 – штрек подсечки; 4, 7 – пучки параллельно-сближенных скважин; 5, 6 – выработки верхнего бурового горизонта; 8 – скважины для обрушения потолочины; 9 – скважины для разбуривания целиков на горизонте подсечки

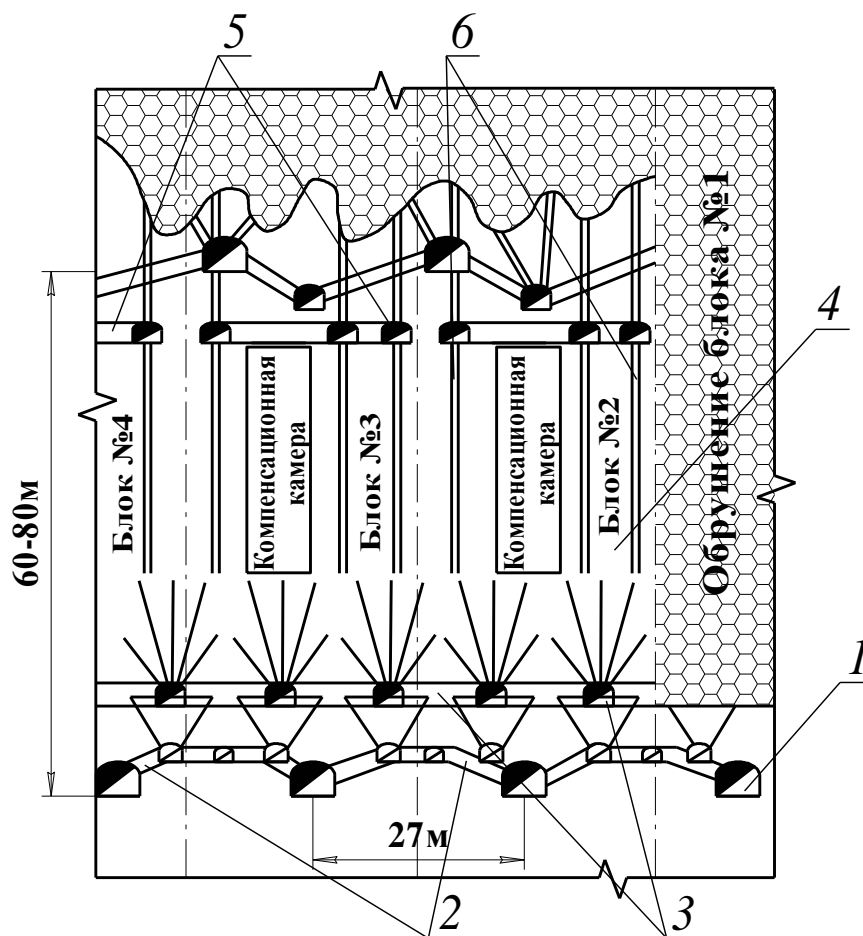


Рис. 3.3.12. Система разработки этажного принудительного обрушения с вибро-выпуском руды: 1 – откатный орт; 2 – камеры под ВДПУ; 3 – выработки горизонта подсечки; 4 – выемочный блок; 5 – выработки бурового горизонта; 6 – пучки глубоких скважин

Выпуск и доставку руды осуществляют виброустановками ВДПУ-4ТМ с погрузкой непосредственно в вагоны грузоподъемностью 20 т и откаткой рельсовым транспортом.

Аналогичная геотехнология с некоторыми особенностями применяется на Казском и Абаканском рудниках. На Таштагольском руднике система этажного обрушения выполняется без образования компенсационных камер. При идентичных параметрах панелей, схемах подготовки горизонтов бурения и выпуска, в сравнении с Шерегешским рудником, отбойку руды ведут на зажатую среду.

На всех четырех рудниках используется переносное горное оборудование: для бурения шпуров при проходке выработок – переносные (ПР-30, ПП-54, ПП-63), колонковые (ПК-60) и телескопные (ПТ-36, ПТ-48) перфораторы, установки УПБ-1, буровые каретки

БУР-2М и СБКН-2; для погрузки, выпуска и доставки горной массы, соответственно, скреперные лебедки ЛС-30, погрузочные машины 1ППН-5. Откатка горной массы осуществляется электровозами К-10, К-14 в глухих вагонах ВГ-4 и ВГ-9.

Технико-экономические показатели и сравнительная оценка системы разработки на рудниках приведены в табл. 3.3.4.

Анализируя в целом этот способ разработки на рудниках Горной Шории и Хакасии, отметим, что он характеризуется использованием морально устаревшего переносного горного оборудования, большим объемом ручного немеханизированного труда (до 70 %) и, как следствие, сравнительно низким уровнем безопасности и культуры производства. На лучших рудниках региона (Шерегешском и Абаканском) производительность рабочего по системе разработки составляет около 25 т/чел.-смену, что в 4–5 раз уступает, например, рудникам Швеции с аналогичными горно-геологическими и геомеханическими условиями, применяющим комплексы самоходной техники.

Таблица 3.3.4

**Сравнительные ТЭП системы этажного обрушения,
применяемой на рудниках региона**

Показатели	Рудники			
	Шерегешский	Таштагольский	Казский	Абаканский
Удельный расход проходческих работ, м/1 000 т	2,7–3,3	2,6–3,1	3,4–3,6	4,1–4,9
Производительность одного рабочего по системе разработки, т/чел.-смену	До 25	14–17	13–15	До 25
Потери руды, %	9,0–12,0	9,0–12,0	9,0–11,0	17,0–20,0
Разубоживание, %	31,0–35,0	30,0–35,0	29,0–36,0	35,0–38,0
Содержание Fe в сырой руде, %	26,0–26,5	35,3–35,8	28,2–28,8	28,8–29,0

Неравномерность оруденения и сложные границы выклинивания рудных тел, используемый валовый способ выемки практически не позволяют управлять качеством товарной руды. В результате разубоживание на рудниках достигает более 30,0 % и с ростом глубины работ будет увеличиваться.

Большие масштабы взрывов при обрушении блоков обуславливают высокую концентрацию опорного давления в призабойной зоне,

провоцируют динамические явления большой энергетической мощности (до 10^9 Дж). Одновременное взрывание зарядов ВВ с массой до 200–400 т и даже 600 т вызывает залповые выбросы газов и пыли на поверхность рудников и поселков, в 5–7 раз превышающих предельно допустимую концентрацию (ПДК).

Применяемая система разработки этажным обрушением с вибровыпуском руды обуславливает достаточно сложное конструктивное оформление днищ блоков и буровых горизонтов, значительный удельный расход подготовительно-нарезных выработок (2,7–4,9 м/1 000 т добываемой руды) и стесненное условие их проведения. В общей структуре трудовых затрат по системе разработки более половины приходится на проходческие работы. Производительность проходчика не превышает 12 м/мес. При запасах руды в блоке 500–700 тыс. т продолжительность его подготовки к очистной выемке составляет 13–15 мес. Низкие темпы подготовительно-нарезных работ и воспроизводства погашенных запасов в 3,0–4,0 раза отстают от возможной интенсивности очистной выемки, ограничивают ее и оказывают решающее влияние на производственную мощность рудника. Повышение объемов добычи руды возможно только за счет увеличения числа подготавливаемых участков и очистных блоков, находящихся в одновременной работе, что, в свою очередь, ведет к деконцентрации горных работ и значительному увеличению оборотных средств, а также к возрастанию текущих затрат на эксплуатацию, поддержание и ремонт подготовительных выработок. Весьма важными недостатками технологии являются также повышенные требования к нормативам подготовленных и готовых к выемке запасов и многостадийность процессов очистной выемки.

Примером отработки весьма мощных пологих залежей системой этажного обрушения с одностадийной выемкой и донным выпуском руды может служить рудник «Заполярный» Норильского региона (рис. 3.3.13).

Рудник разрабатывает залежь вкрапленных руд мощностью от 10 до 60 м. Угол падения 5–8°. Глубина залегания 300–500 м. В почве рудного тела расположены угленосные породы, на отдельных участках – диабазы. В кровле – оливиновые и оливинсодержащие габбро-долериты мощностью 10–50 м. Коэффициент крепости руды по шкале М.М. Протодьяконова составляет 10–14, налегающих пород – 10–16.

На руднике действует газовой режим, концентрация метана в исходящем из тупиковых выработок рудничном воздухе находится в пределах 0,02–0,11.

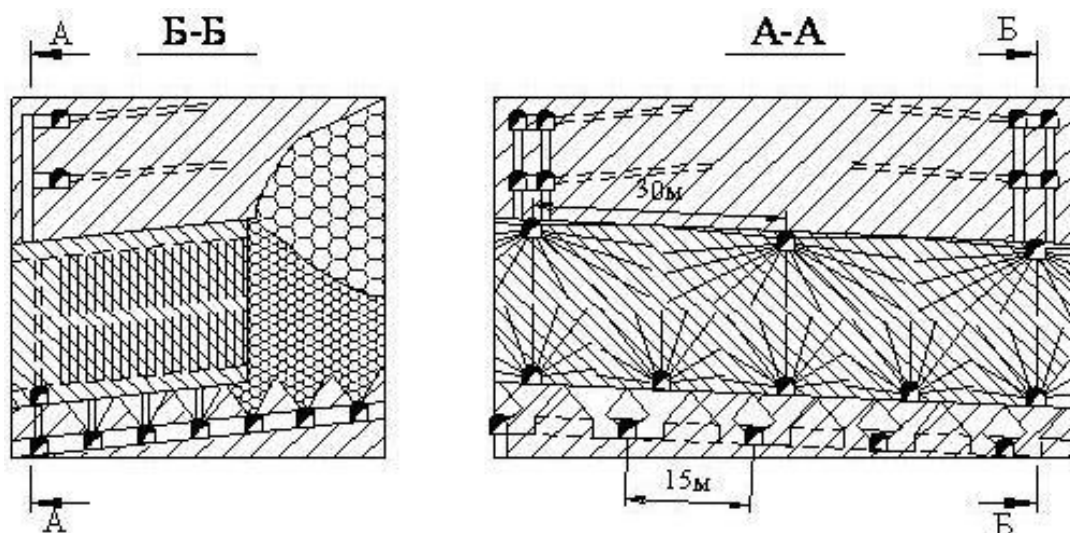


Рис. 3.3.13. Система разработки этажного принудительного обрушения на руднике «Заполярный»

Отработку шахтного поля осуществляют панелями размером 60×120 м. Подготовка панели заключается в проведении выработок горизонта выпуска в подстилающих породах и вентиляционных буровых выработок по кровле и почве рудного тела. При мощности более 30 м проходится промежуточный буровой горизонт.

На горизонте выпуска перпендикулярно фронту очистных работ проводят скреперные штреки с расстоянием между ними 10–15 м. Из скреперных штреков в шахматном порядке разделяют выпускные воронки с расстоянием между дучками 12 м. Высота днища из конструктивных соображений принимается равной 8–11 м.

Для вентиляции буровые штреки сбиваются вентиляционными ортами. Штреки бурового и вентиляционного горизонтов проходятся перпендикулярно фронту очистных работ. Расстояние между ними у почвы залежи составляет 10–15 м, на вентиляционно-буровом горизонте – 30 м.

Отбойку ведут слоями толщиной 15 м с веерным расположением скважин, при мощности залежи более 25 м – комбинированным способом (сверху скважинами диаметром 105 мм и снизу – диаметром 60 мм).

Выпуск и доставка руды осуществляются через воронки и дучки скреперными установками до рудоспуска. Этот процесс является трудоемким и небезопасным. Средняя производительность на выпуске и доставке не превышает 100 т/смену.

Обрушение налегающих пород ведется принудительно с шагом посадки 60 м. Вначале обрушают три слоя руды шириной по 15 м. Принудительное обрушение пород кровли осуществляют одновре-

менно с отбойкой четвертого слоя на ширину двух последних слоев. Разрушение кровли над первым и вторым слоями происходит в режиме самообрушения.

Посадку кровли производят комплектами горизонтальных и слабонаклонных скважин диаметром 105 мм при удельном расходе ВВ 0,40–0,45 кг/м³. Скважины бурят из камер посадочных восстающих, которые проходят с вентиляционно-бурового горизонта через 60 м.

В принятом порядке обрушения налегающих пород периодически образуются зависания кровли в виде консоли, что приводит к росту опорного давления в призабойной зоне и к ухудшению состояния выработок и заранее пробуренных скважин.

Количественные показатели извлечения руды из недр находятся в обычных пределах, характерных для пологопадающих мощных залежей, обрабатываемых системой этажного обрушения. В зависимости от мощности обрабатываемых участков потери находятся в пределах 14–20 и разубоживание руды – 16–25 %.

Большой объем проходческих работ, применяемое переносное горное оборудование в геотехнологии обуславливают высокую трудоемкость добычи (табл. 3.3.5).

Таблица 3.3.5

Производительность труда по руднику «Заполярный»

Виды работ	Структура численности рабочих, %	Производительность труда, тыс. м ³ /год
Рабочего по руднику	100,0	0,34
В том числе:		
поверхностные	13,2	2,56
подземные	86,8	0,39
забойной группы	28,1	1,21
В том числе:		
на проходке выработок	49,7	2,4
буровых работах	20,4	5,9
выпуске и доставке	27,9	4,3
прочих работах	2,0	58,0

Столь низкие показатели добычи руды обусловили необходимость технического перевооружения и реконструкции рудника. Начиная с 2004 г. предприятие осваивает современные способы добычи руды на основе комплексов самоходного оборудования. В частности,

проектом ОАО «Гипроникель» предусмотрено на участках мощностью до 20–25 м этажное обрушение с торцовым выпуском руды и при большой мощности подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды. В ИГД СО РАН для этих целей разработан вариант сплошной камерной выемки с обрушением кровли и выпуском руды из подконсольного пространства, описание которого приведено ниже.

Таблица 3.3.6

**Сравнительные ТЭП системы этажного обрушения
на руднике «Заполярный»**

Показатели	Система разработки этажным обрушением	
	с донным выпуском и скреперной доставкой	с торцовым выпуском и ПДМ
Удельный расход подготовительно-нарезных выработок, м ³ /1 000 м ³	218,4	207,4
Потери руды, %	14–20	14–15
Разубоживание, %	16–25	18–20
Производительность по системе разработки, м ³ /чел.-смену	8,5	27,5

Ожидаемое повышение эффективности отработки запасов рудника при освоении геотехнологии на базе СО (табл. 3.3.6) приведено при мощности залежи 20 м.

3.3.4. Системы этажного самообрушения

Системы этажного самообрушения применяются при отработке весьма мощных залежей типа штокверков или пологопадающих линз. Руды и вмещающие породы невысокой крепости, весьма трещиноватые, склонные к самообрушению. Ценность руды средняя и ниже средней.

Сочетание одностадийного порядка отработки с самообрушением руды и вмещающих пород осуществляется двумя путями:

1. Естественным самообрушением руды сплошным фронтом.
2. С принудительной подсечкой залежи на высоту 10–15 м от горизонта выпуска.

Первый вариант применялся на Никитовском руднике (Украина), второй – при отработке весьма мощных пологопадающих линз Южно-Кемпирсайского месторождения хромитовых руд (ОАО «Донской ГОК», Казахстан).

Отработанный на Никитовском руднике блок № 1 показан на рис. 3.3.14.

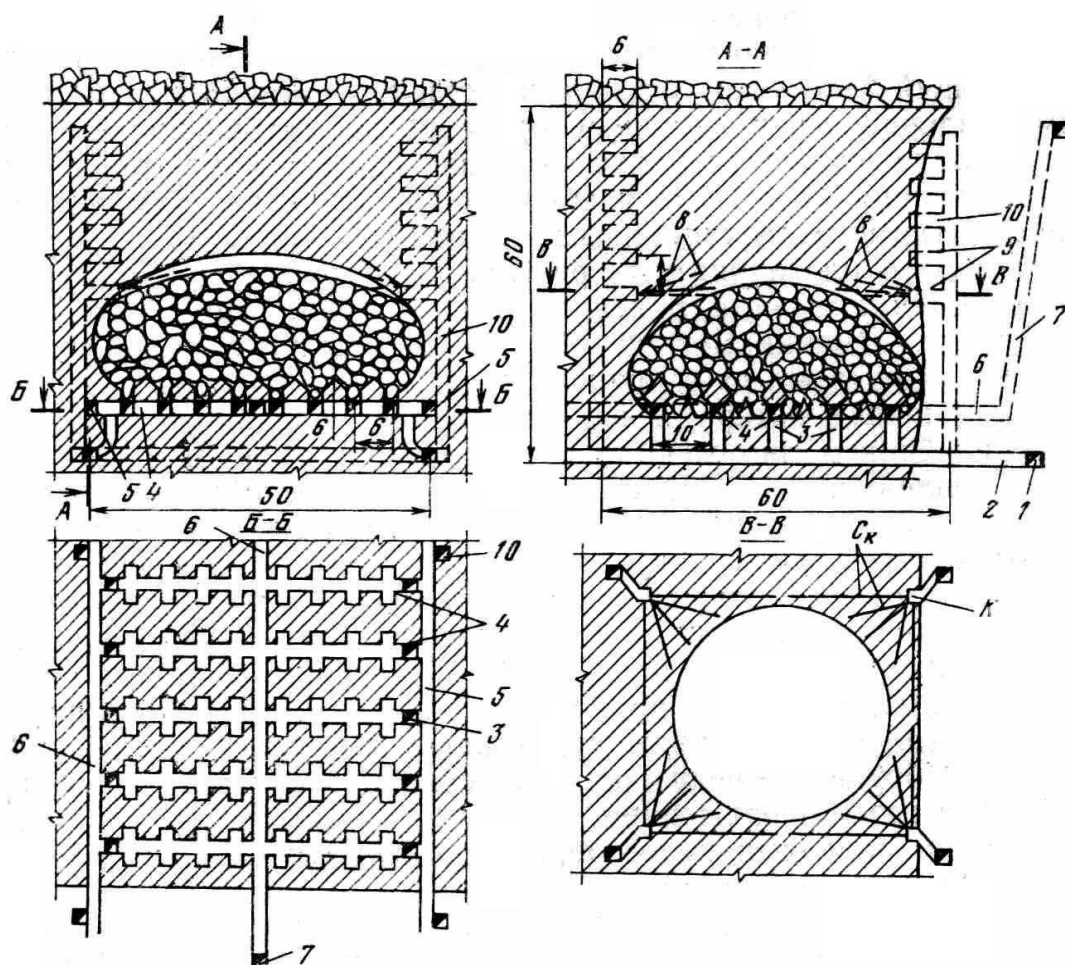


Рис. 3.3.14. Система этажного самообрушения: 1 – полевой штрек; 2 – орт; 3 – рудоспуск; 4 – штрек скреперования; 5 – орт скреперования; 6 – вентиляционный орт; 7 – вентиляционный восстающий; 8 – обрушение забоя; 9 – смотровые заходки; 10 – восстающий

Высота обрушения массива составляла 104 м. Подготовка блока осуществляется ортами. Подсечку и обрушение руды производили над ортами 1, 2, 3 и т.д. Обрушенная площадь составила 520–580 м². Прирезку панелей осуществляли по мере выпуска руды из рядом расположенной панели. Она состояла в сплошной подсечке рудного массива скважинной отбойкой.

Угол самообрушения массива контролировался специально уложенными реперами, по которым фиксировались смещения массива и границы самообрушения. В период выпуска учитывались объемы добытой руды, которые увязывались с запасами рудного тела, и интенсивность самообрушения (табл. 3.3.7).

Таблица 3.3.7

**ТЭП системы этажного самообрушения
на Никитовском руднике**

Показатели	Панель			
	1	2	3	4
Запасы руды, тыс. т	27,0	25,5	24,6	33,7
Выпуск руды, тыс. т	22,3	21,7	21,0	29,6
Скорость обрушения, м/сут	1,85	1,87	2,02	1,96
Угол наклона линии обрушения по простиранию, град	76,5	75,0	74,0	74,5
Производительность панели, т/сут	180	185	190	185
Выход негабарита, %	9,0	10,0	8,0	9,0
Производительность скрепериста, т/смену	78	80	97	98

Большие площади подсечки малопрочного рудного массива, повышенный выход негабарита и его дробление взрывами, развитие горного давления из-за малой интенсивности очистной выемки нередко приводили к разрушению горизонта выпуска, несмотря на сложные, трудоемкие способы крепления выработок. Ограниченные возможности контроля самообрушения руды и породы вызывали высокий уровень потерь и разубоживания, поэтому геотехнологию с самообрушением руды на рудниках заменяют системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском.

**3.3.5. Сплошная камерная система разработки
с обрушением кровли**

С уменьшением угла падения мощных рудных залежей показатели полноты и качества извлечения при системах разработки с этажным или подэтажным обрушением заметно ухудшаются. Возрастают потери отбитой руды в гребнях основания блоков, увеличивается количество вовлекаемых в добытую руду пород.

В этой связи в ИГД СО РАН разработан вариант геотехнологии сплошной камерной выемки с обрушением пород кровли. Область применения – мощные и весьма мощные рудные тела пологого и наклонного падения при условии, что выемка с закладкой выработанного пространства нерентабельна. Руды и вмещающие породы крепкие и средней крепости. Устойчивость их средняя. Повышенные тектонические напряжения в массиве пород способствуют росту эффективности геотехнологии. Ценность полезного ископаемого средняя и ниже.

Отработка рудного тела ведется блоками, в составе которых выделяются камеры и целики (рис. 3.3.15).

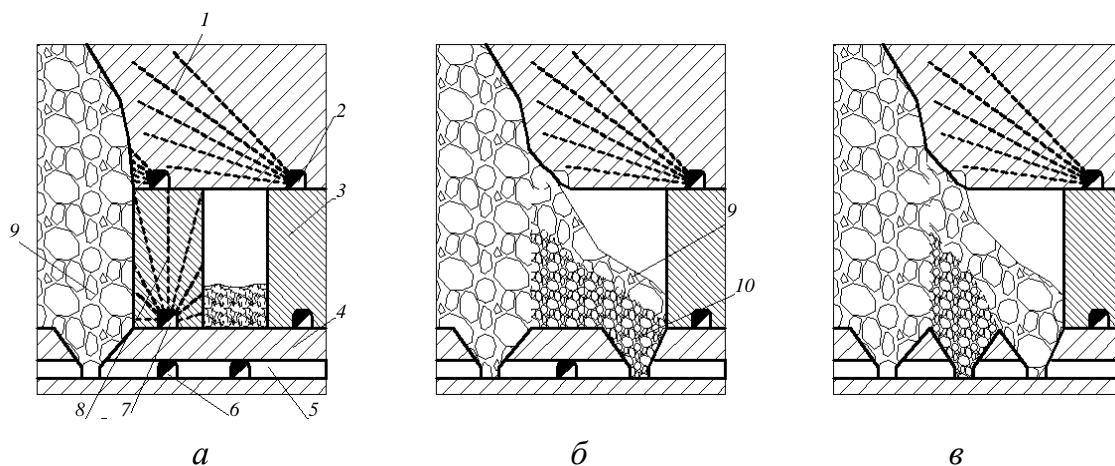


Рис. 3.3.15. Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли: *а* – выемка камерных запасов; *б* – обрушение целика; *в* – выпуск руды в границах камеры и целика; *1* – породная консоль; *2* – буровой посадочный орт; *3* – рудное тело; *4* – вмещающие породы; *5* – полевой откаточный штрек; *6* – погрузочно-доставочный орт; *7* – буровой орт; *8* – буровые скважины; *9* – обрушенные породы; *10* – отбитая руда

В первую очередь извлекаются запасы камеры. По завершении ее отработки обрушается целик на открытое пространство ранее отработанной камеры, и выпуск руды осуществляется под защитой породной консоли. По окончании выпуска отбитой руды в блоке производится принудительное обрушение пород кровли, и далее приступают к очистной выемке соседнего блока в аналогичном порядке.

Подготовительно-нарезные работы в блоке включают проходку выработок горизонта выпуска руды, полевого откаточного штрека, погрузочно-доставочных и буровых ортов, а также посадочных выработок. При мощности рудной залежи более 20–30 м для более точного разбуривания и оконтуривания запасов в камере и целике проходятся подэтажные орты.

В зависимости от прочности руды и ее ценности подготовка основания блока может быть полевой, рудной или комбинированной. Полевая подготовка заключается в проходке горизонта выпуска и доставке руды в подстилающих породах ниже залежи на 4–8 м. Выпуск руды из блока производится через полевые траншеи по торцовой или площадно-торцовой схеме.

При рудной подготовке погрузочно-доставочные выработки днища блока проходятся на контакте рудного тела с подстилающими

породами. Выпуск руды в этом случае ведется по торцовой схеме. При комбинированной подготовке в камере строится рудное днище, в целике – полевое.

Отбойка руды в камере высотой, равной мощности залежи, ведется послойным взрыванием восходящих вееров скважин. Бурение их осуществляется из буродоставочного орта. При большей мощности рудного тела скважины бурятся из подэтажных выработок.

Выпуск руды осуществляется ПДМ по мере отбойки слоев и доставляется по откаточному штреку к рудоспуску. В основании камеры формируются остатки руды, которые доизвлекаются при обрушении целика.

Выпуск отбитой в целике руды совместно с ее остатками в основании камеры ведут поочередно, начиная от массива следующего блока. Сложность этого процесса определяется наличием бокового контакта с обрушенными породами.

Сплошная камерная система разработки прошла промышленные испытания и освоена на Николаевском руднике при выемке блоков «Север-7» и «Север-9».

Блок «Север-7» является частью рудной залежи «Восток-1» и ограничен с северо-запада и юго-запада отработанными запасами, с юго-востока – границей выклинивания. Залежь в пределах участка отработки имела пластообразную форму с мощностью 30–40 м, на фланге выклинивания – до 5–15 м и угол падения – от 40° до субгоризонтального.

Рудное тело сложено геденбергитовыми скарнами с неравномерной выраженностью свинца и цинка. Руды крепкие и устойчивые. Налегавшие породы – туфобрекчии реолитов средней устойчивости и крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова (с $f = 12-15$), подстилающие – слаботрещиноватые мраморизованные известняки средней устойчивости ($f = 8-10$).

Проектом предусматривалось деление участка на две камеры и два целика (рис. 3.3.16).

В соответствии с проектом в первую очередь извлекались запасы камеры № 1, затем – целика № 1 и далее обрушались породы кровли. В подобной последовательности осуществлялась выемка камеры № 2 и целика № 2 с обрушением налегающих пород.

При проходке подготовительно-нарезных выработок использовались буровые установки типа «Гамрок-Минибур-Дизель» и погрузочные машины типа Того-400DC и Того-200. Буровые штреки проводились без крепления, выработки горизонта выпуска – с установкой

железобетонных анкеров и торкретированием на участках их сопряжений.

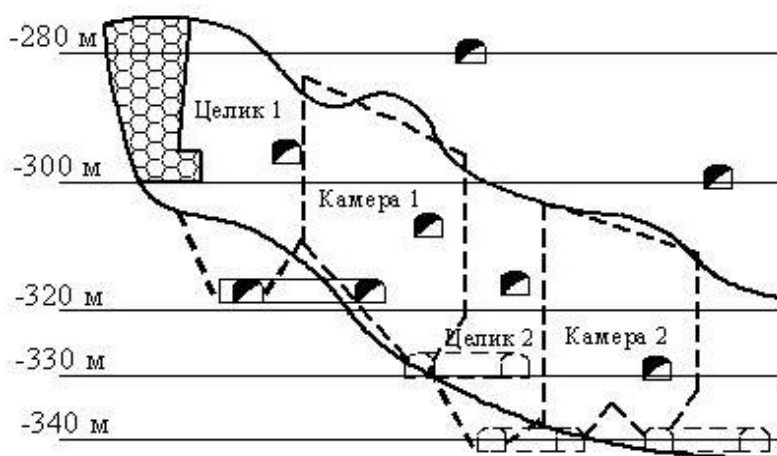


Рис. 3.3.16. Блокировка запасов блока «Север-7»

Отбойка руды производилась зарядами, размещенными в скважинах диаметром 51 мм. Бурение скважин – установками Solo-605. Расположение скважин – веерное. Расстояние между веерами – 1,2 м, между концами скважин – 1,2 м.

Бурение веерных скважин для обрушения кровли выполнялось из ранее пройденных выработок вышележащего горизонта станком НКР-100. Расстояние между веерами – 3,0 м, между концами скважин – 3,5 м. Доставка руды осуществлялась ПДМ Toro-400DC.

Рудное тело в пределах блока «Север-9» имело сложный извилистый контур, образуя заливы и выступы. Условная нижняя граница находилась на отметке –320 м и верхняя – на отметке –285 м. Контакты с вмещающими туфами размытые, с участками гидротермально измененных пород – мощностью до 5 м. Рудные скарны – массивные, слаботрещиноватые, средней устойчивости. Вмещающие породы – известняки и туфы.

На этом участке между ранее отработанным пространством и краевым флангом блока «Север-9» был выделен безрудный целик шириной 4–6 м, что повлияло на блокировку запасов и очередность их выемки (рис. 3.3.17).

Вслед за отработкой камеры № 1 были извлечены запасы камеры № 2 и затем погашена кровля залежи. Далее осуществлена выемка камеры № 3 и в последнюю очередь – запасов целика с обрушением налегающих пород. Способы и средства механизации проходческих и очистных работ не отличались от принятых в блоке «Север-7».

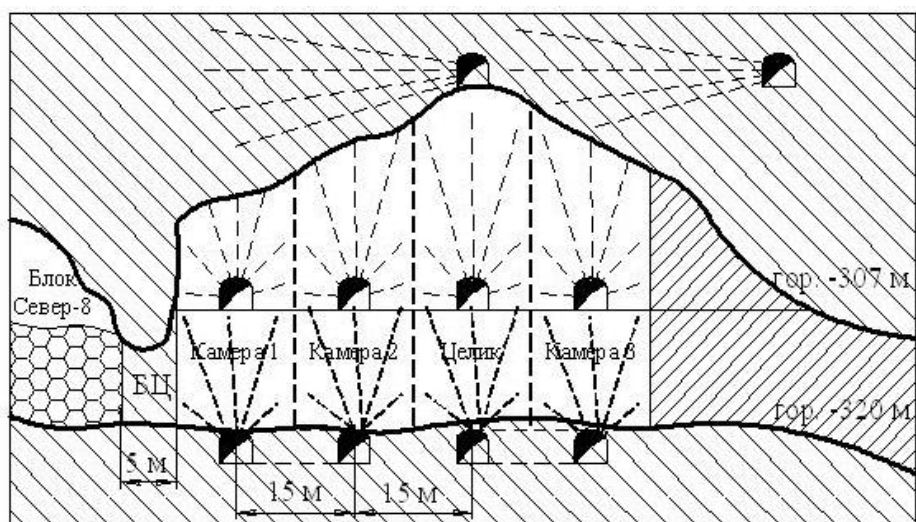


Рис. 3.3.17. Типичный разрез по блоку «Север-9»

Достигнутые основные технико-экономические показатели при испытаниях системы разработки представлены в табл. 3.3.8.

Таблица 3.3.8

Основные ТЭП сплошной камерной системы разработки с обрушением кровли

Показатели	Блок	
	«Север-7»	«Север-9»
Балансовые запасы, тыс. т	485,7	184,9
В том числе в камерах	273,5	129,9
Удельный объем проходческих работ:		
м/1 000 т	6,9	6,2
м ³ /1 000 т	68,1	61,2
В том числе в нарезных, м ³ /1 000 т	35,9	24,8
Потери руды, %	8,7	7,7
В том числе при отработке целиков	15,5	9,3
Разубоживание руды, %	11,0	18,7
В том числе при отработке целиков	21,3	25,2
Содержание металлов в товарной руде, %:		
свинец	2,5	1,66
цинк	3,58	2,42
Трудоемкость добычи по системе разработки, чел.-смен/1 000 т	30,6	32,3
Себестоимость добычи руды, %	100,0	105,6

В процессе промышленных испытаний системы разработки проводились систематические наблюдения за геомеханической обстанов-

кой в районе блоков и состоянием подработанной породной кровли. В блоке «Север-7» было отмечено шесть случаев аномального повышения уровня акустической эмиссии. На горизонте –325 м зафиксированы два толчка в форме резкого удара, схожего со взрывом шпурового заряда. Толчки произошли после взрывания скважин (масса заряда ВВ составляла 700 кг) с интервалом 3,5 и 4,2 ч. Отмечались сотрясение массива, осыпание пыли с бортов и кровли выработок. Два толчка произошли и в блоке «Север-9», где накануне была проведена отбойка с массой заряда ВВ 1 000 кг.

Все четыре случая зарегистрированных толчков пространственно привязаны к крутопадающим геологическим нарушениям субмеридионального простирания и наблюдались, как правило, в первые смены и сутки после производства взрывных работ. В целом можно отметить, что промышленные испытания технологии прошли без осложнений. В наиболее ответственных конструктивных элементах системы разработки – выработках выпуска – со временем наблюдались ликвидируемые заколообразования, не представляющие собой опасности для работающих людей и техники. В настоящее время Николаевское месторождение обрабатывается этой геотехнологией.

Вместе с тем промышленные испытания показали следующее. На стадии очистных работ признаков разрушения временного рудного целика при выемке камерных запасов не наблюдалось. Обрушение пород кровли является трудноуправляемым процессом. Из-за высоких тектонических напряжений в массиве породы кровли способны зависать с пролетом до 100 м и более. Так, в блоке «Север-9», после завершения его отработки, подработанный массив вместе с породной кровлей ранее погашенного блока «Север-8» в течение 10–12 мес. наблюдений находился в устойчивом состоянии.

3.3.6. Оценка систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород

Из рассмотренных вариантов этого класса систем разработки наибольшее распространение при выемке мощных и весьма мощных залежей получило подэтажное обрушение. На базе самоходной горной техники эта геотехнология характеризуется высокой интенсивностью выемки и производительностью труда забойных рабочих, низкими издержками производства. В отличие от этажной, подэтажная разработка позволяет на достаточном уровне управлять горным давлением, надежно оконтуривать рудные тела сложной формы, оставлять в недрах часть породных включений.

Простота конструкции системы подэтажного обрушения, многозабойность ведения очистных работ определяют возможности стабилизации качества добытых руд, высокоэффективного использования самоходного горного оборудования и высокую его потенциальную способность к автоматизации основных процессов горных работ.

Среди недостатков систем с обрушением отмечается повышенный уровень потерь и разубоживания руды, необходимость индивидуального проветривания тупиковых буродоставочных выработок. Эти недостатки заметно нейтрализуются сбойкой подэтажных выработок заездами с организацией площадно-торцового выпуска.

При отработке пологих и наклонных весьма мощных залежей подобное решение способствует повышению качества и полноты извлечения запасов из недр, но не является достаточным, поскольку в основании рудного тела теряется большое количество отбитой руды в гребнях. Как альтернативный способ выемки в таких условиях должны рассматриваться камерные системы разработки с обрушением кровли, описанные выше.

Особыми условиями добычи руд являются маломощные рудные тела. Подэтажная выемка по простиранию хорошо зарекомендовала себя при отработке крутопадающих залежей мощностью до 4–5 м. В геотехнологию хорошо вписывается использование самоходных горных машин с достижением высоких технико-экономических показателей. В противоположность этому выемка по падению уступает по интенсивности очистных работ и показателям производительности труда. Ее эффективное применение ограничивается весьма тонкими жилами с крайне невыдержанным распределением полезных компонентов и большим объемом породных включений. Такой тип промышленного орудинения характерен для месторождений золота, олова и др.

Предельная глубина применения систем с обрушением не установлена. По мнению ряда специалистов, она ограничивается глубинами 1 000–1 200 м. Вместе с тем в мировой практике известно более 15 рудников, ведущих очистные работы системой подэтажного обрушения на глубинах более 1 200 м.

3.4. Комбинированные системы разработки

Для поддержания налегающего массива в устойчивом состоянии при выемке мощных и весьма мощных пологопадающих залежей определенные перспективы имеет вариант комбинации систем разработки с закладкой и обрушением (рис. 3.4.1).

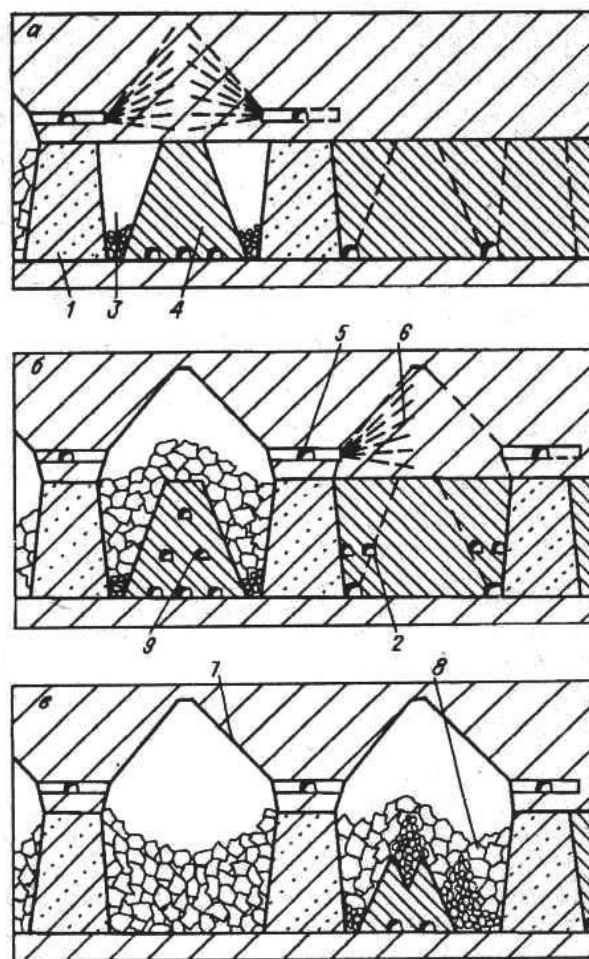


Рис. 3.4.1. Схемы комбинированной технологии выемки с закладкой и обрушением: *a* – выемка первичных камер; *б* – выемка вторичных камер и формирование устойчивого свода; *в* – выемка рудного целика подэтажным обрушением; 1 – искусственный целик; 2 – буровые выработки вторичных камер; 3 – вторичные камеры; 4 – временный рудный целик; 5 – выработки вентиляционно-закладочного горизонта; 6 – скважины; 7 – оформленный свод устойчивого равновесия; 8 – обрушенная порода; 9 – буродоставочные выработки временного рудного целика

Его применение целесообразно рассматривать при добыче полезного ископаемого средней и малой ценности, когда полная заклад-

ка выработанного пространства твердеющими смесями не обеспечивает рентабельности.

Руды средней устойчивости и неустойчивые, налегающие породы – от устойчивых до средней устойчивости.

3.4.1. Комбинированные системы разработки с закладкой и обрушением

Технологическая схема ведения очистных работ включает выемку чередующимися полосами запасов системами с твердеющей закладкой с образованием искусственных целиков и последующую отработку их системами с обрушением.

Основные конструктивные элементы геотехнологии – искусственные и временные рудные целики, а также опережение фронта выемки с твердеющей закладкой относительно фронта погашения рудных целиков с обрушением.

Поддержание пород кровли осуществляется искусственными целиками. Их размеры и компрессионные свойства закладки должны ограничивать скорость и общую величину оседания 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.

Комбинированная выемка рудных залежей не применялась ранее в практике рудников. Как один из возможных вариантов она рекомендовалась в регламенте отработки вкрапленных руд Талнахско-Октябрьского месторождения.

В частности, предложено было провести промышленные испытания этой технологии для отработки участка вкрапленных руд (панели 6 и 7) на руднике «Октябрьский». Часть запасов участка мощностью до 40 м и общей длиной около 250 м извлекается тремя полосами сплошной камерной выемкой с твердеющей закладкой, образуя искусственные массивы шириной 60 м каждый. Временные рудные целики между ними шириной 48–60 м погашаются системой подэтажного обрушения (рис. 3.4.2).

Подготовительные работы включают проходку панельного транспортного штрека 1 на границе обрабатываемого участка, слоевых ортов 2, разделяющих запасы участка для выемки с закладкой и с обрушением. Основной транспортный горизонт рудника 3, по которому поступает свежий воздух на участок, сбивается восстающими выработками 4 с вентиляционно-закладочным горизонтом 5. Для пе-

репуска добытой руды с основного транспортного горизонта 3 используются рудоспуски 6.

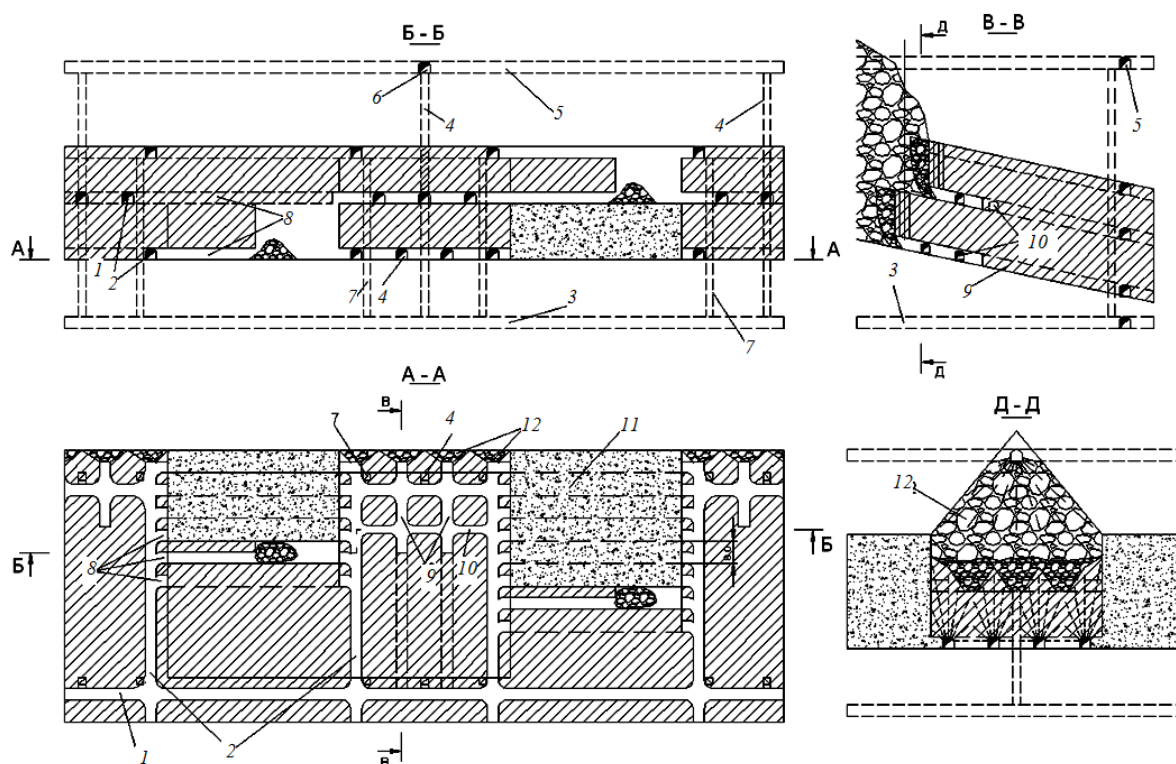


Рис. 3.4.2. Технологическая схема комбинированной системы разработки с закладкой и обрушением: 1 – транспортный штрек; 2 – слоевой орт; 3 – транспортный горизонт; 4 – вентиляционные восстающие выработки; 5 – вентиляционно-закладочный горизонт; 6 – закладочный уклон; 7 – рудоспуски; 8 – разрезной штрек; 9 – буродоставочный орт; 10 – вентиляционные сбойки; 11 – закладочный массив; 12 – обрушенные породы кровли

В число нарезных выработок входят при выемке камерами разрезные штреки 8 и отрезные восстающие. Для отработки временного рудного целика предназначены буродоставочные орты 9 и вентиляционные сбойки 10.

Очистные работы в камерах длиной 60 м и шириной 8 м планировалось вести двумя подэтажами высотой 20 м с опережением нижнего относительно верхнего. После ухода фронта камерной выемки и формирования закладочного массива 11 на длину 25–30 м начинается отработка рудного целика.

Отбойка и выпуск руды первого подэтажа рудного целика ведутся из буродоставочных ортов слоями толщиной 2,5–3,0 м. Забою придается форма воронки. Оставленные между ортами целики поддерживают налегающие породы. После ухода забоя первого подэтажа

на 10–15 м (этот размер уточняется наблюдениями) на аналогичный шаг производится обрушение кровли в форме устойчивого свода. Высота и объем обрушенных пород *12* определяются из условия заполнения ими выработанного пространства на всю его мощность.

Второй подэтаж в форме ромба обрабатывается полностью под обрушенными породами. Отбойка и выпуск руды также осуществляются слоями толщиной 2,5–3,0 м.

В табл. 3.4.1 приведены сравнительные расчетные показатели комбинированной системы разработки для условий Октябрьского месторождения при мощности рудного тела 40 м.

Таблица 3.4.1

**Сравнительные ТЭП систем разработки
на Октябрьском месторождении**

Показатели	Система разработки		
	сплошная камерная с закладкой	сплошная слоевая с нисходящим порядком выемки	комбинированная
Удельный расход подготовительно-нарезных выработок:			
м/1 000 т	6,1	2,6	3,7
м ³ /1 000 т	96,7	44,0	58,2
Потери руды, %	6,3	2,7	7,8
Разубоживание, %	8,4	5,4	14,0
Производительность рабочего по системе, т/чел.-смену	44,6	39,1	60,4
Себестоимость на 1 т балансовых запасов, %	100,0	119,0	67,0

Сравнительные варианты геотехнологий исполняются с применением самоходного оборудования.

Как видно из табл. 3.4.1, комбинированная выемка с закладкой и обрушением значительно уступает сплошной камерной и слоевой выемке по показателям извлечения, но превосходит эти варианты по себестоимости добычи и производительности труда горнорабочих. Ее конкурентные преимущества определяют область применения при добыче руд невысокой ценности.

3.4.2. Системы разработки с открытым выработанным пространством

Среди данного класса систем разработки (по классификации М.И. Агошкова) наиболее известны камерно-столбовая и сплошная выемка. Поддержание очистного пространства в устойчивом состоянии осуществляется регулярными и нерегулярными целиками в сочетании чаще всего с анкерным креплением кровли.

Камерно-столбовую систему применяют при отработке пологих и наклонных залежей мощностью от 2 до 25–30 м, сплошную – при мощности рудных тел до 4–6 м. Руды и вмещающие породы устойчивые, реже средней устойчивости. Ценность руды средняя и ниже.

Глубина применения ограничена и определяется геомеханическими условиями месторождения. По оценке специалистов [34], при глубине очистных работ 1 000 м около половины запасов руды вынужденно должно оставаться в регулярных целиках.

Наиболее представительным примером практики применения камерно-столбовой системы разработки являются пологопадающие залежи Жезказганского месторождения медистых песчаников (рис. 3.4.3). В толще многоярусного оруденения общей мощностью около 600 м выделяются 10 рудных горизонтов, 27 слоев и более 360 кулисообразно расположенных рудных тел.

В плане рудные тела имеют плитообразную форму длиной по простиранию от 100–150 до 800–1 200 м. По мощности запасы залежей распределяются: до 4 м – 33 %, 4–12 м – около 47 %, 12–20 м – 12 %, свыше 20 м – 8 %. Угол падения не превышает 10°. Руды и вмещающие породы устойчивые и средней устойчивости.

В зависимости от мощности залежи система выполняется: при мощности 6 м – со сплошной выемкой; при 6–12 м – с потолкоуступной выемкой; при 12–20 м – с почвоуступной выемкой; при 15–30 м – с верхней и нижней подсечкой и оставлением целика между ними.

Подготовка залежи к выемке заключается в проведении главного транспортного 1 и вентиляционного 2 штреков, из которых нарезаются панельные штреки 3 с заездами 4. После проходки разрезного штрека 5 приступают к очистной выемке. Выемочная панель размерами 150×400 м разделяется на условные камеры прямоугольной формы. Между камерами для поддержания кровли выставляются опорные целики обычно круглого сечения. На флангах формируются панельные целики.

Параметры целиков и расстояния между ними выбирают по условию прочности и устойчивости пролета кровли. Эти размеры рас-

считываются и корректируются в соответствии с накопленными результатами наблюдений. Диаметр внутренних целиков при мощности залежи 4–12 м составляет 4–6 м, при большей – до 12 м. Расстояние между ними – 20 м. Ширина панельных целиков с ростом глубины горных работ возрастает на верхних горизонтах с 10–15 до 20–30 м на глубинах 500–600 м от поверхности.

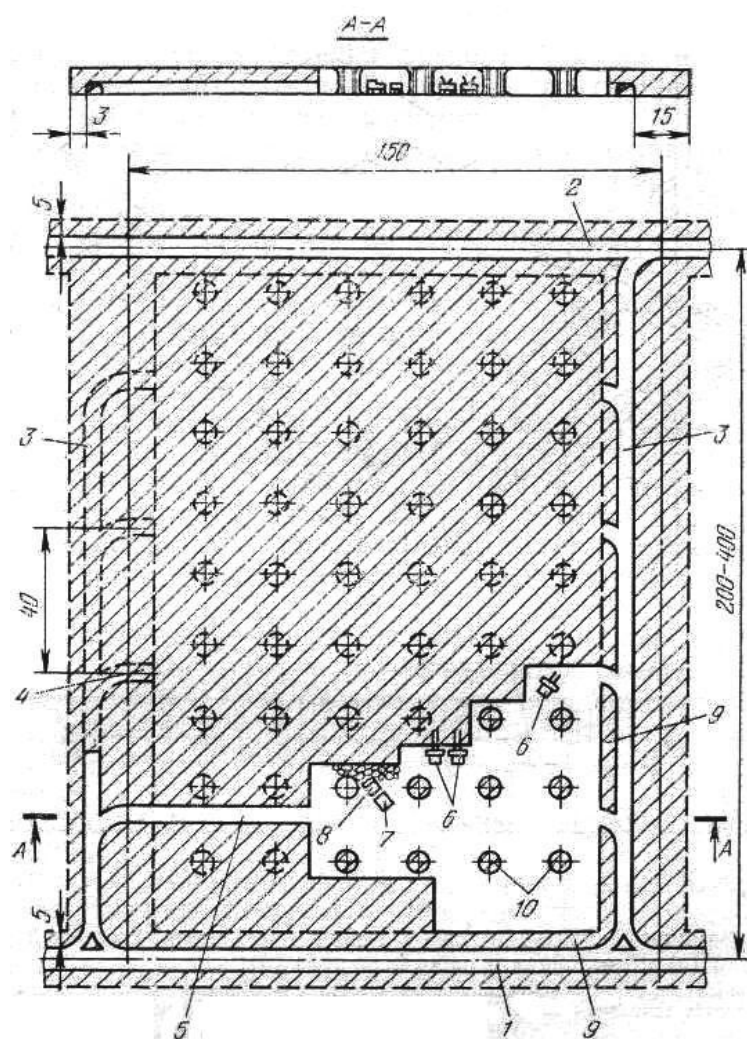


Рис. 3.4.3. Камерно-столбовая система разработки: 1 – главный транспортный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – панельный штрек; 4 – заезды; 5 – разрезной штрек; 6 – бурильные установки; 7 – самоходные вагоны; 8 – погрузочные машины; 9 – ленточные целики; 10 – цилиндрические целики

Очистная выемка начинается с образования отрезной щели отбойкой руды в кровле и по бокам разрезного штрека. Отбойку руды ведут шпурами глубиной 3,0–4,5 м, бурение шпуров – самоходными буровыми установками типа «Параматик», УБШ-532 и др. Производительность отбойки составляет 400 т/смену и более.

Погрузка и доставка руды ведутся ПДМ типа Toro-400D, используются также ПДМ в сочетании с транспортировкой автосамосвалами марки МоАЗ.

После выпуска руды обязательными процессами являются осмотр и оборка кровли, усиленное крепление ее анкерами смолоинъекционной или железобетонной конструкции. Эти работы также выполняются на базе самоходных машин.

Параметры применяемого оборудования определяют максимальную высоту слоя очистной выемки. Обычно при мощности залежи более 8 м отработка панели осуществляется двумя слоями с верхним опережением, при мощности более 16 м – тремя слоями. При большой мощности в центральной части панели формируют целик-мост, поддерживаемый сверху и снизу соосно расположенными целиками.

Камерно-столбовая система разработки с использованием самоходного оборудования относится к числу наиболее производительных геотехнологий. Простота ее конструкции позволяет в перспективе основные процессы производства выполнять роботизированными машинами. Вместе с тем ей присущ существенный недостаток: объем оставляемых в недрах целиков от запасов руды в панели достигает 40 % и более. Со временем целики разрушаются, и погашение их с извлечением полезных ископаемых затрудняется и не всегда возможно из-за обрушений пород кровли в больших объемах.

Ниже приводятся основные технико-экономические показатели на Жезказганских рудниках:

- объем подготовительно-нарезных работ – 2–3 м/1 000 т;
- производительность труда – 50–60 т/чел.-смену;
- производительность очистного забоя – 30–60 тыс. т/мес.;
- разубоживание руды – 7–10 %;
- потери руды – 18–20 %.

Для расширения области применения с ростом глубины разработки камерно-столбовая выемка на ряде рудников выполняется в сочетании с последующей закладкой выработанного пространства или обрушением налегающих пород. Так, при отработке медьсодержащих пологих залежей мощностью до 6 м в Легницко-Глогувском бассейне (Республика Польша) применяют вариант системы с поддержанием очистного пространства целиками с последующей закладкой.

Параметры целиков выбираются из расчета кратковременного их стояния на период до производства закладочных работ. С возведением закладочного массива целики существенно упрочняются, повышается их способность воспринимать большие нагрузки. Подобное ведение до-

бычных работ позволяет сохранить основные преимущества камерно-столбовой системы при сокращении потерь руды в целиках.

Системы разработки с открытым выработанным пространством, обладая целым рядом достоинств (высокая производительность, возможность использовать мощную самоходную технику с перспективой автоматизации основных процессов), ограничены глубиной горных работ, устойчивостью руд и вмещающих пород, а также небольшой ценностью полезного ископаемого из-за повышенного уровня его потерь.

3.4.3. Системы разработки с магазинированием руды

Система с магазинированием руды занимает ведущее место при отработке маломощных жильных месторождений крутого падения. Мощность рудных тел – от весьма тонких до средней мощности. Устойчивость руд и вмещающих пород, желательна, высокая; хотя имеются в практике примеры средней и даже ниже средней устойчивости. Ценность полезного ископаемого – от ценного до малоценного.

Особенность этой геотехнологии состоит в заполнении выработанного пространства отбитой рудой (временным аккумулярованием). Часть ее извлекают в результате разрыхления (до 30 %) перед отбойкой нового слоя, создавая между поверхностью магазина и нетронутым рудным массивом свободное пространство высотой около 2 м.

Отработка рудных тел ведется блоками в восходящем порядке. Высота блока, равная высоте этажа, принимается с учетом изменчивости мощности жилы и может составлять 40–60 м. Длина его обычно составляет 50–60 м, при высокой устойчивости вмещающих пород – до 100–120 м.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке транспортного штрека, восстающих на флангах блока и нарезки горизонта выпуска руды. Транспортный штрек и восстающие, как правило, проводятся по рудному телу (рис. 3.4.4).

Основание блока подготавливается по целиковой (см. рис. 3.4.4) или бесцеликовой (рис. 3.4.5) схемам.

При большой мощности залежи (4–5 м) и машинной выгрузке руды из магазина транспортный штрек проходится в лежащем боку залежи.

В первом случае в транспортном штреке шпурами отбивают слой руды высотой до 2,0–2,5 м, устанавливают неполные дверные оклады с зазорами 1,5–2,0 м. В зазорах монтируют металлические полки-люки, служащие для выпуска и погрузки руды в вагоны. На не-

которых рудниках в качестве люковых устройств используются малогабаритные легкие в сборке виброленты-питатели.

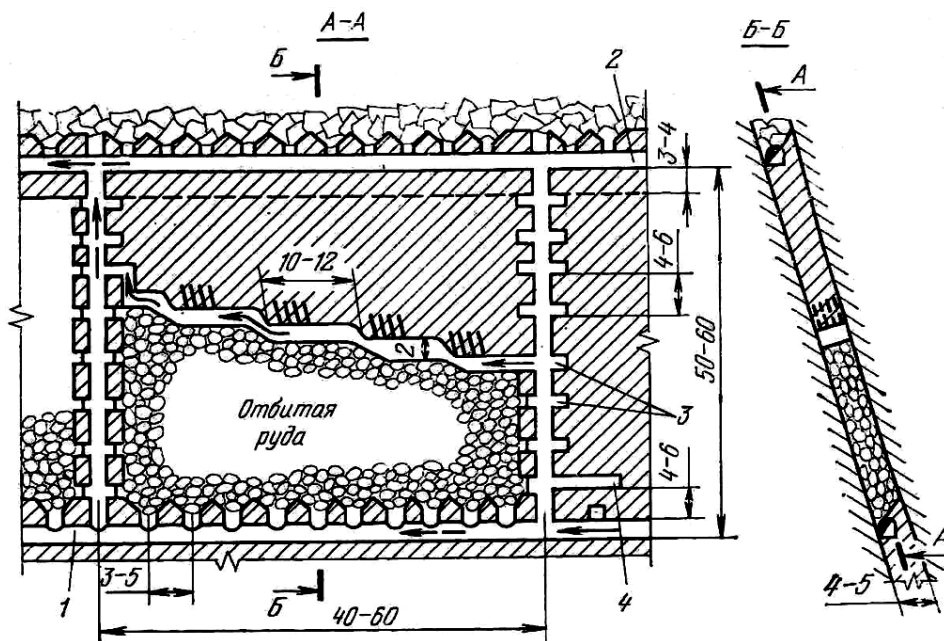


Рис. 3.4.4. Система разработки с magazинированием руды: 1 – транспортный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – заходки на слой; 4 – штрек подсечки

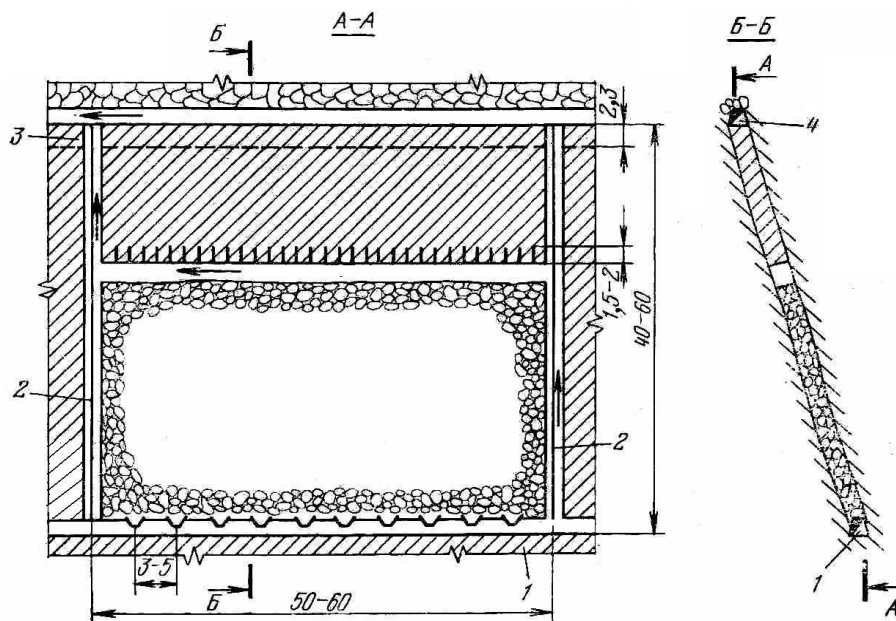


Рис. 3.4.5. Система разработки с magazинированием и сплошной выемкой: 1 – транспортный штрек; 2 – вентиляционно-ходовой восстающий; 3 – потолочина; 4 – вентиляционный штрек

Во втором случае в днище блока шпуровой отбойкой формируются воронки и дучки с оставлением целиков треугольной формы че-

рез 3–5 м. Между целиками, как и в предыдущем варианте, монтируются люковые устройства.

В схеме с машинным выпуском руды из полевого транспортного штрека в зависимости от устойчивости пород лежащего бока через 3–6 м проходятся заезды.

Сравнивая три вышеперечисленных варианта подготовки горизонта выпуска руды, отметим, что первый из них отличается минимальными потерями отбитой руды и затратами на выравнивание поверхности магазина после ее частичного выпуска.

Очистные работы в блоке ведутся циклично. Цикл начинают с оборки забоя от заколов, разравнивания поверхности магазина. Далее производят бурение шпуров, их зарядание и взрывание, выпуск излишков отбитой руды и после проветривания забоя цикл повторяют. При недостаточно устойчивых вмещающих породах на ряде рудников в состав работ входит также установка стоечной распорной или анкерной крепи. По завершении отбойки в проектных контурах блока осуществляют генеральный выпуск руды.

Для сохранения вентиляционного верхнего штрека, поддержания выработанного пространства в блоке оставляются потолочные и межблоковые целики у восстающих. На некоторых рудниках оставляются дополнительно внутриблочные целики. Высота потолочного целика определяется в зависимости от мощности и устойчивости рудного тела. В практике ее часто принимают равной 1,0–1,5 мощности залежи.

Межблоковые целики формируются по мере отбойки блока. Через 3–6 м по восстанию производится сбойка магазина с восстающим. Сбойки служат для прохода людей, доставки оборудования, материалов и вентиляции очистного забоя. Размеры межблоковых целиков в плане обычно составляют 3–6×2–3 м.

Эффективность системы разработки с магазинированием руды во многом определяется соотношением мощности рудного тела и ширины очистного пространства. От этого параметра зависит величина прихвата пустых пород, а также вероятные потери неотбитого полезного ископаемого в бортах камер.

Минимальная выемочная мощность при отработке весьма тонких жил принята 0,8 м, на практике она достигает 1,2–1,3 м. При отбойке таких рудных тел для нормирования разубоживания принимают прихват пород с висячей и лежачей стороны 0,2 м, фактически он составляет с учетом отслоения пород при выпуске 0,4–0,5 м.

Вместе с тем, имея не всегда удовлетворительные показатели извлечения запасов из недр, система с магазинированием демонстри-

рует неплохую производительность забоя и забойных рабочих (табл. 3.4.2).

Таблица 3.4.2

Усредненные показатели системы разработки с магазинированием руды (на примере рудников Приморского края)

Показатели	Мощность рудного тела, м	
	0,5–1,5	1,5–2,5
Производительность:		
блока, т/мес.	500–1 500	1 000–2 000
блока на генеральном выпуске, т/смену	2 000	3 000
забойного рабочего, м ³ /чел.-смену	3–6	5–8
Потери руды, %	12–14	10–12
Разубоживание, %	25–45	15–25

К числу недостатков системы необходимо отнести потери руды. В процессе отбойки на лежащем боку залежи образуются неровности, где скапливается рудная мелочь. Большинство руд жильных месторождений склонны к сегрегации. В результате в рудной мелочи содержание полезных компонентов может превышать в 1,5–2,0 раза содержания их в рудном теле. Для борьбы с этим явлением на рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, используется гидросмыв остатков руды после генерального выпуска.

Рассмотрим технологию очистной выемки при освоении сложноструктурного золоторудного месторождения.

Синюхинское золоторудное месторождение расположено в северо-восточной части Горного Алтая в Чойском районе Республики Алтай РФ.

Единственное промышленное предприятие района – ОАО «Рудник "Веселый"» с его базовым пос. Сейка. Рудник объединяет ряд добычных и разведочных объектов (шахты, штольни), золотоизвлекательную фабрику (ЗИФ), лабораторную, механическую, энергетическую и транспортную службы.

Длина рудных тел по простиранию составляет 200–250 м, по падению – до 200 м, мощность рудных тел – от 3 до 8 м. Реже встречаются рудные тела мощностью до 25 м.

По сложности геологического строения Синюхинское месторождение относится к 4-й группе, характеризующейся резкой изменчивостью мощности, внутреннего строения рудных тел и крайне неравномерным распределением полезного ископаемого.

Освоение коренных руд месторождения началось в 1953 г. В 1970-х гг. для получения физико-механических характеристик, необходимых для расчета технологических процессов, Красноярским институтом цветных металлов были выполнены специальные исследования. Для месторождения характерны следующие показатели: средняя плотность руды – $3,0 \text{ т/м}^3$; вмещающих пород – $2,9 \text{ т/м}^3$; средний коэффициент разрыхления – 1,7. Влажность пород изменяется от 0,2 до 1,5 %, достигая в зонах развития коры выветривания 10–20 %. Категория крепости пород по шкале проф. Протодьяконова составляет 18–19.

Руды и породы устойчивые и весьма устойчивые. Горизонтальные выработки крепления не требуют, наклонные восстающие следует крепить вразбежку. В районе тектонических нарушений необходимо сплошное крепление горных выработок с затяжкой кровли и бортов.

За время эксплуатации рудника подземная добыча осуществлялась тремя основными системами разработки. Пологие и наклонные рудные тела обрабатывались сплошной системой разработки, крутопадающие залежи – с использованием системы с магазинированием руды и шпуровой отбойкой и камерной системой со скважинной отбойкой в зависимости от мощности рудных тел. Камерные системы со скважинной отбойкой применялись при отработке отдельных рудных тел достаточно большой мощности и выдержанности оруденения.

Особенностью конструктивного исполнения систем разработки основной доли запасов является непостоянство таких параметров, как длина и высота блока, удельный вес подготовительных и нарезных выработок (рис. 3.4.6). Это связано со сложным строением рудных тел. Нередко в процессе подготовки и нарезки выемочных единиц по результатам эксплоразведки приходится корректировать проект отработки блока.

Сложное строение залежей обуславливает создание непростой системы выработок и выработанного пространства (рис. 3.4.7).

На добыче используется переносное оборудование: перфораторы ПП-63 и ПТ-48, скреперные лебедки ЛС-17, ЛС-30 и ЛС-55. Взрывание осуществляется с применением аммонита № 6ЖВ.

В настоящее время добыча ведется двумя системами разработки: сплошной и с магазинированием со шпуровой отбойкой.

Как известно, применение инновационных технологий в системах разработки направлено или на снижение себестоимости добычи, или на повышение полноты извлечения. Сокращение затрат на добычу обеспечивают высокопроизводительные системы разработки, ос-

нованные или на камерной выемке, или на слоевой с использованием самоходной техники.

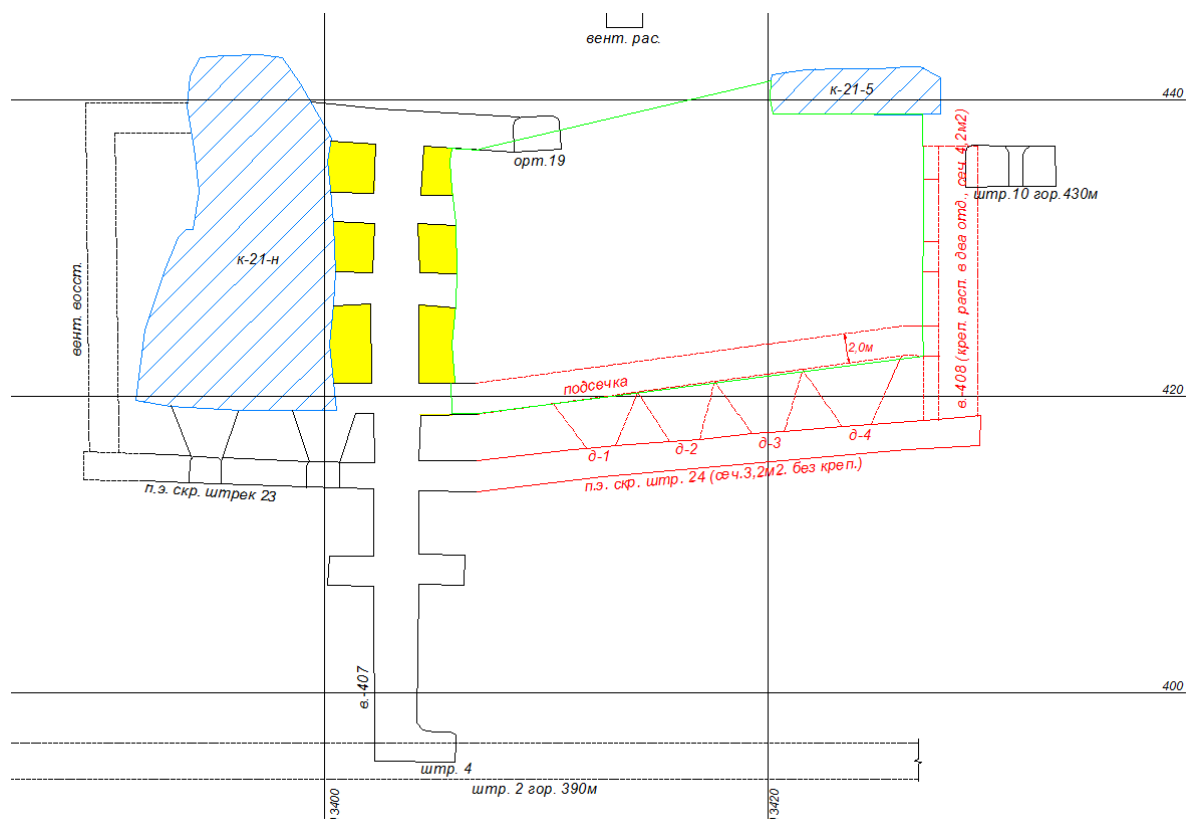


Рис. 3.4.6. Конструктивное исполнение системы разработки с магазинированием руды

Применять камерные системы разработки на месторождении в настоящее время, при сложной морфологии и невысоком содержании полезного компонента, экономически невыгодно в связи с неизбежным большим разубоживанием. Использование самоходной техники по этим же причинам не может дать эффекта, т.к. незначительное повышение производительности не окупит затрат на практически полную реконструкцию рудника под применение самоходного оборудования. В отечественной и мировой практике известны примеры, когда при относительно небольшом содержании эффективность работы рудников обеспечивается высокой годовой производительностью. Но данное решение пока невозможно реализовать в условиях Синюхинского месторождения в связи с ограниченностью детально разведанных и вскрытых запасов и, как следствие, отсутствием финансовых ресурсов на глобальную реконструкцию рудника.

Увеличение полноты извлечения с использованием систем разработки с закладкой в условиях рудника не эффективно, т.к. высокая

устойчивость руды и породы в совокупности с мелкошпуровой отбойкой обеспечивает максимально возможное извлечение применяемыми системами.

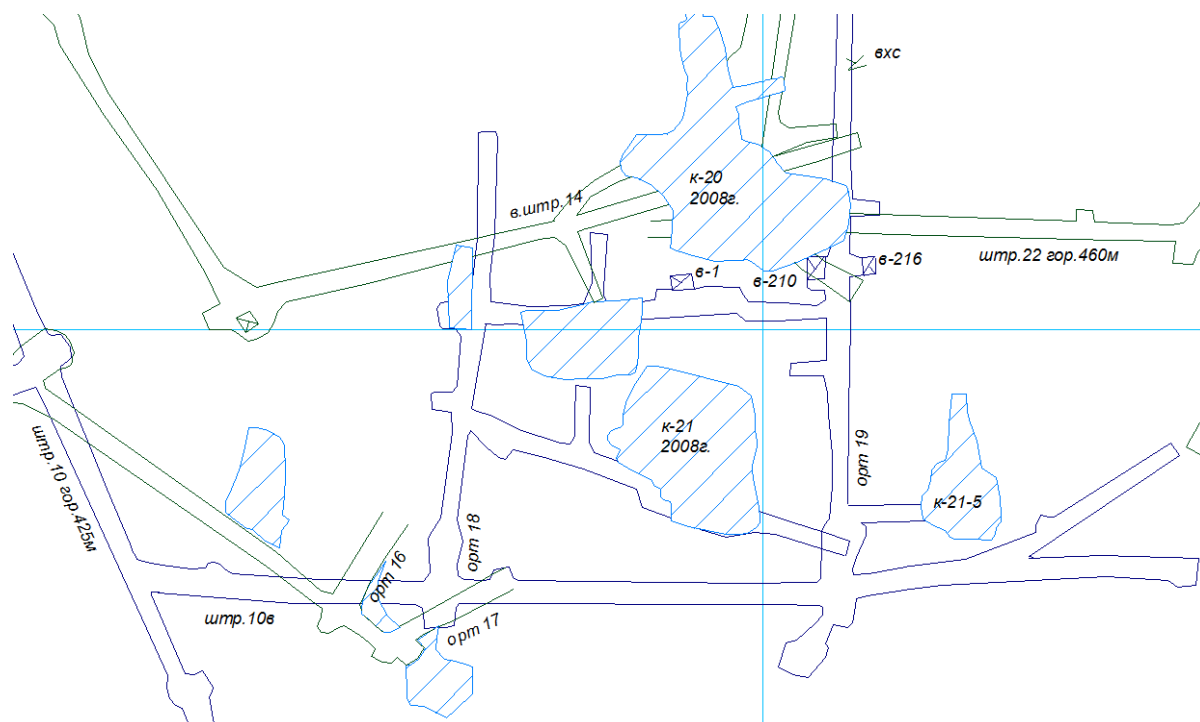


Рис. 3.4.7. Фрагмент совмещенного плана горизонтов

В условиях месторождения эффективным является применение селективной выемки с максимальным снижением затрат на перемещение пустых пород. На руднике данное направление реализуется, при подходящей структуре рудных тел, путем оставления внутриблоковых породных целиков или изолированным магазинированием пустой породы с последующим отдельным выпуском. Образующаяся при ведении горных работ пустая порода максимально используется для заполнения выработанного пространства.

Необходимо отметить проблемы, существующие на руднике и характерные для золоторудных месторождений подобного типа. Сложность строения месторождения требует больших объемов геологоразведки и значительного ее опережения по отношению к добычным работам. К сожалению, в 1990-е гг. этот принцип был нарушен и к сегодняшнему времени рудник имеет большие проблемы с обеспечением нормативов подготовленных и готовых к выемке запасов. Отсутствие должного резерва заставляет основное внимание и средства направлять на выполнение плана по добыче, ограничивая возможности по апробированию новых технических решений.

Дальнейшие перспективы существования и развития предприятия связаны с наращиванием темпов разведочных работ, с увеличением производительности и полноты извлечения при обогащении, до-разведкой и вскрытием новых запасов.

Как показывает отечественный и мировой опыт, на месторождениях, разрабатываемых в течение нескольких десятилетий, одним из перспективных видов запасов являются различного рода целики на ранее отработанных горизонтах.

Согласно пересчету запасов, проведенному на руднике в 2012–2014 гг., в настоящее время, после более 50-летнего периода подземной разработки, на уже выведенных из эксплуатации горизонтах сосредоточено до 8,8 % руды и до 15,0 % металла от общих разведанных запасов. Данный факт подтверждает перспективность возврата на отработанные горизонты, т.е. повторную разработку, на золоторудных месторождениях, осваиваемых системами с открытым выработанным пространством, т.к. содержание полезного компонента в различного рода целиках часто превышает кондиционное в настоящее время содержание.

Опыт разработки Синюхинского золоторудного месторождения показывает следующее:

- при ограниченных возможностях внедрения инновационных технологий в первую очередь необходимо изыскивать резервы в апробированных на предприятии технологиях;
- требуется уделять особое внимание геологоразведочным работам на месторождениях со сложным строением;
- на месторождениях подобного типа перспективным направлением является повторная разработка.

Контрольные вопросы и задания

1. Опишите классификационные признаки, разделяющие системы разработки.

2. В чем заключается основное отличие между классификациями систем разработки по М.И. Агошкову и В.Р. Именитову?

3. Какие классы систем разработки рудных месторождений выделены В.Р. Именитовым?

4. По каким признакам характеризуются системы разработки при отработке удароопасных месторождений?

5. Опишите новую классификацию систем разработки рудных месторождений, склонных и опасных по горным ударам.

6. Перечислите основные системы разработки с закладкой выработанного пространства.

7. Опишите сплошную слоевую выемку снизу вверх и принципы отработки залежи этой геотехнологией.

8. Расскажите о процессах очистных работ, их особенностях при сплошной слоевой выемке сверху вниз.

9. Назовите область применения системы разработки горизонтальными слоями с нисходящим порядком выемки.

10. Перечислите особенности камерно-слоевых систем разработки, их отличия от слоевой выемки.

11. Назовите особенности однослойной сплошной выемки с закладкой на глубоких рудниках Индии и ЮАР.

12. Охарактеризуйте варианты сплошной камерной системы разработки с твердеющей закладкой.

13. Оцените камерную систему разработки с закладкой и камерно-целиковым порядком выемки.

14. Какие достоинства и недостатки присущи системам разработки с закладкой выработанного пространства?

15. Охарактеризуйте особенности, область применения и отличия систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород от геотехнологий с закладкой выработанного пространства.

16. Для каких целей создается предохранительная подушка при системах с обрушением?

17. В каких условиях применяется система разработки подэтажного обрушения?

18. Каковы преимущества площадно-торцового способа выпуска руды относительно торцовой схемы?

19. Сравните основные достоинства и недостатки систем разработки подэтажного и этажного обрушения руды и вмещающих пород.

20. Назовите и кратко охарактеризуйте особенности и область применения систем разработки с самообрушением руды.

21. Перечислите преимущества и недостатки системы подэтажных штреков с выемкой по падению и простиранию.

22. Какие преимущества имеют сплошные камерные системы разработки с обрушением пород кровли?

23. Назовите область применения комбинированной системы разработки.

24. Какие основные параметры должны быть установлены при комбинированной выемке с закладкой и обрушением?

25. Дайте характеристику способов отработки запасов с формированием искусственных целиков.

26. Какие системы разработки применяются для выемки запасов временных рудных целиков?

27. Назовите основные достоинства и недостатки комбинированной системы разработки.

28. В чем заключаются особенности геотехнологий с открытым выработанным пространством? Каковы основные их отличия от других классов систем разработки?

29. Каковы преимущества и недостатки камерно-столбовой системы разработки?

30. В чем состоит отличие систем разработки с камерно-столбовой и сплошной выемкой?

31. Каким способом можно повысить несущую способность рудных целиков при камерно-столбовой выемке?

32. В каких горнотехнических условиях применяется система с магазинированием руды?

33. Какие способы подготовки горизонта выпуска руды возможны при системе с магазинированием руды?

4. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫЧИ РУД

Среди производственных процессов добычи руды выделяют подготовительные работы (проведение и крепление выработок), очистную выемку и вспомогательные процессы, куда входят транспортирование и управление качеством руды, доставка людей, материалов и оборудования, поддержание выработок в рабочем состоянии, проветривание, водоотлив и др.

Очистная выемка включает три основных процесса: отбойку руды – отделение ее от массива и дробление; выпуск и доставку руды от очистного забоя до пункта погрузки в транспортные средства; управление горным давлением – обеспечение безопасности работы людей и оборудования.

До 1950–1960-х гг. на рудниках использовалось переносное горное оборудование. Современные подземные рудники оснащены комплексами самоходных машин, способными выполнять все основные и вспомогательные операции, что коренным образом улучшает характер и условия труда горнорабочих.

По мере роста глубины разработок обостряется проблема управления горным давлением и обеспечение безопасности горных работ во все усложняющихся геомеханических и климатических условиях. Стратегической проблемой горных наук и практики становится автоматизация производства, освоение роботизированных систем добычи руды при ее отбойке, погрузочно-разгрузочных операциях и транспортировке горной массы. В этой области на рудниках Швеции, Финляндии, Канады, Австралии имеются успешные примеры автоматизации процессов бурения, выпуска и доставки руды, анкерного крепления выработок, которые осуществлены на базе мобильных самоходных машин [1].

4.1. Отбойка руды

Отбойка руды является одним из самых важных производственных процессов. От ее результатов зависит уровень качества и полноты извлечения запасов, производительность погрузочно-доставочной техники, интенсивность отработки блоков и производительность забойных рабочих. Применяют следующие способы отбойки руды (табл. 4.1.1).

Таблица 4.1.1

Способы отбойки руды [2]

Способы	Пояснения
1. Взрывная отбойка: шпуровая скважинная минная	Взрывание зарядов ВВ, помещенных в образованные в массиве полости Шпуры имеют глубину до 5 м с диаметром до 75 мм Скважины имеют глубину от 5 м Сосредоточенные заряды ВВ размещаются в специальных выработках
2. Механическая отбойка: отбойными молотками машинная	Механическим инструментом С помощью комбайнов, камнерезных машин
3. Самообрушение руды	Подсеченный массив разрушается под действием собственного веса и давления вышележащих пород
4. Другие способы отбойки: гидравлический электрофизические	Высоконапорной струей воды Электронагреванием массива

Поскольку руды в основном имеют среднюю и высокую крепость, наименее энергоемким является **взрывной способ** разрушения массива. Наиболее широкое распространение при отработке мощных и средней мощности залежей получила отбойка руды шпуровыми и скважинными зарядами ВВ. В последние годы с повышением производительности бурения шпуров самоходными буровыми установками область применения этого способа возрастает.

Минная отбойка руды камерными зарядами использовалась ранее до появления станков скважинного бурения и в настоящее время применяется крайне редко.

Механическая отбойка комбайнами используется при крепости полезного ископаемого по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова до 6–8.

В частности, этот способ широко распространен при отработке алмазосодержащих кимберлитов, калийной соли, марганцевых руд, огнеупорных глин.

Самообрушение руды при подсечке залежей происходит в легкообрушаемых массивах пород, способных под воздействием собственного веса и рудничного воздуха к разбуханию и дезинтеграции. Подобными рудами представлены крупные месторождения хромосодержащих залежей в Северном Казахстане.

Гидравлическую отбойку применяют при размыве россыпных месторождений золота, олова, вольфрама и т.д.

Электрофизические способы отбойки находятся в стадии экспериментов и в небольших объемах испытывались для проходки восстающих, разрушения маломощных рудных тел. Суть их состоит в нагревании горных пород инфракрасным облучением. Под влиянием температуры нагретая часть массива расширяется и приобретает способность к саморазрушению в виде отскока пластин породы.

4.1.1. Шпуровая отбойка

Шпуровая отбойка используется при проходке горизонтальных и вертикальных выработок, выемке жильных маломощных месторождений в ограниченном по размерам забойном пространстве, а также при слоевых и камерно-столбовых системах разработки.

Отбойка руды производится в нисходящем порядке сплошным или почвоуступным забоем (рис. 4.1.1, *а, б*), в восходящем порядке потолкоуступным или сплошным забоем (рис. 4.1.1, *в, г*), в горизонтальном направлении потолкоуступным забоем (рис. 4.1.1, *д*).

Полную отбойку в восходящем порядке применяют в устойчивых рудах, при неустойчивых – осуществляют нисходящую выемку под щитовым перекрытием или бетонной закладкой.

Шпуры могут буриться вертикальными (наклонными) или горизонтальными. В случае вертикального их расположения увеличивается фронт буровых работ, но возрастает вероятность образования заколов. Поэтому такие схемы применяются при достаточно устойчивом рудном массиве. В неустойчивых рудах предпочтение отдают отбойке горизонтальными шпурами.

Бурение шпуров в очистных забоях осуществляется ручными, телескопными перфораторами и самоходными бурильными установками. Бурение перфораторами используется при выемке маломощных залежей и характеризуется низкой производительностью

труда (20–45 шпуро-метров в смену), повышенной запыленностью рабочего места. Выход руды с 1 м шпура составляет 0,25–0,80 м³.

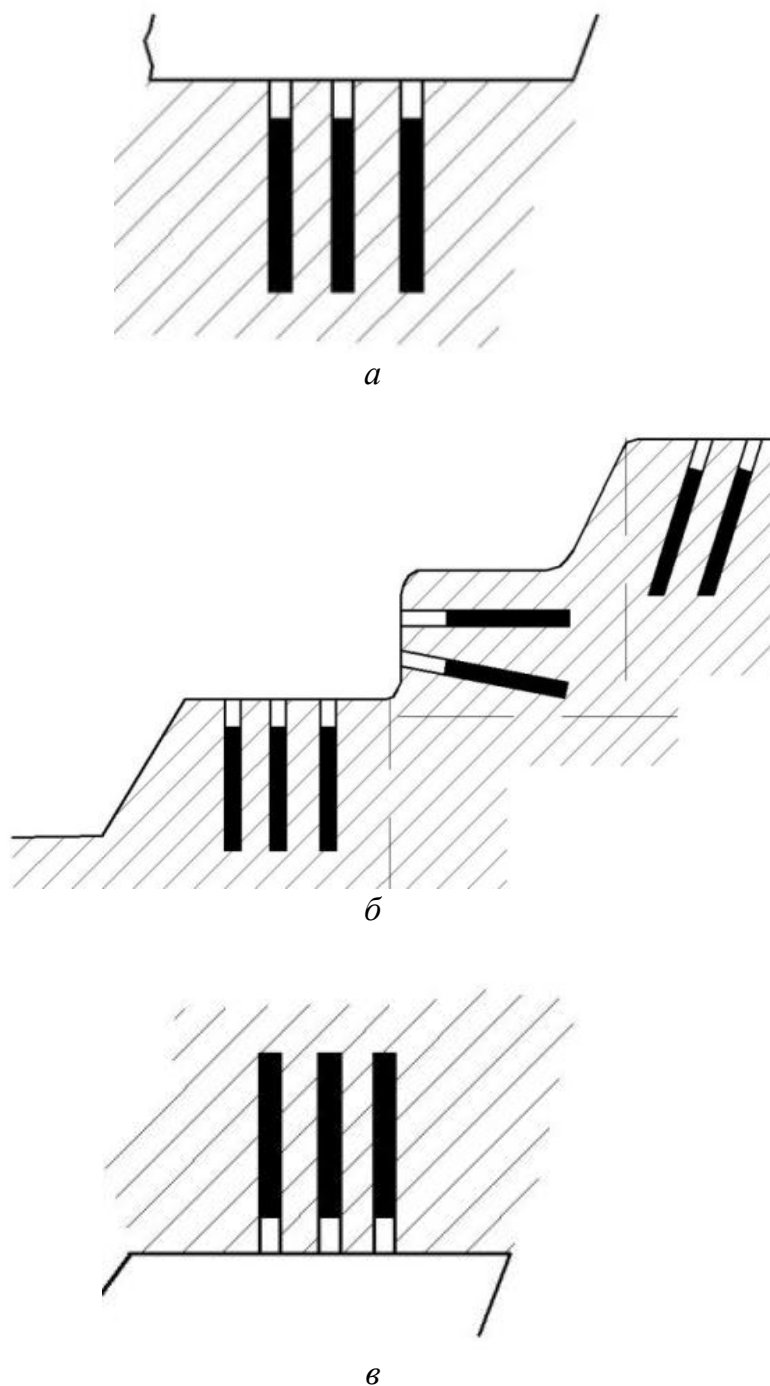


Рис. 4.1.1. Схемы отбойки руды шпурами: *а* – в нисходящем порядке сплошным забоем; *б* – то же почвоуступным; *в* – в восходящем порядке сплошным забоем; *г* – то же потолкоуступным; *д* – в горизонтальном направлении потолкоуступным забоем (начало, окончание см. на с. 146)

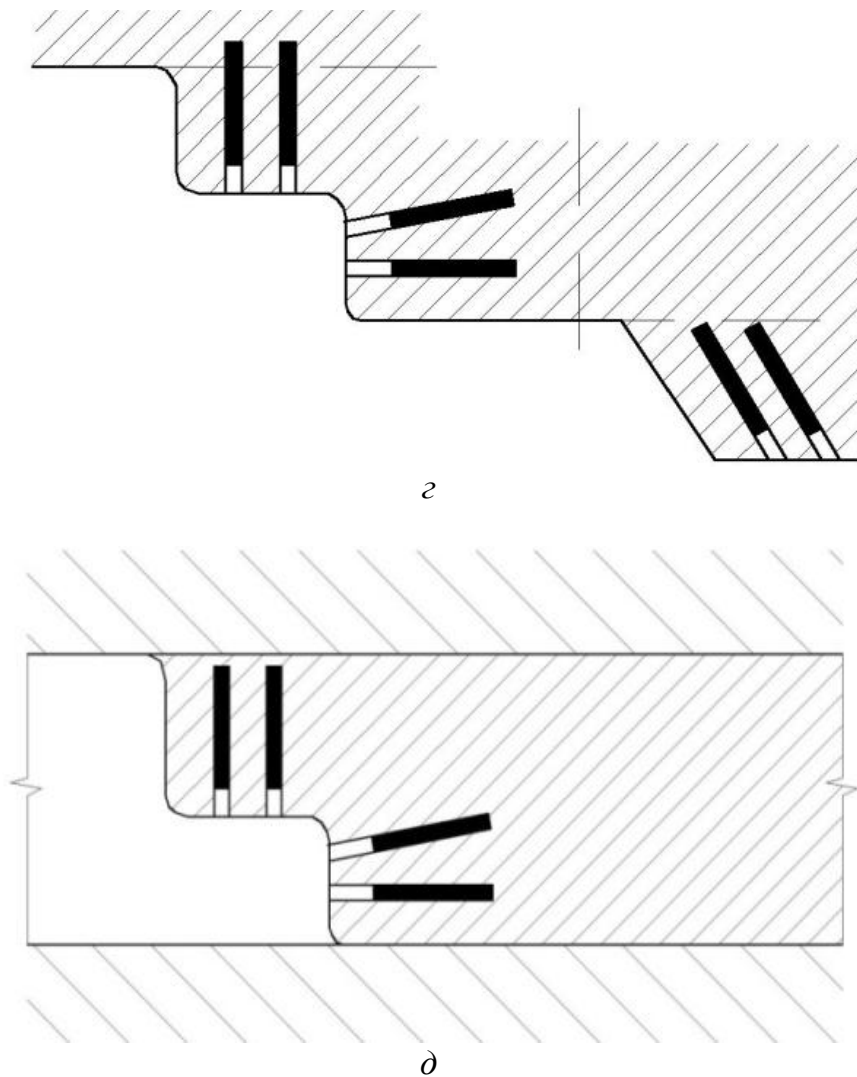


Рис. 4.1.1. Окончание

Современные самоходные буровые каретки, на которых монтируют 1–3 перфоратора, успешно применяются при слоевых системах разработки в восходящем и нисходящем порядке (рудники Норильского региона), при камерно-столбовой выемке (Жезказганское месторождение медистых песчаников). Лидерами в их производстве являются шведские компании Atlas Copco и Sandvinik [3].

Фирма Atlas Copco выпускает типоряд буровых кареток Ахега. Например, установка Т08-290 (рис. 4.1.2) является двухстреловой электрогидравлической буровой кареткой, использующейся для выемки камер и интенсивной проходки выработок сечением от 12 до 100 м².

Данная конструкция позволяет достигать высокой производительности бурения при экономном использовании буровой стали, высокой надежности механизмов и автоматическом контроле парал-

льности бурения шпуров. На подземных рудниках Норильского региона широкое распространение получили буровые установки фирмы Atlas Copco (табл. 4.1.2).

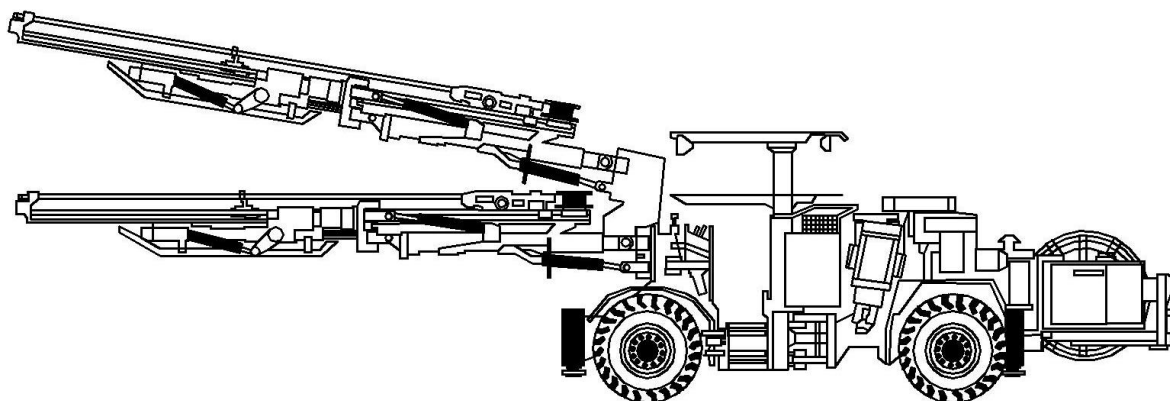


Рис. 4.1.2. Общий вид буровой каретки Axera T08-290

Таблица 4.1.2

Основные характеристики буровых установок компании Atlas Copco

Показатели	Boomer		Simba (верное бурение)	
	282	282S-1238	H252	H1352
Диаметр бурения, мм	41–48		51–76	51–89
Глубина бурения, м	2,8–4,5	2,8–3,7	30–35	
Минимальные размеры выработки, мм	3 200×3 500		3 900×3 900	
Зона бурения, мм	8 100×6 000		4 500×4 500	
Число бурильных машин	2		1	
Гидроперфоратор	COP 1238ME			COP 1838ME
Производительность:				
техническая, м/ч	75–90		35	
сменная, м/смену	350–400		150	
годовая, тыс. м ³ /год	42–50		120	
Установленная мощность, кВт	100		59	
Размеры буровой установки, мм:				
высота	3 000	3 050	2 930	
ширина	1 975	1 980	1 960	
длина	11 820	11 445	8 430	
Масса установки, кг	16 600	16 700	12 700	

Все современные буровые установки компаний Atlas Copco и Sandvink оснащены компьютерной системой управления и поставляются в конфигурации «Готовность к автоматизации» (рис. 4.1.3) [34].

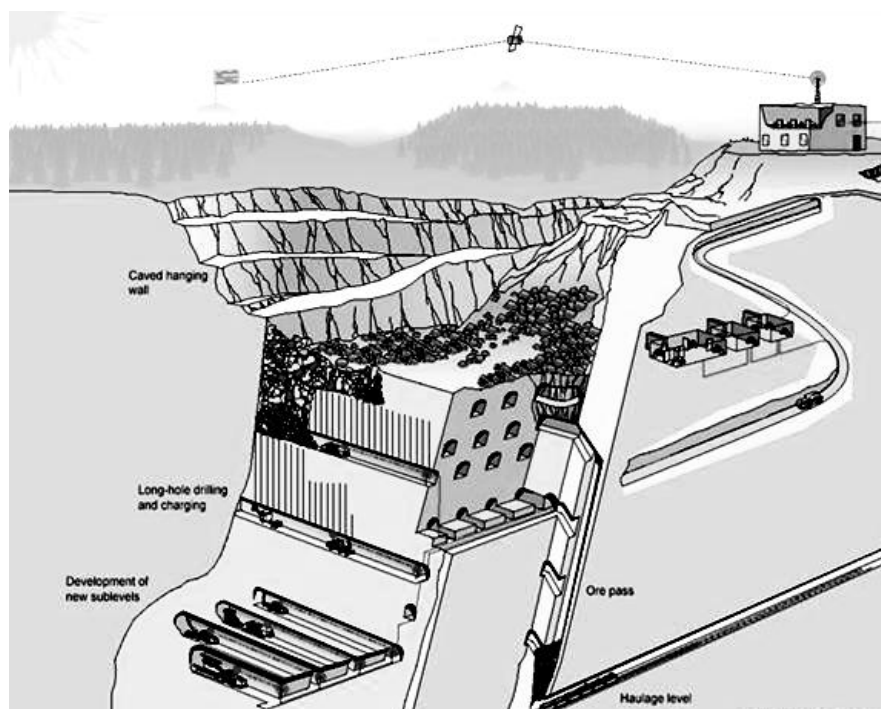


Рис. 4.1.3. Мониторинг состояния и диагностика оборудования Atlas Copco на руднике из удаленного офиса компании

Буровые установки Atlas Copco могут посредством спутникового интернет-канала быть соединены с офисом компании для управления процессом бурения, мониторинга состояния машины и диагностики неисправностей.

Главным ограничивающим фактором отбойки шпурами является невозможность обрушения больших объемов руды. Второй недостаток – жесткая взаимозависимость процессов бурения, взрывания и выпуска отбитой рудной массы.

При одинаковой мобильности, практически равной производительности по объему разбуривания рудной массы шпуровая отбойка по сравнению со скважинной позволяет:

- более точно оконтуривать рудные тела с сокращением прихвата вмещающих пород и повышением качества отбитого полезного ископаемого;
- улучшить дробление руды и уменьшить выход негабарита;
- снизить сейсмическое воздействие взрывов на окружающий массив горных пород.

4.1.2. Сквaziнная отбойка

Взрывная отбойка руды скважинами применяется при разработке месторождений средней и большой мощности залежей. Сквaziны имеют глубину от 5 до 50–60 м. Их диаметр принято подразделять на малый (от 40 до 85 мм) и большой (от 90 до 250 мм).

Руду отбивают вертикальными, горизонтальными или наклонными слоями, параллельными плоскости обнажения, на открытое пространство или обрушенные породы (рис. 4.1.4).

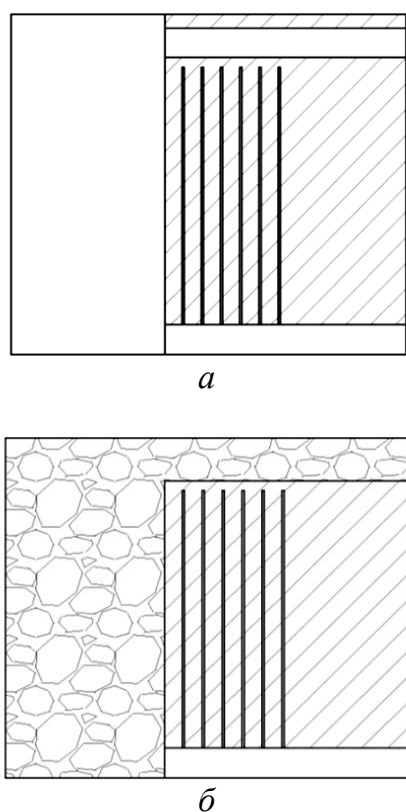


Рис. 4.1.4. Отбойка руды вертикальными скважинами:
a – на открытое пространство; *б* – обрушенную породу (зажатую среду)

Толщина отбиваемых слоев колеблется от 1,5 до 15–18 м. Размеры обрушаемого слоя руды определяются параметрами выемочного участка (блока, панели, камеры), характером контактов рудного тела с окружающими породами, принятым диаметром скважин, мощностью ВВ и наличием обрушенных пород.

По направлению бурения скважины бывают вертикальные (восходящие и нисходящие), горизонтальные и наклонные. Расположение скважин в слое – параллельное, веерное и пучковое.

В практике подземных рудников Канады отбойка руды в камере, разбуренной сверху вертикальными *параллельными скважинами*,

производится горизонтальными слоями (способ WCR – вертикально-камерная разработка).

Заряжание скважин выполняется из бурового горизонта секциями. Толщина взрываемого горизонтального слоя – 2,5–3,0 м. Взрывание зарядов осуществляется с использованием детонирующего шнура (ДШ) и электродетонаторов замедленного и короткозамедленного действия.

Такой способ отбойки позволяет уменьшить сейсмическое воздействие на окружающий массив, снизить техногенное трещинообразование и обрушения вмещающих пород. Это особенно важно при камерно-целиковом порядке выемки с твердеющей закладкой. Отработка целиков во вторую очередь в искусственном массиве, как правило, сопровождается разрушением его стенок при взрывных работах и разубоживанием руды цементно-содержащим материалом, что крайне отрицательно сказывается на извлечении полезных компонентов при обогащении.

На российских рудниках способ WCR не получил распространения, но иногда используется для проходки отрезных восстающих.

Отметим также, что способ WCR может вызвать повышенное трещинообразование рудного массива в камере с преждевременным обрушением крупнокусковых отдельностей и нарушением фронта отбойки. В результате осложняются зарядка ВВ последующей секции отбойки и затрудняется выпуск отбитой руды.

В этой связи на руднике «Кируна» (Швеция) успешно прошел промышленное испытание и освоено в небольших масштабах модернизированный вариант отбойки параллельными нисходящими скважинами. Участок залежи делят на блоки размером 30×33 м в плане. На 7–10 м ниже кровли камеры проходят три буровых штрека, из которых разбуривают массив скважинами диаметром 165 мм. Верхнюю часть блока обуривают веерами скважин диаметром 57 мм. В основании его нарезают погрузочные заезды и осуществляют траншейную подсечку (рис. 4.1.5).

В центре участка проходят бурением отрезной восстающий и последовательным секционным взрыванием скважин, прилегающих к нему, образуют компенсационное пространство объемом 30 % от объема запасов взрываемого блока. Далее массовым взрывом обрушают основные запасы руды и погрузочно-доставочными машинами через заезды производят ее выпуск.

Нисходящие скважины бурят установками Simba-269. В ее состав входят буровая машина на гусеничном ходу с двумя погружными

пневмоударниками, выносная на 30–50 м кабина оператора с телеэкраном и компьютерным управлением, дожимной компрессор, пылесборник, оборудованный системой отбора проб бурового шлама и экспресс-анализа содержания полезных и вредных компонентов.

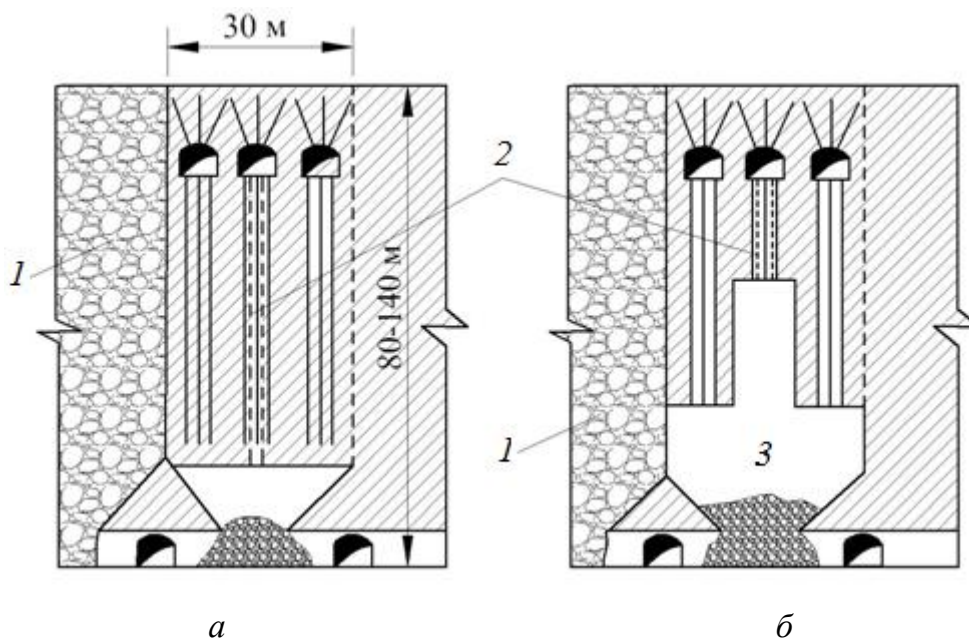


Рис. 4.1.5. Схема подсежки и отбойки отработки панелей системой разработки этажным обрушением: *а* – после подсежки панели; *б* – перед массовым взрывом; 1 – обрушенные породы; 2 – отрезной восстающий; 3 – компенсационное пространство

Колонна буровых штанг набирается из жестких труб большого диаметра, что повышает точность направления бурения скважин. Оператор настраивает установку и выбирает в соответствии с проектом направление бурения. Работа установки далее осуществляется в автоматическом режиме, включая процессы наращивания и демонтажа бурового става. Производительность установки – 80 м/смену.

Верное расположение скважин (рис. 4.1.6) уступает схемам с параллельным их расположением по удельному расходу бурения на 1 м³ отбойки и качеству дробления руды.

Их широкое распространение в практике рудников оправдывается значительным сокращением длины и объемов проходки выработок.

Число буровых выработок, их взаимное расположение определяются сложностью форм рудной залежи, характером контактов ее с вмещающими породами и прочностью руды. При прочных контактах концы скважин углубляют в боковые породы на величину $0,1W$ (W – линия наименьшего сопротивления), при неустойчивости последних, наоборот, недобуривают до контура отбойки на величину

0,10–0,15W. В рудных телах с весьма изменчивыми формами для повышения полноты и качества отбойки запасов буровые выработки приходится сгущать и уменьшать длину скважин.

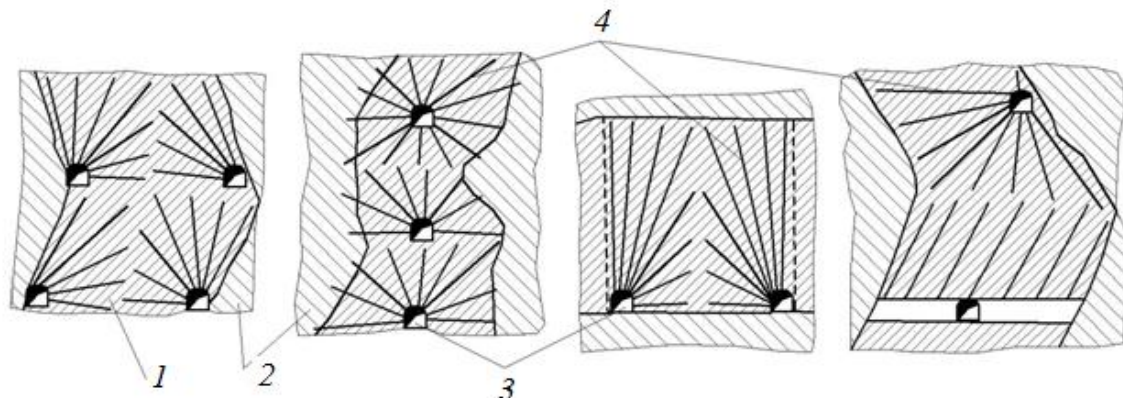


Рис. 4.1.6. Схемы веерного расположения скважин:
1 – рудное тело; 2 – вмещающий массив; 3 – буровые выработки; 4 – скважины

Для повышения качества дробления руды на некоторых рудниках используют *встречно-перекрестное* (рис. 4.1.7) или *шахматное* (рис. 4.1.8) расположение скважин в соседних веерах. Это позволяет более равномерно разместить заряды ВВ в массиве и улучшить их дробящее действие.

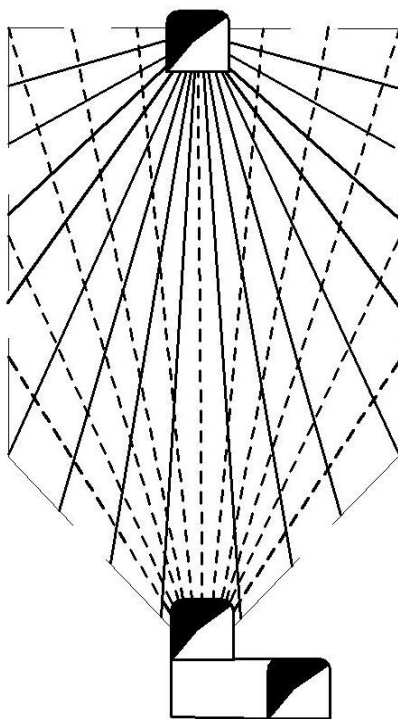


Рис. 4.1.7. Встречно-перекрестное расположение скважин

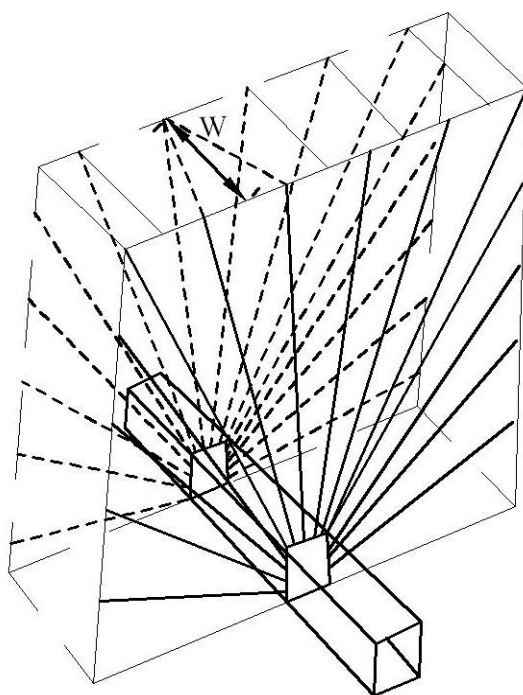


Рис. 4.1.8. Шахматное расположение скважин

Примером эффективной отбойки руды при веерном расположении скважин может служить рудник «Кируна» (Швеция). При поэтажном обрушении с торцовым выпуском руды ромбовидная панель высотой до 36 м разбурируется двумя полувеерами скважин. Число скважин в полувеере, благодаря точности бурения, удалось сократить с шести до четырех. Техничко-экономические показатели процесса по руднику приведены в табл. 4.1.3.

Таблица 4.1.3

ТЭП отбойки скважин на руднике «Кируна» (Швеция)

Показатели	Тип машины	
	Simba-323	AMV
Производительность бурения, м/см	300	125
Диаметр скважины, мм	57	105
ЛНС, м	1,7–2,0	2,5
Выход руды с 1 м скважины, т	10,0	25,0
Удельный расход ВВ, кг/т	0,22	0,3
Количество отбитой руды в веере, т	1 900	5 000

В практике разработки железных руд Горной Шории используется технология отбойки рудного массива зарядами ВВ, расположенными в *пучках* параллельно-сближенных скважин (рис. 4.1.9).

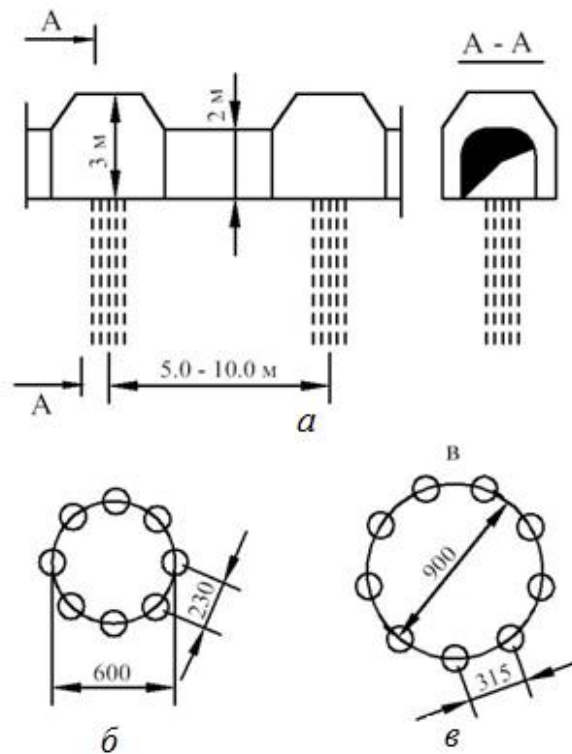


Рис. 4.1.9. Отбойка параллельными комплектами сближенных скважин:
a – общая схема; *б* – план комплекта диаметром 600 мм; *в* – то же, 900 мм

Основной объем бурения на этих производствах выполняется станками НКР-100М или НКР-100МА с помощью погружных пневмоударников. Созданная в 1960-е гг. в ИГД СО РАН, к сожалению, эта машина остается единственной отечественной эффективной буровой техникой для подземных работ до настоящего времени.

Буровой агрегат установлен на колонке и способен бурить скважины в любом направлении. Диаметр скважин – 105–125 мм. Глубина бурения – 50–60 м. Производительность бурения по породам крепостью 10–14 по шкале М.М. Протодяконова – до 14–16 м/смену.

Для сокращения времени подготовительно-заключительных операций и перехода станка НКР от скважины к скважине на рудниках Горной Шории было предложено бурить их с одной стоянки с расположением пучком или по дуге с ориентацией выпуклости в сторону отбойки. Расстояние между пучковыми зарядами – 4–5 м, между рядами – 5–6 м. ЛНС при взрывании на зажатую среду – 4 м, при отбойке на компенсационную камеру – 5 м. Удельный расход ВВ – 0,5–0,6 кг/т, на вторичное взрывание при кондиционном куске, равном 1 000 мм, – 0,07–0,08 кг/т.

Для соблюдения проектных параметров отбойки крайне важно контролировать направление и глубину скважин. При существующей

технологии бурения станками НКР-100М точность ориентирования скважин в несколько раз ниже требуемой. Эти машины не имеют средств для регулируемой установки буровой колонны в заданном направлении и не обеспечены приспособлениями для устранения угловых отклонений, возникающих в процессе забуривания скважин.

Проведенные экспериментальные работы на рудниках Горной Шории показали, что угловые отклонения нисходящих скважин отличаются от проектного направления на 5° и более. Линейные отклонения скважин на глубине 50 м достигают 4,7 м и составляют в среднем по Шерегешскому руднику 1,57 м, по Абаканскому – 0,85 м.

Результаты выполненных экспериментов свидетельствуют о том, что более точное размещение скважин создает возможность уменьшить выход негабарита на 18–20 % и снизить вероятность отказов зарядов ВВ при взрывных работах.

4.1.3. Минная отбойка

Минная отбойка камерными зарядами с появлением производительных станков для бурения скважин утратила свое практическое значение. С одной стороны, этот способ требует проходки специальных выработок для размещения зарядов ВВ, с другой – воздействует на массив сильным разрушительным сейсмическим эффектом, что особенно нежелательно на месторождениях, склонных к горным ударам. Большие масштабы взрывных работ провоцируют проявления горного давления в динамической форме. Неравномерное размещение концентрированных зарядов ВВ при этом способе вызывает как повышенный выход переизмельченной руды, так и рост объемов негабаритных кусков.

4.1.4. Отбойка руды в зажиме

Дробление пород взрывом происходит под воздействием ударной волны напряжений, и основное разрушение вызывают волны растяжения, отраженные от поверхности массива. Под давлением расширяющихся газов возникает дробящий эффект с отбросом взорванной массы.

При отбойке в зажатой среде поверхность отбиваемого массива контактирует с преградой в виде обрушенных налегающих пород. Энергия прямой волны от взрыва первого ряда скважин поглощается преградой. По некоторым оценкам, в нормально разрыхленном зажимающем материале (коэффициент разрыхления $K_p = 1,3–1,4$) доля отраженной энергии составляет 75 %, что достаточно для дробления

массива. При уплотненных породах ($K_p = 1,15$) доля энергии отраженной волны уменьшается до 10–50 % от энергии прямой волны, что обеспечивает лишь отрыв руды от массива. За счет волны напряжений отбитый слой руды расчленяется микротрещинами.

Руда перемещается в стесненных условиях, происходит дополнительное дробление ее и зажимающего материала за счет энергии, которая при отбойке на открытое пространство израсходовалась бы на отброс взорванной массы. Обрушенные породы преграды при этом уплотняются и смещаются.

Смещение зажимающего материала при отбойке первого ряда скважин достигает 2,0–2,5 м и при взрывании 4–5 рядов – до 3 м.

Экспериментально установлено, что при отбойке в зажатой среде у вновь образованного забоя создается просвет. Ширина просвета после взрыва первого ряда скважин составляет до 1 м. Очевидно, просвет на короткое время образуется после взрыва каждого последующего ряда скважин. Благодаря просвету куски руды с огромной скоростью (50–100 м/с и более) ударяются о жесткую преграду и происходит их дополнительное дробление.

По мере увеличения числа рядов взрываемых скважин просвет у забоя постепенно исчезает. Зажимающий материал уплотняется почти до предела ($K_p = 1,0–1,1$). При этом поглощается почти вся энергия взрывной волны и отрыва руды не происходит.

На основе экспериментальных работ [4] установлено, что с уменьшением K_p от 1,50 до 1,05 скорость взрывной волны возрастает более чем в 13 раз, но способность жесткой преграды поглощать энергию удара увеличивается до 95–99 %. В практике рудников максимальная толщина одновременно отбиваемого слоя руды в зажиме не превышает 15–18 м.

Преимуществами отбойки руды в зажиме являются:

- более полное использование энергии взрыва и снижение в известных пределах выхода негабарита, что способствует росту интенсивности и производительности процесса выпуска и доставки руды;
- отсутствие затрат на проходку отрезного восстающего и отрезной выработки для создания компенсационного пространства в камере;
- возможность производить торцовый выпуск из буровых штреков (ортов), что исключает проходку выпускных выработок (воронок, дучек) в основании блока и сокращает изрезанность массива.

К недостаткам можно отнести:

- усложнение выпуска первых доз уплотненной руды после взрыва с возможными ее зависаниями;

- повышение вероятности нарушения скважин последующего слоя в массиве с дополнительными затратами на их восстановление;
- выброс части руды в буровые выработки.

При использовании погрузочно-доставочных самоходных машин последний недостаток не оказывает существенного влияния на интенсивность выпуска руды.

4.1.5. Заряжание скважин

На рудниках широкое применение при ведении взрывных работ нашли простейшие ВВ типа гранулитов (смесь аммиачной селитры с добавками горючих материалов, алюминиевой пудры), а также водонаполненные ВВ.

Оборудование для зарядки ВВ характеризуется достаточно широким диапазоном машин по производительности и емкости зарядного устройства. Наряду с установками для централизованного приготовления простейших ВВ, разработаны машины относительно небольшой производительности для приготовления ВВ в процессе заряжания забоя. На рудниках, применяющих рельсовое перемещение техники, достаточно популярны пневмозарядные машины типа ЗМБС-2А и «Ульба-400» производительностью зарядки ВВ 100–120 кг/мин.

Из самоходных установок иностранного производства для механизированной зарядки шпуров и скважин на рудниках России допущены к применению машины фирм PAUS (Германия), Dyno Nobel (Швеция), Normet (Финляндия) и др.

На рудниках Норильского региона используется зарядная машина фирмы Normet (табл. 4.1.4). Она снабжена навесным зарядным оборудованием, емкостями для ВВ, зарядными шлангами для работы двух – четырех взрывников, устройствами управления, изолированным хранилищем для детонаторов и компрессором. Подъемная стрела с люлькой предназначена для зарядных работ на высоте до 8,5 м.

Типичная схема конструкции заряда ВВ приведена на рис. 4.1.10.

Среди способов взрывания зарядов на рудниках используются электрическое и неэлектрическое (СИНВ-Ш) взрывание. СИНВ-Ш восприимчивы к инициирующему импульсу от капсуля-детонатора, детонирующих шнуров и электродетонаторов. Капсюль-детонатор СИНВ-Ш инициирует патроны ВВ, промежуточные детонаторы. Длина волновода (СИНВ-Ш с капсулем-детонатором) колеблется от 2 до 16 м.

Техническая характеристика машины Charmek

Показатели	Варианты исполнения		
	В	F	X
Зарядное устройство: тип емкость под ВВ, л	Anfo 150, 250, 360, 500, 720		
Самоходное шасси: грузоподъемность, т тип дизельного двигателя мощность, кВт скорость движения, км/ч	6 DEUTZ F6L 912 W 65 25		
Подъемный механизм: тип грузоподъемность, кг высота подъема, м	Стрела 700 9	Подъемная платформа 800 3,5	Подъемник 1 500/3 000 3,0/3,5
Радиус поворота, мм: внешний внутренний	6 800 4 000	6 500 3 800	6 300 3 800
Габаритные размеры, мм: длина ширина высота	9 400 2 500 2 350	8 100 2 100 2 200	7 500 1 800/2 100 2 300
Масса, т	10,5	8,4	8,6

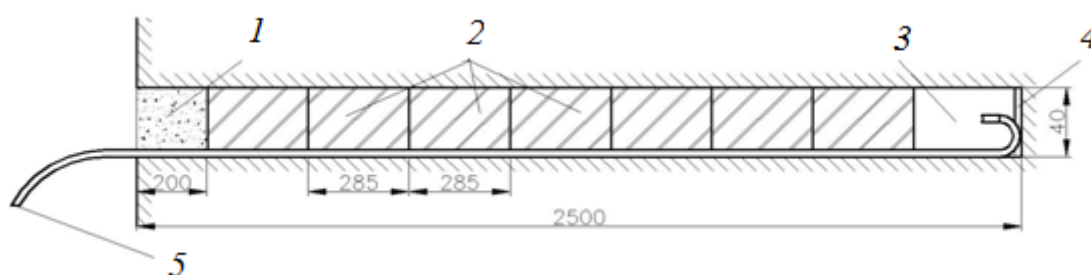


Рис. 4.1.10. Конструкция заряда ВВ в шпуре:

1 – забойка; 2 – патроны ВВ; 3 – патрон-боевик; 4 – пыж; 5 – СИВВ

При *электрическом взрывании* патрон-боевик представляет собой патрон ВВ с размещенным в нем электродетонатором. В условиях использования наиболее безопасного неэлектрического взрывания волновод располагается непосредственно в патроне ВВ.

Электрический способ взрывания зарядов имеет широкое распространение. Основными его достоинствами являются:

- высокая безопасность – подача начального импульса во взрывную сеть производится с безопасного расстояния;
- возможность взрывать большое число зарядов в любой необходимой последовательности;
- надежность взрывания – возможна предварительная проверка исправности взрывной сети.

К недостаткам этого способа можно отнести повышенную трудоемкость монтажа электровзрывной сети и необходимость отключения электроэнергии на период монтажа электровзрывной сети в опасной зоне.

При *взрывании ДШ* взрывная сеть состоит из магистрали, к которой подсоединяются отрезки ДШ, идущие к зарядам. Достоинствами данного способа являются:

- снижение опасности работ по заряданию (особенно в случаях ликвидации отказавших зарядов);
- простота монтажа взрывной сети;
- возможность одновременного взрывания больших групп зарядов;
- обеспечение полноты детонации рассредоточенных и зарядов большой протяженности.

В обычной практике горных работ взрываются группы зарядов в шпурах. При этом используется короткозамедленное (миллисекундное) взрывание. *Короткозамедленным* называют такое взрывание, при котором смежные заряды взрываются в заданной последовательности с интервалами времени, измеряемыми в миллисекундах.

4.2. Доставка руды

Доставка руды – основной процесс очистной выемки, связанный с перемещением рудной массы от забоя к выработкам откаточного горизонта. В структуре трудовых затрат на очистных работах доставка руды составляет 30–50 %, на высокомеханизированных рудниках с самоходной техникой не превышает 10 %.

Существуют следующие способы доставки руды:

1. *Самотечная* – доставка непосредственно по очистному пространству и рудоспускам. Отбитая горная масса перемещается под действием гравитационных сил.

2. *Механизированная* – доставка самоходным оборудованием, конвейерами, питателями и скреперными установками. В качестве

самоходного оборудования используются погрузочные и погрузочно-транспортные машины. Конвейерами обеспечивается поточность доставки руды. Скреперными установками руда перемещается волочением по почве доставочной выработки, на которую осуществляется выпуск.

3. *Взрывная* – доставка руды по выработанному пространству к выпускным выработкам под действием силы взрыва.

4. *Гидравлическая* – доставка горной массы с использованием энергии воды. Применяется как вспомогательный способ для зачистки лежащего бока отработанного блока или панели.

Простота технологии доставки предопределила наибольшее распространение самотечного и механизированного способов. Взрывная и гидравлическая доставка при очистной выемке имеют ограниченную область применения и в настоящее время используются только в сочетании с другими способами. Применение того или иного способа доставки руды определяется системой разработки и выбирается совместно с ней.

4.2.1. Самотечная доставка руды

На самотечную доставку приходится около 90 % добываемых руд черных и около 50 % руд цветных металлов. Отбитая руда под действием сил гравитации перемещается по выработанному пространству к выпускным выработкам, пройденным в основании блоков или камер. Различают два вида самотечного выпуска руды:

- из открытого очистного пространства;
- под обрушенными налегающими породами.

В зависимости от наличия или отсутствия специальных выпускных выработок различают площадной, торцовый и площадноторцовый выпуск руды.

Площадной выпуск руды – выпуск руды, который осуществляется из выработок, расположенных по всей площади в основании очистного блока (рис. 4.2.1).

Основным достоинством площадного выпуска под обрушенными породами является возможность регулирования, при правильном выборе режима, оседания контакта «отбитая руда – порода» и управления показателями качества и полноты извлечения запасов.

К недостаткам можно отнести: высокую трудоемкость подготовки горизонтов выпуска (20–40 % от всей трудоемкости на подготовительно-нарезные работы); повышенные эксплуатационные затраты на поддержание и ремонт выработок выпуска; сложность оформления оснований

блоков и высокую концентрацию напряжений в их днищах, проявляющуюся в виде статических и динамических разрушений.

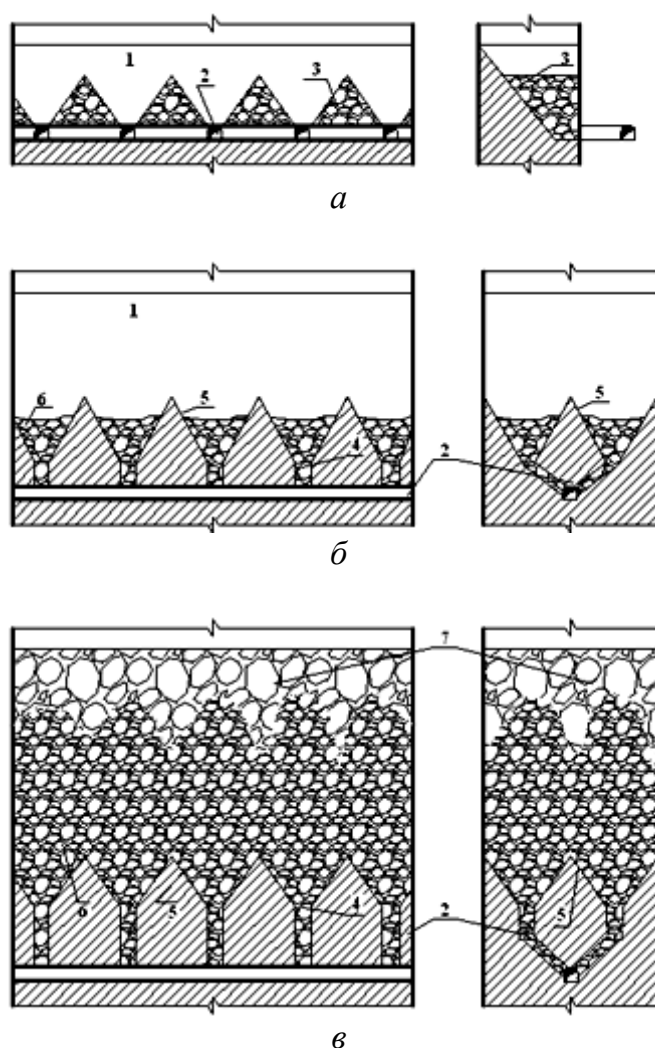


Рис. 4.2.1. Площадной выпуск руды: *а, б* – из открытого очистного пространства с траншейной подсечкой и, соответственно, воронками; *в* – под обрушенными налегающими породами; *1* – открытое выработанное пространство; *2* – выработки выпуска руды; *3* – остатки отбитой руды; *4* – дучки; *5* – воронки; *б* – выпускаемая руда; *7* – обрушенные налегающие породы

Торцовый выпуск – выпуск, осуществляемый непосредственно в доставочную выработку, погашаемую по мере развития очистных работ. Различают *этажный* и *подэтажный* торцовый выпуск. Наибольшее распространение получил подэтажный торцовый выпуск руды под обрушенными породами, позволяющий вести эффективную добычу месторождений различной сложности (рис. 4.2.2).

Перемещение руды по доставочной выработке осуществляется механическим способом, как правило, самоходным оборудованием.

Отбойка руды ведется вертикальными или крутонаклонными слоями в зажиме.

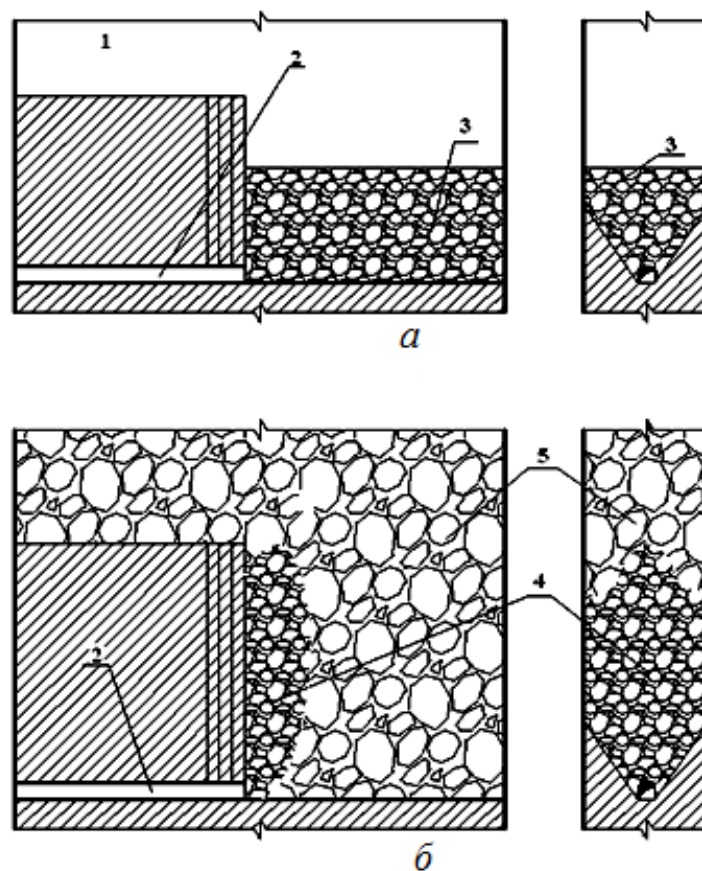


Рис. 4.2.2. Торцовый выпуск руды: *а* – из открытого выработанного пространства; *б* – под обрушенными породами; 1 – открытое выработанное пространство; 2 – выработка выпуска руды; 3 – остатки отбитой руды; 4 – выпускаемая руда; 5 – обрушенные налегающие породы

Основные достоинства торцового выпуска: высокая производительность и интенсивность; отсутствие выпускных дучек, воронок, ниш, горизонта подсечки и в целом простота конструкции. Недостатки – повышенные потери и разубоживание руды; работы ведутся в тупиковых очистных забоях, что ухудшает условия труда.

Площадно-торцовый выпуск – комбинация площадного и торцового выпуска с извлечением одновременно по площади отбитого слоя руды и из торца забоя.

Подготовка горизонта выпуска и доставки по данной схеме позволяет повысить показатели полноты и качества извлечения запасов относительно торцового выпуска и обеспечить вентиляцию очистных забоев за счет общешахтной депрессии (рис. 4.2.3).

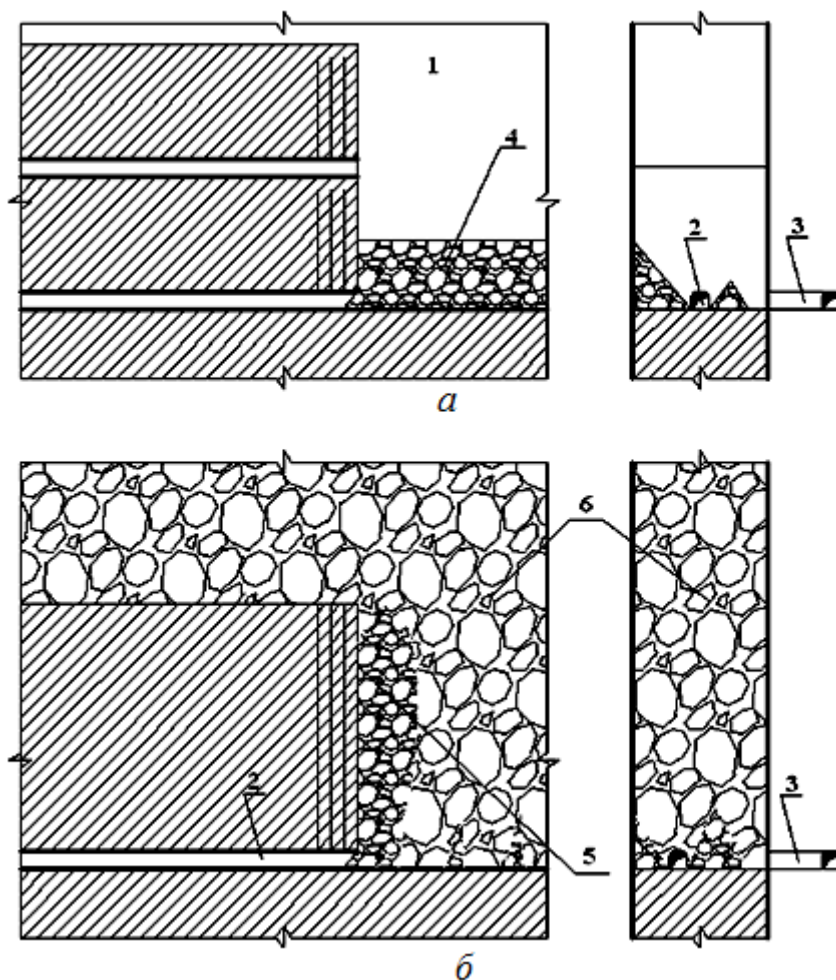


Рис. 4.2.3. Площадно-торцовый выпуск руды: *a* – из открытого очистного пространства; *б* – под обрушенными породами; 1 – открытое выработанное пространство; 2 – буродоставочный штрек; 3 – погрузочный заезд; 4 – остатки отбитой руды; 5 – выпускаемая руда; 6 – обрушенная порода

Недостатки – снижение устойчивости выработок горизонта доставки и увеличение объема проходческих работ.

4.2.2. Погрузка и доставка руды самоходным оборудованием

Самоходным оборудованием на подземных рудниках России доставляется до 60 % добываемых руд. Используют следующее самоходное оборудование: погрузочные, погрузочно-доставочные и погрузочно-транспортные машины; погрузчики в комплексе с автосамосвалами и самоходными вагонами; подземные экскаваторы и другие вспомогательные машины (бульдозеры, скреперы).

Наибольшее распространение получили погрузочно-доставочные машины. Самоходные машины выпускают на пневмошинном

и гусеничном ходу с дизельным, электрическим и реже с пневматическим приводом. К машинам с дизельным приводом предъявляются высокие требования по очистке выхлопных газов. Они требуют повышенных затрат на проветривание выработок.

По типу рабочего органа и назначению самоходное оборудование подразделяется:

1) на погрузчики, рабочий орган которых представлен ковшом или в виде нагребующих рычагов;

2) погрузочно-доставочные машины с грузонесущим ковшом (ковш выполняет одновременно роль погрузочного и доставочного органа) и машины с отдельным аккумулялирующим бункером;

3) транспортные машины с кузовом – автосамосвалы и самоходные вагоны.

Самоходная горная техника успешно применяется при отработке:

- пологих и наклонных залежей с естественным поддержанием кровли (непосредственно в открытых камерах);

- мощных и весьма мощных рудных тел этажной или подэтажной выемкой с площадным, торцовым и площадно-торцовым выпуском руды под обрушенными породами;

- горизонтальных и слабонаклонных залежей с искусственным поддержанием кровли; самоходное оборудование движется по слоевым выработкам и закладочному массиву.

Погрузчики

Погрузочные машины на гусеничном ходу с нагребующими рычагами используются в основном на проходческих работах (рис. 4.2.4).



Рис. 4.2.4. Погрузочная машина с нагребующими лапами типа ПНБ

В числе погрузочных машин на подземных рудниках получили распространение дизельные *ковшовые пневмоколесные погрузчики* с ковшом емкостью 1–6 м³ фирм «Вагнер» (Германия), «Катерпиллер» (США), «Тамрок» и «Терекс» (Финляндия) (рис. 4.2.5). Они используются в комплексе с автосамосвалами.



а



б

Рис. 4.2.5. Ковшовые погрузчики:
а – «Катерпиллер»; *б* – «Терекс»

Производительность комплекса машин достигает 2 000 т/смену и более. Используются они также и на вспомогательных работах.

Погрузочно-доставочные машины

Данный тип машин наиболее широко распространен и практически вытеснил скреперную доставку. Применяются ПДМ с шарнирно-

сочлененной рамой следующих типов: Торо (Финляндия), «СТ» (США), «Эймко» (США), «Каво» (Швеция), из отечественных – ПД-6 и ПД-8 (рис. 4.2.6).



a



б



в

Рис. 4.2.6. Погрузочно-транспортные машины:
a – ПД-6; *б, в* – Торо; *г, д* – «СТ»



з



д

Рис. 4.2.6. Окончание

Ковшовые ПДМ в зависимости от емкости ковша делятся: на легкие с 2–3 т; средние – 4–6 т и тяжелые – 7–8 т и более.

В последнее десятилетие достигнуты большие успехи в автоматизации работы ПДМ [8]. Одним из бесспорных лидеров в области автоматизации ПДМ является компания Sandvik, чья система автоматизации, называемая AutoMine, была доведена до коммерческой реализации раньше других.

Для навигации в этой системе (а также в реализованной несколько позже фирмой Caterpillar аналогичной системе MINEGEM) используется установленный на борту машины лазерный сканер, который во время движения сканирует поверхность выработки, фиксируя изменения ее профиля и позволяя определять местоположение машины в течение миллисекунд. Лазер постоянно обновляет карту выработки, в связи с чем происходит обмен большими объемами данных. Для их передачи используется беспроводная рудничная локальная компьютерная сеть (11 Мбит/с).

Созданная система позволяет уменьшить количество персонала, т.к. один оператор способен управлять тремя ПДМ, которые большую часть цикла работают автономно, и только операция зачерпывания выполняется оператором дистанционно при помощи системы видеонаблюдения.

Благодаря дистанционному управлению (ДУ) повышается безопасность и улучшаются условия труда оператора, который может располагаться на значительном удалении от работающей ПДМ, на-

пример, в офисе на поверхности или вообще в другом часовом поясе. В принципе возможно из нескольких центров ДУ, расположенных в разных часовых поясах, управлять оборудованием по всему миру. Таким образом, можно обеспечить круглосуточную работу машин при занятости операторов только в дневное рабочее время.

Другим преимуществом автоматизированных ПДМ является меньшая потребность в техобслуживании. Так как переключение передач выполняется в оптимальный момент, двигатель всегда работает на допустимых оборотах, проскальзывание колес меньше, риск столкновения с бортом выработки или другой машиной практически сведен к нулю.

Недостатком системы AutoMine является ее дороговизна. Монтаж ее осуществляется на специально подготовленном участке или на вновь построенном руднике. Участок рудника с работой автоматизированных ПДМ непременно должен быть отделен от других выработок, и доступ персонала необходимо тщательно контролировать.

Погрузочно-доставочные машины с грузонесущим (аккумуляторным) **кузовом** загружаются и транспортируют горную массу в собственном кузове. В зависимости от грузоподъемности они подразделяются: на легкие «Каво-510», «Каво-511» (Швеция), «Эймко-803» (США) и тяжелые «Джой» (США), «Каво» (Швеция), «ПТ-4» (Россия) (рис. 4.2.7).



Рис. 4.2.7. Погрузочно-транспортная машина ПТ-4

Легкие машины с опрокидным кузовом емкостью до $2,5 \text{ м}^3$ обеспечивают производительность от 160 до 600 т/смену при доставке

на расстояние до 50 м. Производительность тяжелых машин может достигать более 2 000 т/смену при расстоянии доставки до 150 м.

Наличие аккумулялирующего кузова предопределяет более сложную конструкцию и ограничивает область применения этих машин транспортировкой мелкокусковой и малоабразивной руды. В настоящее время эти машины вытесняются более производительными ковшовыми ПДМ.

Подземные экскаваторы применяются главным образом в камерах большого сечения с широким фронтом работ при освоении мощных пологих залежей камерно-столбовыми системами разработки.

Экскаваторы с ковшом емкостью 1–2 м³ функционируют в комплексе с автосамосвалами. Высота камер при этом должна составлять не менее 6 м. Для стесненных условий выпускают экскаваторы с укороченной стрелой и рукоятью. Производительность на погрузке достигает 700 т/смену. Эти машины применяются на рудниках «Казахмыс» (Республика Казахстан).

Самоходные транспортные машины

Самоходные транспортные машины представлены автосамосвалами и самоходными вагонами. Загрузку последних осуществляют ковшовые погрузчики, ПДМ, экскаваторы и вибропитатели.

В последние годы самоходные вагоны вытесняются **автосамосвалами**, которые обеспечивают более высокую производительность, надежность и возможность транспортировать руду любой крупности. На рудниках России распространены автосамосвалы с опрокидным кузовом грузоподъемностью 20–40 т типа Toro-40 и «МоАЗ» (рис. 4.2.8).

Автосамосвалы применяются для доставки рудной массы на расстояния 300–1 000 м и более к рудоспускам и нередко по уклонам на поверхность.

В конструктивном отношении автосамосвалы представлены тягачом с шарнирно-сочлененной рамой или жесткой базой с кузовом грузоподъемностью 40–80 т. Они обладают относительно малыми габаритами, большой маневренностью, оборудованы дизельным двигателем и опрокидным кузовом. Производительность в зависимости от длины транспортирования составляет 600–1 500 т/смену.

Данные машины применяются в основном при камерно-столбовых и слоевых с закладкой системах разработки.

Самоходные вагоны имеют пневмоколесный челноковый ход и кузов-бункер емкостью до 12 м³. Последний оборудуется донным

скребковым конвейером, предназначенным для разгрузки перевозимой горной массы. Применение получили вагоны марок БВС-15 и зарубежные 10С-2Е («Джой», США) грузоподъемностью 15 и 10 т соответственно.



а



б

Рис. 4.2.8. Подземные автосамосвалы:
а – Toro-40 (Финляндия); *б* – МоА3-7529 (Белоруссия)

Они имеют ограниченную область применения и используются преимущественно для транспортировки мягких руд (калийные соли). Основными недостатками являются: быстрый износ донного конвейера, большие затраты на энергию; низкая скорость движения и небольшая производительность (до 300–500 т/смену при длине доставки 100–200 м).

Обобщая использование самоходного оборудования в условиях подземных рудников, отметим следующие его достоинства: высокая производительность, мобильность, способность к автоматизации,

универсальность. Недостатками являются: высокая стоимость оборудования; потребность в высококвалифицированных специалистах по обслуживанию машин; проходка выработок увеличенного поперечного сечения под СО; дополнительные затраты на их крепление и поддержание; повышение затрат на вентиляцию горных выработок в 1,5–2,0 раза при использовании машин с дизельным приводом.

Тем не менее, достоинства самоходного оборудования по сравнению с другими видами горных машин, используемых на погрузке и доставке руды, очевидны и существенны:

- производительность процесса возрастает на порядок;
- заметно повышается безопасность работ;
- до минимума сокращается объем ручного труда;
- мобильность самоходного оборудования позволяет организовать многозабойность его работы;
- создаются реальные условия для автоматизации процесса.

4.2.3. Выпуск и доставка руды питателями и конвейерами

Питатели и конвейеры широко используются при площадном выпуске руды из воронок и траншей, а также в качестве полустационарных машин при оборудовании разгрузочных пунктов (рудоспусков, породоспусков). *Питателем* называется конвейер, чья длина не превышает 10 м. Обычно руду питателями грузят в вагоны электровозной откатки, автосамосвалы и на конвейеры. Наибольшее распространение получили вибрационные питатели различных конструкций. Они широко используются на подземных рудниках при системах разработки этажного обрушения с площадным выпуском руды, в частности на горных предприятиях Алтае-Саянского региона, Урала, Курской магнитной аномалии (КМА) и др.

Вибрационные питатели

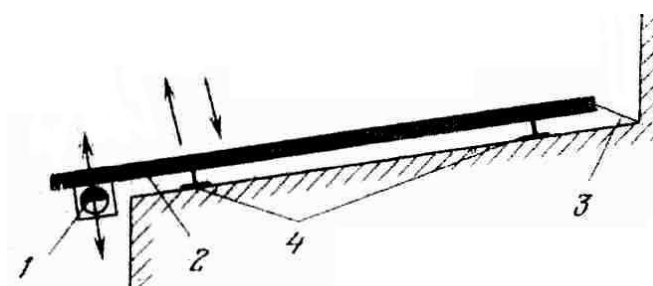
Вибрационный питатель – установка, предназначенная для перемещения отбитой горной массы под действием вибрационных сил, когда сыпучий материал получает свойство текучести за счет уменьшения внутреннего трения (табл. 4.2.1).

Конструктивно питатель включает в себя рабочий орган, привод, вибратор и элементы крепления. Колебания вибрационного рабочего органа (лотка) могут быть направленными и ненаправленными (рис. 4.2.9).

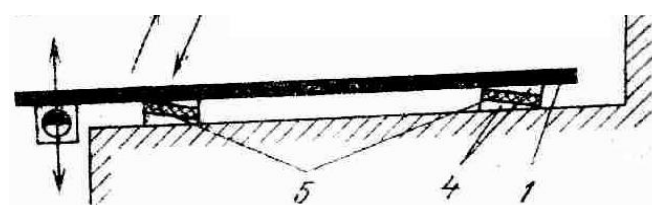
Таблица 4.2.1

Техническая характеристика вибрационных питателей

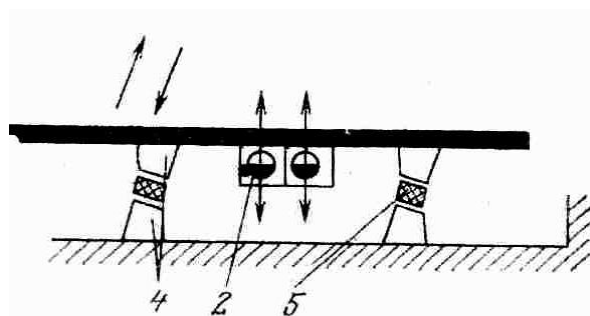
Виброустановка	Производительность, т/ч	Мощность двигателя, кВт	Размеры (В×Ш×Д), м	Масса, т
<i>Питатели для площадного выпуска руды</i>				
ВДПУ-4ТМ	420	28	0,26×1,2×6,3	3,6
ВВДР-4	700	28	1,35×1,7×7,0	5,0
ПВРА-4,5/1,5	1 000	22	0,93×1,4×4,65	4,5
<i>Питатели для торцового выпуска руды</i>				
ВКК-3М	400	13	1,2×1,48×3,6	4,5
ВП-2	400	30	1,4×1,6×5,35	10,3
ПВУ	800	21	1,0×1,2×5,0	4,5



а



б



в

Рис. 4.2.9. Схемы вибропитателей: а – с ненаправленными колебаниями; б, в – с направленными колебаниями; 1 – вибратор; 2 – лоток; 3 – поддерживающие канаты; 4 – жесткие опоры; 5 – упругие элементы

Распространение получили *питатели с ненаправленными колебаниями*. Угол наклона их составляет $14\text{--}24^\circ$ в сторону разгрузки горной массы. Чем больше угол наклона, тем выше производительность установки. При угле более 24° вероятно самопроизвольное истечение руды. Питатели закрепляются в выработке канатами или цепями.

В качестве вибраторов применяются дисбалансы в виде вращающихся металлических секторов со смещенным центром тяжести. Распространены созданные в ИГД СО РАН *виброплощадки ВДПУ*, известные под названием «Сибирячка». Один питатель может устанавливаться на одну или две выпускные выработки. Эти машины хорошо функционируют под завалами (рис. 4.2.10).

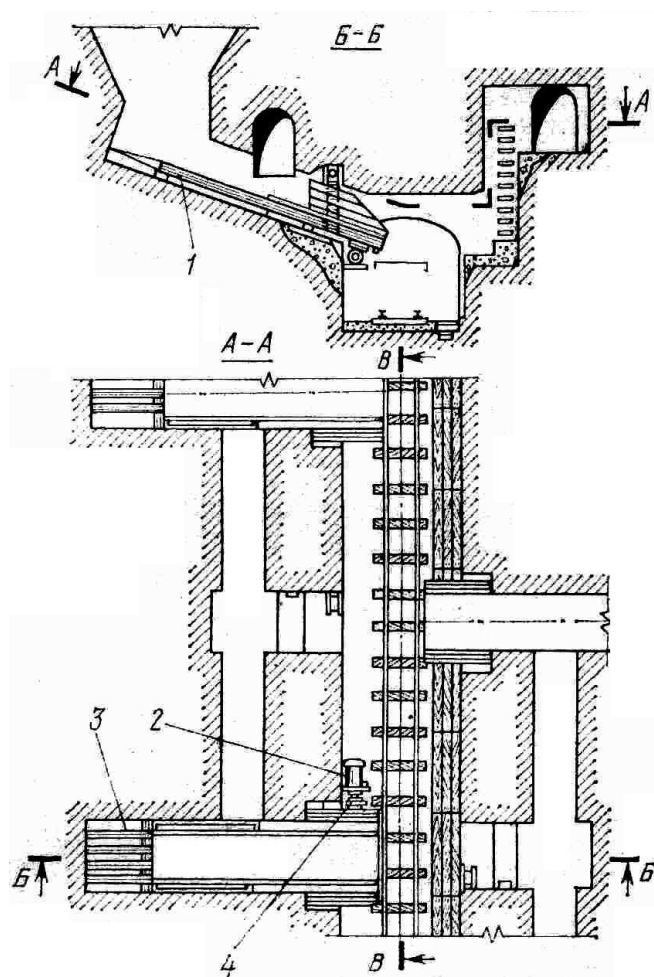


Рис. 4.2.10. Выпуск руды вибропитателем ВДПУ: 1 – вибропитатель; 2 – электродвигатель; 3 – канаты крепления; 4 – эластичная муфта

Производительность виброустановок на погрузке в вагоны при выходе негабарита до $10\text{--}15\%$ может достигать $400\text{--}500$ т/смену и более.

При торцовом выпуске руды питатели применяются в комплексе с вибрационными конвейерами. На Зырянском руднике виброкомплекс, состоящий из вибропитателя ВП-2 и секционного конвейера длиной 50 м, обеспечил производительность на выпуске до 600 т/смену.

В современных условиях вибрационные питатели из-за значительных затрат на монтаж и демонтаж вытесняются высокопроизводительным самоходным оборудованием.

Конвейеры

Конвейеры применяются при механической отбойке руд и в качестве магистрального транспорта, в том числе для доставки руды на поверхность. Распространение получили ленточные и скребковые конвейеры при отработке месторождений калийных солей и марганцевых руд (рис. 4.2.11).

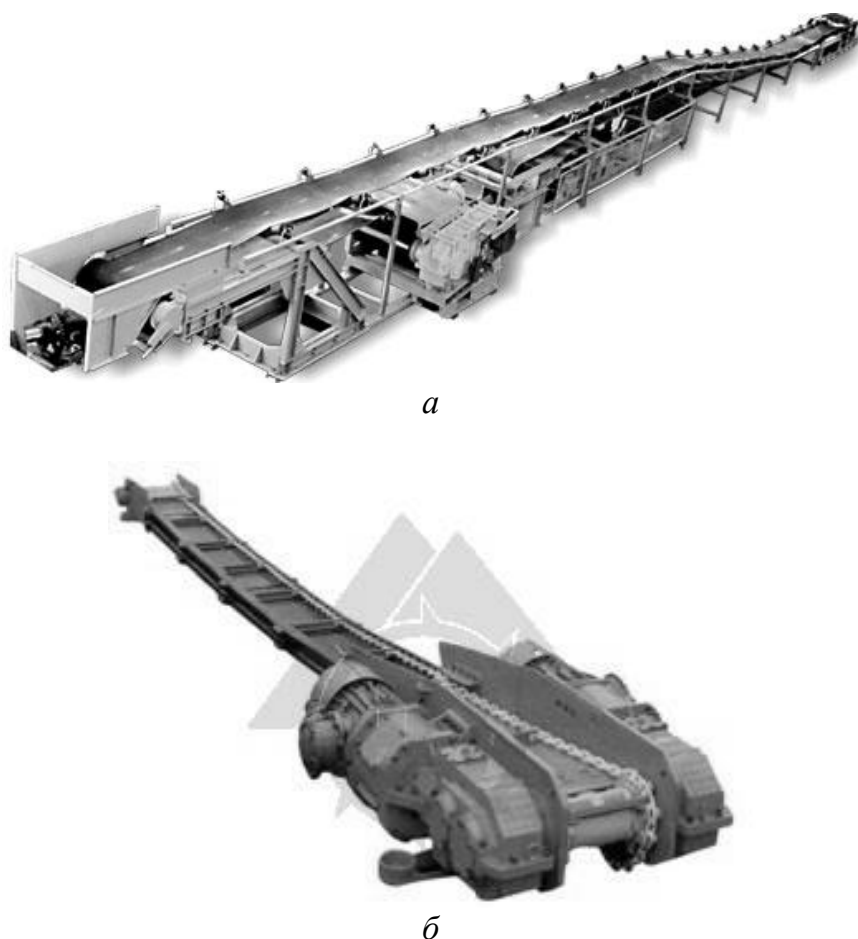


Рис. 4.2.11. Конвейеры: *а* – ленточный; *б* – скребковый

При взрывной отбойке руд испытывались и ограниченно применялись вибрационные, пластинчатые и скребковые конвейеры. Загру-

жаются они вибропитателями. *Скребокковые* и *пластинчатые конвейеры* могут работать под завалом. Используют их преимущественно при малой и средней крепости руды для доставки к рудоспуску или погрузочному пункту. *Ленточные конвейеры* удовлетворительно работают при крупности руды не более 200 мм. Поэтому ими доставляют сравнительно мягкие руды, а при крепкой руде используют только на транспорте или подъеме с предварительным дроблением горной массы до кусков крупностью 100–150 мм.

Основными достоинствами применения конвейеров являются: высокая производительность, поточность технологии, независимость производительности от расстояния доставки, благоприятные условия для автоматизации работ.

К недостаткам ленточных конвейеров можно отнести потребность в дополнительных погрузочных машинах и устройствах, предварительном дроблении горной массы, значительный износ рабочего органа при абразивных материалах.

4.2.4. Скреперная доставка руды

Простота и дешевизна использования скрепера предопределили продолжительное применение данного вида доставки руды как по очистному пространству, так и по подготовительным выработкам – скреперным штрекам и ортам в рудоспуски или в вагоны через грохоты и погрузочные полки. Перемещение отбитой горной массы осуществляется волочением.

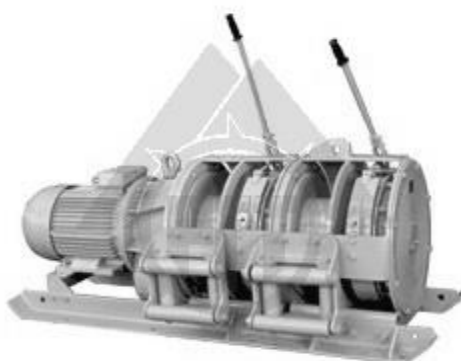
Скреперная установка включает в себя лебедку, собственно скрепер, систему канатов и блочков (рис. 4.2.12).

Мощность лебедок изменяется от 10 до 130 кВт. При отработке маломощных залежей применяют установки мощностью 10–17 кВт, в больших объемах выпуска руды – 50–100 кВт. Установки бывают двухбарабанные, в широких забоях – трехбарабанные. По типу конструкции скрепера различают гребковые, ящичные и совковые.

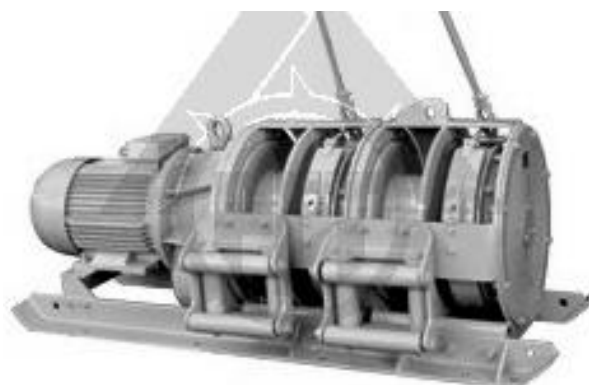
При доставке крупнокусковой, крепкой руды распространение получили жесткие и шарнирно-складывающие (при обратном ходе) гребковые скреперы. Емкость таких скреперов изменяется от 0,3 до 1,5 м³. Ящичные и совковые скреперы применяют при доставке мелкокусковой руды. Для доставки хорошо раздробленной руды находят применение многоковшовые скреперные установки.

Основными достоинствами скреперной доставки являются: небольшие затраты на монтаж и демонтаж скреперных установок, возможность применения в сложных условиях при отработке залежей

любой мощности. Недостатки – низкая производительность и высокая травмоопасность работ.



а



б

Рис. 4.2.12. Скреперные лебедки: *а* – 30ЛС-2П; *б* – 110ЛС

В настоящее время скреперная доставка практически ограничивается технологиями отработки маломощных залежей.

4.2.5. Взрывная и гидравлическая доставка руды

Взрывная доставка – доставка рудной массы по пологой или наклонной почве очистного пространства за счет энергии взрыва при отбойке руды. Иначе говоря, взрывная доставка совмещена с взрывной отбойкой. Руда энергией взрывной волны отбрасывается к выпускным выработкам – траншеям или воронкам и далее поступает в выработки доставки.

Отбойку ведут вертикальными или наклонными слоями с веерным расположением скважин. Для данного вида доставки характерно увеличение удельного расхода ВВ на 20–25 %.

Применяется взрывная доставка при отработке средней мощности и мощных пологих и наклонных залежей. Дальность доставки

при угле наклона 15–20 и 30–40° достигает, соответственно, 30–40 и 60–80 м. Взрывная доставка широко использовалась на рудниках Ачисайского комбината, на руднике «Седьмочисленица» (Республика Чехия).

Взрывная доставка имеет ограниченное применение. Достоинство – сокращение объема выработок для выпуска в основании блока. Недостаток – большие потери руды и металлов в неровностях лежачего бока.

Гидравлическая доставка используется только как вспомогательный способ. Применяется для зачистки лежачего бока от оставшейся рудной мелочи после самотечной, механизированной и взрывной доставки. Руда перемещается за счет энергии струи воды, выходящей под давлением из насадки гидромонитора. Производительность гидродоставки обычно составляет 20–30 т/ч.

4.3. Крепление горных выработок и управление кровлей

Горные породы в массиве находятся в равновесном состоянии. С проведением выработки существующее равновесие нарушается под действием веса расположенных выше пород и горизонтальных сил тектонического происхождения, действующих в земной коре.

Силы, возникающие в массиве горных пород, окружающем горную выработку, называются **горным давлением**. Существуют две формы проявления горного давления: *статическая* – деформирование, разрушение и смещения массива пород с постепенной потерей его устойчивости, и *динамическая* – разрушение протекает с большой скоростью, подобно взрыву. К динамической форме относятся: шелушение и заколообразование пород в выработке, стрельание, микроудар и горный удар.

Проблема управления горным давлением сводится к установлению влияния горнотехнических решений на величину напряженного состояния горных пород в зависимости от сочетания горно-геологических и геомеханических условий (природных факторов). Она сводится к поддержанию и сохранению выработанного пространства в безопасном для работающих людей и горной техники состоянии.

На характер и величину проявления горного давления влияют следующие факторы:

1. *Особенности начального поля напряжений нетронутого массива* – параметры исходного поля напряжений (гравитационные, тектонические напряжения).

2. *Физико-механические свойства пород* – упругие, пластические, прочностные и реологические свойства. Для всех типов пород характерно свое определенное поведение под давлением. При длительном воздействии давления на горные породы, напряжения и деформации со временем могут изменять свои абсолютные значения, проявляя реологические свойства – ползучесть и релаксацию. *Ползучесть* – свойство горных пород, характеризующееся изменением во времени деформаций при постоянно действующих напряжениях. *Релаксация* – процесс изменения со временем напряжений в массиве при неизменной деформации. Механизм деформирования сводится к тому, что ведение горных работ в недрах обуславливает нарушение естественного равновесия внешних нагрузок и внутренних сил сопротивления пород. Образующиеся пустоты вызывают сначала упругое, а затем и неупругое деформирование пород вплоть до разрушения.

3. *Нарушенность массива пород* – перераспределение напряжений в массиве в результате техногенного воздействия. Интенсивность и порядок отработки оказывают существенное влияние на напряженно-деформированное состояние (НДС) массива пород. При технологическом воздействии на массив в нем возникают участки повышенных (максимальных) концентраций напряжений и области пониженных напряжений (зоны разгрузки).

4. *Пространственно-геометрические параметры горных выработок* – размеры и форма поперечного сечения, взаимное расположение выработок, параметры и конструктивное их оформление. Практика показывает, что криволинейные формы очертания выработок (круглая, эллиптическая, арочная, шатровая и т.д.) обеспечивают их повышенную устойчивость.

4.3.1. Прогнозирование напряженно-деформированного состояния горного массива

Нетронутым, или *ненарушенным*, принято считать массив горных пород, напряженное состояние которого определяется только естественными природными условиями.

В тектонически активных районах существенную роль играют силы тектонического происхождения, связанные с остаточными напряжениями или современными взаимными перемещениями участков

земной коры. В основном это относится к районам с развитой тектоникой. Чаще эти силы действуют в горизонтальном направлении и превышают вертикальную составляющую в 2–5 раз.

Многие осадочные породы в процессе геологических изменений приобретают при большом вертикальном давлении пластические свойства. В этих случаях коэффициент бокового распора стремится к единице. Это значит, что действующие в массиве горизонтальные напряжения становятся равными вертикальной составляющей, т.е. в вертикальном и горизонтальных направлениях давление в массиве одинаковое и равно γH . Последнее свидетельствует о гидростатическом (равнокомпонентном) распределении природных напряжений в массиве.

Опорное давление вокруг выработок

Проведение выработки в массиве нарушает в некоторой области, окружающей выработку, первоначальное исходное поле напряжений. В результате этого вокруг выработки формируется опорное давление.

Опорное давление – это повышенное (по сравнению с первоначальным, существовавшим до проведения выработки) вертикальное давление покрывающих пород, возникающее вблизи горных выработок вследствие перераспределения исходных напряжений (рис. 4.3.1).

Высокая концентрация полей напряжений при сооружении горной выработки формируется не только сверху, но также с боков и даже снизу, как правило, за счет упругих характеристик пород (коэффициента Пуассона). В результате окружающие выработку породы начинают воспринимать объемный вес вышележащей толщи пород.

В условиях массива пород, исходное напряженное состояние которого определяется силами гравитации, максимальной деформацией является вертикальное сжатие выработки (сближение ее кровли и почвы). После перераспределения начальных исходных напряжений в кровле и в почве выработки возникают области пониженных напряжений, а в бортах – зоны их концентраций, т.е. опорного давления (рис. 4.3.1, а).

В случае, если действующие напряжения достигнут или превысят предел прочности массива на сжатие или растяжение, происходит разрушение пород выработки в бортах, а также в ее угловых частях кровли и почвы (рис. 4.3.1, б).

Зона влияния опорного давления зависит от конфигурации и поперечного сечения выработок, их количества и взаимного расположения (рис. 4.3.2).

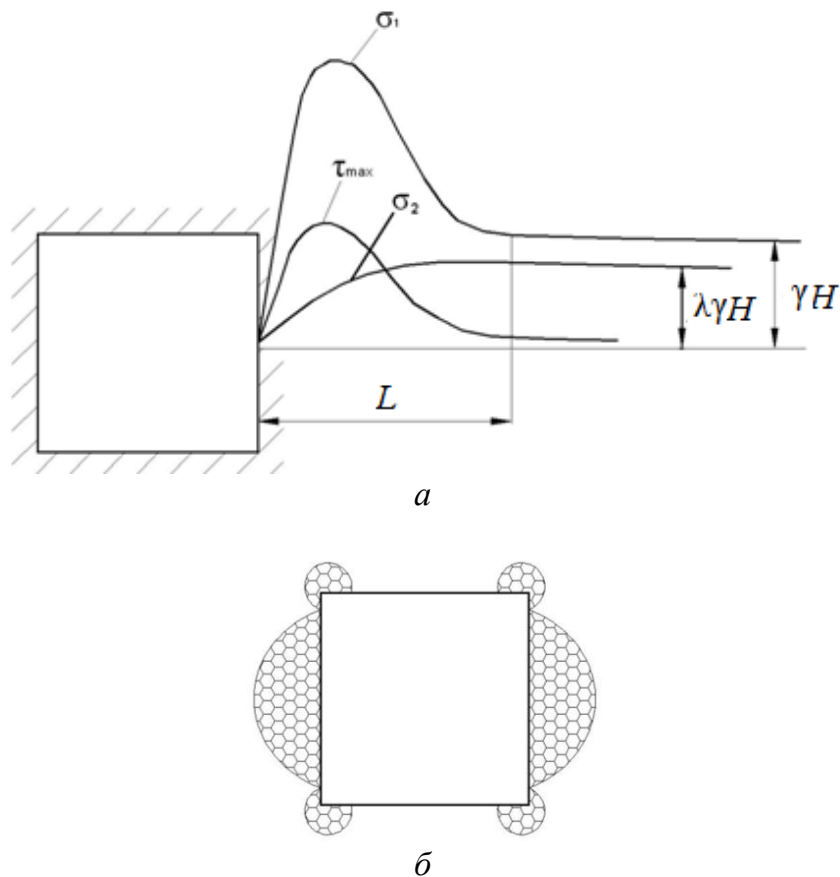
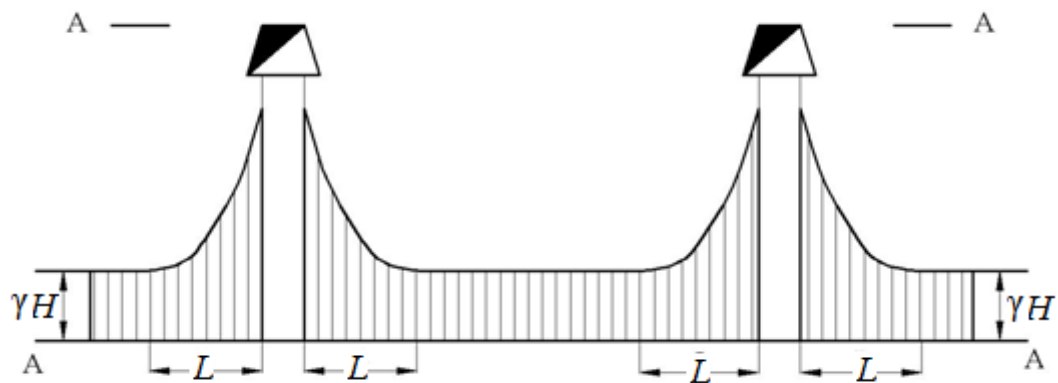


Рис. 4.3.1. Опорное давление: *a* – эпюры распределения напряжений; *б* – области разрушения пород, окружающих выработку; σ_1 – максимальные главные напряжения; σ_2 – то же минимальные; τ_{max} – максимальные касательные напряжения; L – зона влияния выработки (зона опорного давления), γH и $\lambda\gamma H$ – параметры исходного поля напряжений

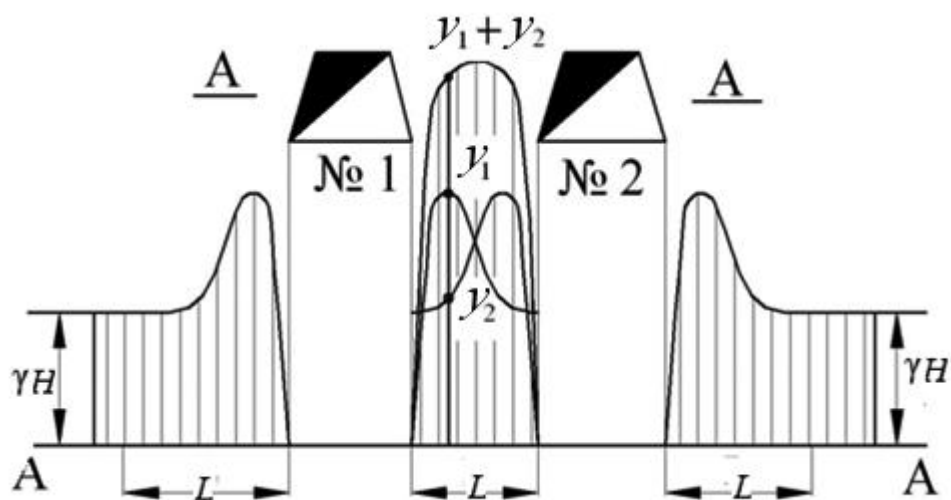
Основным показателем, характеризующим величину опорного давления, является *коэффициент концентрации напряжений*. Он возрастает по мере приближения к выработке от исходного значения γH (в глубине массива) до максимального – $2-5 \gamma H$ (на ее контуре).

В условиях, когда исходное природное поле напряжений характеризуется тектоническими силами, максимальной деформацией является сближение боковых стенок выработки. Высокая концентрация напряжений при этом образуется в кровле и почве выработки, а зоны разгрузки – в бортах. Вследствие этого разрушение пород будет наблюдаться в кровле и почве выработки (рис. 4.3.3).

После обрушения раздавленных пород контур выработки приобретает вид шатра. Породы почвы могут подниматься с разрывом их сплошности. В практике довольно часто разрушение пород в кровле выработок при наличии в массиве высоких тектонических напряжений происходит в динамической форме.



a



б

Рис. 4.3.2. Распределение опорного давления: *a* – при обособленных выработках; *б* – сближенных выработках: y_1 – опорное давление от выработки № 1; y_2 – то же от № 2; $y_1 + y_2$ – общее опорное давление

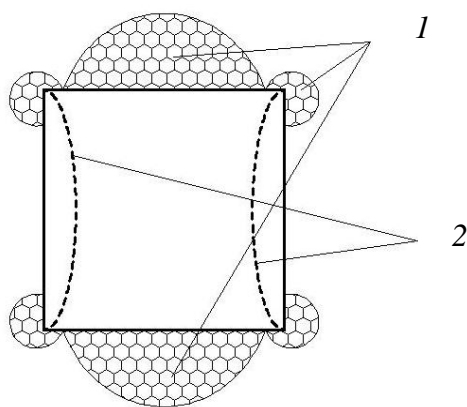


Рис. 4.3.3. Характер разрушений пород при действии тектонических напряжений: 1 – область разрушения пород; 2 – горизонтальная конвергенция

В варианте, когда исходное напряженное состояние массива является *гидростатическим*, т.е. равнокомпонентным, деформации контура выработки во всех направлениях становятся примерно одинаковыми, а зона концентрации напряжений охватывает весь периметр выработки. Теоретически доказано, что после перераспределения природных напряжений максимальное давление, действующее на контуре выработки, равно $2\gamma H$. В подобных условиях разрушение выработки на больших глубинах происходит равномерно по всему контуру.

Зональная дезинтеграция горных пород

Ведение проходческих и очистных работ на больших глубинах способствует формированию вблизи горных выработок в области максимума опорного давления зон сильно нарушенных пород, в которых развиваются крупные трещины, образующие зоны дезинтеграции [29]. Эти зоны разрушения, возникающие внутри горного массива, можно охарактеризовать как «невидимые» участки необратимых (неупругих) деформаций.

Проведение выработки вызывает перераспределение напряжений в горных породах между ней и зоной дезинтеграции. В глубине массива возникают новые зоны опорного давления. Появляются новые участки разрушения (дезинтеграции). Реализация этих процессов во времени может происходить мгновенно или медленно.

Чередование областей разрушения вокруг выработки соответствует возникновению зон сжатия и растяжения горных пород, что обусловлено волнообразным поведением полей напряжений. Существенно и то, что чередование ненарушенных и сильно нарушенных зон наблюдается в породах с высокой скоростью выделения накопленной упругой энергии [6].

Исследованиями установлено, что вокруг выработок может образовываться до трех и более зон дезинтеграции пород. Если брать одиночную выработку, то первая зона образуется, как правило, на расстоянии 1,5–3,5 м от ее контура, следующие зоны, соответственно, 3,0–5,5, 6–8 м и т.д. Участки наведенной интенсивной трещиноватости имеют ширину от 0,15–0,20 до 1,0–1,5 м. Они отделены один от другого зонами ненарушенного массива шириной от 0,2–0,3 до 1,1–1,5 м и более.

Для определения зон дезинтеграции пород на рудниках «Октябрьский» и «Таймырский» были проведены эксперименты с приме-

нением электротометрии на токе низкой частоты и визуальных наблюдений перископом РВП-451 [6]. Наблюдения выполнялись на специальных станциях веерного типа, было необходимо оценить состояние стенок скважин и определить количество и местоположение трещин по длине скважин. На рис. 4.3.4 приведены вертикальные разрезы по замерным станциям, расположенным на глубинах 957–1 050 м, которые построены по результатам комплексных измерений.

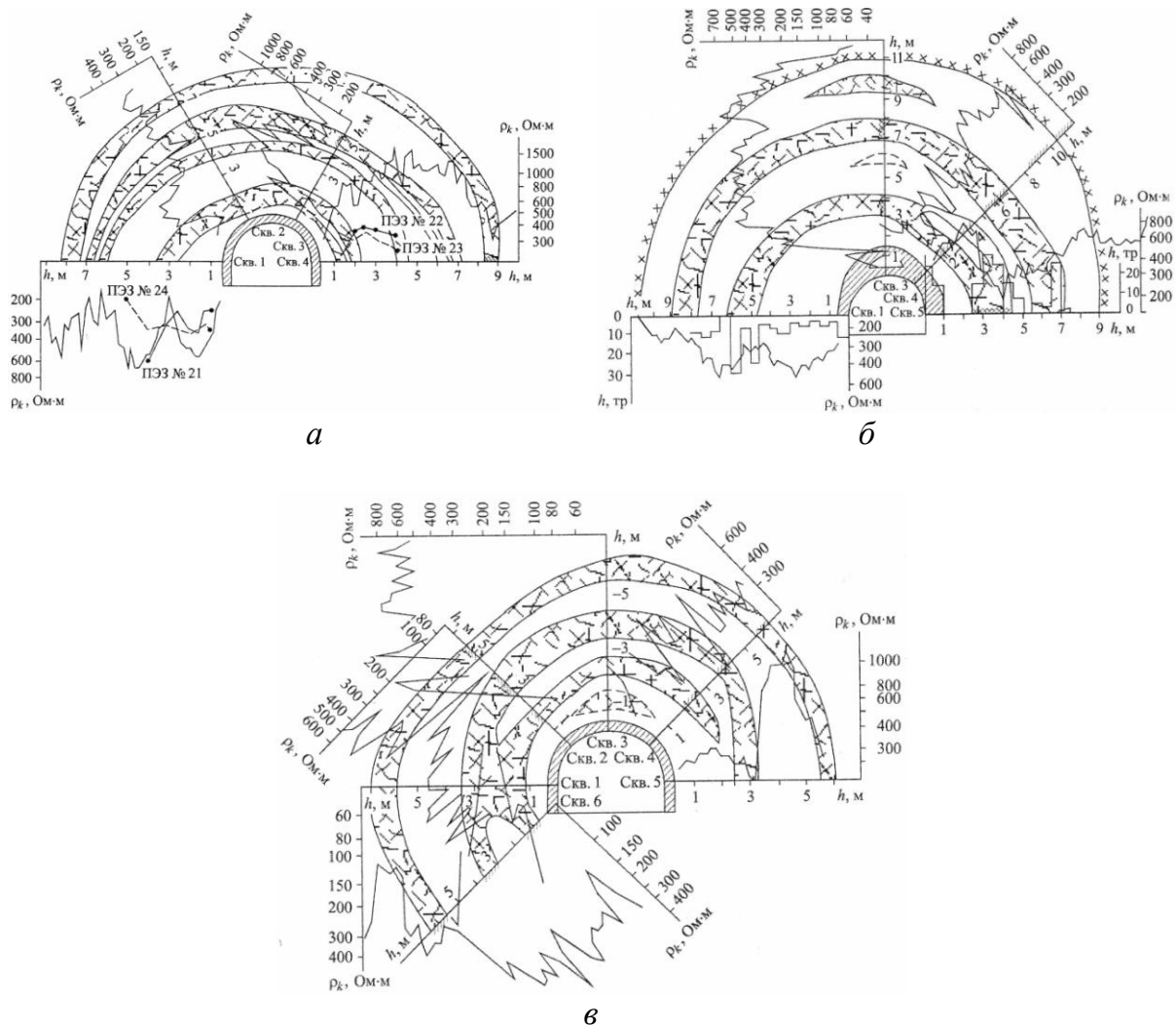


Рис. 4.3.4. Параметры зон дезинтеграции пород вокруг горных выработок [6]: а – сводный разрез по скважинам станции долговременных наблюдений (СДН) № 2 рудника «Гаймырский», горизонт –1 050 м; б – сводный разрез по скважинам веера № 2 СДН № 1, горизонт –957 м, рудник «Октябрьский»; в – сводный разрез по скважинам веера № 1 СДН № 1, горизонт –957 м рудник «Октябрьский»

Из анализа рис. 4.3.4 очевидно, что проведение выработки вызывает образование в массиве зон дезинтеграции сильно нарушенных трещиноватых чередующихся участков. Мощность их достигает

1,0–1,5 м. Границы ближайших от контуров выработок трещиноватых зон удалены на 1–3 м. Дальние участки в выработках горизонта – 1 050 м зафиксированы на расстоянии 9–11 м от стенок выработки. Ориентация наведенных крупных трещин повторяет контур выработки. Между зонами интенсивно раздробленных пород расположены относительно ненарушенные участки, трещиноватость которых близка к естественной.

Таким образом, зональная дезинтеграция горных пород в окрестности подземных выработок на больших глубинах есть одно из естественных состояний горного массива, находящегося под действием силового гравитационного и тектонического полей напряжений. С физической точки зрения формирование зон дезинтеграции зависит от наличия в среде микродефектов, которые под действием приложенного напряжения приводят к образованию макроскопических структур, в частности магистральных трещин, повторяющих форму выработки [7].

Методы исследования напряженно-деформированного состояния массива пород

Для оценки горного давления применяются следующие методы: натурные производственно-экспериментальные, лабораторные методы (физическое моделирование) и теоретические (аналитические расчеты, численное моделирование). Преимуществом натурных исследований является получение более качественной и достоверной информации о физико-механических свойствах пород, видах разрушений, деформациях и смещениях массива, нагрузках на крепь и т.д. Основной их недостаток – высокая трудоемкость работ.

Лабораторные эксперименты, осуществляемые методами физического моделирования, позволяют получить прогнозные результаты, но не всегда обеспечивают необходимую достоверность выводов наблюдений. Сложность этих экспериментов состоит в корректном подборе и учете материалов, их свойств, а также масштабов моделирования и критериев подобия. Эффективность применения физического моделирования обеспечивается в тех случаях, когда прогнозируемые явления не поддаются наблюдению в натуре.

Математическое моделирование в сравнении с вышеприведенными методами является более прогрессивным и позволяет резко сократить объем и время проведения экспериментов. Однако аналитические исследования дают возможность получить лишь качественную картину изучаемых явлений.

Рассмотрим кратко содержание методов изучения горного давления.

Производственно-экспериментальные методы, основанные на наблюдениях и экспериментах в подземных условиях и на поверхности, включают:

- визуальные наблюдения проявления горного давления в натуральных условиях;
- маркшейдерские измерения сдвижения обнаженных поверхностей массива;
- экспериментальное определение напряжений и смещений во времени отдельных точек (участков) массива;
- оценку структурно-механического состояния массива геофизическими методами;
- автоматизированную систему геомеханического мониторинга;
- определение давления горных пород на крепь;
- оценку трещиноватости горных пород;
- определение размеров устойчивых обнажений массива.

Приведем пример результатов *визуального наблюдения* за проявлением горного давления. При строительстве Николаевского рудника на глубинах 700–800 м было выявлено, что при проходке по направлению главных горизонтальных напряжений выработка сводчатой формы в кровле происходило заколообразование и разрушение горных пород, которое постепенно распространялось на боковые стенки (рис. 4.3.5, а). Придание выработке шатровой формы (рис. 4.3.5, б) обеспечило сохранность ее на длительный период.

При *маркшейдерских измерениях* определяют относительные смещения кровли и почвы (или бортов) выработок (вертикальную и горизонтальную конвергенцию). Замеряют эти смещения с помощью специальных стоек, реек и реперов.

В настоящее время в практике широко используют геофизические (звукометрические, электрофизические, сейсмоакустические, ультразвуковые, радиометрические) методы прогнозирования напряженности массива.

Звукометрический метод оценки состояния массива основан на том, что при нагружении горных пород в них происходят микроразрушения, являющиеся предвестниками обрушений. Эти микроразрушения сопровождаются звуковыми колебаниями (короткие щелчки), частота которых возрастает с увеличением напряженного состояния массива. Возникшие шумы связаны с необратимыми деформациями горных пород. Частота (количество) их характеризует скорость

деформации, что и представляет практический интерес. Постепенное увеличение частоты шумов свидетельствует о наступлении критической скорости деформации, имеющей место на стадии прогрессирующей ползучести пород. Последнее означает, что процесс деформирования стал необратимым.

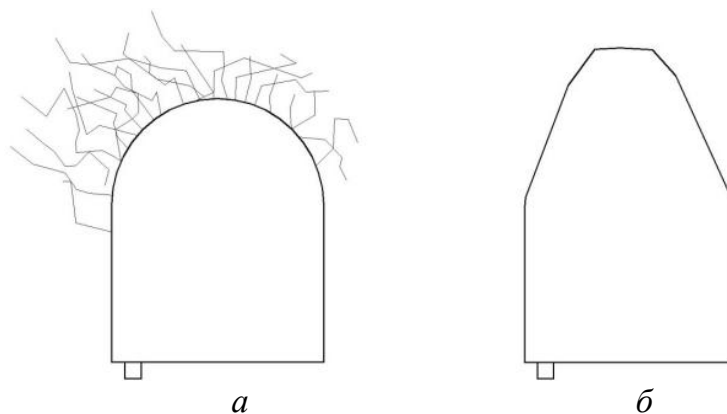


Рис. 4.3.5. Состояние выработок сводчатой (а) и шатровой (б) формы на Николаевском месторождении

При этом методе в породе бурится шпур глубиной не менее 2 м. Далее в него помещают геофон – цилиндр с пьезоэлементом (рис. 4.3.6).

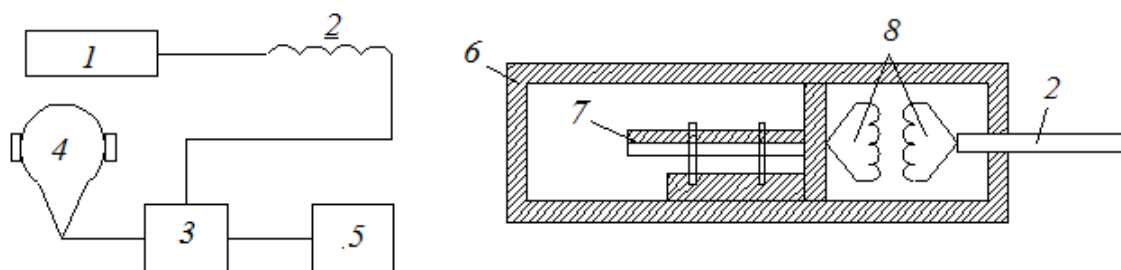


Рис. 4.3.6. Схема звукометрической станции: 1 – геофон; 2 – кабель; 3 – блок питания, усилитель, преобразователь и измеритель; 4 – наушники; 5 – самописец; 6 – корпус датчика; 7 – пьезоэлемент; 8 – понижающий трансформатор

От возникшего в породе звука разрушения (треска), представляющего собой короткий звуковой импульс, появляются колебания, распространяющиеся по всем направлениям. При достижении ими индикатора пьезоэлемент, закрепленный как консоль, начинает колебаться и деформироваться на изгиб. Образующаяся группа волн представляет собой короткий импульс постоянного тока, который слышен в телефоне как треск. При этом колебания записываются специальным устройством.

Сейсмоакустический метод оценки удароопасности основан на регистрации интенсивности выделения сейсмоакустической эмиссии (САЭ), возникающей в горном массиве при разрушении пород под влиянием их нагружения. Регистрация интенсивности количества сейсмоакустических импульсов в единицу времени в непрерывном режиме производится специальной многоканальной аппаратурой.

Первичные измерительные элементы аппаратуры (геофоны) располагаются во вмещающих породах или в рудном теле впереди линии очистного фронта на расстоянии 20–50 м и последовательно перемещаются по мере подвигания очистного забоя.

Геофоны соединяются с регистрирующей аппаратурой кабельными линиями. Основными информативными периодами времени для регистрации интенсивности САЭ являются межсменные интервалы, периоды проведения взрывных работ, ремонтные смены, выходные и праздничные дни.

В период отсутствия работ на руднике определяется фоновый уровень интенсивности САЭ, характерный для устойчивого (неудароопасного) состояния массива в конкретных условиях. Фоновый уровень является исходным показателем для последующей оценки изменения НДС массива.

Показателем напряженности и удароопасности массива служит процесс возбуждения или затухания САЭ, инициируемый взрывными работами. В статически предельно напряженном массиве технологические взрывы вызывают процессы перераспределения напряжений, подвижек отдельных блоков и, соответственно, возникновения режима динамического нагружения. Начало динамического нагружения массива сопровождается резким возрастанием интенсивности САЭ, которое является прогнозным признаком возникновения удароопасности.

Одним из распространенных способов оценки НДС массива считаются *методы, основанные на способности пород к упругому восстановлению формы и объема при разгрузке*. При этом определяют (замеряют) деформации (перемещения), по которым рассчитывают действующие напряжения. Методы, основанные на упругих свойствах пород, предусматривают разовые замеры с частичной или полной разгрузкой.

Основными тензометрическими способами исследования (методы разгрузки) являются: вариант торцовых измерений – схема ВНИМИ; вариант соосных скважин – схемы Хаста и Лимана (рис. 4.3.7).

Способ ВНИМИ (рис. 4.3.7, *a*): в выработке в заданном направлении бурится скважина диаметром 76–105 мм сплошным забоем. На отшлифованный забой скважины наклеивается розетка, состоящая

из трех фотоупругих датчиков (тензометров). Далее кольцевой коронкой производят обуривание торца скважины (выбуривают керн), что вызывает деформации упругого восстановления пород.

Способ Хаста и Лимана (рис. 4.3.7, б) основан на измерении деформаций упругого восстановления скважины малого диаметра.

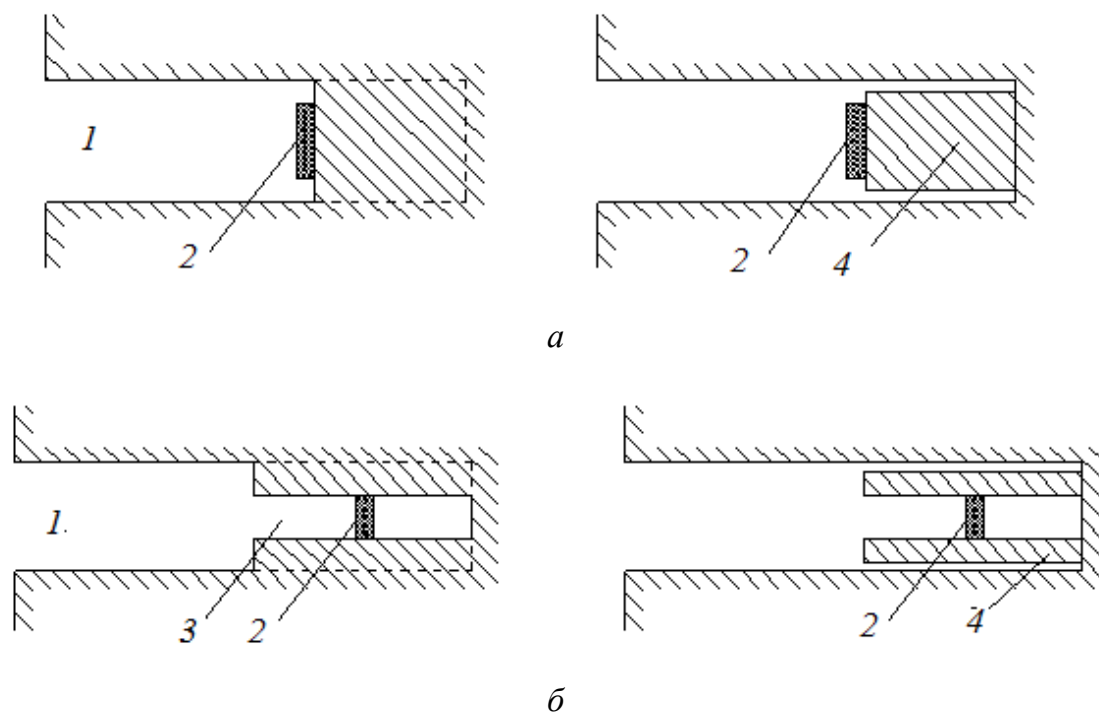


Рис. 4.3.7. Схемы определения напряжений в массиве: а – способ ВНИМИ; б – способ Хаста и Лимана; 1 – основная скважина; 2 – тензометр (деформометр); 3 – опережающая скважина малого диаметра; 4 – керн

Последовательность работ: бурят скважину большого диаметра сплошным забоем, затем бурят опережающую скважину малого диаметра из забоя основной скважины, в нее устанавливают деформометры (схема Хаста) либо на ее стенки с помощью специальных приспособлений наклеивают тензодатчики (схема Лимана). При этом фиксируют изменения диаметра центральной скважины в разных направлениях. Напряжения определяются по результатам измеренных деформаций.

Физическое моделирование геомеханических процессов осуществляется, как правило, в лабораторных условиях. Целью моделирования является воспроизведение и изучение на физических моделях механических процессов подобно натурным условиям (позволяет установить основные качественные характеристики процессов деформирования и разрушения горных пород).

Различают моделирование двух видов: физическое и аналоговое. *Физическое* – предусматривает воссоздание в моделях аналогичных механических полей, действующих в натуральных условиях, в соответствии с масштабом моделирования. *Аналоговое* – предполагает замену натурального поля механических напряжений электрическим полем в модели.

Применяются следующие методы физического моделирования: моделирование на активных фотоупругих материалах (поляризационно-оптический метод); на эквивалентных материалах; центробежное моделирование.

Основным условием корректного физического моделирования является соблюдение ряда критериев (масштабов) подобия.

Математическое моделирование занимает ведущее место при изучении горного давления. Численные методы моделирования на ЭВМ позволяют получать решения задач при весьма сложных граничных условиях. Для этих целей используются *метод конечных элементов* (МКЭ) и *метод граничных элементов* (МГЭ) [9].

Интенсивное развитие информационных компьютерных технологий позволило обеспечить доступность в применении МКЭ для изучения весьма разнообразных геомеханических процессов. Для решения задач МКЭ разработано множество современных программных продуктов для ЭВМ (ANSYS, NASTRAN, COSMOS и др.). Алгоритмы, реализованные в них, доказали свою эффективность и используются в таких отраслях, как авиастроение, космос, атомная промышленность, строительство, горное дело и др. Программные продукты ANSYS сертифицированы согласно серии стандартов ISO 9000.1. С 2002 г. программа ANSYS бессрочно аттестована Госатомнадзором России.

4.3.2. Крепление горных выработок

Горная крепь – это горнотехническое сооружение, возводимое в подземных выработках (капитальных, подготовительных и очистных) для обеспечения их устойчивости и сохранности, а также управления горным давлением.

Крепь очистных выработок камерного типа должна воспринимать внешние и внутренние нагрузки и по возможности «сплачивать» массив, используя его самоподдерживающую способность и образуя единую конструкцию «порода – крепь».

Применяемые виды крепи на очистных работах приведены в табл. 4.3.1.

Наибольшее распространение в очистных забоях получила штанговая (анкерная) крепь в сочетании с металлической решетчатой

затяжкой и торкретбетоном. Тросовое крепление в основном применяют при неустойчивых породах кровли. Деревянное крепление в виде распорной и станковой крепей используется при отработке маломощных рудных тел.

Таблица 4.3.1

Классификация видов крепей очистных выработок [10]

Виды крепей	Материал крепей	Пояснения к конструкции крепей
<p>I. Крепей, размещаемые в массиве поддерживаемых пород:</p> <p>1) штанговая (анкерная)</p> <p>2) торкретбетон</p> <p>3) обвязка</p> <p>4) скважинная тросовая с твердеющим заполнителем</p> <p>5) подвесная крепь</p>	<p>Металл, железобетон, специальные трубы, канат</p> <p>Бетон</p> <p>Трос</p> <p>Трос, твердеющие заполнители</p>	<p>Пневматическим разбрызгиванием наносят слой бетона на стенки и кровлю выработки</p> <p>Тросом обвязывают столбообразные целики</p> <p>В скважины вводят отрезки троса, закрепляемые с помощью заполнителя</p>
<p>II. Крепей, размещаемые в выработанном пространстве и поддерживающие породный массив извне:</p> <p>1) механизированные щиты</p> <p>2) распорная</p> <p>3) крепежные рамы</p> <p>4) костровая</p> <p>5) самоопускающиеся перекрытия</p> <p>6) опорные столбы</p> <p>7) станковая</p>	<p>Металл</p> <p>Металл, дерево, пластмасса</p> <p>Дерево, металл</p> <p>Дерево, рельсы</p> <p>Металлическая сетка, трос, дерево</p> <p>Камень, бетон, искусственные плиты</p> <p>Дерево</p>	<p>Перемещаются по почве залежей</p> <p>Распорки устанавливают между висячим и лежащим боками</p> <p>В виде сруба или оклада</p> <p>Опускается под давлением налегающих обрушенных пород</p> <p>Устанавливаются на почве залежи для поддержания крепей</p> <p>Пространственная решетка в виде параллелепипедов</p>

Крепи очистных выработок должны отвечать следующим требованиям: обеспечивать механизацию возведения, высокую прочность и надежность, минимум помех для работы горного оборудования, наименьшие расходы по эксплуатации и ремонту крепи.

Анкерная крепь

Под *анкерной крепью* понимают систему закрепленных определенным образом в кровле, боках и почве выработок анкеров для упрочнения массива горных пород и повышения устойчивости обнажений за счет скрепления породных слоев или структурных блоков между собой или с более прочными окружающими породами.

Сравнительные характеристики широко применяемых анкеров приведены на рис. 4.3.8, где представлены железобетонные штанги (ЖБШ), металлические замковые анкеры (МЗА), анкеры Split-Set (ССА), анкеры Swellex (СВА), армополимерные штанги (АПШ) [8].

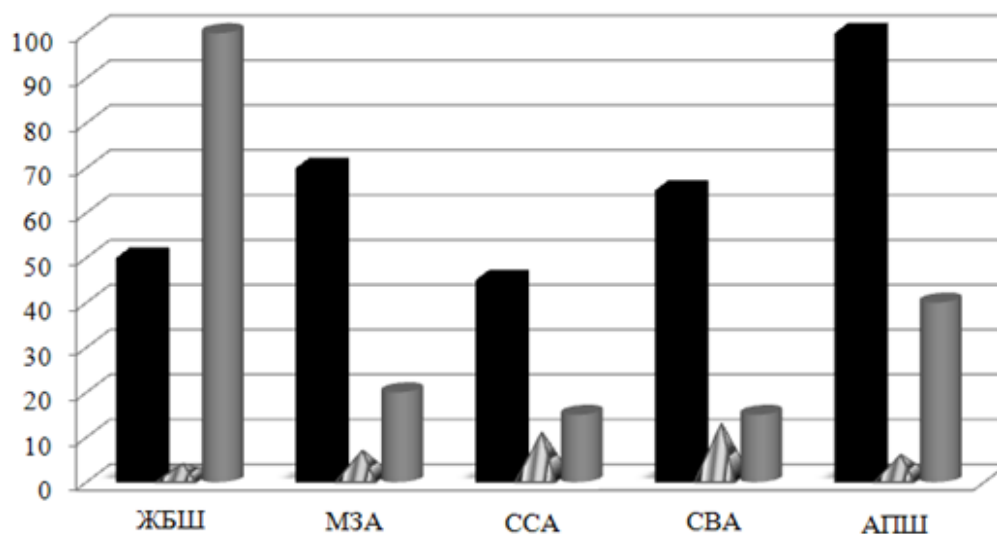


Рис. 4.3.8. Сравнительная характеристика анкеров:

■ – удельная несущая способность, кН/м; ▨ – удельная стоимость, долл. США/м; ▩ – время вступления под нагрузку, мин

ЖБШ наиболее широко используются при креплении горных выработок как за рубежом, так и в России. Они имеют относительно низкую удельную стоимость установки и хорошую несущую способность (50–70 кН). Недостаток ЖБШ – относительно длительное достижение анкером расчетной нагрузки (обычно до 10 сут). При использовании быстротвердеющих цементных растворов ЖБШ воспринимают нагрузку через 1,5–2,0 ч.

В мировой практике в технологическом цикле возведения крепи принято разделение операций бурения шпуров под анкеры, подачи раствора в шпур и установки арматуры, что связано с большой продолжительностью твердения раствора. Бурение шпуров под штанги выполняется высокопроизводительной буровой техникой, применяемой для проходки подготовительно-нарезных выработок. Операции подачи раствора в шпур и установки арматуры осложняются в связи с необходимостью поиска пробуренных шпуров, настройки на них оборудования и ожидания схватывания раствора.

Полный цикл возведения ЖБШ, включая бурение шпуров, подачу раствора и введение арматуры, выполняют зарубежными самоходными установками Robolt 06 фирмы Sandvink (Финляндия) производительностью около 40 анкеров в смену.

Канатные анкеры являются разновидностью анкеров, закрепляемых на цементных растворах. Преимущества этого типа крепления над ЖБШ особенно ощутимы при разработке мощных рудных залежей и слоевой выемке руды в восходящем порядке с закладкой. Канатные анкеры, установленные в скважинах длиной до 15 м на цементном растворе, служат крепью при отбойке 2–3 слоев в восходящем порядке. Широко применяются на рудниках Швеции, Канады, США, Австралии для крепления подготовительно-нарезных и очистных забоев.

Технология возведения крепи включает следующие операции (рис. 4.3.9): бурение шпуров, подача цементного раствора в шпур, установка каната в шпуре.

Введение растворопровода в шпур до упора в его днище облегчается применением специальной направляющей насадки. Подача раствора в шпур при обратном перемещении растворопровода к устью шпура обеспечивает избыточное давление в шпуре и поступление раствора в трещины массива. Рекомендуемый диаметр шпуров 48–64 мм. Цементный раствор (соотношение В/Ц = 0,35) набирает полную прочность на 11-е сут. Канатный анкер длиной 3 м на цементном растворе имеет несущую способность 600–660 кН.

Фирма Atlas Copco (Швеция) выпускает полностью механизированную буровую установку двойного назначения Cabletec LC, оснащенную двумя стрелами: для добычного бурения перфоратором и установки тросовых анкеров на цементном растворе (рис. 4.3.10).

Анкеры МЗА с механическим их закреплением в шпуре вступают под нагрузку сразу по установке, но сложны в изготовлении, что определяет более высокую их стоимость в сравнении с ЖБШ при относительно невысокой удельной несущей способности (70–80 кН).

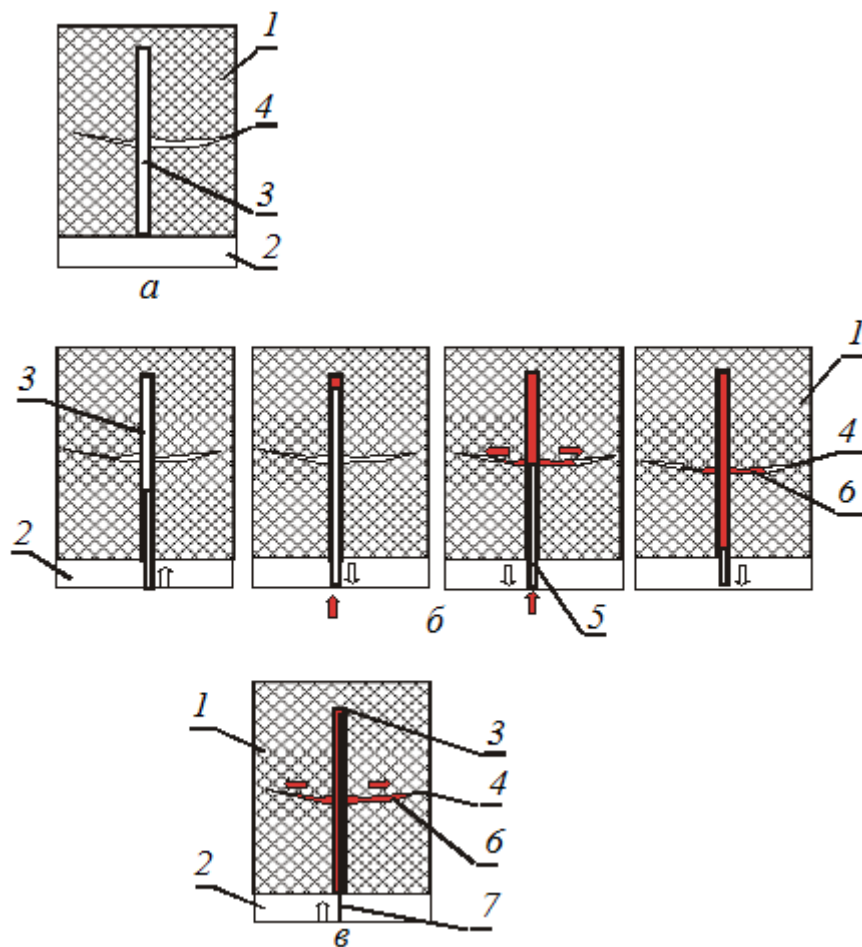


Рис. 4.3.9. Последовательность операций при автоматизированной установке канатного анкера фирмой GIA Industri AB (Швеция): *а* – бурение шпура; *б* – подача цементного раствора в шпур; *в* – установка каната в шпуре; 1 – массив горных пород; 2 – выработка; 3 – шпур; 4 – трещина расслоения; 5 – растворопровод; 6 – раствор; 7 – канат

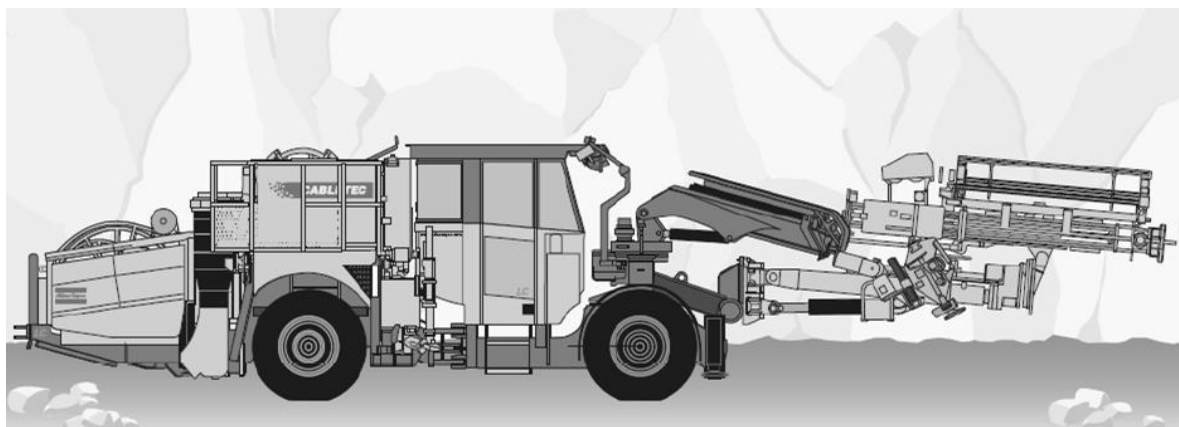


Рис. 4.3.10. Буровая установка Cabletec LC

Анкеры ССА разработаны американской фирмой «Ингерсолл». Они более технологичны в установке и представляют собой стальную трубку диаметром на 2–3 мм больше диаметра шпура с продольной прорезью по всей длине, конусностью на переднем конце и буртиком для опорной пластины – на заднем. По удельной несущей способности ССА равны или несколько уступают ЖБШ, но по стоимости более дорогие. Для достижения достаточной удельной несущей способности (120–130 кН) анкеры Split-Set должны изготавливаться из хорошей (пружинной) стали.

Анкерная крепь СВА, разработанная канадским отделением фирмы Atlas Copco (Швеция), представляет тонкостенную (до 2 мм) трубку с продольной вмятиной, выполненной холодной прокаткой, заглушенную с обеих сторон. Технология возведения состоит в следующем: на анкер надевают опорную пластину, вставляют его в шпур и подают воду под давлением 25–30 МПа специальной насосной установкой. Испытания анкеров Swellex диаметром 32 мм и длиной 122–183 мм в шпурах диаметром 38 мм показали, что разрушающая нагрузка для них составляет 138 кН. Анкеры Swellex по простоте конструкции и технологии возведения в наибольшей степени подходят для создания роботизированных комплексов.

В России и за рубежом накоплен значительный опыт применения АПШ с закреплением их в шпурах быстротвердеющими синтетическими смолами. Практика показала высокую эффективность этих конструкций в неустойчивых породах, т.к. проникая в трещины, составы склеивают между собой структурные отдельные массива, дополнительно упрочняя его. Так как АПШ обладают бóльшей податливостью относительно ЖБШ и стоимость полимерных твердеющих составов достаточно высока, то в мировой практике наметилась тенденция уменьшения диаметра бурения под анкеры, чтобы снизить величину зазора между арматурой и стенкой шпура. В ряде случаев буровую штангу оставляют в шпуре в качестве анкерного стержня, осуществляя подачу смолы в шпур сразу по завершении операции бурения. Как видно на рис. 4.3.8, АПШ (в случае применения эпоксидной смолы) превосходят по несущей способности другие типы анкеров, имеют значительно меньшее время вступления под нагрузку, чем ЖБШ, но в несколько раз дороже их.

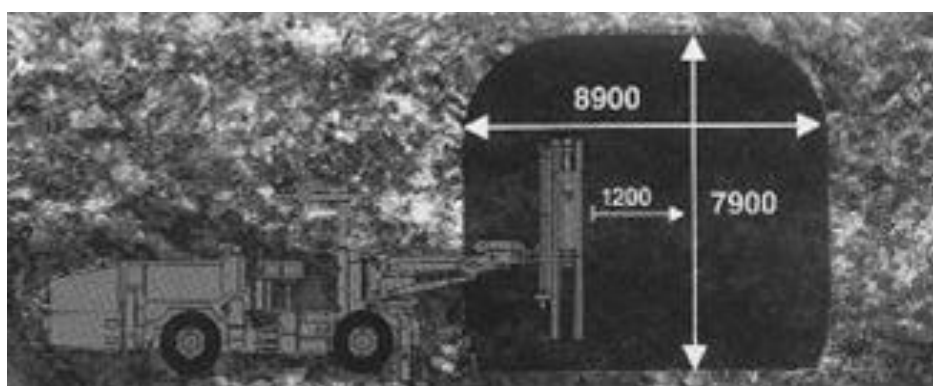
Техническая характеристика применяемых в России сталеполлимерных анкерных крепей приведена в табл. 4.3.2.

Базой для автоматизации процесса возведения армополимерных штанг может служить самоходная установка Robolt 07 фирмы Sandvinik (Финляндия).

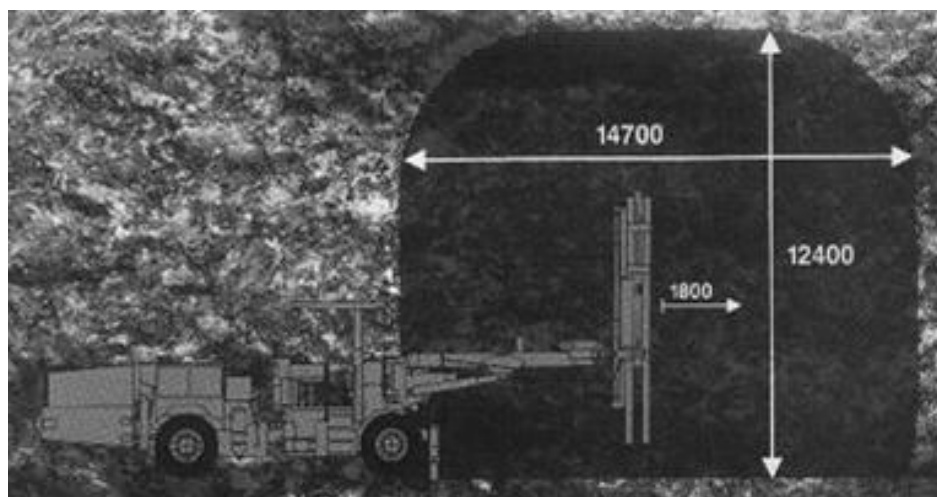
Таблица 4.3.2

Технические характеристики анкеров

Показатели	Типы анкеров					
	АСП	А20	А20В	АСО	ШК-1М	АКМ
Диаметр стержня, мм	20					16
Марка стали	Ст.3	Ст.5		Ст.3		
Разрывное усилие, кН	95	150	160	95	70	
Удлинение при максимальной нагрузке, %	6,4	1,2		6,4	8,7	
Масса 1 м анкера, кг	2,8		2,7	2,9	1,7	
Максимальная длина анкера, м	2,5					2,0



а



б

Рис. 4.3.11. Специальные самоходные установки Robolt G-320 и G-330 для возведения ЖБИ, МЗА, СВА, АПС и других типов анкеров

Специальные самоходные установки Robolt G-320 и G-330 настраиваются фирмой-изготовителем на любые типы анкеров по желанию заказчика (рис. 4.3.11) [8].

Другие виды крепи

Для предотвращения отслаиваний и вывалов отдельных кусков руды и породы в очистное пространство применяют набрызг-бетонную крепь, как правило, в сочетании с другими видами крепи, чаще всего анкерами под металлической сеткой. Этим способом закрепляют кровлю и стенки очистных камер и забоев, предотвращая развитие интенсивного трещинообразования на их контуре.

Обвязка применяется для повышения устойчивости рудных целиков, оставляемых в выработанном пространстве при камерно-столбовой системе разработки. Для исключения отслаивания и вывалов руды (породы), уменьшающих размеры целиков и, соответственно, их устойчивость, последние обвязывают металлическими тросами (рис. 4.3.12).

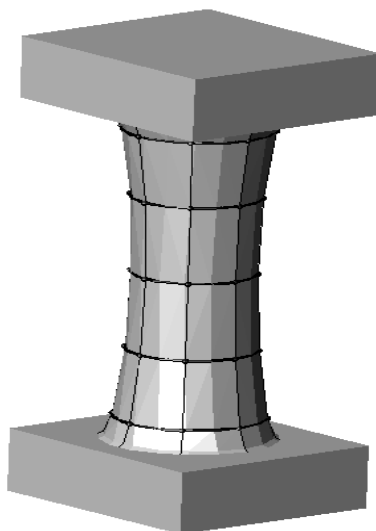


Рис. 4.3.12. Тросовая обвязка целика

Разрушение целиков начинается с выпадения из его массива мелких кусков. На этом участке образуется концентратор напряжений и происходит постепенное разрушение целика. Обвязка препятствует началу этого процесса.

Щитовые механизированные комплексы применяются при выемке маломощных пологих залежей с креплением и последующим обрушением кровли. Механизированные щиты продвигаются вслед за забоем, поддерживая очистную выработку в устойчивом безопасном состоянии (рис. 4.3.13).

Погашение выработанного пространства или посадка кровли осуществляется принудительно или за счет самообрушения пород.

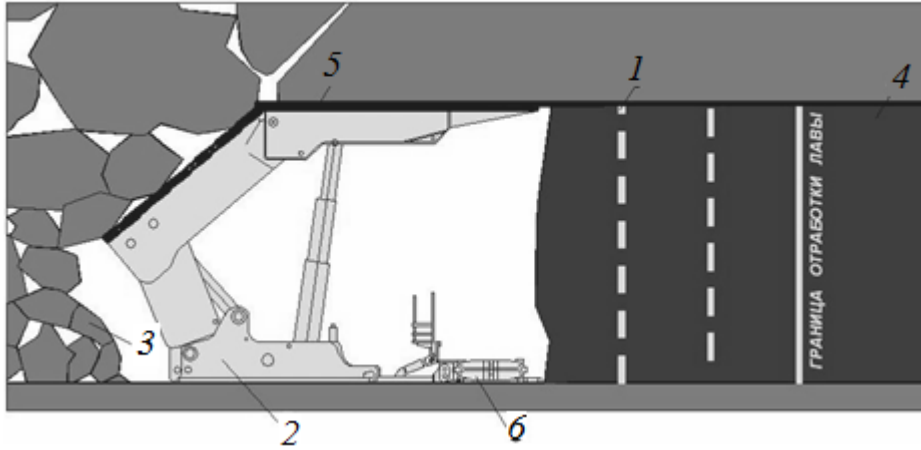


Рис. 4.3.13. Щитовой механизированный комплекс: 1 – выемочные полосы очистного комбайна; 2 – механизированная крепь; 3 – обрушенные породы; 4 – угольный пласт; 5 – защитное перекрытие «брус»; 6 – скребковый лавный конвейер

Распорные крепи применяются в маломощных залежах. Основным элементом крепи являются жесткие или податливые стойки, обычно изготовленные из дерева (рис. 4.3.14).

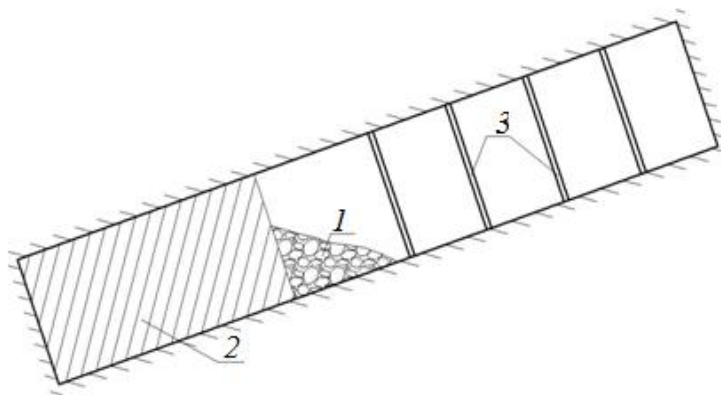


Рис. 4.3.14. Распорная крепь: 1 – очистной забой; 2 – рудный массив; 3 – распорная крепь – стойки

Стойки устанавливают рядами на расстоянии, обеспечивающем устойчивость обнажений и производство работ по очистной выемке. При необходимости применяют усиленную распорную крепь с дополнительными элементами.

Крепежные рамы используют при освоении маломощных залежей руд системами разработки с открытым выработанным пространством. В качестве крепежных рам применяют полные или неполные «дверные оклады», изготавливаемые в основном из дерева.

Костровая крепь представляет собой искусственно возводимую конструкцию в форме квадратной, прямоугольной или треугольной клетки из деревянных или металлических балок. Предназначена для управления кровлей. Возводится в основном при выемке горизонтальных и слабонаклонных залежей (рис. 4.3.15).

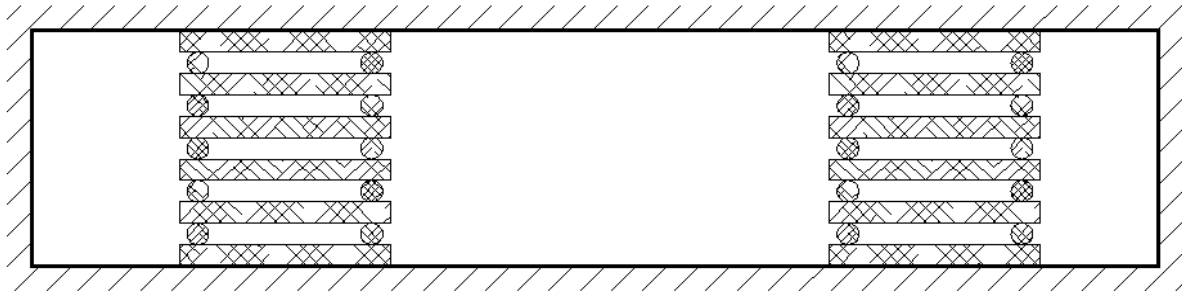


Рис. 4.3.15. Костровая деревянная крепь

Пространство внутри костра для повышения его устойчивости иногда заполняется пустой породой.

Самоопускающиеся перекрытия представляют собой крепь очистных пространств в виде гибкого или жесткого перекрытия, служащего в качестве искусственной кровли и опускаемого по мере выпуска руды.

Данная крепь применяется в основном при слоевых системах разработки и системах с обрушением в неустойчивых рудах и вмещающих породах (рис. 4.3.16).

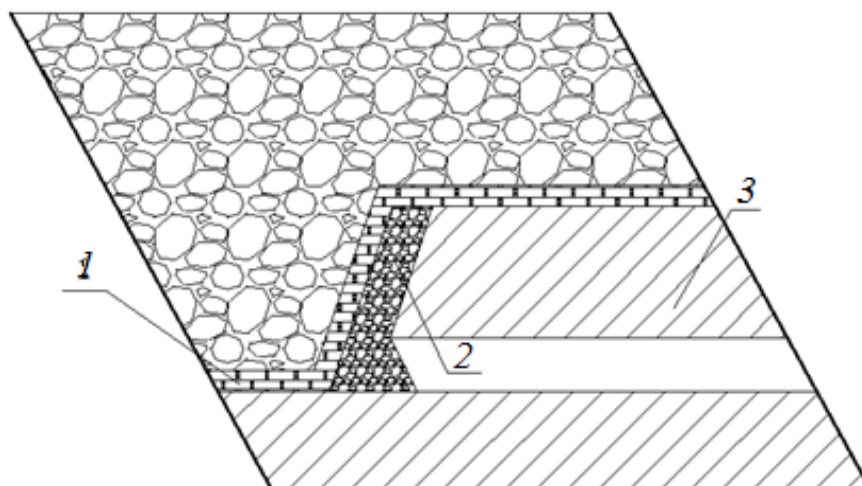


Рис. 4.3.16 . Добыча руды под перекрытием:
1 – гибкое перекрытие; 2 – отбитая руда; 3 – рудный массив

Наибольшее распространение получили следующие перекрытия:

- гибкое перекрытие из канатов и железобетонных труб, шарнирно связанных между собой;
- усиленное перекрытие из стальной сетки и полос;
- гибкие перекрытия, состоящие из продольных и поперечных канатов, переплетенных между собой, и металлической сетки, настилаемой сверху;
- деревометаллические перекрытия в виде металлической решетки, укладываемой на деревянный настил.

Помимо функции крепления, перекрытия выполняют роль изолирования отбитой руды от налегающих пород, повышая показатели полноты и качества извлечения запасов из недр.

Недостатки: большие дополнительные затраты на монтаж перекрытия; сложность управления и сохранения перекрытия с понижением фронта очистных работ.

4.3.3. Способы управления кровлей

Управление горным давлением, или поддержание кровли в устойчивом состоянии, сводится к четырем основным способам (рис. 4.3.17).

При *естественном поддержании* выработанное пространство остается открытым. Регулирование горного давления производится выбором размеров и параметров расположения постоянных рудных (породных) целиков. Такой способ поддержания кровли применяется при выемке пологих и наклонных залежей сплошной и камерно-столбовой системой разработки.

Освоение маломощных крутопадающих рудных тел также нередко ведется с открытым выработанным пространством с креплением висячего бока распорной или срубовой крепью. По границам блока оставляются потолочные, надштрековые и междублоковые целики.

Добыча руды с *поддержанием* выработанного пространства *заполнением закладкой* занимает ведущее место при необходимости сохранять налегающий массив и земную поверхность в условиях больших глубин, а также при выемке ценного полезного ископаемого. Учитывая постоянно возрастающую стоимость земель, законодательные требования к экологической безопасности, истощимость минерального сырья, область применения этого способа управления горным давлением постоянно расширяется.

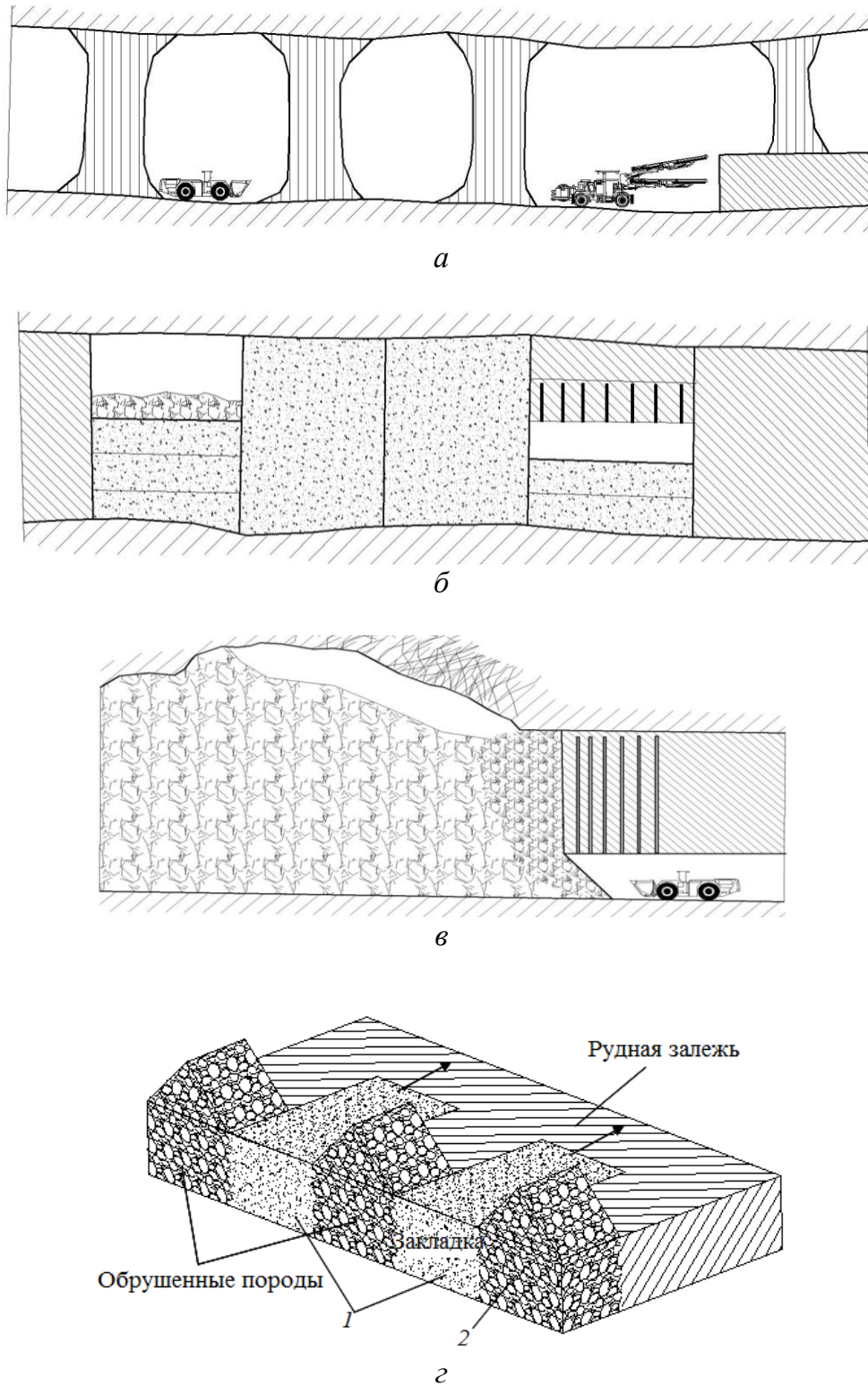


Рис. 4.3.17. Системы разработки с различными способами поддержания очистного пространства: *а* – естественное поддержание опорами (целиками); *б* – закладкой выработанного пространства; *в* – обрушением руды и вмещающих пород; *г* – комбинированное поддержание выработанного пространства закладкой и обрушением: *1* – выемка руды производится системами разработки с закладкой выработанного пространства (камерами или слоями); *2* – системами с обрушением; стрелка – направление фронта очистных работ

Управление горным давлением *заполнением* выработанного пространства *обрушенными вмещающими породами* применяется для отработки мощных и весьма мощных залежей любого падения с малой и средней ценностью полезного ископаемого. Обрушение пород производится на отбитую руду принудительным взрыванием скважинных зарядов ВВ.

В неустойчивых и весьма неустойчивых налегающих породах и при достаточном пролете или площади обнажения происходит их самообрушение.

Комбинированный способ поддержания кровли включает выемку пластообразных обширных залежей чередующимися участками с твердеющей закладкой и с обрушением кровли в форме устойчивого свода. Устойчивость налегающего массива обеспечивается обоснованием необходимой прочности и ширины участка, заложенного твердеющей смесью.

4.4. Закладка выработанного пространства

Закладка – совокупность процессов, охватывающих приготовление, транспортирование и укладку закладочного материала в выработанном пространстве.

Закладочная смесь – раствор вяжущих материалов, заполнителей и воды, твердеющий после затворения (перемешивания).

Закладочный материал – материал, предназначенный для заполнения выработанного пространства.

Искусственный массив – массив закладочного материала, возводимый в выработанном пространстве.

Закладочный ствол – вертикальная или наклонная выработка, имеющая выход на поверхность, предназначенная для подачи закладочной смеси.

Закладочная скважина – скважина, служащая для подачи закладочной смеси в шахту, в отработанное пространство.

Закладочный трубопровод – трубопровод для транспортирования закладочного материала.

Закладочный комплекс – совокупность объектов для временного хранения и дозированной подачи компонентов в устройства и аппараты для приготовления закладочной смеси.

Закладочная перемычка – специальное сооружение в закладываемой пустоте, предназначенное для предохранения действующих

горных выработок от проникновения закладочного раствора, а также создания дренажа и отвода воды из закладочного массива, которые должны выдержать давление раствора.

Закупорка (забутовка) – образование в закладочном трубопроводе (скважине) «пробки» из транспортируемого материала.

Прочность закладки – прочность на сжатие, определяемая на образцах-кубах, изготовленных в лабораториях поверхностных закладочных комплексов, в контрольные сроки твердения.

Марочная прочность закладки – прочность образцов-кубов в возрасте 180 сут, изготовленных в лабораториях поверхностных закладочных комплексов.

Нормативная прочность закладки – прочность, при которой возможно безопасное обнажение закладочного массива горной выработкой заданных размеров в принятые проектом сроки.

Фактическая прочность закладки – прочность закладочного массива, определяемая путем непосредственного его опробования при обнажении.

Тонкость помола – величина относительного остатка сухого материала, прошедшего при просеивании его через сито с размером ячейки 0,080 мм.

Устойчивость закладки – способность противостоять воздействию статических (собственный вес, пригрузка налегающих толщ) и динамических (ударное и сейсмическое действие взрывов, усилия от работы большегрузной техники) нагрузок.

Управление горным давлением – совокупность мероприятий по регулированию проявлений горного давления в рабочем пространстве очистного забоя в целях обеспечения безопасности и необходимых производственных условий в горных выработках.

4.4.1. Условия применения, свойства и способы закладки

При выемке рудных залежей технологией с закладкой заполнение выработанного пространства происходит по мере подвигания фронта очистных работ. В зависимости от применяемой системы разработки заполнение подземных пустот осуществляется одновременно с очистной выемкой или последовательно после полной отработки камеры.

Закладка выработанного пространства используется в любых сложных горнотехнических и геомеханических условиях. С ростом ценности полезных извлекаемых компонентов, повышением законо-

дательных требований к охране земной поверхности, утилизации отходов промышленности от горно-металлургической до бытовой, увеличением глубины горных работ область применения технологий добычи руд с закладкой будет постоянно расширяться (табл. 4.4.1).

Таблица 4.4.1

Цель и условия применения закладки

Цель	Условия
Повышение полноты и качества извлечения руд	Отработка охранных целиков. Селективная выемка, разработка месторождений сложной морфологии. Разработка месторождений ценных руд
Разработка месторождений в сложных горно-технических условиях	Сильнообводненные месторождения. Неустойчивые руды и вмещающие породы. Разработка пожароопасных месторождений. Разработка глубоких горизонтов
Интенсификация разработки месторождений	Совместная разработка открытым и подземным способами. Опережающая разработка. Восходящая разработка
Улучшение условий труда	Разработка удароопасных месторождений
Охрана окружающей среды	Охрана недр, земли, лесных массивов, водных бассейнов. Утилизация отходов производства

В зависимости от состава и свойств закладки она бывает твердеющая, гидравлическая и сухая (табл. 4.4.2).

К прочностным свойствам закладки относятся: пределы прочности на сжатие, растяжение и срез со сжатием.

Предел прочности закладки на одноосное сжатие определяется в результате испытания специально приготовленных образцов размером 10×10×10 см:

$$\sigma_c = \frac{P}{S}, \quad (4.1)$$

где P – разрушающая нагрузка, кг; S – площадь поверхности образца, мм².

Образцы изготавливают в кассете с парафиновой изоляцией. Испытания проводят через 7, 28 и 90 сут. В каждый срок нагружают по три образца и устанавливают среднее значение σ_c . Скорость нагружения образца на испытаниях равна 0,2–0,3 МПа/с.

Таблица 4.4.2

Виды закладки и способы ее возведения

Вид закладки и способы возведения	Особенности
1. Твердеющая закладка	Содержит вяжущие вещества и воду
Литой	В выработанное пространство подается готовая смесь
Инъекционный	Заполнитель пропитывают вяжущим раствором в выработанном пространстве
Гидрозакладочный с вяжущей добавкой	Несущей средой заполнителя служит вода
2. Ледяная закладка	В условиях многолетней мерзлоты проводят послойное замораживание
3. Блочная закладка	Каменные блоки скрепляют вяжущим раствором
4. Сыпучая закладка (гидравлический способ)	Закладочный материал перемещается водой по трубам
5. Сухая закладка	Представляет сухой сыпучий закладочный материал
Самотечный	Закладочный материал заполняет выработку под действием свободного падения
Механический	Закладочный материал распределяют в выработке машинами механического действия
Пневматический	Закладочный материал транспортируют по трубам и забрасывают в выработку сжатым воздухом

Предел прочности на растяжение устанавливают методом раскалывания, используя стержни диаметром 10 мм. Расчет σ_p ведется по формуле

$$\sigma_p = \frac{2P}{\pi L^2}, \quad (4.2)$$

где L – линейный размер грани образца кубической формы, м.

Предел прочности на срез со сжатием определяют сжатием образца в специальной матрице между плитами пресса. Испытания проводят при трех углах среза – 30, 45 и 60°:

$$\tau = \frac{P}{S} \sin \alpha, \quad (4.3)$$

где α – угол среза, град.

Плотность твердеющей закладки устанавливают простым взвешиванием образцов.

Компрессионные свойства закладки – степень усадки под внешней нагрузкой при одноосном или объемном сжатии.

В условиях одноосного сжатия *деформации* ε от главного напряжения σ_1 определяют по закону

$$\varepsilon = \frac{\sigma_1}{E}, \quad (4.4)$$

где E – модуль упругости закладки, МПа.

В условиях объемного сжатия компрессионные свойства закладочного материала устанавливают в специальных приборах – стабилометрах. По данным этих измерений определяют *коэффициент усадки* закладочного массива:

$$K_y = \frac{V_1 - V_2}{V_1} 100, \% , \quad (4.5)$$

где V_1, V_2 – объемы материала, соответственно, в момент возведения ко времени, когда уплотнение его практически прекращается.

Коэффициент усадки, характеризующий компрессионные свойства закладки, зависит от способа возведения искусственного массива, гранулометрического состава материала, наличия пластифицирующих добавок, а также от горного давления.

Коэффициент фильтрации K_f характеризует скорость фильтрации при напорном градиенте, равном единице. Единица измерения – м/сут.

По водопроницаемости закладочные массивы подразделяются:

- на практически водонепроницаемые – $K_f = \text{до } 0,01$;
- слабопроницаемые – $K_f = 0,01\text{--}20,00$;
- среднепроницаемые – $K_f = 20\text{--}500$;
- легкопроницаемые – $K_f = \text{более } 500$.

Устанавливают K_f в натуральных условиях по балансу налива и откачки воды.

Интенсивность схватывания смесей определяют в соответствии с ГОСТ 310.3–76. Пробу смеси толщиной 4 см устанавливают в цилиндре под иглой прибора диаметром 1,1 мм, прикрепленной к цилиндрическому стержню массой 300 г. Отпуская стержень, регистрируют начало (игла не достигает дна на 1 мм) и конец схватывания ма-

териала (игла полностью погружается в смесь). Испытания тоекратно повторяются. Этот параметр особенно важен при отработке залежей слоями с восходящим порядком выемки. Чем выше интенсивность схватывания, определяющая возможность передвижения самоходной техники по закладке, тем более высокими темпами ведется добыча руды.

4.4.2. Твердеющая закладка

Литая закладочная смесь (ЛТС) содержит вяжущее вещество, мелкозернистый наполнитель и воду (табл. 4.4.3).

Таблица 4.4.3

Назначения и виды материалов для приготовления литой твердеющей закладки (ЛТЗ)

Назначение	Материалы
Вяжущее	Портландцемент, молотые металлургические шлаки, золы уноса, ангидрит, гипс, цеолит и др.
Активизаторы	Цемент, известь, гипс, шламы, ангидрит, доменные шлаки, щелочные отходы производства и др.
Пластификаторы	Глина, известняк, хлорное железо, хлористый кальций, серноокислый натрий, сульфидно-спиртовая барда и др.
Заполнитель	Хвосты обогащения, песок, дробленая порода шахтных отвалов, отвальные шлаки, гравий и др.
Несущая среда и реагент процесса твердения	Сбросовые воды рудника, обогатительной фабрики, техническая вода

Для повышения скорости твердения смеси, улучшения показателя транспортабельности в ее состав вводят активизаторы и пластификаторы.

Приготовление ЛТЗ

Цементные вяжущие применяются на многих рудниках России и мира. Это обусловлено рядом преимуществ их использования: минимальные сроки твердения относительно других вяжущих, простота технологии приготовления ЛТС, сокращение капитальных затрат на строительство закладочного комплекса.

В разное время на рудниках испытывали и применяли разнообразные вяжущие материалы, способные полностью или частично заменить цемент – достаточно дорогостоящий продукт. Наибольшее распростра-

нение получили шлаковые вяжущие. Тонкомолотые гранулированные шлаки доменного производства в качестве компонента сложного вяжущего успешно применяются на Гайском, Комсомольском, Таймырском, Октябрьском и других рудниках. Так, на Октябрьском руднике при разработке мощной пологопадающей залежи применяют сложный состав, включающий цемент (100 кг/м^3), шлак (700 кг/м^3), ангидрит (380 кг/м^3), щебень (450 кг/м^3) и воду ($500\text{--}550 \text{ л/м}^3$).

Структура литой твердеющей закладки такова, что 85–90 % ее составляет заполнитель с водой. Качество заполнителя во многом обуславливает характеристику получаемого массива.

Основные требования к *заполнителям*: предел прочности на 10–15 % выше нормативной прочности закладки, отсутствие вредных примесей, транспортабельность и экономичность. По экологическим и экономическим факторам всегда желательно использовать в качестве заполнителя отходы обогатительной фабрики и рудника.

Повышению прочности ЛТЗ, улучшению ее транспортабельности способствует введение в смесь *пластифицирующих добавок* (см. табл. 4.4.3). Их используют для ускорения твердения ЛТС, повышения текучести раствора, водоудерживающей способности смеси, экономии цемента.

Наиболее доступным и дешевым пластификатором является глина, содержащаяся во многих природных песках. Весьма эффективной для этих целей считается сульфидно-спиртовая барда, смесь тонкодисперсного известняка и суперпластификаторы С-3 и С-4.

Активизаторы повышают гидравлическую активность вяжущего. Эффективными активизирующими свойствами обладают ангидрит, известь, золы уноса, цемент и др. (см. табл. 4.4.3).

Наряду со свойствами компонентов ЛТЗ, на ее качество большое влияние оказывает технология производства и тип применяемого оборудования. Используемые в настоящее время на горных предприятиях закладочные комплексы (ЗК) с цементным вяжущим однотипны и представляют собой бетоносмесительные устройства (рис. 4.4.1). Закладочные комплексы разнообразны и объединяют средства для измельчения, приготовления и транспорта смесей, как правило, на основе комплексных вяжущих.

Вода для закладки не должна содержать в большом количестве вредные кислотные примеси, агрессивные к бетону. Для приготовления ЛТС применяют воду с показателем кислотности > 4 , содержание сульфатов должно быть менее $2,7 \text{ г/л}$ и других солей – не более 5 г/л . Слегка щелочные воды ускоряют процесс схватывания.

Участвующие в приготовлении ЛТЗ материалы подвергаются предварительной переработке. Они требуют:

- доизмельчения для повышения активности – цемент, золы ТЭЦ;
- мокрого измельчения – шлаки;
- дробления, измельчения – заполнители (скальные породы);
- обезвоживания и дешлакации – хвосты обогащения.

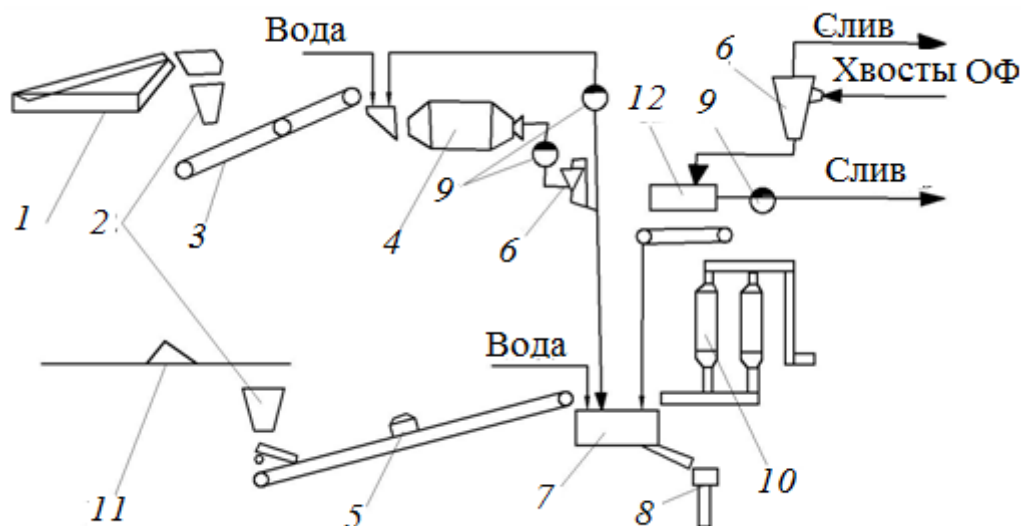


Рис. 4.4.1. Технологическая схема закладочного комплекса литой смеси: 1 – склад для гранулированного доменного шлака; 2 – загрузочные бункеры; 3 – конвейер; 4 – шаровая мельница; 5 – весы; 6 – гидроциклоны; 7 – смеситель; 8 – трубопровод; 9 – насос; 10 – цементный склад; 11 – склад заполнителя; 12 – вакуум-фильтр

Приготовление ЛТС (см. рис. 4.4.1) предусматривает процесс подготовки шихты, включающий подачу компонентов смеси в закладочный комплекс, дозирование их, измельчение и перемешивание в смесительных устройствах. Готовые твердеющие смеси подаются в выработанное пространство трубопроводным транспортом.

Большое значение в получении качественного твердеющего раствора отводится *вяжущему*. Формирование сложного вяжущего из различных компонентов осуществляется в процессе измельчения материалов. Эти процессы оказывают решающее влияние на однородность и подвижность смеси, характер протекающих в ней физико-химических процессов (скорость гидратации вяжущего, кинетику твердения цементного камня и т.д.). Приобретенные в процессе приготовления ЛТЗ свойства должны сохраняться в течение всего времени ее транспортирования до укладки в выработанное пространство.

Выполненные научно-исследовательские работы в ИГД СО РАН, институте «Унипромедь» и др., промышленные испытания показали, что наилучшие результаты в производстве ЛТС достигаются при мокром способе ее приготовления в шаровой мельнице, когда процессы измельчения и перемещения компонентов закладки в растворе вяжущих совмещены. Этот способ позволяет получить высокую степень активации тонкоизмельченного вяжущего (до 80 % частиц крупностью не выше 40 мкм) с образованием центров повышенной активности.

В настоящее время шаровые мельницы в технологических линиях закладочных комплексов используются на рудниках «Маяк», «Таймырский», «Октябрьский», «Комсомольский» ПАО «ГМК "Норильский никель"», Северо-Уральских бокситовых рудниках (СУБР), шахте «Коксовая».

Литая твердеющая закладка благодаря своим достоинствам получила наиболее широкое распространение на подземных рудниках, особенно в сложных горнотехнических условиях больших глубин. Основными преимуществами этого способа по сравнению с другими, приведенными ниже, являются:

- возможность создать искусственный массив требуемой прочности и обеспечить надежное поддержание подрабатываемого горного массива и земной поверхности;
- высокий уровень показателей качества и полноты извлечения запасов полезного ископаемого;
- способность к полной автоматизации приготовления и трубопроводного транспорта ЛТС;
- использование в качестве вяжущего и заполнителя отходов металлургического и горно-обогатительного производства.

К недостаткам ЛТС можно отнести большие капитальные затраты на оборудование и строительство закладочного комплекса, а также сравнительно высокие издержки производства, достигающие 20–30 % в себестоимости добычи полезного ископаемого.

Инъекционный способ возведения закладочных массивов

Технологические процессы инъекционного способа включают подачу сыпучего материала в выработанное пространство и нагнетание по трубам в кусковую насыпь вяжущего раствора. Раствор проникает в пустоты, и после твердения происходит «цементация» сыпучей среды в монолит.

В практике инъектирования закладочного материала используют напорную (в основном) и гравитационную технологию подачи вяжущего раствора.

При *напорном способе* раствор подается под давлением 1,0–2,5 МПа. На рис. 4.4.2 приведена схема инъекционного способа возведения закладочного массива, применявшаяся на Урупском руднике (табл. 4.4.4). В камеру 1 укладывалась гравийная смесь 2 крупностью до 40–50 мм. В заперемыченных заездах 3–8 в камере монтировались отрезки трубы 9. Цементное молоко по трубопроводу с поверхности нагнеталось в камеру через отрезок трубы 9, начиная с флангового заезда 8. В момент появления цементного молока в трубе заезда 7 подача вяжущего прекращалась. Трубопровод переносился и подключался к заезду 7. Подобным образом последовательно цементная пульпа нагнеталась в заезды 6–3. Контроль по заполнению камеры и цементации сыпучего осуществлялся через восстающий 10, оборудованный ходовым отделением.

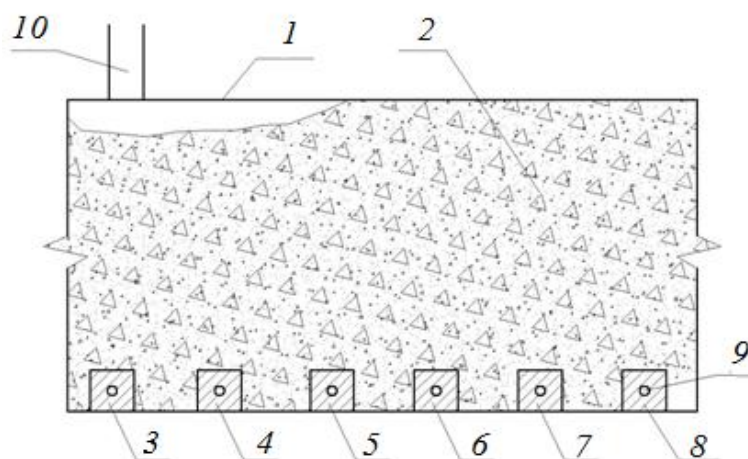


Рис. 4.4.2. Схема инъекционного способа цементации сыпучего материала

Гравитационный способ возведения закладочного массива заключается в следующем. Крупнокусковой закладочный материал поливается вяжущим раствором, который под действием силы тяжести проникает в засыпанную массу и пропитывает ее. Проникновение цементирующих частиц в пустоты сыпучей среды зависит от размеров пустот, коэффициента фильтрации закладочного массива, состава и консистенции вяжущего. Раствор может подаваться также через инъекторы (под давлением 0,2–0,4 МПа), которые забиваются в сыпучий материал.

Подобным образом может инъектироваться периферийная часть камеры, заполненной сыпучим материалом. Такой способ применял-

ся, например, на Гайском медедобывающем руднике. Камера высотой до 80 м засыпается отвальной породой из проходческих забоев. Из восстающего в сыпучий массив забиваются иньекторы, через которые в него нагнетается сжатым воздухом вяжущий раствор. При этом раствор должен обладать высокой подвижностью и проникать на расстояния до 15–25 м.

Преимуществами данного способа по сравнению с твердеющей закладкой выработанного пространства являются:

- снижение издержек производства;
- более благоприятные условия транспортирования пульпы;
- возможность использования для закладки породы проходческих забоев без выдачи ее на поверхность.

Таблица 4.4.4

Показатели использования иньекционной технологии закладки

Рудник	Характеристика сыпучей среды	Состав раствора*	Расход цемента, кг/м ³	Предел прочности на сжатие, МПа
Дегтяревский	Порода из проходческих забоев крупностью 0–400 мм	Шлакоцементный, Ц:Ш:В = 1:2:5,5	40–60	3,0–3,5
Урупский	Песчано-гравийная смесь крупностью 40–50 мм	Цементный, Ц:В = 1:6 – 1:1	70–120	3–10

*Ц – цемент; Ш – шлаки; В – вода.

Недостатки – сложность управления и контроля за распределением вяжущего раствора в сыпучей среде, неравномерная прочность закладочного массива.

Гидрозакладочный способ возведения твердеющей закладки

Этот способ закладки выработанного пространства широко применяется на рудниках Канады, США, Швеции, Финляндии, Австралии и др. Суть его заключается в подготовке гидросмеси из заполнителя и вяжущих добавок с трубопроводным транспортом ее в выработанное пространство. В качестве заполнителя, как правило, используются обесшламенные отходы обогащения, реже дробленые породы, пески и шлаки (рис. 4.4.3).

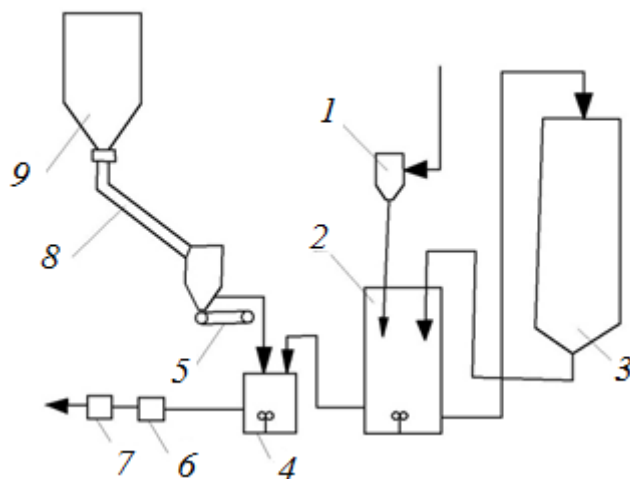


Рис. 4.4.3. Гидрозакладочная установка со смесительным баком

В зависимости от требуемой нормативной прочности соотношение заполнителя и связующего изменяется от 1:2 до 1:30. Рациональной считается консистенция смеси с содержанием твердого компонента по массе около 70 %.

Прочность закладочного массива после твердения сравнительно низкая главным образом из-за большого расхода воды. Так, при содержании цемента от 8 % (примерно 120 кг цемента на 1 м³ закладки) до 14 % (около 200 кг цемента на 1 м³) прочность ЛТЗ, соответственно, изменяется от 1,0 до 2,8 МПа.

Избыток воды самотеком удаляется из закладочного массива путем естественной фильтрации или через специальные дренажные устройства. Скорость фильтрации воды через намытый искусственный массив в зависимости от его проницаемости, крупности заполнителя и плотности укладки изменяется от 100 до 200 мм/ч.

В приведенной типовой схеме гидроциклон 1 используется для классификации и дешламации «отходов» обогащения. Хвосты поступают в расходный бак 2 с побудителем для поддержания смеси в галогенном состоянии. Излишек хвостов перекачивается в резервную емкость – расходный бак 3. Из него материал насосом подается в смесительный бак 4, куда одновременно поступает дозированное количество цемента из силосов 9. Доставка цемента осуществляется через загрузочный желоб 8 и весовой ленточный питатель 5. Перед подачей в закладочный трубопровод пульпа в цепи схемы подвергается анализу в плотностимере 6 и расходомере 7, показания которых выведены на пульт управления. Коррекция дозирования цемента при необходимости выполняется в автоматическом режиме.

Для перекачивания гидросмеси применяются гравитационный и принудительный (насосом) способы. Соотношение высоты и длины трубопровода не превышает 1:10. Во избежание заиливания трубопровода минимальная скорость движения смеси классифицированных хвостов принимается более 1,5 м/с.

Диаметр труб d зависит от производительности установки и принятой скорости движения гидросмеси v :

$$d = \sqrt{\frac{400}{\pi v}}. \quad (4.6)$$

В практике обычно диаметр трубопровода составляет 76–127 мм.

4.4.3. Закладка льдом

Использование льда в качестве закладочного материала в условиях криолитозоны и отрицательных температур рудничного воздуха изучается с середины прошлого века. Исследования в этой области ведутся в различных институтах: ВНИИ-1, Санкт-Петербургском горном университете, Институте горного дела Севера СО РАН и др.

Опыт рудников Республики Саха (Якутия), Магаданской области показал, что при *гидравлическом способе* – распылении воды форсунками – скорость намораживания льда составила 0,5–0,6 м³/ч. Расход воздуха при температуре –30° С достигал 18–20 м³ на 1 кг льда при плотности его 0,70–0,75 т/м³ и пористости 15–18 %.

Для намораживания ледовой закладки в заходке размером 4×2,5×50 м понадобилось немногим более 40 сут. Очевидно, что при интенсивной разработке месторождений с большими объемами добычи этот способ закладки имеет крайне ограниченные возможности. Более перспективной в условиях мерзлых пород является *льдопородная закладка*.

Например, на золотодобывающем руднике «Бадран» (Республика Саха (Якутия)) при отработке наклонных залежей камерной и слоевой выемкой закладка выработанного пространства осуществлялась льдопородными смесями (табл. 4.4.5). Для закладки камеры объемом 40 000 тыс. м³ погашаемого наклонного ствола (2 456 м³) потребовалось 72 тыс. т предварительно фракционированной отвальной породы и 8 500 м³ воды. В заполненное породой выработанное пространство вода подавалась самотеком. Для интенсификации процесса смерзания в камеру нагнетался холодный воздух вентилятором местного проветривания ВМ-6М.

Выполненные экспериментальные работы показали, что армирование льда дробленой породой повышает прочность и скорость смерзания закладочного массива.

Таблица 4.4.5

**Составы закладочных смесей при опытных работах
на месторождении «Бадран» [5]**

Компоненты закладки	Расход на 1 м ³ закладки, кг	Прочность замороженного массива при $t = -5$ °С, МПа
Дробленая порода Вода	1 700–1 800 150–170	2,0–2,5
Дробленая порода Песок Вода	1 300–1 400 400–500 140–220	4,0–6,0

К числу достоинств льдопородной закладки относится ее сравнительно невысокая себестоимость. Недостатки: неконтролируемый процесс смерзания, ограниченные возможности для автоматизации работ.

4.4.4. Блочная закладка

На глубоких рудниках Южной Африки и Индии при выемке маломощных залежей используется закладка выработанного пространства каменными и искусственными блоками, скрепленными вяжущим раствором. Блоки устанавливаются периодически по мере подвигания фронта очистных работ. В Южной Африке применяются для закладки бетонные блоки. Для повышения прочности их «одевают» в деревянную срубную крепь.

Как правило, блочная закладка сочетается с креплением кровли гидравлическими стойками и деревянными срубами, засыпанными породой.

Достоинство блочной закладки – практическое отсутствие воды, что в условиях глубоких рудников крайне желательно из-за поддержания минимальной влажности рудничной атмосферы. Недостатки – большой объем тяжелого ручного труда, сложность механизации работ.

4.4.5. Сыпучая закладка гидравлическим способом

Сущность этого способа состоит в смешивании заполнителя с водой и трубопроводном транспорте пульпы в выработанное пространство. Твердая фракция смеси формирует закладочный массив.

Вода через сыпучую массу, установленные заранее перемычки, дренажные трубы фильтруется и поступает на доставочный штрек, далее по канавкам в водосборник, откуда насосом откачивается на поверхность для повторного использования.

Материалом закладки чаще всего являются классифицированные отходы обогащения, природный песок, гравийная смесь, дробленая порода крупностью до 50–60 мм. Соотношение твердого материала и воды обычно составляет от 1:2 до 1:5. С уменьшением плотности пульпы расстояние ее доставки самотеком по горизонтали возрастает. Плотность гидросмеси обычно достигает 1 100–1 500 кг/м³. Скорость для подобной пульпы принимается 3,0–3,2 м/с. Величина усадки изменяется от 10 % для мелкозернистых материалов до 30 % при кусковой породе.

Диаметр труб для транспорта смеси принимают в зависимости от крупности заполнителя, соотношения Т:Ж и глубины разработки (обычно 150–220 мм).

Подача гидросмеси в выработанное пространство может быть с естественным и искусственным напором. На глубоких рудниках, где статический напор в трубах достигает критических величин, смесительные установки переносятся в горные выработки.

Подготовка камеры к производству закладочных работ заключается в сооружении перемычек и устройстве каналов для отвода воды и шламов. Перемычки устанавливают обычно из дерева в сочетании с металлической сеткой и тканями. Закладочный трубопровод на пологих залежах прокладывают на полную длину камеры. По мере возведения закладочного массива его укорачивают.

Гидравлическую закладку нередко применяют при отработке залежей горизонтальными слоями (рис. 4.4.4), а также при камерно-целиковой выемке для заполнения вторичных камер. В случаях недостаточной фильтрации гидросмеси вода со смешанными тонкими шламами собирается в прудки, в которых прокладывают дренажные трубы для ее удаления.

Скорость отдачи воды из закладки характеризуется, как отмечено выше, коэффициентом фильтрации:

$$K_{\phi} = \frac{Q_{\phi}}{jS}, \quad (4.7)$$

где Q_{ϕ} – расход фильтруемой воды, м³/с; j – градиент напора, м/м; S – площадь сечения, через которое фильтруется смесь воды и шламовых частиц, м².

Градиент напора составляет

$$j = (H_1 - H_2)L , \quad (4.8)$$

где H_1, H_2 – напор в первом и втором рассматриваемых сечениях соответственно, м; L – расстояние между сечениями, м.

Значение коэффициента фильтрации должно быть более 0,001 см/с.

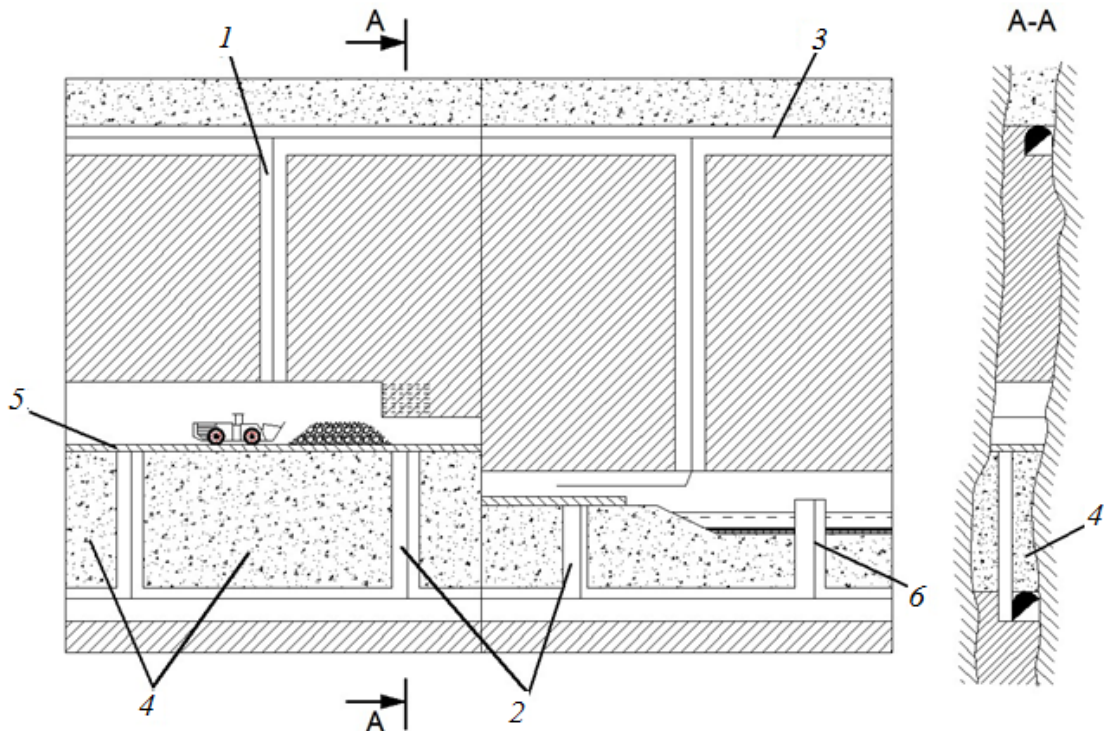


Рис. 4.4.4. Система разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и бетонным настилом: 1 – блоковые восстающие; 2 – рудоспуски и ходовые восстающие в два отделения; 3 – пульповод; 4 – гидрозакладка; 5 – бетонный настил; 6 – дренажная труба

Таблица 4.4.6

Показатели применения гидравлической закладки [28]

Рудник	Условия применения	Закладочный материал	Т:Ж	Производительность установки, м ³ /ч
Зыряновский	Закладка камер второй очереди	Хвосты обогатительной фабрики	60:40	30–40
Текелійский		Дробленая порода	50:50	150

Показатели применения гидравлической закладки на ряде рудников приведены в табл. 4.4.6.

Преимущества возведения гидравлической закладки: высокая производительность труда и низкие издержки производства, простота способа и возможность полной автоматизации процесса.

Недостатки: повышенная обводненность горных выработок; заиливание выработок глинистыми и шламовыми материалами; высокий износ трубопровода.

4.4.6. Сухая закладка

Закладка выработок сухим сыпучим материалом в зависимости от способа его доставки подразделяется на самотечную, механическую и пневматическую.

Самотечный способ закладки на рудниках применяют при камерно-целиковом порядке выемки. Камеры 1-й очереди закладываются твердеющими смесями, 2-й очереди – сухой породой (отвальными породами предприятия).

Подача породы в камеру осуществляется через восстающий. Доставка ее к восстающему производится по вентиляционному штреку в вагонах или ПДМ. Оставленное не заполненное пространство под кровлей камеры дозакладывается, например, сыпучим материалом гидравлическим способом.

Под **механической закладкой** понимается заполнение выработанного пространства породой с доставкой ее скреперами, конвейерами, ПДМ и машинами метательного действия. В качестве закладочного материала служат те же отходы обогащения и породы от проходки полевых выработок. При раздельной выемке весьма тонких жил для закладки используются отбитые вмещающие породы. Планировка их осуществляется скреперной лебедкой.

Для доставки и размещения сыпучей породы в отработанном пространстве нередко используется ПДМ. При отработке залежей горизонтальными слоями с закладкой ПДМ функционирует по челноковой схеме от фланга к флангу слоя, укладывает породу и планирует ее.

Формирование закладочного массива с использованием ПДМ возможно при сплошной камерной выемке небольших отдельных залежей. Принципиальная схема одного из вариантов, применяемого на руднике «Локербай» (Канада), показана на рис. 4.4.5.

Рудное тело подготавливается к выемке верхней и нижней подсечкой. По мере отбойки залежи наклонными слоями очистное пространство заполняется пустыми породами. Доставка сыпучего мате-

риала ПДМ ведется из верхней подсечки. Если боковые породы устойчивые, то закладочный массив может формироваться с отставанием от фронта отбойки.

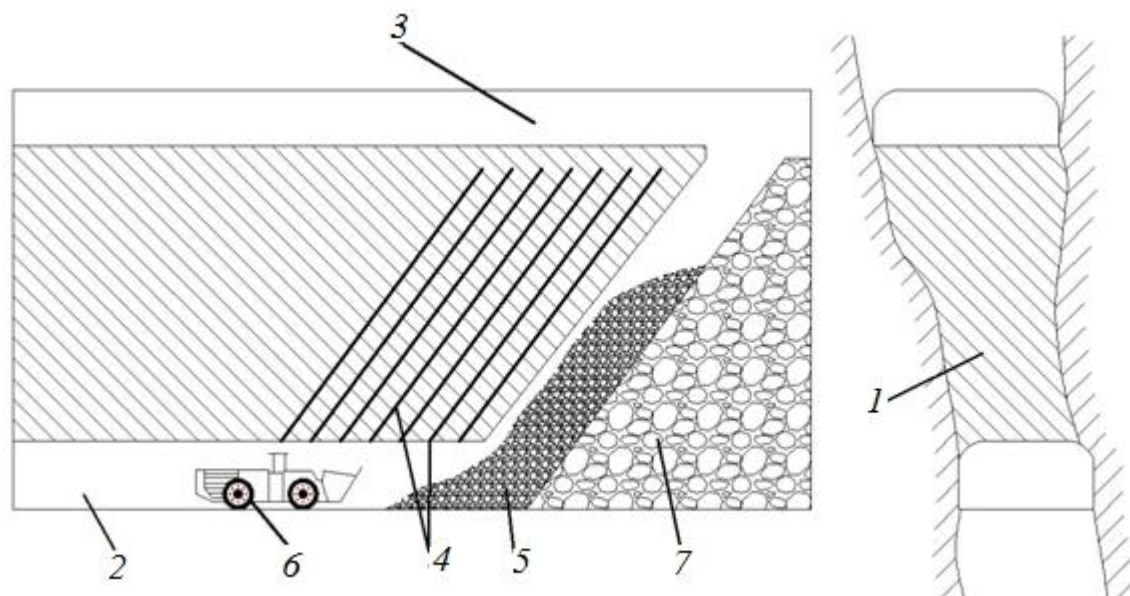


Рис. 4.4.5. Система разработки наклонными слоями с закладкой на руднике «Локербай» (Канада): 1 – рудное тело; 2 – нижний горизонт; 3 – верхняя подсечка; 4 – скважины; 5 – отбитая руда; 6 – погрузочно-доставочная машина; 7 – породная закладка

Механическая закладка машинами метательного действия применялась при разработке соляных и угольных месторождений. В качестве материала используют любые кусковые породы, способные образовать плотный закладочный массив. Это горелые породы терриконников, породы от проходческих работ, шлаки и золы котельных. Максимальная крупность куска зависит от конструкции машины, но не превышает 100–120 мм.

На калийных рудниках (Солигорском и Верхнекамском) при закладке выработанного пространства метательными машинами использовались отходы крупностью до 5 мм и соли из проходческих работ крупностью до 70 мм. В качестве метателей применялись роторные машины ленточно-барабанного типа МР-1, МР-2 и МР-5 производительностью, соответственно, 130, 300 и 700 т/ч. Скорость вылета материала – 20 м/с. Дальность метания – до 10–12 м.

Основание метателя выполнено в форме лыжи. Загрузка машин – ленточным конвейером. Длина конвейера может изменяться от 15 до 17 м.

Основными преимуществами этого типа машин являются простота конструкции, низкие эксплуатационные расходы, небольшой расход электроэнергии. Недостатки – быстрый износ метательной ленты, сложности в организации подачи закладочного материала, сравнительно большие габариты и значительный вес машин.

При *пневматической закладке* закладочный материал вводится в трубопровод и сжатым воздухом транспортируется в выработанное пространство. Закладочные установки могут располагаться стационарно на поверхности или в подземных условиях вблизи добычных участков. В состав комплекса входят дробильное оборудование, классификатор для разделения материала по крупности и закладочные машины.

Закладочные машины бывают камерные, действующие периодически, и барабанные, работающие в непрерывном режиме.

В качестве закладочного материала используются в первую очередь отходы обогащения и дробленые отвальные породы.

На производительность закладочных установок, полноту заполнения выработанного пространства, расход сжатого воздуха и износ стенок трубопровода большое влияние оказывает ситовая и петрографическая характеристика закладочной смеси. Практикой предприятий установлено, что для создания плотного закладочного массива с удовлетворительными показателями работы комплекса гранулометрический состав шихты из дробленых пород должен примерно находиться в следующих соотношениях:

Размер фракции, мм	0–10	10–20	20–50
Содержание, %	10–15	20–25	55–60

При выборе закладочного материала большое внимание уделяется его абразивности, оказывающей решающее влияние на износ трубопровода. Например, использование кварцевого песка по сравнению с глинистыми сланцами сокращает срок службы труб более чем в 2,5 раза.

Важное значение придается влажности закладочной шихты, от которой зависит ее транспортабельность. Практикой установлено, что увлажнение закладочного материала должно быть не выше 1,5–2,0 %.

По конструкции закладочные машины подразделяются на три группы: камерные, эжекторные и с дозирующим барабаном. Привод – электрический или пневматический. Производительность машин изменяется от 30–40 до 100–120 м³/ч. Максимальная дальность транспортирования – 1 500 м. Расход сжатого воздуха – 150 м³ и более

на 1 м³ закладочного материала. Давление его в сети трубопровода – 0,4–0,6 МПа.

Среди достоинств пневматического способа закладки выработанного пространства отмечаются следующие:

- возможность транспортировки закладочного материала по трубопроводу на сравнительно большие расстояния;
- использование отходов производства в качестве закладочного материала;
- простота возведения закладочного массива.

Недостатки:

- высокий расход электроэнергии;
- повышенное пылеобразование в призабойном пространстве;
- большой износ трубопроводов;
- высокие капитальные затраты на приобретение силового оборудования;
- ограниченная область применения по горно-геологическим условиям на рудных месторождениях.

Отрицательные факторы практически исключили применение пневматической закладки в горнорудной промышленности.

Контрольные вопросы и задания

1. Охарактеризуйте основные способы отбойки руды.
2. Перечислите достоинства и недостатки шпуровой отбойки руды.
3. Назовите основные способы отбойки руды скважинными зарядами.
4. Каковы преимущества и недостатки отбойки руды в зажиме?
5. Какие существуют способы взрывания зарядов ВВ? Назовите их достоинства и недостатки.
6. Охарактеризуйте способы выпуска руды на очистных работах.
7. Дайте характеристику площадного выпуска руды.
8. В чем заключается схема площадно-торцового выпуска руды? Назовите ее достоинства и недостатки.
9. Какие типы доставочных машины используются на рудниках?
10. Какие недостатки присущи технологии выпуска вибропитателями?
11. Назовите достоинства и недостатки доставки руды скреперными установками.
12. Какие методы защиты горных выработок от динамических разрушений рекомендуются на удароопасных месторождениях?

13. С какой целью применяется закладка выработок?
14. Назовите основные способы закладки выработок.
15. Что характеризует компрессионные свойства закладки?
16. Перечислите преимущества и недостатки литой твердеющей закладки.
17. Охарактеризуйте инъекционный способ возведения закладочных массивов.
18. Назовите область применения, преимущества и недостатки гидравлической закладки.

5. ДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ ПРИ ВЫЕМКЕ УДАРООПАСНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

В последнее тридцатилетие на рудниках России отмечается рост частоты и энергии проявлений горного давления в динамической форме. На ряде Северо-Уральских бокситовых рудников, Горной Шории, Кольского полуострова и Дальнего Востока зарегистрированы сильные горные удары горно-тектонического типа, схожие по величине выделяемой энергии с небольшими землетрясениями.

Прогнозирование удароопасности как процесс оценки вероятности проявления горного давления в динамической форме (стреляния, толчки, собственно горные удары) актуально для большого количества рудников. Традиционные решения в этой области основываются на использовании информации о механических параметрах месторождений (физико-механических свойствах и напряженно-деформированном состоянии массива горных пород, тектонических и литологических компонентах, структуре массива и т.д.), изложенной в научно-методической и нормативной литературе.

На рудниках Норильского и Северо-Уральского регионов, Горной Шории, Дальнего Востока и Кольского полуострова фиксируются зоны повышенных напряжений на глубине породного массива, где обнаружить их существующими методами довольно трудно, а иногда и невозможно. Поэтому при анализе механизма и прогноза проявлений горного давления необходимо учитывать не только существующий уровень напряжений и местоположение очагов повышенных напряжений, но и весь комплекс факторов, определяющих поведение и состояние массива горных пород в области техногенного влияния подземных разработок.

Как считают Д.М. Бронников [6], И.М. Петухов [19] и др., удароопасные ситуации возникают в достаточно широких горно-геологических условиях при динамических пригрузках на элементы горных выработок со стороны массива со скоростью, превышающей скорость возможного пластического деформирования горных пород.

Отношение скорости нагружения к ее некоторому предельному (критическому) значению влияет на интенсивность процесса разрушения пород.

Определение «критических» скоростей нагружения горных конструкций в настоящее время представляет собой трудную и пока не вполне решенную задачу. Практические методы прогнозирования удароопасности не учитывают ее влияние ни в качественной, ни в количественной формах. Вместе с тем известны факторы непосредственного влияния динамических пригрузок на проявление горных ударов на рудниках Северо-Уральского бокситового рудника [34], Таштагольском [4] и др. Основной причиной бифуркационных явлений на указанных месторождениях, наряду с сейсмическим влиянием технологических взрывов, является дискретно протекающий во времени и пространстве динамический процесс сдвигения пород в форме срывов структурных блоков над отработанным пространством.

Итак, для всех форм разрушения характерен высокий уровень суммарной напряженности, достигающий предела прочности пород. Разрушение горных пород в статической форме происходит при любых режимах нагружения, но при малых скоростях, близких к постоянным и не превышающих скорость возможного их пластического деформирования.

Породы в динамической форме разрушаются при трех различных вариантах сочетаний влияющих факторов:

- мягкое нагружение с постоянной скоростью, превышающей скорость возможного пластичного деформирования;
- мягкое нагружение с переменной скоростью под влиянием динамических пригрузок;
- трансформация первоначального жесткого нагружения в мягкое в результате развития дискретного сдвигения нагружающей системы в форме динамических подвижек и срывов крупных структурных блоков.

5.1. Динамические формы проявления горного давления

Динамические проявления горного давления по мощности, интенсивности, характеру проявления и последствиям подразделяются на горно-тектонические удары, собственно горные удары, микроудары, толчки, стреляния. Более слабые по выделению энергии динами-

ческие проявления горного давления – интенсивное заколообразование, трещинообразование и шелушение пород.

Горный удар – внезапное, мгновенное хрупкое разрушение предельно напряженной части массива пород в результате нарушения его естественного равновесного состояния горными работами. Протекание горного удара сопровождается резким звуком, сильным сотрясением горного массива, образованием большого количества пыли и воздушной волной. Динамические явления обусловлены способностью горных пород накапливать потенциальную энергию упругой деформации (сжатия) и при определенных условиях (перенапряжениях) переходить в кинетическую работу с разрушением массива горных пород.

Горно-тектонический удар – мгновенное разрушение породы в глубине массива, вызывающее хрупкое разрушение в форме горного удара на больших площадях. Сейсмостанциями горно-тектонический удар регистрируется как техногенное землетрясение.

Микроудар – мгновенное хрупкое разрушение породы в виде выбросов в горные выработки без нарушения технологического процесса.

Толчок – хрупкое локальное разрушение породы в глубине массива без выброса в выработку. Сопровождается звуком, сотрясением массива, появлением пыли, падением заколов, обрушением отдельных участков выработок, шелушением пород.

Стреляние – отделение (отскакивание) от массива линзовидных пластин породы различных размеров с острыми краями с резким звуком, напоминающим выстрел.

Внешние признаки, характеризующие удароопасное состояние массива горных пород:

- *интенсивное заколообразование* – возникновение заколов на обнажениях. Происходит по ненарушенному массиву и не связано с трещиноватостью, слоистостью и сланцеватостью. Сопровождается треском;

- *шелушение* – разрушение породы по контуру обнажения на отдельные пластинки, имеющие чаще всего чечевицевидную форму с заостренными краями. Место шелушения в выработке из-за постоянного осыпания пластин всегда выглядит «свежим», не запыленным.

Основными предпосылками, обуславливающими возникновение горных ударов, являются: способность высокомодульных пород аккумулировать потенциальную энергию упругих деформаций; блочное строение массива пород с разрывными нарушениями; склонность по-

род к хрупкому разрушению (жесткость массива); высокий уровень напряжений, действующих на контурах подготовительных, нарезных и очистных выработок.

Различают месторождения неопасные, склонные и опасные по горным ударам.

К *склонным по горным ударам* относят массивы, которые представлены породами, характеризующимися высокими упругими свойствами и способностью к хрупкому разрушению.

Опасными по горным ударам являются месторождения, породы которых обладают склонностью к горным ударам, а действующие напряжения в горных конструкциях достигают максимального уровня, при котором происходит их хрупкое разрушение.

5.2. Современные технологии разработки удароопасных рудных месторождений России

Разработка МПИ и подземное строительство в сложных горно-геологических условиях и на больших глубинах сопровождаются повышенным горным давлением. Важное значение для прогноза и предупреждения опасных проявлений горного давления имеет достоверная и оперативная информация о геомеханическом состоянии массива горных пород, которая может быть получена с помощью геофизических методов измерительных средств.

Опыт разработки технологии освоения рудных месторождений позволит обеспечить развитие научно-технического и технологического горнодобывающего комплекса с увеличением полноты добычи качественной руды, а также социально ориентированное, устойчивое и безопасное производство на основе реализации инновационных решений.

5.2.1. Октябрьское месторождение

Октябрьское месторождение медно-никелевых руд в Норильском регионе разрабатывается двумя рудниками: «Октябрьским» и «Таймырским». Пространственно оно приурочено к западной части Хараелахской ветви Талнахской дифференцированной интрузии.

Горные работы ведутся на месторождении рудником «Октябрьский» с 1974 г. на горизонтах (–650)–(–920) м (рис. 5.2.1) и рудником «Таймырский» с 1982 г. на горизонтах (–950)–(–1 300) м.

На месторождении выделено три промышленных типа руд: богатые (сплошные), медистые и вкрапленные. Отработка месторожде-

ния началась с выемки наиболее ценных сплошных залежей. В настоящее время разворачивается добыча медистых и вкрапленных руд.

Залежь сплошных руд представляет собой пластообразное тело субмеридионального простирания северо-восточного падения. Мощность ее достигает 45 м и снижается до первых метров в местах выклинивания в западной и восточной части. Угол падения 13–15°.

В районе расположения месторождения выделены два блока I ранга. Разломы II ранга в своих пределах имеют меридиональное, северо-западное и северо-восточное простирание. С одним из разломов II ранга – Норильско-Хараелахским – контактируют Талнахский и Норильский рудные узлы. По простиранию он прослежен более чем на 200 км и на глубину 12 км. Вертикальная амплитуда разлома составляет 350–400 м, горизонтальная – 3–4 км.

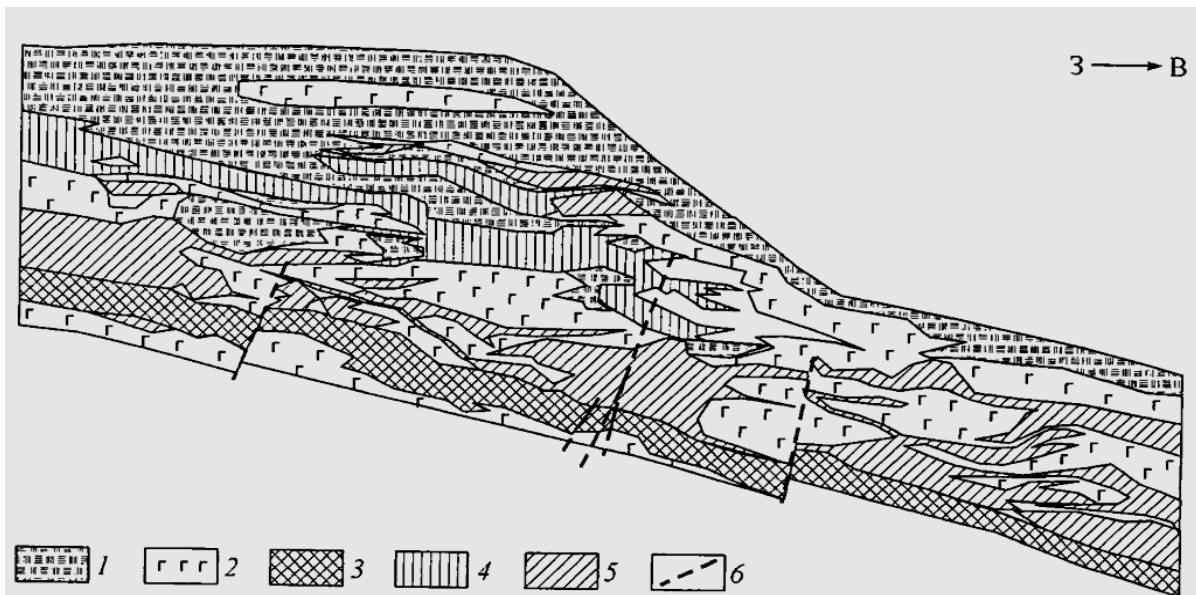


Рис. 5.2.1. Геологический разрез по разведочному орту 5 рудника «Октябрьский»: 1 – песчаники и сланцы тунгусской серии пермокарбона; 2 – дифференцированная интрузия габбро-долеритов; 3 – сплошные сульфидные руды; 4 – медистые руды; 5 – вкрапленные руды; 6 – тектонические нарушения

Среди дизъюнктивных нарушений рудного поля подавляющее большинство – сбросы с амплитудой до 20 м. Установлен также протяженный сдвиг широтного простирания. Этот сдвиг непосредственно совмещается с разломом III ранга. Геодинамическое районирование месторождения, наблюдения в горных выработках позволили установить, что границы блоков III и IV рангов представлены в массиве протяженными нарушениями, в том числе сдвигами, частично зонами трещиноватых пород.

В центральной части рудной залежи находится Горный сброс – тектоническое нарушение с амплитудой в десятки метров меридиональной ориентации с падением на восток. По Горному сбросу проходит граница шахтных полей рудников «Октябрьский» и «Таймырский». На первом из них превалирует северо-западная ориентация нарушений, практически совпадающая с направлением фронта очистных работ, на втором – северо-восточная.

В центральной части шахтного поля рудника «Таймырский» находится Большой горст – взброшенный участок рудного тела со сложной блоковой структурой, ограниченный с запада и востока тектоническими нарушениями субмеридионального простирания с амплитудой до 100 м.

Определение напряжений в нетронутом массиве были выполнены на руднике «Октябрьский» методом полной разгрузки. Измерения проводились на различных участках шахтного поля в руде и подстилающих породах (рис. 5.2.2). Установлено, что наибольшие горизонтальные напряжения σ_1 ориентированы в субширотном направлении почти перпендикулярно системе основных тектонических нарушений.

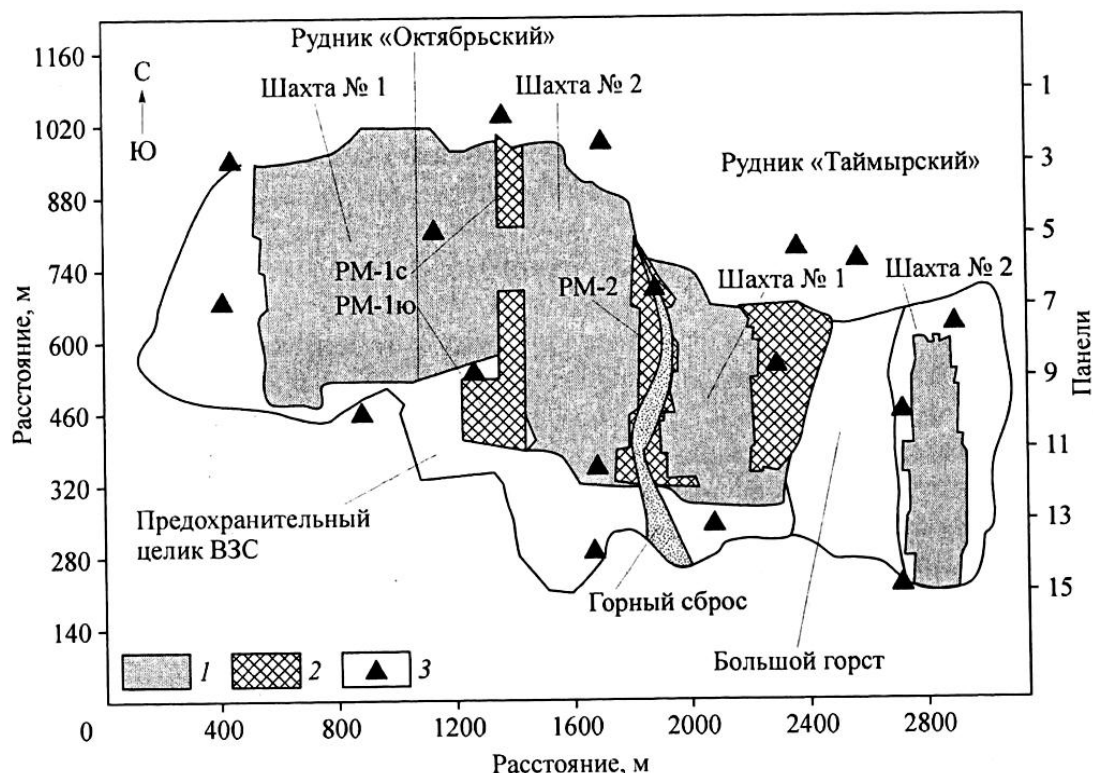


Рис. 5.2.2. План контролируемой сейсмическим мониторингом площади в поле рудников «Октябрьский» и «Таймырский»: 1 – закладочный массив; 2 – рудные массивы; 3 – места расположения подземных сейсмопавильонов

Значения σ_1 изменяются в различных участках шахтного поля от 20 до 80 МПа, составляя в среднем 39–45 МПа ($1,5\gamma H$). В перпендикулярном направлении действуют напряжения $\sigma_2 = 15–20$ МПа ($0,7–0,8\gamma H$), которые в полтора – два раза меньше σ_1 . Вертикальная составляющая тензора напряжений – 20–24 МПа, что соответствует весу налегающей толщи пород. С глубины 700 м месторождение отнесено к удароопасным.

Добычные работы на руднике «Октябрьский» ведутся по схеме сплошной выемки расходящимися фронтами на запад – в сторону выклинивания рудного тела и на восток – в направлении Горного сброса. В центральной части рудного тела оставлен разделительный массив (РМ-1), который разрезан и отрабатывается в настоящее время расходящимися фронтами.

Выбор и промышленное освоение системы разработки на месторождении начались с испытания камерно-целиковой и слоевой выемки. При камерной отработке с целиками наблюдались опасные разрушения последних, и в дальнейшем от этого способа разработки отказались.

В настоящее время добыча ведется сплошными слоевыми системами разработки и ограниченно сплошной камерной выемкой. В зависимости от нарушенности рудного и налегающего массивов слоевая система применяется в трех вариантах: с восходящим, нисходящим и комбинированным порядком выемки. Управление горным давлением – полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Для разгрузки массива от опорного давления в кровле залежи с опережением относительно фронта очистных работ сооружается защитная зона. Надрработка залежи формируется трудоемким способом – проходкой и закладкой тупиковых выработок. В последние годы для этих целей используется разбуривание подкровельного слоя скважинами диаметром 110–165 мм. Расстояние между скважинами – 0,6–0,7 м.

Начало освоения слоевой восходящей выемки сопровождалось динамическими проявлениями горного давления. При разрезке залежи первой очистной лентой происходили разрушения кровли и стенок выработок в форме интенсивного заколообразования, стрельяния и вывалов пород в объеме до 160 м^3 (рис. 5.2.3).

После полной разрезки рудного тела перпендикулярно направлению главных напряжений в массиве наблюдалось развитие зоны разрушения подработанных пород в статической форме. С увеличени-

ем пролетов подработки постепенно возросла подвижность структурных блоков.

Принятый способ разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями препятствует масштабному развитию этих процессов. Микроподвижки геологических блоков вызывали толчки в окружающем массиве небольшой энергетической мощности. Отмечалось появление тектонических трещин в рудном теле и подстилающих породах. На участках выработок, пересекающих нарушения, происходили локальные нарушения крепи и отслоения кусков породы. Проявление горного давления в динамической форме ограничивалось толчками в массиве, стреляниями и заколообразованиями в выработках.

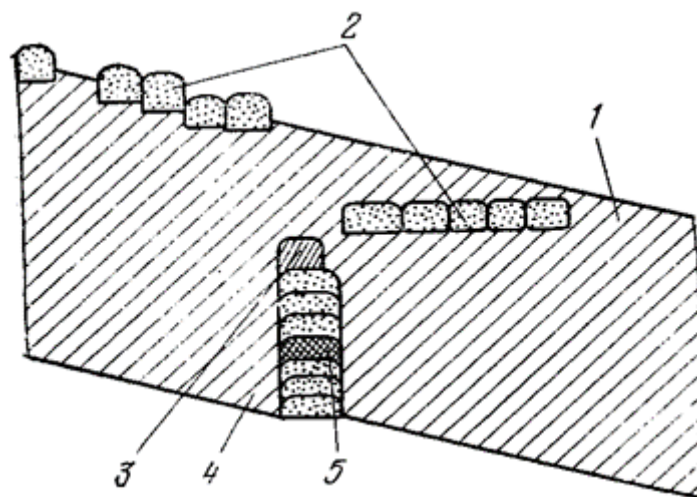


Рис. 5.2.3. Схема развития очистных работ при выемке первой ленты на руднике «Октябрьский»: 1 – рудное тело; 2 – надработка; 3 – первая очистная лента; 4 – место динамического разрушения в виде толчка; 5 – место микроудара

На ряде участков месторождения в зонах повышенных напряжений ярко проявляется эффект зональной дезинтеграции [8]. Зональное разрушение горного массива наблюдалось в статической и динамической форме [5]. В одних выработках зоны дезинтеграции образовывались после отбойки руды в проходческом забое в течение 6–10 ч, в других – по прошествии некоторого времени массив горных пород разрушался (рис. 5.2.4).

Это явление, как правило, сопровождается нарушением кровли, вывалами пород, трудно прогнозируется и требует дополнительного изучения.

С началом разработки разделительного массива РМ-1, охранного целика вспомогательного закладочного ствола (ВЗС) заметно ухуд-

шились геомеханические условия горных работ, возросла сейсмическая активность (см. рис. 5.2.2). По мере отработки РМ-1 происходит наложение двух зон опорного давления, особенно на сопряжении меридионального и широтного фронтов.

Данные измерений по глубинным реперам, анализ деформации контура нарезных выработок показали, что при опережении защитного слоя относительно фронта выемки на 30–60 м существенно возрастает пригрузка в очистных забоях. Подобное явление не наблюдалось в прежних условиях разработки [28]. Проходка и закладка в выработке защитного слоя, разгрузка опасных участков камуфлетным взрыванием шпуров, бурение разгрузочных скважин позволили минимизировать динамические формы проявления горного давления.

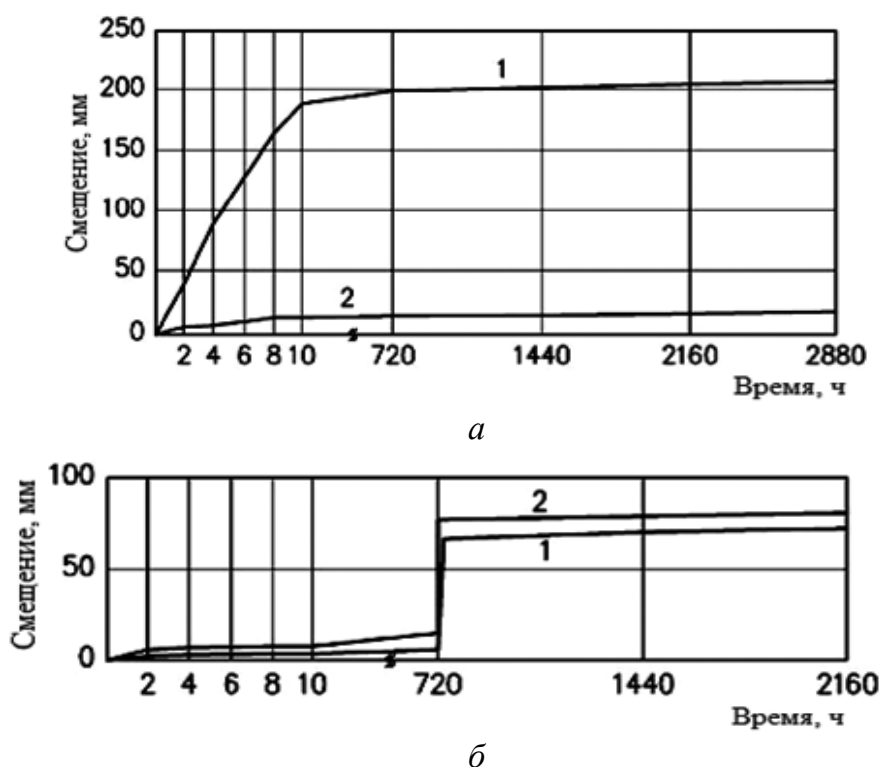


Рис. 5.2.4. Графики вертикальных смещений пород в горных выработках: *a* – рудник «Октябрьский»: 1 – ремонтная камера самоходного оборудования, горизонт –1 050 м; 2 – откаточный штрек, горизонт –1 050 м; *б* – рудник «Таймырский»: 1 – откаточный квершлаг № 4, горизонт –800 м; 2 – западный вентиляционно-закладочный уклон, горизонт –950 м

Вместе с тем повышается сейсмическая активность массива на месторождении. На рис. 5.2.5 показано число зарегистрированных сейсмособытий с энергией более 1 000 Дж (2003–2007 гг.) и более 4 300 Дж (2008–2009 гг.).

Основная часть их приурочена к тектоническим или техногенным трещинам и вызвана подвижками блоковых структур.

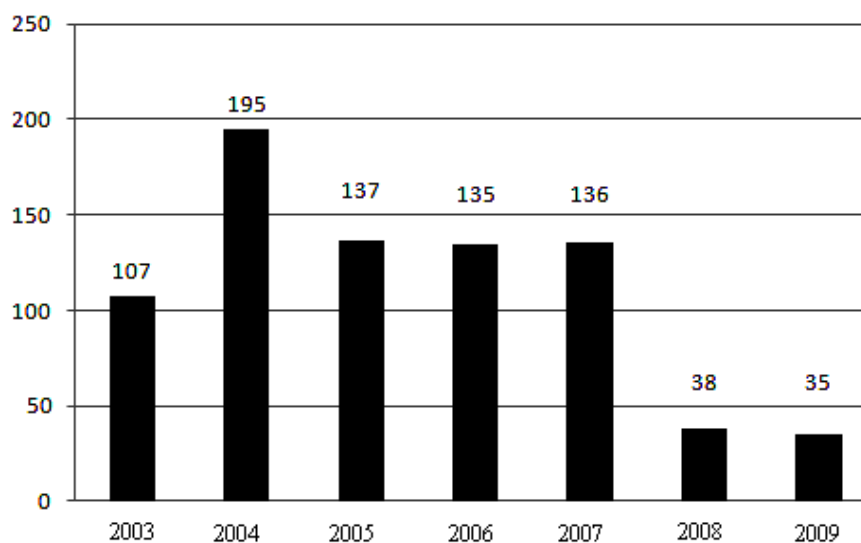


Рис. 5.2.5. Количество зарегистрированных сейсмических событий на руднике «Октябрьский» в 2003–2009 гг.

Большая часть сейсмических событий локализована во вмещающих породах выше и ниже РМ-1, а также впереди фронта очистных работ. Значительное повышение сейсмической активности также связано со сложной геомеханической обстановкой при отработке восточного фланга предохранительного целика ВЗС. В его районе зарегистрирован толчок с максимальной энергией в 140 000 Дж. В горных выработках, прилегающих к гипоцентру события, произошли значительные разрушения крепи, обрушения кровли и боковых стенок.

В итоге можно отметить, что принятая геотехнология разработки Октябрьского месторождения с надработкой (подработкой) залежи и полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями исключила существенные сдвиги налегающего массива и, несмотря на большую глубину и высокие напряжения в горных породах, практически минимизировала опасные проявления горного давления в динамической форме.

5.2.2. Таштагольское месторождение

Среди железорудных подземных рудников Горной Шории и Хакасии одним из опасных по горным ударам является Таштагольское месторождение.

В пределах рудной зоны месторождения выделено четыре участка: Западный, Северо-Западный, Восточный и Юго-Восточный. В настоящее

время отрабатывается Восточный участок, по которому оконтурено шесть рудных тел, объединенных в рудную залежь.

Длина рудной зоны северо-западного простирания на отрабатываемых горизонтах составляет 730–750 м. Горизонтальная мощность рудных тел изменяется от 15–20 до 60 м. Общая горизонтальная мощность рудной залежи вместе с прослоями пустых пород составляет 100–120 м. С глубиной отмечается слияние рудных тел.

Угол падения зоны крутой – 70–90°, распространяется она на глубину 1 500 м. Контакты рудных тел ясные.

Вмещающие породы в основном представлены сиенитами, скарнами, порфиритами и сланцами. Коэффициент крепости пород по М.М. Протодыяконову изменяется в широких пределах – от 5 до 18.

Рудные тела и вмещающие породы ярко выраженного блочного строения, разбиты густой сетью трещин, отдельностей и кливажа. Выявлены крупные дизъюнктивные нарушения с амплитудой смещения до 200 м. Сопровождаются они зонами смятия, наличием вдоль тектонических контактов карбонатных и кварцевых жил, даек сиенитового и диоритового состава. Трещинная тектоника ориентирована преимущественно в меридиональном направлении. Мощность отдельных трещин как крутого, так и пологого падения составляет 0,5–3,0 м.

На месторождении выделены четыре системы крупных трещин, из которых две прослеживаются на всех горизонтах и считаются основными. Наиболее крупным является «Диагональное» разрывное нарушение, представляющее собой сбросо-сдвиг с амплитудой по вертикали 150–200 м. Угол его падения составляет 80–90°, азимут простирания – $(170 \pm 20)^\circ$.

Второе крупное нарушение «Восточное» также сбросо-сдвигового характера и находится на юго-восточном фланге месторождения. Азимут простирания его составляет 150–160° и угол падения 60–70°.

Крупное «Пологопадающее» нарушение установлено в этажах – 70–350 м и представляет собой сдвиг. Мощность зоны нарушения достигает 50–70 м. Азимут простирания 20–50° и угол падения в районе рудной зоны 5–15°.

Изучение деформационных и прочностных свойств горных пород проводилось в увязке с глубиной их залегания. Керновый материал отбирался из ряда скважин с глубины от 500 до 1 200 м. Результаты испытаний образцов представлены в табл. 5.2.1.

Анализ полученных экспериментальных данных показал:

- модуль упругости и скорость продольной волны заметно уменьшаются до глубины 950–1 000 м и далее начинают возрастать;

- коэффициент Пуассона изменяется незначительно, несколько увеличиваясь на глубине 800 м;
- прочность горных пород колеблется в широких пределах – от 40 до 200 МПа, что определяется их минералогическим составом и микротрещиноватостью.

Выполненные на руднике измерения позволили установить максимальные напряжения в массиве пород, действующие по простиранию залежи, в зависимости от глубины залегания (табл. 5.2.2).

Таблица 5.2.1

**Деформационные и прочностные свойства пород
Таштагольского месторождения**

Горная порода	Количество испытанных образцов, шт.	Предел прочности на сжатие, МПа		Модуль упругости, ГПа	Коэффициент Пуассона
		Диапазон изменения	Средние значения		
Сланец	39	33–85	49	84	0,30
Карбонатная порода	16	36–90	59	38	0,25
Туф	54	42–160	87	87	0,31
Порфирит	12	52–132	98	62	0,23
Сиенит	10	73–169	116	47	0,25
Микродиорит	6	134–239	202	84	0,31

Таблица 5.2.2

**Напряжения в нетронутом массиве
на Таштагольском месторождении**

Горизонт, глубина измерений H , м	Главные напряжения, МПа	
	$\sigma_1 - \sigma_{\max}$	$\sigma_2 - \sigma_{\text{ср}}$
Горизонт +140, $H = 400$	85,0	53,0
Горизонт +70, $H = 470$	88,0	57,0
Горизонт +0, $H = 540$	88,5	68,0
Горизонт –70, $H = 610$	88,0	69,0

На обрабатываемом горизонте –280 м ($H = 820$ м) исходное поле напряжений оценено в соотношении $\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3 = 4,3 : 2,6 : 1,0$. Разработка месторождения ведется одностадийной системой этажного обрушения. Массовым взрывом блока одновременно обрушаются до 100 тыс. м³ руды и более. В процессе очистных работ происходит перераспределение действующих напряжений: формируются области

концентрации впереди фронта очистных работ (опорное давление) и ниже обрабатываемых блоков в рудном и вмещающем массиве. Максимальные напряжения, действуя вкрест простирания рудного тела, достигают $5,0\gamma H$ и более.

Регистрация динамических проявлений горного давления начата на руднике с 1959 г. с глубины от поверхности 300 м. В настоящий период ежегодно сейсмостанцией «Таштагол» отмечается до 1 000 динамических событий. Начиная с 1982 г. на месторождении зафиксировано более 25 горных ударов, из них 8 горно-тектонического типа, свыше 40 микроударов.

Наиболее мощный горно-тектонический удар по своим разрушительным последствиям произошел в 1982 г. на глубине 685–755 м, захватив этажи на горизонтах –140 и –210 м. В результате общая площадь зоны разрушения составила более 20 тыс. м², по высоте – два горизонта.

Горный удар сопровождался сильным звуковым эффектом, сотрясением горного массива и поверхности и вызвал обрушение пород и крепи горных выработок, поднятие балласта рельсовых путей, нарушение и отброс горных машин, механизмов и коммуникаций.

После горного удара в течение около 3 ч произошло 5 толчков, а затем в течение 10 сут еще 16 толчков с эквивалентом по ВВ до нескольких тонн. Энергетический уровень горного удара оценен на уровне 4 баллов по шкале Рихтера.

Этот горно-тектонический удар повлек за собой тяжелые последствия. Восстановительные работы в шахте продолжались более 6 мес. с общими трудовыми затратами 2 700 чел.-смен.

Фрагменты разрушения выработок показаны на рис. 5.2.6–5.2.13.

Несмотря на принятые меры борьбы с динамическими проявлениями горного давления и учет рекомендаций научно-исследовательских организаций, горные удары на месторождении, в том числе горно-тектонического типа, продолжают продолжаться.

В последнее десятилетие на месторождении наблюдается резкое увеличение сильных толчков, которые сопровождаются микроударами, иногда горными ударами.

Динамические события происходят, как правило, после проведения массовых взрывов по обрушению больших масс руды в блоках.

Так, в 2007 г. после массового обрушения блока № 27 в этаже (–210)–(–280) м через 1 ч 37 мин сейсмостанция зарегистрировала сильное сейсмическое явление с выделенной энергией $8,1 \cdot 10^8$ Дж. Масса заряда ВВ в блоке составила 166 т.

В течение суток после динамического события в массиве горных пород, прилегающем к месту проявления взрыва, сейсмостанцией «Гаштагол» отмечено свыше 140 динамических явлений, из них 14 с энергией от 10^3 до 10^5 Дж. Хотя комиссия, расследовавшая этот случай, квалифицировала его как микроудар, по своим разрушительным последствиям представляется более правильно отнести его к горным ударам.



Рис. 5.2.6. Разрушение бетона в почве кольцевого штрека между ортами 16 и 17 горизонта –140 м



Рис. 5.2.7. Обрушение временной крепи в орте 16, горизонт –210 м



Рис. 5.2.8. Разрушение крепи из спецпрофиля в борту орта 18



Рис. 5.2.9. Выброс породы в орте подсечки блока 18

Значительный кратковременный приток внешней энергии от массового взрыва в напряженно-деформированном участке между «Диагональным» нарушением и зоной обрушения вызвал разрушение бортов, кровли и почвы юго-восточного полевого штрека (ЮВПШ) и ортов 27–31 на горизонтах –210, –280 и –350 м (табл. 5.2.3).

По выводам комиссии, расследовавшей это динамическое событие, причинами горного удара явились:

- наличие в районе ведения горных работ разномодульных пород, склонных к накоплению потенциальной энергии и хрупкому взрывоподобному разрушению, особенно в приконтурной части выработок в зоне влияния «Диagonalного» нарушения;
- резкое перераспределение горного давления после массового взрыва и нарушение геодинамического баланса уровня напряжений в горном массиве в зоне влияния активного тектонического нарушения.



Рис. 5.2.10. Обрушение бетонной крепи в орте 18



Рис. 5.2.11. Породный завал в орте 19



Рис. 5.2.12. Искривление путей в западной части орта 19



Рис. 5.2.13. Повреждение крепи и оборудования в орте 19

Подобные выводы с некоторой конкретизацией геолого-структурной характеристики участка делаются регулярно по всем случаям горных ударов по месторождению. При этом отмечается, что спусковым механизмом разрушительных событий являются массовые взрывы обрушения блоков.

Отметим, что на месторождении используется одностадийная система разработки с массовым обрушением руды. В блоке нарезает-

ся буровой горизонт с рассечками, в основании проходятся выработки выпуска и формируется подсечка.

Таблица 5.2.3

**Характер разрушений и объемы восстановительных работ
после массового обрушения блока № 27 в этаже (–210)–(–280) м**

Выработка, район	Характеристика нарушений	Объем восстановительных работ
Орт 28 и его сопряжение с ЮВПШ	Нарушена ж/бетонная крепь сопряжения и крепление орта на протяжении 42 м. Выдавлено ж/бетонное крепление западного борта ЮВПШ на 0,4 м на длине 15 м	Разборка нарушенного крепления сопряжения и южного борта орта 28, уборка разобранной бетонной массы в объеме 30 м ³ . Установка 32 арок СВП-17 с затяжкой бортов и кровли
Орт 28	Разрушены незакрепленные борты выработки на расстоянии 20 м на восток с выбросом породы в выработку в объеме 30 м ³ . Ширина выработки с каждой стороны увеличилась на 0,4–0,5 м	Крепление бортов выработки сталеорганической крепью с сетчатой затяжкой площадью 100 м ² и последующим торкретированием выработки
Орт 29 между заходками под ВДПУ 7–11	Нарушено крепление орта и боковин ВДПУ на протяжении 20 м. В районе репера № 856 рельсовые пути сдвинуты на север на 0,1–0,2 м на протяжении 15 м	Демонтаж нарушенного крепления, восстановление и замена металлического крепления бортовин ВДПУ. Восстановление рельсового пути на протяжении 20 м с поддиркой почвы
Орт 30	На протяжении 20 м от сопряжения с ортом 31 до ВДПУ 2 нарушена бетонная крепь свода выработки. В районе ВДПУ № 7 обнаружен вывал 4 м ³	Установка 30 арок СВП-17 с затяжкой сеткой. Уборка породы от вывала в объеме 4 м ³
Орт 31 с сопряжением	На сопряжении с ортом 30 в районе репера № 835 южный борт бетонной крепи полностью разрушен на протяжении 4 м	Демонтаж бетонного крепления, уборка горной массы от вывалов в объеме 9 м ³ . Возведение бетонной крепи в объеме 2,6 м ³

Отбойка ослабленного выработками массива производится ударами. Высота равна высоте этажа (70 м), ширина равна мощности залежи (до 120 м) и длина по простиранию 13,5 м. Одновременно отбивается до 100 тыс. м³ руды и более.

При «мгновенном» обрушении больших масс руды на достаточно большой площади, с высокой скоростью происходит перераспределение напряжений в окружающем массиве. В рудном теле возникает новая зона повышенного опорного давления, во вмещающих породах с висячего и лежащего бока снимаются высокие напряжения.

В результате нарушается режим и параметры зоны сдвижения, наблюдаются резкие перемещения крупных структурных блоков, их подвижки и срывы по разломам крупных тектонических трещин. В тех случаях, когда скорость динамических нагрузок превышает скорость возможного деформирования окружающего массива, происходит разрушение крепких пород в форме горного удара. Следовательно, радикальным средством снижения вероятности горных ударов на месторождении является изменение технологии отбойки руды и системы разработки. На руднике «Кируна» в подобных горнотехнических и геомеханических условиях применяется система подэтажного обрушения с послойной отбойкой руды и торцовым выпуском. При многозабойной отработке и последовательной отбойке слоев толщиной до 4 м, свойственной этой геотехнологии, зона опорного давления перемещается на сравнительно небольшой площади окружающего массива пород, подготовленной практически к пластическому деформированию благодаря возникающей техногенной трещиноватости взрывом предыдущего слоя. Это позволяет избегать опасных проявлений горного давления.

5.2.3. Апатитовые месторождения Хибин

Хибинский апатитовый регион расположен в сильно расчлененной возвышенности, поднимающейся над равниной на 600–800 м. Апатит-нефелиновые руды на условно выделенных месторождениях (Расвумчоррское, Кукисвумчоррское, Юкспорское) представлены весьма мощными (до 300 м) пластообразными залежами в висячем боку уртитов. На месторождении «Коашва» рудные тела залегают внутри уртитовой толщи и имеют мощность 25–30 м.

Геомеханическая обстановка на месторождениях сложилась под влиянием следующих факторов [6]:

1. Хибинский массив является сейсмоопасным регионом. Сейсмическая станция регистрирует вблизи рудников и на некотором удалении от них землетрясения с силой 5–6 баллов. Наблюдениями установлено продолжающееся тектоническое формирование района со скоростью перемещения крупных структурных блоков 2–4 мм/год.

2. Ярko выражено блочное строение региона (рис. 5.2.14). Геодинамическое районирование выявило в структуре Хибинского мас-

сива большое количество «активных» разломов, следы которых обнаруживаются на рельефе земной поверхности. Местоположение разломов определялось на основе геоморфологического анализа топографических карт и дешифрирования аэрофотоснимков. Эти данные, установленные специалистами Горного института КНЦ РАН, подтверждены геологическими, тектоническими и гидрологическими представительными наблюдениями, документацией обнажений горных выработок и по геологоразведочным скважинам.

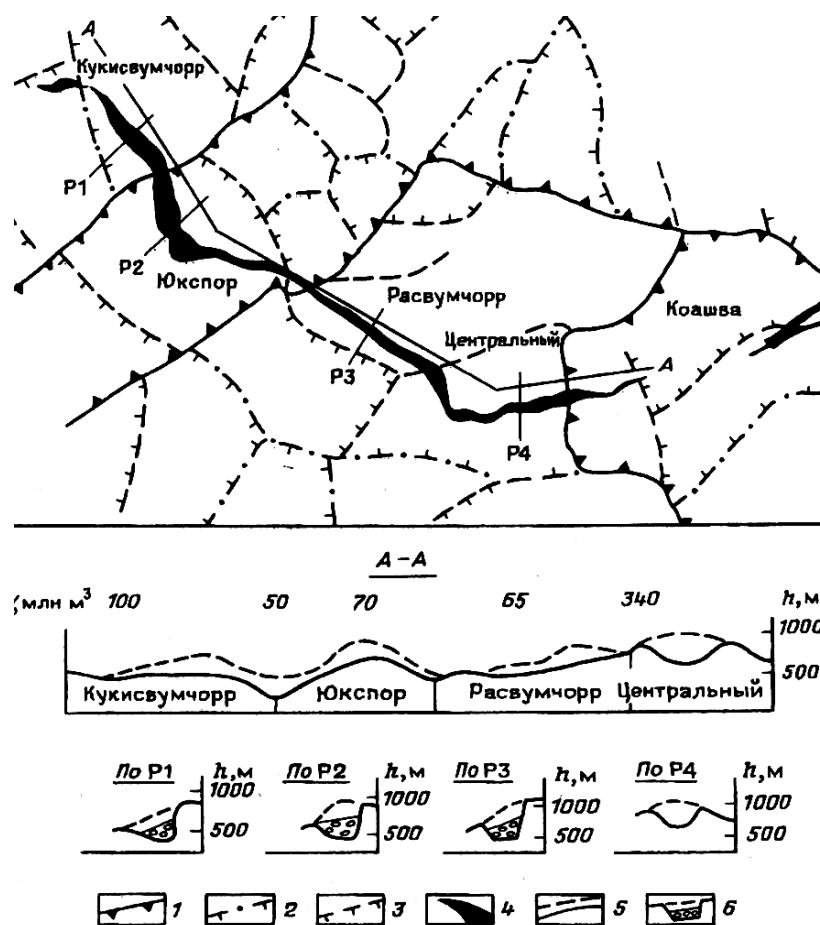


Рис. 5.2.14. Распределение объемов извлеченной горной массы на рудниках и понижение рельефа h за счет очистных работ: 1, 2, 3 – соответственно, разломы II, III, IV рангов; 4 – апатит-нефелиновые руды; 5 – понижение рельефа поверхности; 6 – положение очистных работ в проекции на вертикальную плоскость

Средняя площадь блоков II ранга составляет $92,3 \text{ км}^2$, III ранга – $24,3 \text{ км}^2$ и IV ранга – $5,2 \text{ км}^2$. Скорость их движения по отдельным разломам колеблется в пределах $0,1\text{--}60,0 \text{ мм/год}$.

3. В нетронутом массиве Хибинских рудников находятся зоны с высокими тектоническими напряжениями и участки, где таковые отсутствуют (параметры поля напряжений определялись ме-

тодами разгрузки, ультразвуковым и сейсмическим). Величины максимальных сжимающих напряжений σ_1 , ориентированных преимущественно по простиранию залежей, изменяются в интервале 20–60 МПа. В раздробленных и окисленных зонах σ_1 уменьшается до 0. Вблизи крупных тектонических разломов ориентация главных напряжений меняется до направления, близкого простиранию тектонического разлома.

Установлено соотношение главных компонент тензора напряжений в массиве:

$$\sigma_1 = (0,4-0,7) \sigma_2, \sigma_3 = \gamma H.$$

4. Вмещающие породы и руды характеризуются высокими прочностными свойствами и показателями хрупкости. Предел прочности при сжатии руд составляет 80–150 МПа, пород – 120–250 МПа и растяжении, соответственно, (–3)–(–10) и (–5)–(–20) МПа.

Таким образом, все необходимые предпосылки для динамических проявлений горного давления на месторождениях имеются. Этому в большой степени способствует применяемая система разработки.

Как и на рудниках Горной Шории, апатитовые месторождения с некоторыми особенностями отрабатывают системой этажного обрушения. В частности, отбойка руды ведется веерно расположенными скважинами. В отдельных блоках используется скреперная доставка руды.

Главная же их общность состоит в том, что обрушаются одновременно руды в больших масштабах зарядами массой до 150–300 т ВВ. Практически мгновенное отделение от массива больших объемов руды сопровождается мощными волновыми процессами маятникового типа и нарушает с большой скоростью равновесие во вмещающих породах [7]. Именно это и вызывает подвижки и срывы структурных блоков и, как следствие, горные удары вплоть до горно-тектонического типа.

Проявления горного давления в статической и динамической формах (заколообразование, шелушение, стрельание) начались на глубинах 100–200 м. При достижении горными работами глубины от поверхности 300 м произошли микроудары и горные удары. Эти опасные явления наблюдались в наиболее напряженных краевых участках массива вблизи геологических нарушений и в конструктивных элементах системы разработки.

За двадцатилетний период с 1978 г. на рудниках зарегистрировано 27 горных ударов, 5 из которых с выделенной энергией 10^7 – 10^{12} Дж отнесены к горно-тектоническому типу [6]. Наиболее мощный горно-

тектонический удар (техногенное землетрясение) произошел в 1989 г. (рис. 5.2.15).

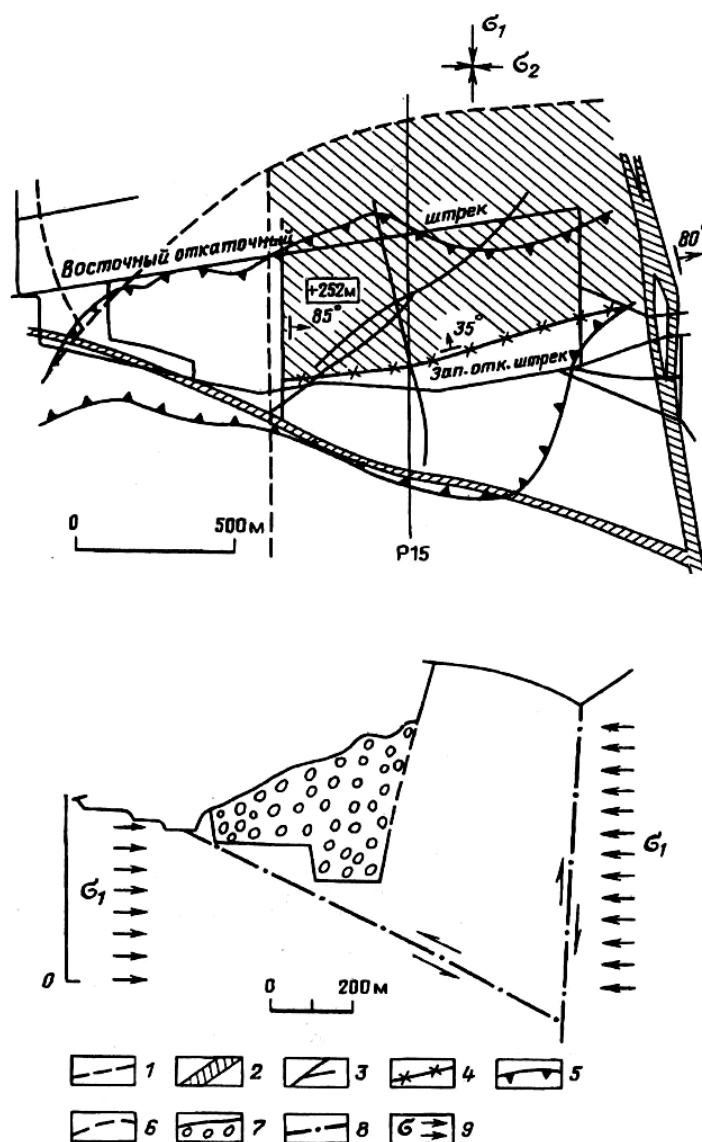


Рис. 5.2.15. Схема подвижки блоков при техногенном землетрясении в Хибинах 16 апреля 1989 г.: 1 – разломы, проявляющиеся в рельефе; 2, 3 – соответственно, разломы II и V рангов; 4 – разлом V ранга, по которому произошел надвиг; 5 – граница бровки обрушенных пород на поверхности; 6 – рельеф поверхности до начала очистных работ; 7 – обрушенные породы висячего бока; 8 – разломы, по которым произошло смещение при землетрясении; 9 – направления главных горизонтальных напряжений

Отбойка блока на Кировском руднике с массой заряда ВВ 200 т вызвала горно-тектонический удар в форме техногенного землетрясения. Взрывание вееров скважин производилось с замедлениями в интервале 400–500 мс. В этом интервале произошло землетрясение, ко-

торое по сейсмическому эффекту в эпицентре оценено силой в 6 баллов [9]. Магнитуда явления составила 4,1–4,5. Через 12 мин сейсмостанциями региона зарегистрирован афтершок.

При обследовании горных выработок после техногенного землетрясения по разлому V ранга обнаружена трещина протяженностью 1,1 км. Трещина имеет северо-западное простирание и падение на северо-восток под углом 30–35°. Она проявилась на участке, ограниченном вертикальными разломами.

По данным маркшейдерской съемки и замеров смещений, установлено, что вдоль плоскости трещины, раскрытой на отдельных участках на 2–5 см, произошел надвиг в массиве. Его амплитуда на трех горизонтах высотой 70 м изменилась от 8–9 до 2–3 см. Подвижка структурных блоков вдоль трещины вызвала выделение огромной сейсмической энергии (до $0,5 \cdot 10^{12}$ Дж) с разрушительными колебаниями. В выработках, пересекаемых образовавшимся разломом, произошли разрушения бетонной крепи с выбросом породы и деформированием рельсовых путей. Выведен из строя главный ствол и лифтовой восстающий.

В публикациях, посвященных этому событию, отмечалось, что при крупномасштабных объемах горных работ (в отдельные годы до 100 млн т горной массы) на апатитовых месторождениях Хибин под влиянием массовых взрывов возникают с высокой скоростью изменения напряженного состояния массива, образование в нем крупных трещин, срывов и подвижек структурных блоков. Эти явления сопровождаются горными ударами вплоть до тектонических землетрясений.

В этой связи в последнее десятилетие на рудниках ведется планомерное освоение системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на базе самоходного оборудования [10].

Очистная выемка из подэтажей позволила:

- ориентировать проходку большинства подготовительно-нарезных выработок по направлению максимальных напряжений;
- снизить уровень напряженно-деформированного состояния обрабатываемого массива путем отрезки его перпендикулярно к действующим максимальным напряжениям и созданием разгрузочных зон;
- уменьшить на порядок масштабы взрывов путем послышной отбойки руды;
- подготовить очередной взрываемый слой руды в подэтаже к пластической деформации благодаря возникающей в нем техногенной трещиноватости при отбойке предыдущего слоя;

- уменьшить изрезанность массива подготовительно-нарезными выработками и тем самым повысить прочность горнотехнической конструкции.

Применение системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды решает сложную проблему отработки глубоких горизонтов Хибинских рудников, позволяет снизить вероятность горных ударов и повысить безопасность ведения подземных работ.

5.2.4. Северо-Уральский бокситовый рудник

В районе выделены пять месторождений: Красная Шапочка, Кальинское, Ново-Кальинское, Черемуховское и Соевинское, из которых разрабатываются первые четыре. Их границами являются крупные дорудные тектонические нарушения.

Месторождения приурочены к обширной древней карстовой области. Основная масса промышленных руд залегает в крупных депрессиях дорудного карстового рельефа. Пластообразная залежь сложной формы в плане имеет меридиональное простирание и падает на восток под углом $25\cdot 35^\circ$. Мощность ее весьма изменчива как по падению, так и по простиранию, колеблется от первых сантиметров до 60 м при средней – около 5 м.

Рудный горизонт представлен двухслойным рудным телом. Верхняя часть сложена пестроцветными пиритизированными прочными базальтами мощностью 0,5–0,8 м. Ниже по разрезу расположены красные бокситы: на контакте с почвой – мягкие красные маркие бокситы; выше – красные не маркие и над ними – яшмовидные, равные по прочности пестроцветным бокситам и вмещающим породам (известнякам).

Прочность бокситов изменяется от 6 до 220 МПа. Почву рудного горизонта слагают известняки, темно-серые битуминозные амфипоровые известняки или черные глинистые сланцы. Рельеф известняков почвы весьма изменчивый. Прочность известняков достигает 155 МПа.

Освоение месторождений бокситов Урала с самого начала было крайне осложнено интенсивной обводненностью закарстованных рудовмещающих пород. После изоляции речного стока от горных выработок в комплексе с перехватом подземных вод на флангах месторождения, водопритоки в шахты остаются все-таки высокими и составляют 400–1 200 м³/ч.

Месторождения СУБРа отнесены в стране к наиболее угрожаемым по горным ударам объектам разработки. Этому способствуют

как весьма сложные природные условия, так и техногенные факторы. Во-первых, в регионе широко развиты крупные разрывные нарушения с различными амплитудами смещений. На стадии разведки месторождения было установлено 240 пострудных тектонических нарушений. С глубиной погружения горных работ их количество возросло примерно в три раза. Элементы залегания нарушений также весьма изменчивы с преобладанием крутых углов (свыше 60°). Ориентировка основных систем трещин изменяется при переходе через границы блоков.

Во-вторых, все слагающие месторождения горные породы, кроме красных марких бокситов, обладают повышенной хрупкостью и относятся к потенциально удароопасным. Коэффициент хрупкости $K_{хр}$ подстилающих известняков изменяется от 3 до 10, порфириров – от 3 до 8, туфогенных пород – от 2 до 13, бокситов – от 3 до 13.

В-третьих, в регионе отмечается высокая напряженность массива горных пород. Поле напряжений связано с тектонической активностью и является сжимающим. Максимальные главные напряжения в нетронутым массиве в 2 раза, а на ряде участков в 3–4 раза превышают вертикальную составляющую. Направление их действия субширотное. Минимальные главные напряжения действуют в субмеридиональном направлении и по своему значению близки к вертикальному.

В-четвертых, освоение месторождений в течение длительного времени велось камерно-столбовой системой разработки. Огромные площади открытого выработанного пространства поддерживались целиками. В горнотехнических и геомеханических условиях СУБРа такое решение нельзя признать правильным. Хотя рудные целики были рассчитаны из заданных условий по предельным нагрузкам и деформациям, тем не менее, под влиянием фактора времени они не могли длительно противостоять высоким сдвиговым напряжениям.

В результате большой изрезанности массива, неспособности оставленных целиков поддерживать налегающие породы в жестком режиме в горном массиве вдоль всего бокситового бассейна сформировалась зона сдвижения [35]. Непрерывная полоса этой зоны составила по ширине до 1 000 м и мощность – до 280–400 м. Сдвижение огромных масс горных пород непредсказуемо изменяет геомеханическую обстановку с ростом глубины горных работ.

Наблюдается изменение физико-механических свойств пород, заметно увеличивается тектоническая нарушенность. Растет количество структурных геологических блоков на каждом следующем горизонте. Поле напряжений меняется на малых базах, часто имеет хаоти-

ческий характер и в большой степени определяется кинематикой структурных блоков. Данные сейсмостанции показывают, что ориентация максимальных главных напряжений на участке изменяется с субширотной на субмеридиональную и наоборот почти после каждого сейсмического события. Наиболее интенсивно этот процесс происходит в период отработки залежи, хотя он не прекращается и при отсутствии очистных работ. Полученные на более ранних этапах данные о параметрах и направлении действия главных напряжений постоянно требуют оперативного уточнения в пределах каждого структурного геологического блока.

В последние 25–30 лет на рудниках наряду с камерно-столбовой системой разработки применяются слоевое обрушение и камерная выемка с камерно-целиковым порядком и твердеющей закладкой. Соотношение объемов добычи руды этими геотехнологиями составляет 40, 30 и 30 % соответственно.

Применение новых вариантов отработки не изменило удароопасную обстановку на месторождении, поскольку не повлияло на развитие зоны сдвижения налегающего массива.

Первый горный удар на месторождении был зарегистрирован в 1970 г. на глубине 350 м при отработке блока камерно-столбовой системой. С 1984 г. начали происходить горно-тектонические удары с выделяемой энергией 10^8 Дж. К этому моменту сформировалась единая зона сдвижения.

Горно-тектонические удары отмечаются в основном в районах подвижных тектонических нарушений с амплитудой смещения до сотен метров. Их разрушительное действие распространяется на несколько горизонтов и сопровождается выбросами до 500 м^3 горной массы.

Сейсмостанция «Североуральск» ежегодно регистрирует в шахтных полях до 1 000 сейсмических событий. Из них 46 % происходит в зоне ведения горных работ, 47 % – в отработанном пространстве и 7 % – впереди фронта очистной выемки.

Ниже приводятся основные факторы, влияющие на удароопасность месторождений, сформулированные ВНИМИ, Унипромедь и службами прогноза горных ударов СУБРа (табл. 5.2.4).

Наибольшее влияние на частоту и интенсивность горных ударов оказывают природные факторы, а также применение способа управления горным давлением и система разработки с поддержанием кровли регулярными целиками.

При достижении критических размеров подземных обнажений и высоких горизонтальных напряжений в налегающем массиве нача-

лось перемещение больших масс горных пород, которое с понижением горизонта выемки сформировало подземный оползень огромных масштабов. Сдвигения пород налегающего массива происходят в дискретном режиме в форме подвижек и срывов и создают динамические пригрузки в элементах горных выработок, вызывая нередко взрывоподобное разрушение предельно напряженных горных пород. Динамический характер сдвигения пород подтверждается сейсмической активностью и обуславливает нарастающую техногенную трещиноватость массива с глубиной. Сложившаяся горнотехническая ситуация определяет «мягкий» режим нагружения горных конструкций.

Таблица 5.2.4

Факторы, вызывающие горные удары на рудниках СУБРа [11]

Факторы	Характеристика
Тектоническая нарушенность массива	Создает повышенные горизонтальные напряжения в нетронутым массиве. Имеет блочное строение массива, трещиноватость горного массива и неоднородность поля напряжений
Безрудные зоны и участки непромышленной мощности	Имеют хаотическое расположение и невыдержанный контур, являются жесткими опорами, затрудняют управление горным давлением
Невыдержанное оборудование	Создает трудности в управлении горным давлением, изменяет величину и направление действия главных напряжений
Изменение мощности залежи	Изменяет характер нагружения краевой части, формирует неоднородное поле напряжений
Физико-механические свойства	Породы и руды с различными свойствами затрудняют управление горным давлением, с различной скоростью релаксируют напряжения, изменяют характер нагружения краевой части массива
Горнотехнические факторы: неравномерность понижения горных работ изрезанность рудного массива увеличение глубины разработки наличие целиков различных размеров	<p>На выступающих частях рудного массива концентрируются опорное давление и повышенные напряжения</p> <p>Приводит к образованию жестких естественных целиков. Постоянно уменьшающиеся целики внезапно разрушаются</p> <p>Повышает величину горного давления и напряжения пород</p> <p>Концентрируют напряжения по мере развития фронта работ и увеличения площади отработанного пространства</p>

В качестве примера рассмотрим один из горно-тектонических ударов на рудниках СУБРа (рис. 5.2.16) [12]. В 1987 г. на шахте № 15-15 бис произошел горно-тектонический удар с разрушением полевых выработок на площади около 400 м^2 , объем выброса пород составил 500 м^3 . Его эпицентр находился в покрывающей залежь толще пород на расстоянии около 80 м.

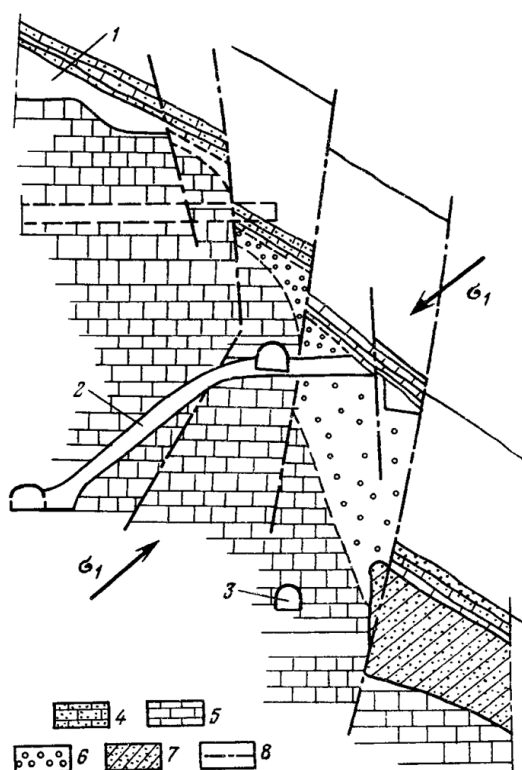


Рис. 5.2.16. Горно-геологическая обстановка на участке, подвергшемся разрушению: 1 – выработанное пространство; 2 – доставочный восстающий; 3 – доставочная выработка; 4, 5 – известняки; 6 – рудная залежь; 7 – закладка; 8 – тектонические нарушения

Разрушенные выработки доставочного горизонта -377 м общей протяженностью 130 м были пройдены в зоне тектонических крутопадающих нарушений, амплитуда которых изменялась от нескольких десятков сантиметров до двух десятков метров.

Разрушенный участок находился в зоне влияния барьерного целика, который на юге граничил с открытым очистным пространством, а на востоке – с отработанными первичными камерами, заполненными твердеющей закладкой. На юге участка располагался ранее отработанный блок системой слоевого обрушения.

Выполненные измерения показали, что рассматриваемый участок был одним из самых опасных на месторождении. По данным

сейсмостанции, здесь постоянно регистрировались динамические явления с сейсмической энергией до $1,7 \cdot 10^2$ Дж и более.

С целью снижения напряжений в массиве горных пород был выполнен комплекс технологических мероприятий по его разгрузке. К востоку и западу от барьерного целика вдоль плоскости тектонических нарушений бурились скважины большого диаметра. Последующим их взрыванием образовывались вертикальные разгрузочные щели по периферии барьерного целика на локально нагруженных участках.

Выполненные мероприятия не смогли предотвратить мощный горный удар с энергией $2,2 \cdot 10^6$ Дж. Масштабность процесса динамического разрушения явилась индикатором сложного механизма сдвиговых перемещений блочного массива по резко ориентированным плоскостям нарушений. При визуальном осмотре места разрушения было установлено большое количество мелких сдвиговых разрывных перемещений.

Это подтверждает положение о том, что динамические явления в большей степени обусловлены применяемой системой разработки, при которой неизбежны сдвиговые пригрузки от дискретных перемещений больших масс налегающей толщи пород. Как следствие, на берегах тектонических трещин с большой скоростью возникают пригрузки, превышающие прочность пород.

5.2.5. Ловозерное месторождение

Ловозерное редкометаллическое месторождение расположено в центральной части Кольского полуострова. Регион относится к сейсмоактивным с вероятностью землетрясений магнитудой до 5 баллов.

Сейсмостанциями северного полушария Земли 17 марта 1999 г. было зарегистрировано техногенное землетрясение с магнитудой 4,0–4,4 балла, спровоцированное, по мнению специалистов, горно-тектоническим ударом на руднике «Умбозеро» [13]. Подобное проявление горного давления на месторождении произошло в третий раз и вызвало наиболее разрушительные последствия (табл. 5.2.5).

Умбозерный участок месторождения представлен свитой согласно залегающих пластообразных рудных залежей. Средняя мощность верхнего рудного тела – 5 м, нижнего – 2,5 м. Угол падения – от 4 до 35° , в среднем – 17° . Расстояние между ними по вертикали – 60 м. Крепость руд и пород весьма высокая – 19–30.

Массив месторождения относится к тектонически высоконапряженным. Максимальные напряжения сжатия ориентированы горизонтально вкрест простирания рудного тела и составляют 40–70 МПа, что в 4–5 раз превышает вес налегающих пород.

Таблица 5.2.5

Горно-тектонические удары на руднике «Умбозеро» [6]

Дата	Магнитуда события	Местоположение очага		Последствия
		на плане	глубина, м	
25.10.91	2,3–2,6	Блок 1ю	300	Обрушение кровли в камерах, разрушение откаточного штрека на площади 800 м ² , прекращение горных работ в блоке
03.11.91				
09.11.91				
30.11.92	1,5	Блок 3с	250	Вывалы в очистных камерах площадью 400 м ²
17.08.99	4,0–4,4	Блоки 1с–3с	–	Разрушение штреков, капитальных откаточных выработок и очистных камер на площади 600–650 тыс. м ³ . Остановка рудника на 3,5 мес.

С начала строительства и эксплуатации месторождения в выработках происходили динамические события в виде стреляния пород и микроударов. Рудник «Умбозеро» первым на Кольском полуострове был отнесен к опасным по горным ударам объектам разработки (рис. 5.2.17).

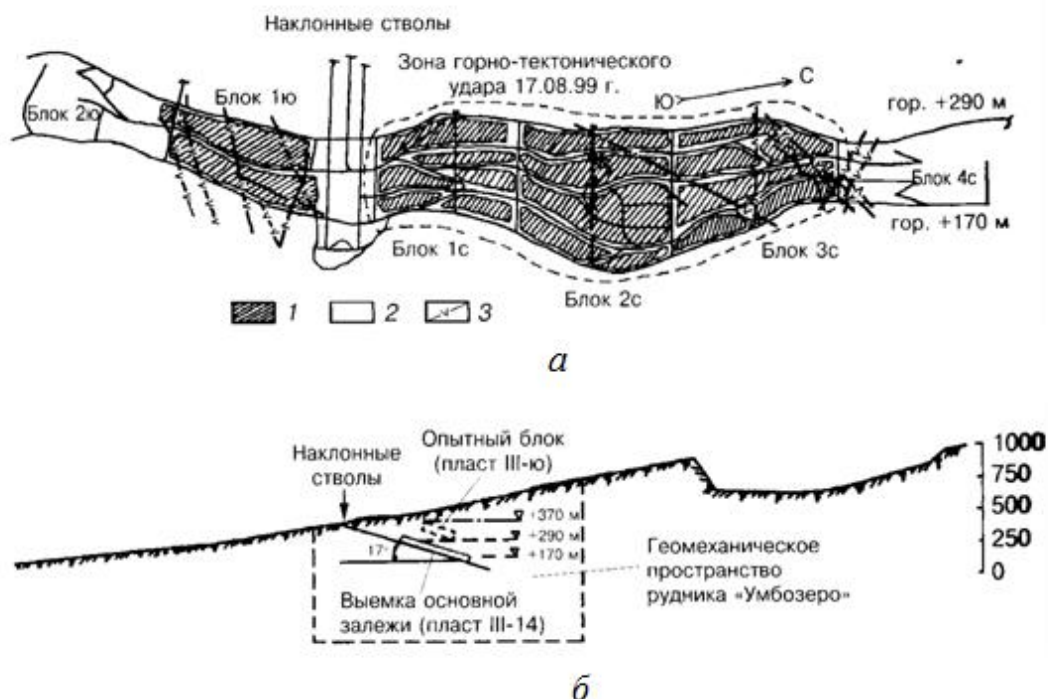


Рис. 5.2.17. Центральная часть шахтного поля: *a* – схематический план: 1 – выработанное пространство нижней залежи; 2 – целики; 3 – нарушения [6]; *б* – поперечный разрез

Горные работы на руднике начались и развивались на нижнем рудном теле. Проектом предусматривалась отработка запасов камерной системой с камерно-целиковым порядком выемки и закладкой твердеющими смесями. Длина камер 60–150 м. В целиках для последующей выемки оставлялось около 50 % запасов руды.

Одновременно усилиями ученых Горного института КНЦ РАН и инженерно-техническими работниками проведен поиск и промышленные испытания панельно-столбовой системы разработки с последующей закладкой выработанного пространства хвостами обогащения. К моменту горно-тектонического удара на нижнем рудном теле была отработана площадь около $2,5 \times 0,5 \text{ км}^2$, из которой только 10 % было заполнено закладкой. На верхней рудной залежи проводилась в небольших масштабах опытно-промышленная отработка запасов с камерно-целиковой выемкой и обрушением пород кровли. Камеры шириной 15–20 м и длиной 60–200 м располагались диагонально к простиранию, близкок направлению действия максимальных напряжений в массиве. Ленточные целики между камерами имели ширину 5–15 м.

В результате такого развития горных работ и применяемых систем разработки 17 августа 1999 г. произошел горно-тектонический удар, который по своим разрушительным последствиям превзошел все предыдущие случаи динамических проявлений горного давления на рудниках России. Площадь разрушенного участка составила 600–650 тыс. м². Все подготовительно-нарезные выработки практически не подлежали восстановлению.

Специалисты Горного института КНЦ РАН, проанализировав обстановку на руднике после этого события, отметили следующие его особенности.

1. В наибольшей степени были разрушены подготовительно-нарезные выработки, пройденные в меридиональном направлении; произошло сжатие выработок в горизонтальном направлении на величину 0,5–0,7 м с вспучиванием почвы в виде гребней высотой до 1,0 м; кровля выработок приобрела шатровую форму с вывалами на высоту до 2,0 м.

2. В отработанных камерах шириною до 20 м разрушения пород наблюдались в кровле и в почве, в основном на сопряжениях с целиками.

3. По верхнему штреку горизонта +290 м явление сжатия и вспучивания почвы распространялось на протяжении около 400 м, по нижнему (горизонт +170 м) – с перерывами около 800 м.

4. В минимальной степени повреждены участки с наибольшей выемкой запасов и наименьшей площадью целиков и в максималь-

ной – с большим числом целиков. В краевых частях целиков отмечены горизонтальные и наклонные трещины как результат их разрушения от сдвиговых усилий.

5. Горно-тектонический удар практически не затронул выработки верхней рудной залежи.

6. Между верхней и нижней залежью образовалась зона трещин мощностью 20–30 см под углом около 40° к горизонту, которая прослеживается в двух параллельных квершлагах на гортзонтах +290 и +170 м. По измерениям, на специально оборудованном геодезическом полигоне обнаружено, что восточная часть массива сдвинулась относительно западной по зоне трещин на 9 см вниз и на 15 см по горизонтали к западу (рис. 5.2.18).

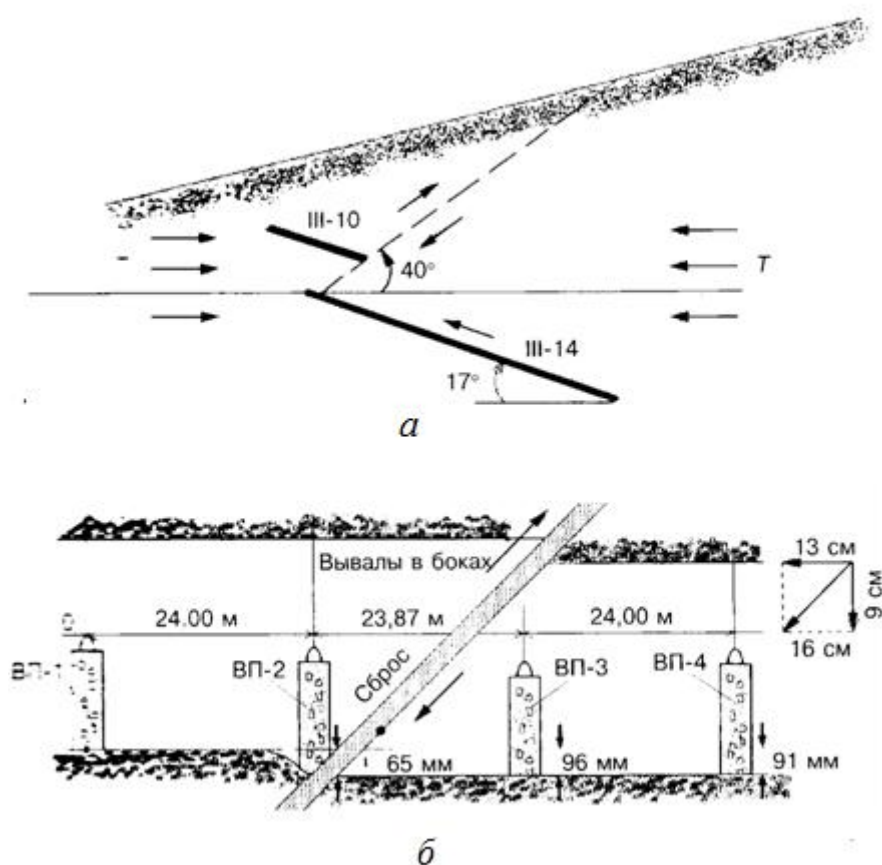


Рис. 5.2.18. Сдвиг вмещающих пород в результате техногенного землетрясения: *а* – схема сдвига; *б* – вид плоскости сдвига в контрольном квершлагае; ВП – пункты планово-высотных геодезических наблюдений [6]

В результате этих наблюдений установлено, что на месторождении произошел надвиг западной части массива относительно восточной по вновь образовавшейся зоне трещин. При этом трещины сдвига

появились в массиве на участке, в наибольшей степени ослабленном горными работами.

7. Поверхностные здания и сооружения на промплощадке рудника существенных повреждений не получили.

На основе выполненного анализа специалисты, расследовавшие это событие, выделили причины горно-тектонического удара: ярко выраженное структурно-блочное строение массива и его высокое гравитационно-тектоническое напряженное состояние. На рис. 5.2.19 приведена схема расположения тектонических нарушений в шахтном поле и места разрушения горных выработок.

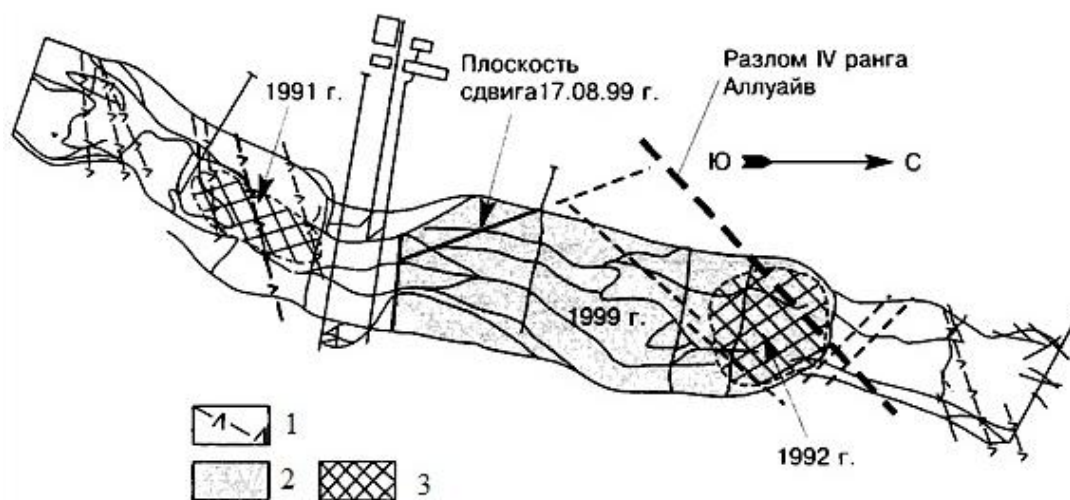


Рис. 5.2.19. Схема тектонических нарушений и очаги горно-тектонических ударов: 1 – тектонические нарушения; 2 – места горно-тектонических ударов; 3 – отработанные участки [6]

На месторождении сложилась весьма неоднородная геомеханическая обстановка. Часть нижнего рудного тела была надработана очистной выемкой на верхней залежи. Небольшой объем выработанного пространства (10 %) был заполнен закладочным материалом.

Целики, оставленные десятки лет назад, как и краевые участки выемочного пространства, были частично разрушены под влиянием фактора времени и высоких тектонических напряжений. Все это способствовало крайне неравномерному (мягкому) нагружению горной конструкции на достаточно большой площади, ослабленной крупными тектоническими нарушениями. Оставленные на этой площади целики оказались неспособными деформироваться со скоростью, необходимой для сохранения первоначального жесткого режима нагружения.

Следует отметить, что применяемые на руднике варианты систем разработки – камерная, камерно-столбовая и панельно-столбовая – являются опасными и не соответствуют сложным геомеханическим усло-

виям месторождения. Большая изрезанность массива и оставление целиков способствуют, как показали происходящие события, возникновению разрушительных горно-тектонических ударов.

Для предотвращения этих явлений, снижения вероятности горных ударов представляется необходимым освоение систем разработки со сплошной выемкой и закладкой выработанного пространства по аналогии с геотехнологией, применяемой на глубоких рудниках Норильского региона.

5.2.6. Николаевское месторождение

Месторождение представлено группой скарново-сульфидных залежей с весьма сложными формами. Основное рудное тело – залежь «Восток-1» – располагается на глубинах 700–1 100 м от поверхности, характеризуется сложной морфологией с разрывами и пережимами, наличием известняков внутри рудных скарнов, весьма изменчивыми элементами залегания по простиранию, вкрест простирания и в плане. Площадь сечения рудного тела изменяется от 1 200 до 7 000 м², мощность колеблется от 3–5 до 60–70 м.

Выше и на флангах залежи «Восток-1» расположено так называемое глыбовое оруденение и серия маломощных рудных линз. На месторождении было разведано пять крупных глыбовых рудных тел: ГРТ-1, 2, 3, 4 и Жерловая (рис. 5.2.20).



Рис. 5.2.20. Блоково-структурное строение Николаевского месторождения: 1 – структурные элементы первого порядка; 2 – то же второго порядка; 3 – места проявления горного давления в динамической форме

В процессе этих исследований определены прочностные и деформационные характеристики руд и пород (табл. 5.2.6), установлены параметры тензора напряжений в нетронутом массиве (табл. 5.2.7), изучены геолого-структурные особенности рудного поля, опробованы и рекомендованы для практического использования службой прогноза и профилактики горных ударов методы и технические средства оценки напряженности и удароопасности.

Таблица 5.2.6

**Средние значения показателей физико-механических свойств
горных пород и руд Николаевского месторождения**

Порода	Объемная Масса, г/см ³	Пористость, %	Плотность, г/см ³		Скорость продоль- ных волн, м/с	Модуль упругости, ГПа	Коэффициент Пуассона	Прочность, МПа	
			удельная	объемная				Сжатие	Растяжение
Известняк	2,75	1,82	2,75	2,70	5 255	45	0,23	73,3	9,5
Мрамори- зованный известняк	2,73	1,47	2,73	2,69	4 929	47	0,27	80,2	11
Кварцевый порфир	2,68	3,69	2,71	2,63	5 011	67	0,20	106,4	12,5
Туфобрек- чии квар- цевого порфира	2,73	2,93	2,73	2,66	5 409	72	0,22	112,1	12
Габбро- диорит	2,75	1,45	2,75	2,72	5 682	84	0,20	124	19
Песчаник	2,65	5,66	2,65	2,5	5 286	85	0,22	121	18,5
Геденбер- гитовый скарн	3,16	6,78	3,39	3,2	4 499	86	0,21	165,2	17,5
То же, с сульфид- ной рудой	3,06	7,83	3,32	3,11	4 646	80	0,24	148,2	14,8

В основу геодинамического районирования Николаевского месторождения положены представления о тектонических особенностях Восточного Приморья и Дальнегорского рудного поля, данные проведенного картирования тектонических элементов. Главная структурная

зона месторождения является отражением скрытого глубинного разлома субмеридионального направления, сдвиговых движений, которые определили иерархию блоковой структуры шахтного поля (см. рис. 5.2.20).

Таблица 5.2.7

Параметры естественного поля напряжений

Параметры	σ_E	σ_N	σ_Y	τ_{NY}	τ_{EY}	τ_{EN}
Тензор напряжений в координатах E, N, Y (восток – север – вертикаль), МПа	-9,6	-39,4	-21,0	4,1	3,4	-9,8
Средние квадратические отклонения, МПа	3,5	2,0	2,1	1,5	2,3	2,3
Главные напряжения, МПа	Субширотное -50,0		Субмеридиональное -29,7		Вертикальное -20,0	
Направляющие косинусы главных напряжений	0,70; 0,69; -0,18		-0,71; 0,70; -0,06		0,08; 0,17; 0,98	
Параметры поля напряжений	$\sigma_1 = 2,5\gamma H$		$\sigma_2 = 1,5\gamma H$		$\sigma_3 = \gamma H$	

В шахтном поле выделяются:

- вертикальные и крутопадающие дорудные разломы и тектонические зоны;
- крутопадающие пострудные структуры трещинного типа;
- пологие пострудные нарушения, сопрягающиеся со структурами первого и второго порядка.

К структурным элементам первого порядка относятся субширотный разлом и Северо-Западная тектоническая зона, которые разделяют участок локализации месторождения на три основных структурных блока: Северный, Центральный и Западный (см. рис. 5.2.20). Основным в схеме является горизонт -320 м как наиболее вскрытый горными выработками.

Общее развитие региональных тектонических процессов в пострудном периоде обусловило формирование основных разрывных нарушений второго порядка субмеридионального направления с углами падения 70–85° и сопутствующей им трещиноватости. Таким образом, характерная особенность структуры месторождения – наличие структурных блоков разного порядка, оконтуренных тектоническими разломами, зонами и разрывными нарушениями, что существ-

венным образом повлияло на характер и формы проявления горного давления при разработке месторождения.

С начала эксплуатации Николаевского месторождения в горно-подготовительных и очистных выработках систематически регистрировались случаи самопроизвольного разрушения пород в статической и динамической формах. Обе формы разрушения связаны с процессом перераспределения горного давления, возникающим в массиве вокруг движущихся забоев проходческих и очистных выработок.

В табл. 5.2.8 приведены фактические данные об условиях и формах проявления горного давления на Николаевском руднике за пятилетний период наблюдений.

Таблица 5.2.8

Горно-тектонические условия проявления горного давления

Район проявлений	Форма проявлений									
	Динамическая				Статическая				Итого	
	при проходке выработок		в зоне очистных работ		при проходке выработок		в зоне очистных работ			
	кол-во, шт.	%	кол-во, шт.	%	кол-во, шт.	%	кол-во, шт.	%	кол-во, шт.	%
Тектонические нарушения	29	43	3	4	9	16	5	9	46	37
Сопряжение выработок	18	27	3	4	3	5	18	32	42	34
Контакты разно-модульных пород	6	9	6	9	5	9	13	23	30	24
Сближенные выработки	3	4	–	–	–	–	3	5	6	5
Всего	56	83	12	17	17	30	39	70	124	100

Анализ и обобщение приведенных в табл. 5.2.8 данных позволяют отметить следующие особенности.

1. Динамическим формам проявления горного давления преимущественно подвержены подготовительные выработки в районах тектонических нарушений и контактов разнопрочных пород; в наиболее неблагоприятном положении находятся сближенные выработки и их сопряжения, где разрушение часто протекает в динамической форме.

2. Наибольшим разрушениям в статической форме подвергаются выработки в зоне влияния очистных работ (71 %), наименьшим – при их проходке.

3. Природная повышенная напряженность и удароопасность массива горных пород приурочены к зонам сопряжения границ основных структурных блоков месторождения с узлами пересечения разломов и субмеридиональных тектонических нарушений, разделяющих Северный, Центральный и Западный блоки на структуры более низкого порядка.

Подобная геомеханическая обстановка существовала на руднике при очистной выемке фланговых участков месторождения до начала сдвижения пород под влиянием отработки залежи «Восток-1». Эта залежь, представленная непрерывным орудинением сложной конфигурации в плане, занимает всю рудоносную площадь месторождения. В процессе расширения площади ее отработки начала формироваться единая зона сдвижения пород налегающего массива совместно с погашаемыми запасами глыбовых рудных тел ГРТ-1–4, сдвижение осуществлялось в форме подвижки и срывов отдельных структурных блоков.

Подвижки происходили дискретно и непредсказуемо во времени, создавая в выработках, пересекающих границы структурных блоков, резкие динамические пригрузки, способные вызвать сильные горные удары. Примером реализации такого механизма разрушения явился горно-тектонический удар во вмещающих породах ГРТ-3, расположенного на северо-западном фланге рудного поля.

В период выемки запасов ГРТ-3 осуществлялся контроль за изменением НДС массива и поведением налегающих пород. Для контроля за устойчивостью кровли из вышерасположенного вентиляционного горизонта (–120 м) пробурено шесть скважин (рис. 5.2.21).

В четырех из них (1, 4–6) заложено по два глубинных репера. Две скважины (2 и 3) служили для наблюдений за обрушением кровли над отработанным пространством. В процессе наблюдений установлено, что сдвижение кровли происходило в три этапа обрушения пород (см. рис. 5.2.21). В результате над очистным пространством сформировалась устойчивая форма свода, которая сохранялась более одного года.

Одновременно проводился контроль и определялась потенциальная удароопасность массива. Контроль осуществлялся с помощью подземных электрических зондирований (ПЭЗ) на долговременных постоянных замерных станциях в ортах и транспортных выработках вокруг залежи. При этом постоянно регистрировалась неудароопасная ситуация.

В такой обстановке были отработаны горизонты –207, –217, –227 м и велась очистная выемка подэтажей –242 и –257 м. После погашения запасов горизонта –227 м была подрезана плоскость восточного тектонического нарушения, ранее не выявленная разведкой и не

учтенная в проекте отработки залежи. В результате в кровле между вертикально падающей Северо-Западной тектонической зоной, вокруг которой ранее формировалось принудительное и естественное обрушение, и плоскостью вскрытого на горизонте -227 м субмеридионального тектонического нарушения крутого падения (см. рис. 5.2.21) оказался подработанным крупный структурный блок. Массовым технологическим взрывом на горизонте -254 м (около 1 т ВВ) была инициирована подвижка подработанного структурного блока в форме горно-тектонического удара с сильными сейсмическими и акустическими эффектами, отмеченными на большом расстоянии от рудника (до 15 км). Объем выброшенной породы из залежи составил 25–30 тыс. м³.

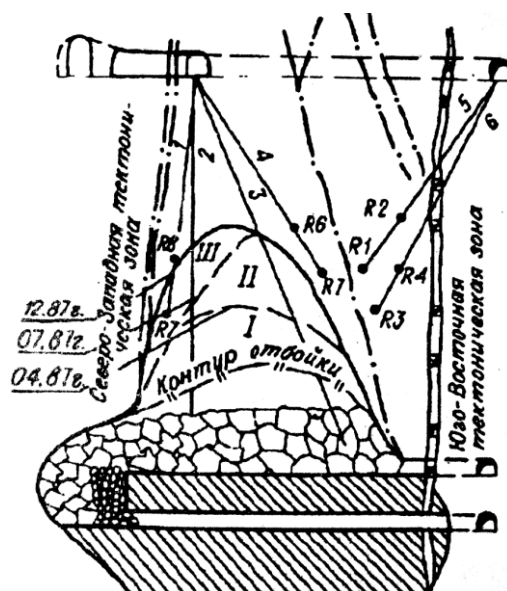


Рис. 5.2.21. Схема расположения контрольных скважин в кровле выработанного пространства ГРТ-3: 1–6 – скважины; R₁–R₄, R₆–R₈ – реостатные датчики; I–III – периоды замеров обрушений кровли

Основные конструктивные элементы системы разработки выдержали горный удар при высоте подушки предварительно обрушенных пород около 20 м (рис. 5.2.22). Опасных разрушений выработок не произошло. Отработка рудного тела продолжалась без остановок.

На горизонте -120 м вышли из строя вентиляционно-закладочный восстающий и вентиляционная сбойка, находившиеся в зоне обрушения. На отработанных подэтажах -207 и -227 м частично разрушились два сопряжения, расположенные в зонах интенсивной трещиноватости. На рабочих горизонтах разрушений в выработках и на сопряжениях не установлено.

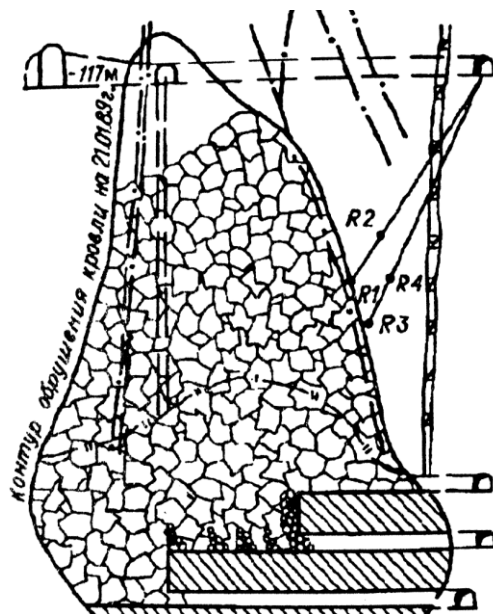


Рис. 5.2.22. Обрушение пород кровли ГРТ-3 после горно-тектонического удара

На рис. 5.2.23 приведены результаты инструментальных наблюдений за развитием процесса деформаций пород кровли ГРТ-3.

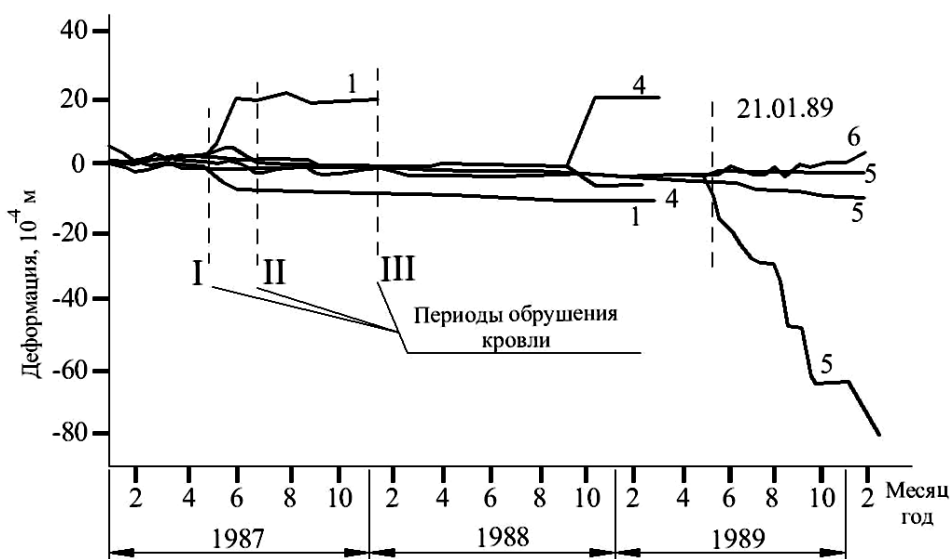


Рис. 5.2.23. Изменение деформаций пород кровли в процессе отработки запасов ГРТ-3: 1, 4–6 – скважины

Обращает на себя внимание дискретный скачкообразный (до горного удара) характер процесса деформаций пород кровли (скважины 1, 4), чередующийся с периодами устойчивого состояния. После горного удара вокруг отработанного пространства сформировалась зона сжатия пород (см. рис. 5.2.23, скважины 5 и 6) и образо-

вавшийся свод над горизонтом –120 м практически сохранял свою первоначальную форму в течение более двух лет.

Проведенные промышленные испытания позволили отметить следующее.

1. Успешное применение систем разработки подэтажным обрушением с торцовым выпуском руды и в удароопасных тектонически напряженных массивах, при существующем уровне профилактических мер, можно обеспечить лишь при условии управления сдвижением подработанного массива без образования завесаний и дискретных во времени динамических пригрузок. Очевидно, этого несложно достигнуть при отработке слепых рудных тел ограниченной площади, когда можно подготовить и создать над выработанным пространством устойчивую сводовую (шатровую) форму обнажения. При этом рудные тела должны быть дислоцированы в массиве таким образом, чтобы области влияния их отработки не накладывались друг на друга и не образовывали единого подработанного пространства с общей зоной сдвижения пород.

2. Основные конструктивные элементы системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды даже при столь мощном горном ударе, полученном при отработке ГРТ-3, выстояли и оказались устойчивыми к проявлению горного давления в динамической форме.

5.2.7. Южное месторождение

Сульфидные руды и вмещающие породы жильного месторождения обладают высокими прочностными и упругими характеристиками, отличаются большой вязкостью (табл. 5.2.9).

Таблица 5.2.9

Физико-механические свойства руд и пород Южного месторождения

Физико-механические свойства	Сульфидная руда	Ороговиковый песчаник
Плотность, т/м ³	3,36–4,07	2,5–2,8
Предел прочности, МПа:		
на сжатие	90–183	96–273
на растяжение	6,5–14,7	11,2–19,6
на срез	56–130	45,6–150,6
Сцепление, МПа	29	20
Угол внутреннего трения, град	34	39
Модуль упругости, ГПа	21,5–36,8	20,8–40,4
Коэффициент Пуассона	0,12–0,18	0,11–0,21

В результате совместного или последовательного действия тектонических процессов межрегионального, регионального и локального уровня все тектонические деформации в осадочном чехле прошли несколько стадий и связаны со сдвиговыми перемещениями в фундаменте.

Влияние тектонических процессов Приморья предопределило высокую напряженность породного массива и ярко выраженную блочность строения месторождения (рис. 5.2.24).

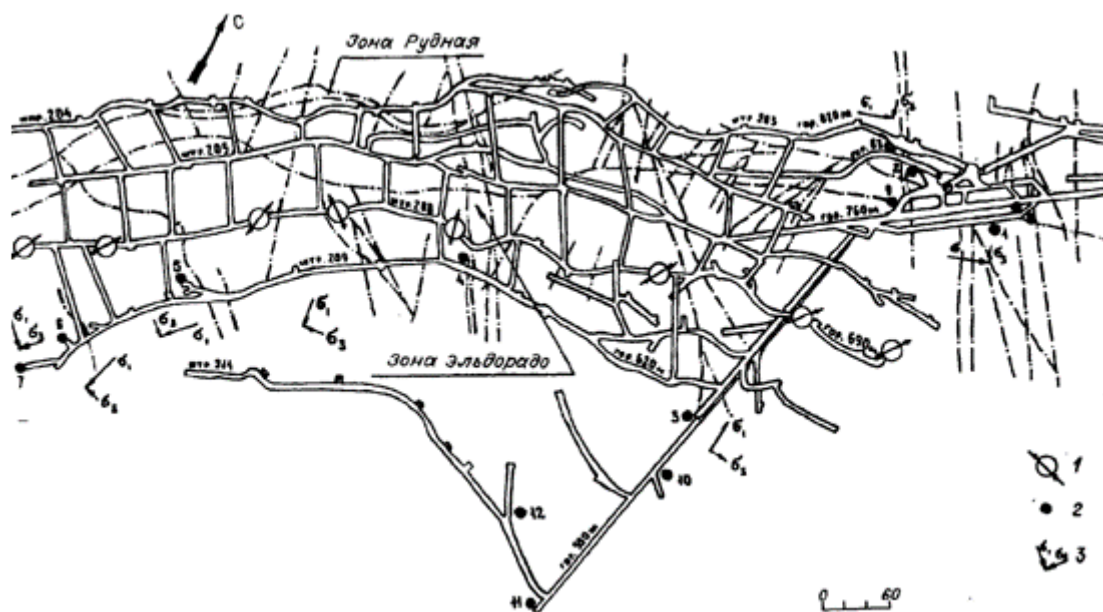


Рис. 5.2.24. Расположение станций измерения напряжений: 1 – направление главного напряжения по элементам трещиноватости; 2 – измерительные станции; 3 – направление главного напряжения по натурным измерениям

Натурные измерения современного поля напряжений определялись в характерных участках нетронутого массива методом щелевой разгрузки (табл. 5.2.10).

Как видно из табл. 5.2.10, в пределах каждого отдельного структурного блока значения напряжений имеют весьма широкий интервал варьирования. Последнее связано со сложным геологическим строением месторождения, где на сравнительно небольшой площади сконцентрировано значительное количество разрывных нарушений и разломов.

Выемка залежи осуществлялась системой с магазинированием руды снизу вверх на уменьшающийся целик. В выработанном пространстве были оставлены межблоковые и потолочные целики, площадь которых составляла 14 % от общей площади отработки (рис. 5.2.25).

Таблица 5.2.10

**Результаты измерений естественного напряженного
состояния массива**

Местоположение станций	Глубина от поверхности, м	Азимут главного напряжения, град	Величины напряжений, МПа		
			σ_1	σ_2	σ_3
Горизонт 620 м: околоствольный двор, слепой ствол шахты «Южная» тупик квершлага	250	75	-39,4	-19,2	-21,1
	310	70	-8,3	-12,0	-4,2
Штрек 209: в зоне разлома «Эльдорадо» в районе восстающего: 8-209 10-209 12-209 тупик	380	5	+0,7	+0,8	+0,6
	245	0	-40,5	-9,7	-22,1
	290	40	-6,7	-1,6	-4,4
	310	20	-11,5	-0,5	-4,4
	340	135	-66,5	51,8	41,8
Горизонт 550 м: тупиковая ветвь околоствольного двора камера электровозного депо квершлаг сопряжение квершлага и штрека 214 Штрек 214	330	52	+16,0	+0,7	-5,7
	330	52	-17,3	-14,3	-15,4
	410	16	+10,4	-3,4	+14,8
	380	16	-36,0	-14,6	+44,7
	390	22	+19,8	-11,7	+41,7

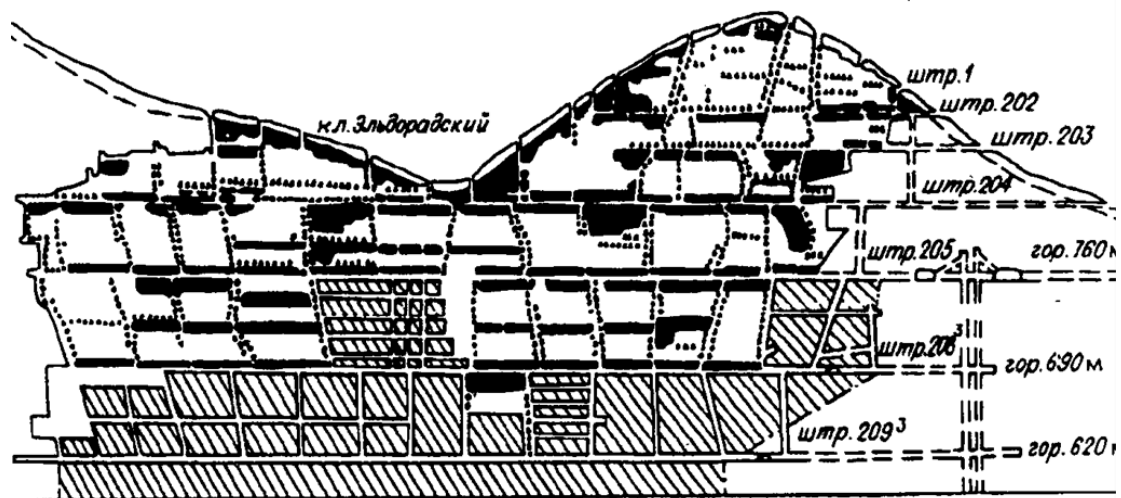


Рис. 5.2.25. Проекция горных работ Южного месторождения

Как видно из рис. 5.2.25, на месторождении существует значительный объем непогашенных пустот, поддерживаемых крепью и целикками различного назначения. В результате на глубине 170 м от поверхности в блоке 4-208 произошел первый горный удар (рис. 5.2.26).

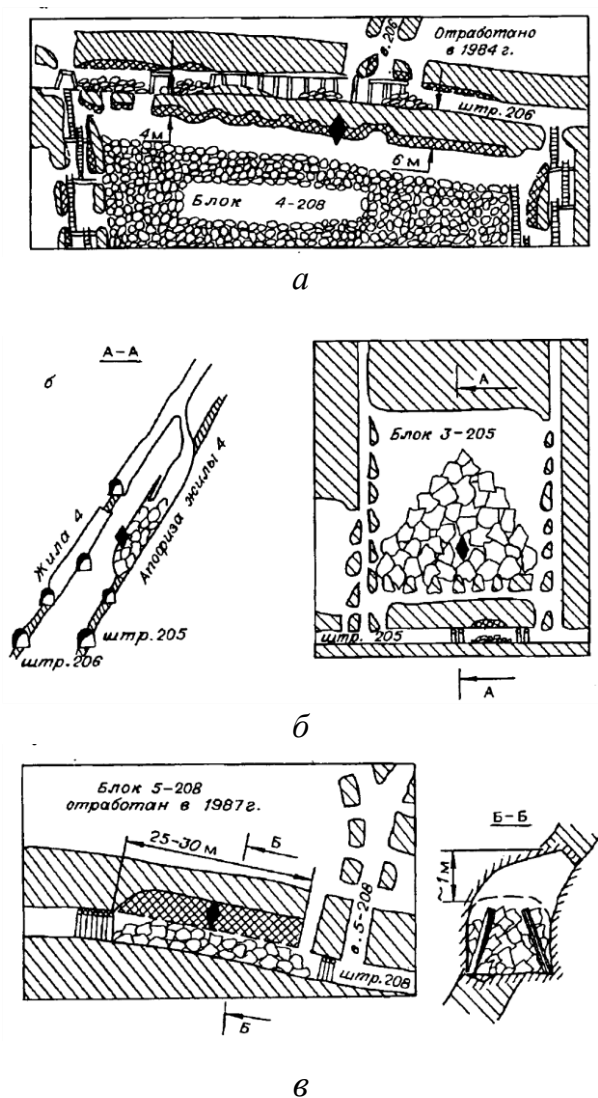


Рис. 5.2.26. Характерные случаи горных ударов: *а* – в уменьшающемся целике рудной потолочины; *б* – в выработанном пространстве; *в* – в подготовительной выработке; ♦ – горный удар

К этому времени рудная потолочина, на которую двигались очистные работы, уменьшилась до размера 5,0–5,5 м.

Горный удар вызвал выброс породы в объеме 40 м^3 , обрушение кровли вентиляционного штрека в объеме 25 м^3 . Одновременно в штреке 205 наблюдалось вспучивание почвы на высоту до 0,7 м. В это же время в соседних отработанных блоках зарегистрирована се-

рия толчков в выработанном пространстве, произошло интенсивное заколообразование в потолочинах.

Расследовавшая этот случай комиссия в качестве причин горного удара констатировала неправильный порядок выемки блока снизу вверх на уменьшающийся целик, а также влияние прослеженной в лежачем боку жилы тектонической зоны разлома «Эльдорадо».

Спектр возникновения удароопасных ситуаций на месторождении не ограничивается приведенными условиями, на что указывают горные удары в выработанном пространстве блока 3-205 (см. рис. 5.2.26) и в штреке 208. В первом случае причиной был локальный процесс прогиба подработанного массива, в ходе которого наблюдалось динамическое разрушение с образованием трещины между слоями пород непосредственной кровли. Второй из указанных случаев произошел в результате совместного взрыва при проходке подэтажного штрека в блоке 4-209 (25 кг ВВ) и отбойки веера скважин в блоке 4-209 (250 кг ВВ).

В анализе условий и причин возникновения горных ударов на Южном месторождении отмечены их относительно небольшая глубина, весьма высокий энергетический уровень первых динамических явлений, а также практически полное отсутствие первичных признаков повышенной напряженности массива пород. Более распространенной и прогнозируемой является ситуация, когда по мере понижения горных работ на рудниках и шахтах увеличение горного давления сопровождается развитием разрушений пород в статической форме, постепенно переходящей в динамические формы.

Предупреждающими признаками грядущих горных ударов становятся шелушение пород на обнажениях, интенсивное заколообразование в выработках и рост случаев внезапных самообрушений пород. Подобный ход событий отмечается на абсолютном большинстве рудников России и за рубежом. На Южном месторождении динамические явления возникли неожиданно и были следствием совокупного влияния взаимодействия техногенных и природных факторов.

Среди техногенных причин выделяются, как отмечено выше, оставленные в недрах целики, очистная выемка на уменьшающийся целик (потолочину) и, наконец, хаотичный порядок отработки блоков в этаже. При этом песчаникам висячего бока свойственна высокая прочность, труднообрушаемость и способность к накоплению потенциальной энергии упругого сжатия. В сочетании с этими свойствами налегающих пород оставление целиков в недрах привело к тому, что весь подработанный массив до дневной поверхности зависает над вы-

работанным пространством. Оставленные целики испытывают значительные статические нагрузки, постоянно разрушаются и частично находятся в состоянии, близком к предельному.

Переход на отработку блоков по простиранию от центра к флангам без оставления целиков существенно нейтрализовал влияние техногенных факторов на удароопасность массива горных пород.

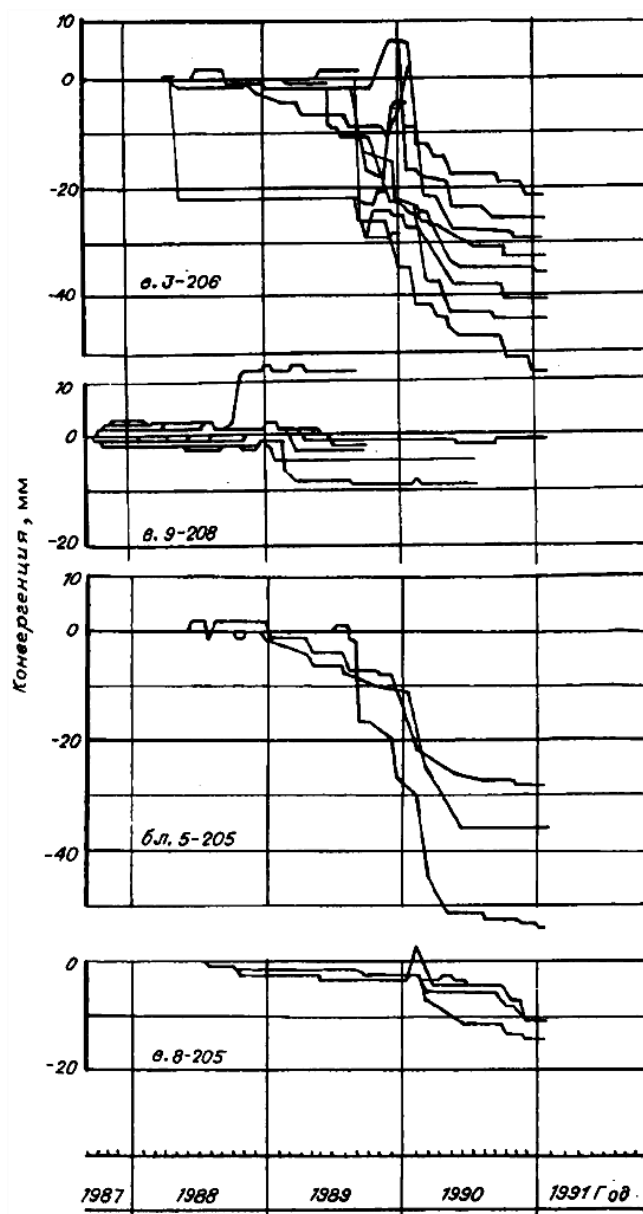


Рис. 5.2.27. Результаты наблюдений за конвергенцией пород в выработанном пространстве

К природным факторам относятся в первую очередь напряженность высокопрочного породного массива и развитая блочность его строения. Структурные блоки под действием сил гравитации дис-

кретно во времени перемещаются в сторону выработанного пространства, создавая резкие динамические пригрузки вдоль плоскостей тектонических нарушений.

При анализе результатов измерений конвергенции вмещающих пород отмечаются некоторые особенности оседания подработанного массива (рис. 5.2.27).

Во-первых, отчетливо выделяются чередующиеся периоды устойчивого состояния и интенсивного сдвижения (срывы) налегающих пород, не коррелирующие с процессами выемки руды в блоках нижних горизонтов. Во-вторых, периоды активного оседания кровли не совпадают на различных участках шахтного поля. В-третьих, наблюдается не только оседание кровли, но и ее поднятие, что подтверждает явление знакопеременной реакции массива при производстве горных работ.

Таким образом, можно сделать следующее заключение. Развитие удароопасной обстановки на Южном месторождении обусловлено переходом подработанной толщи налегающих пород в качественно новое состояние. До проявления горного давления в динамических формах она находилась в устойчивом состоянии, поддерживаемая целями и крепью, чем обеспечивался жесткий режим нагружения элементов сложившегося выработанного пространства.

С понижением горных работ и созданием новых площадей подработки началось активное перемещение структурных блоков в сторону выработанного пространства. Учитывая первоначально высокий уровень напряженности массива пород, процесс его сдвижения носит динамический характер и возникает в краевых участках очистной выемки и в выработанном пространстве.

5.3. Прогноз удароопасности породного массива

Способность горных пород хрупко разрушаться устанавливают путем испытания образцов на специальных прессах. В результате получают полную диаграмму деформирования горных пород не только на упругой стадии до разрушения, но и за пределом прочности в ходе разрушения образца.

Уровень действующих напряжений в элементах горных конструкций определяется исходным напряженным состоянием массива, параметрами и порядком ведения горных работ.

К удароопасным относят месторождения, на которых прослеживались микроудары и горные удары. Глубина, с которой на месторождении возникают горные удары, называется *критической*.

Проявление горного давления в динамической форме на рудниках возникает на глубинах от 160 до 1 000 м и более. Как отмечается рядом авторов [1], понятия «большие глубины», «глубокие рудники» определяются не столько глубиной разработок, сколько геомеханическими условиями, в которых наблюдаются переход пород и руд в предельно напряженное состояние и хрупкое их деформирование. При этом «возникают динамические явления вокруг одиночных выработок вблизи очистных забоев» [1].

По *степени удароопасности* участки рудного и породного массива, примыкающие к выработкам, подразделяются на две категории:

- I – опасные по проявлению горных ударов; выработки на данных участках должны быть приведены в неудароопасное состояние с применением мер предосторожности, обеспечивающих безопасность людей, занятых на этих работах;
- II – не представляющие опасности проявления горного давления в динамической форме.

К I категории удароопасности относятся участки массива, в которых наблюдались случаи горных ударов, микроударов, стреляния, интенсивного заколообразования и шелушения пород.

Визуальная оценка степени удароопасности в выработках, в пределах зон влияния опорного давления подготовительных и очистных работ, производится через каждые 10 м подвигания забоя, а также при подходе выработок к геологическим нарушениям.

Инструментальная оценка выполняется следующими методами:

- регистрация параметров дискования керна при бурении скважин;
- измерение абсолютных величин напряжений и их приращений во времени (метод разгрузки различных модификаций);
- регистрация акустической эмиссии горных пород сейсмоакустической аппаратурой.

Степень удароопасности должна оцениваться не менее чем двумя методами: визуальным и одним из инструментальных.

Отечественный и зарубежный опыт отработки удароопасных месторождений показал, что склонность пород к накоплению упругой потенциальной энергии, способность к хрупкому разрушению, а также превышение уровня действующих напряжений предела прочности пород надежно определяются по эффекту деления керна породы на диски при бурении скважин кольцевыми коронками (рис. 5.3.1).



Рис. 5.3.1. Дискование керна

Информация, получаемая по дискованию керна, является комплексной характеристикой состояния массива. Она отражает прочностные свойства руды, степень ее хрупкости и величину напряжений, действующих в массиве. Свойство разрушения керна на диски определяет склонность пород к хрупкому разрушению, а толщина дисков – уровень напряженности массива.

Прогноз удароопасности массива вокруг выработки выполняется исходя из величины действующих максимальных напряжений σ_{\max} и расстояния x_{\max} от обнажения до точки, где действующие напряжения достигают своего максимума (рис. 5.3.2). Положение в массиве точки с максимальными действующими напряжениями σ_{\max} определяется по глубине x_{\max} , на которой наблюдается минимальная толщина дисков керна t_{\min} .

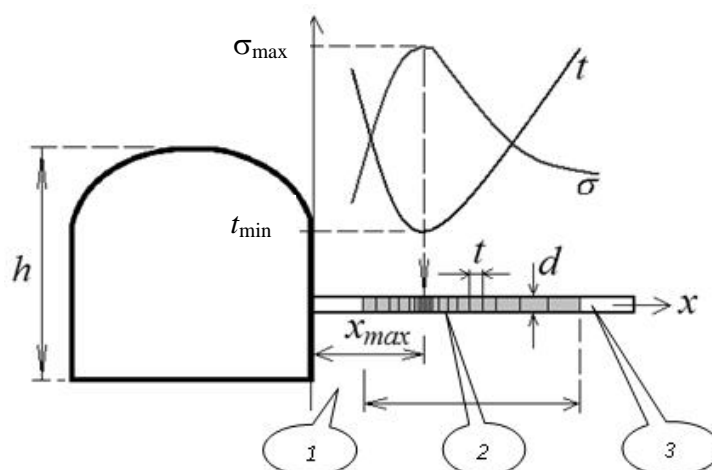


Рис. 5.3.2. Определение глубины расположения максимальных действующих напряжений от контура выработки по дискованию керна: 1 – защитная зона нарушенных пород вблизи контура выработки, где нет дискования керна; 2 – интервал, где наблюдается дискование керна; 3 – контрольная скважина

Чем больше максимальные действующие напряжения σ_{\max} и чем ближе они к обнажению, тем выше опасность возникновения горного удара и необходимо применять специальные мероприятия, снижающие опасность ведения горных работ.

5.4. Технологические мероприятия, направленные на снижение опасности возникновения горных ударов

В опасной зоне работы по выемке полезного ископаемого и проведению горных выработок разрешаются только с применением способов предотвращения горных ударов и обеспечения безопасности персонала.

При разработке сближенных рудных тел и пластов на месторождениях, опасных по горным ударам, в первую очередь необходимо производить выемку рудного тела (пласта) неопасного или наименее опасного. При его отработке формируется защищенная зона, в пределах которой ведение горных работ допускается, как в неудароопасных условиях.

Если при отработке защитного рудного тела встречаются безрудные зоны, рекомендуется их ослаблять с помощью камуфлетного взрывания скважин, пробуренных в плоскости, параллельной защищаемой рудной залежи.

5.4.1. Первоочередная отработка защитного рудного тела

Построение защищенной зоны необходимо производить в соответствии с требованиями «Инструкции по безопасному ведению горных работ ...» [17] и соответствующих «Указаний по безопасному ведению горных работ ...», которые разрабатываются для каждого месторождения (группы месторождений), склонных и опасных по горным ударам, например «Указаний на Талнахском и Октябрьском месторождениях...» [17].

При ширине выработанного пространства a на разрезе вкрест простирания рудных тел через края выработанного пространства проводят прямые в сторону от кровли и почвы защитного рудного тела под углом 75° (рис. 5.4.1).

Размеры защищенных зон со стороны висячего бока залежи S_1 и лежащего бока S_2 определяют по формулам:

$$S_1 = \tau_1 S'_1, \quad (5.1)$$

$$S_2 = \tau_1 S'_2. \quad (5.2)$$

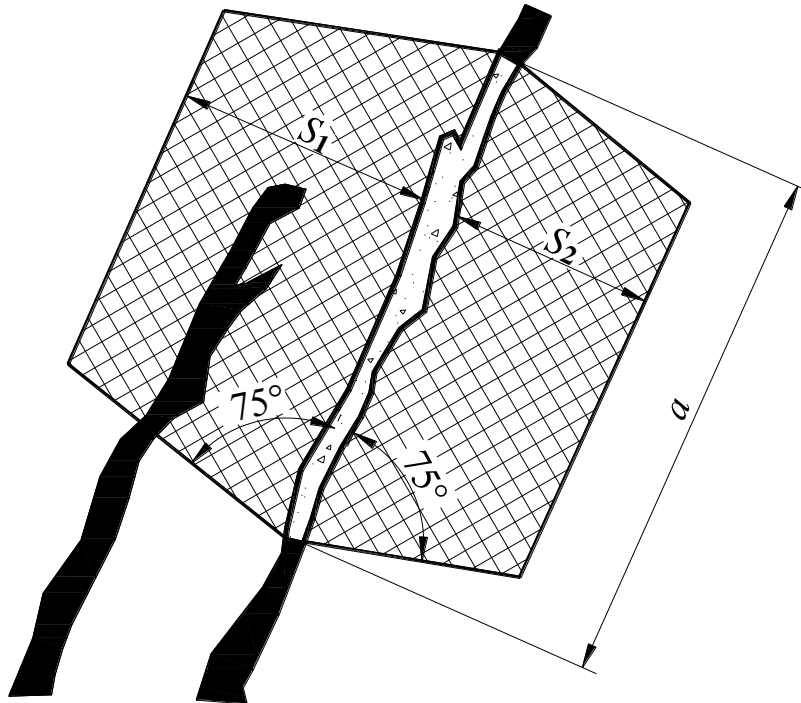


Рис. 5.4.1. Построение защищенной зоны

Численные значения S'_1 и S'_2 рассчитывают по выражениям:

$$S'_1 = 0,5a, \quad (5.3)$$

$$S'_2 = 0,4a, \quad (5.4)$$

но S_1 и S_2 не должны быть более 50 м.

Для защиты подготовительных выработок

$$S'_{1п} = 0,4a, \quad (5.5)$$

$$S'_{2п} = 0,3a, \quad (5.6)$$

но S_1 и S_2 не более 40 м.

Коэффициент τ_1 зависит от τ – отношения критической глубины $H_{кр}$ к глубине разработки защитного рудного тела H (рис. 5.4.2).

Как уже отмечалось выше, критическая глубина – глубина от земной поверхности, начиная с которой при производстве горных работ возникают горные удары или другие геодинамические явления или установлена категория «Опасно» (табл. 5.4.1).

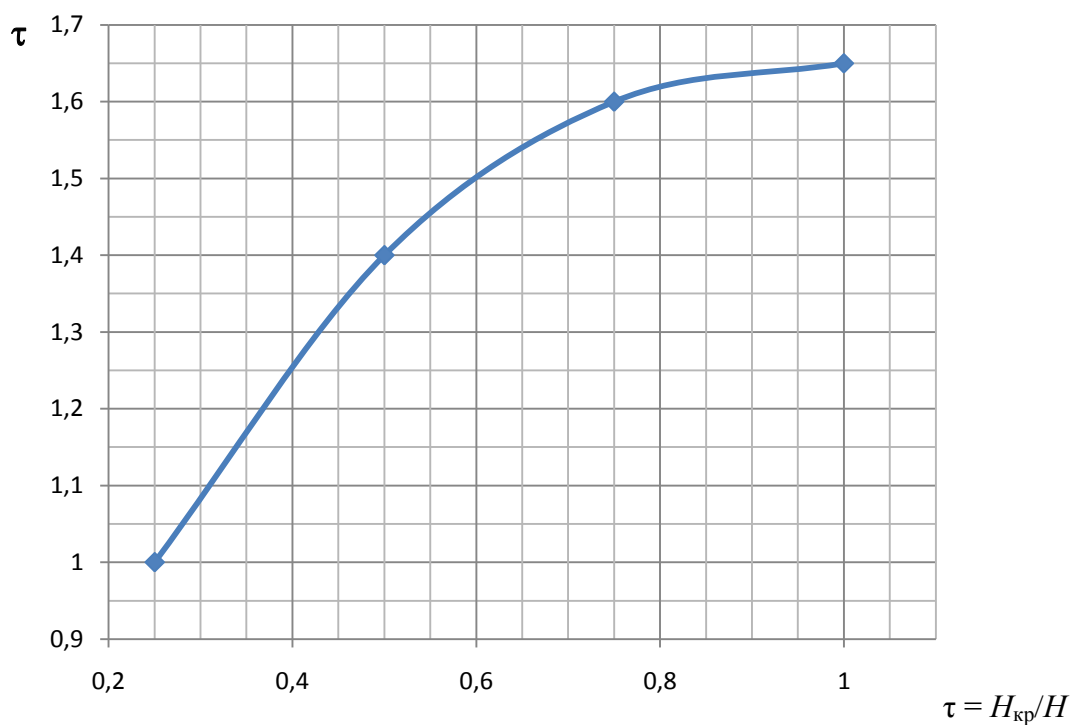


Рис. 5.4.2. Зависимость коэффициента τ_1 от $\tau = H_{кр}/H$

Таблица 5.4.1

Перечень месторождений и объектов подземного строительства, склонных и опасных по горным ударам

Месторождение	Породы и руды, склонные к хрупкому разрушению	Критическая глубина по условию удароопасности, м
Абаканское	Железная руда, агломератовые туфы, песчаники, кератофиры	600
Высокогорское	Магнетиты, скарны, роговики, туфы порфиритов, сиениты, известняки	
Гороблагодатское	Микросиениты, сиениты, оспенные руды, скарны, гранат-магнетитовые, скаполитовые породы	300
Естюнинское	Порфириты, роговики, диориты, пироксен-плагиоклазовые породы	150
Казское	Диориты, роговики	600
Коробковское	Железистые кварциты	
Лебяжинское	Магнетиты, скарны, роговики	
Песчанское	Порфириты, туфы порфиритов, известняки, диориты, скарны, магнетиты	400
Таштагольское	Сиениты, скарны, туфосланцы, железная руда	

Продолжение табл. 5.4.1

Месторождение	Породы и руды, склонные к хрупкому разрушению	Критическая глубина по условию удароопасности, м
Шерегешское	Сиениты, граниты, роговики, альбитофиры	600
Яковлевское	Рудный массив в указанных интервалах глубин	
Белогорское (Белогорского ГОКа)	Граниты, руды	
Берёзовское	Гранитоиды, диабазы	400
Берикульское	Кварциты, порфириты, диориты, габбро, мрамор	600
«Восток-2»	Сульфидные руды, гранит-порфиры	500
Гайское	Порфириты, диабазы, колчедан	1 000
Дарасунское	Кварцевые диориты, кварцевые порфириты	400
Кочкарское	Плагиограниты, табашки, кварцевые жилы	190
Константиновское	Кварцевые диориты	300
Ловозерное		500
Участок Карнасурт	Фойяиты, уртиты, малиньиты, луявриты	400
Участок Умбозеро		200
Николаевское (ОАО «Дальполиметалл»)	Известняки, порфириты, туфы	700
Южное (ОАО «Дальполиметалл»)	Песчаники, алевролиты, руда, кварц-сульфидная жила	180
Огневско-Бакенное (Белогорский ГОК)	Граниты, руды	600
Октябрьское и Талнахское (кроме рудника «Маяк») (ЗФ ОАО «ГМК "Норильский никель"»)	Сплошные сульфидные руды, роговики, аргиллиты, известняки, оливиносодержащие габбро-долериты, пикритовые габбро-долериты, мергели	700
Перевальное (Солнечный ГОК)	Порфиры, серицито-хлоритовые кварцсодержащие сланцы, колчедан	600
Солнечное (Солнечный ГОК)		
Садонское	Окварцованные граниты, альбитофиры, жильные альбитофиры	700
Саткинское	Магнезиты, доломиты, диабазы, сланцы	250
Северо-Уральские бокситовые	Порфиры, брекчии, туфопесчаники, известняки, бокситы (красный немаркий, яшмовидный, пестроцветный); породы, сложенные переслаивающимися порфиритами, брекчиями, туфопесчаниками, алевролитами и конгломератами	

Окончание табл. 5.4.1

Месторождение	Породы и руды, склонные к хрупкому разрушению	Критическая глубина по условию удароопасности, м
Тырныаузское	Роговики, скарны, граниты	800
Хинганское	Серициты, хлоритовые порфириты и брекчии	500
Коашвинское	Ийолит-уртиты, ричесорриты, бедные и богатые руды	400
«Апатитовый цирк»	Ийолит-уртиты, бедные и богатые руды	200
Плато Росвумчорр		300
Ньоркпахское		400
Олений Ручей		
Партомчоррское		
Расвумчоррское		
Юкспорское		300
Кукисвумчоррское		
Узельгинское	Кварцевые липаритовые порфиры, дайки диабазов, диабазовые порфириты, габбро-долериты, диабазы, диориты, метасоматиты кварц-серицитового состава с сульфидной минерализацией, метаморфизированные липаритовые порфиры	650
Стрельцовское рудное поле (АООТ ППГХО))	Трихидациты, конгломераты, андезиты, базальты, алевролиты, граниты, руда	500

Перечень месторождений и объектов подземного строительства (независимо от глубины разработки) является основанием для отнесения их к склонным к горным ударам, а критическая глубина – для отнесения их к опасным по горным ударам.

5.4.2. Построение схемы защищенной зоны при отработке свиты пластов

Одним из основных мероприятий, направленных на предотвращение газодинамических явлений в угольных шахтах, считается отработка защитных пластов. В результате их опережающей отработки происходят разгрузка и дегазация над- и подрабатываемых пластов, снижается горное и газовое давление, увеличивается газопроницаемость. *Защитным* называется пласт (как правило, не опасный или наименее опасный по динамическим явлениям), первоочередная отработка которого обеспечивает безопасность при ведении горных работ на соседних, склонных к динамическим явлениям пластах.

Возможность применения подработки пласта, опасного по газодинамическим проявлениям горного давления, определяется мощностью междупластья, способом управления кровлей и мощностью подрабатываемого пласта [7].

Минимально допустимая мощность h_{\min} междупластья при подработке с точки зрения технологической возможности последующей разработки опасного по выбросам пласта определяется по формулам:

$$h_{\min} \geq Km \cos \alpha \text{ при } \alpha < 60^\circ, \quad (5.7)$$

$$h_{\min} \geq Km \sin \frac{\alpha}{2} \text{ при } \alpha \geq 60^\circ, \quad (5.8)$$

где m – мощность защитного пласта, м; α – угол падения, град; K – коэффициент, учитывающий геологические и горнотехнические условия разработки защитного пласта: $K = 4$ при разработке защитного пласта с закладкой выработанного пространства; $K = 6$ при разработке тонких и средней мощности пластов с полным обрушением кровли; $K = 8$ при разработке мощного пласта щитовой системой с обрушением кровли при интенсивном перепуске пород с вышележащего горизонта; $K = 10$ при разработке мощного пласта длинными столбами по простиранию или щитовой системой с обрушением кровли при затрудненном перепуске пород с вышележащего горизонта.

Построение схемы защищенной зоны производится в соответствии со схемами, представленными на рис. 5.4.3 и 5.4.4, в следующем порядке.

При пологом залегании пластов и отработке запасов по восстанию схема (рис. 5.4.3, в) может быть преобразована путем замены угла δ_4 углом δ_3 , угла φ_1 углом φ_2 и размера L_1 размером L_2 .

Способ управления кровлей учитывается эффективной мощностью $m_{\text{эф}}$ защитного пласта:

- при полном обрушении налегающих пород

$$m_{\text{эф}} = m; \quad (5.9)$$

- при отработке с закладкой выработанного пространства значение $m_{\text{эф}}$ определяется по формуле

$$m_{\text{эф}} = (0,1 + k_y)m, \quad (5.10)$$

где m – вынимаемая мощность защитного пласта, м; k_y – коэффициент, учитывающий усадку закладочного материала, доли ед.

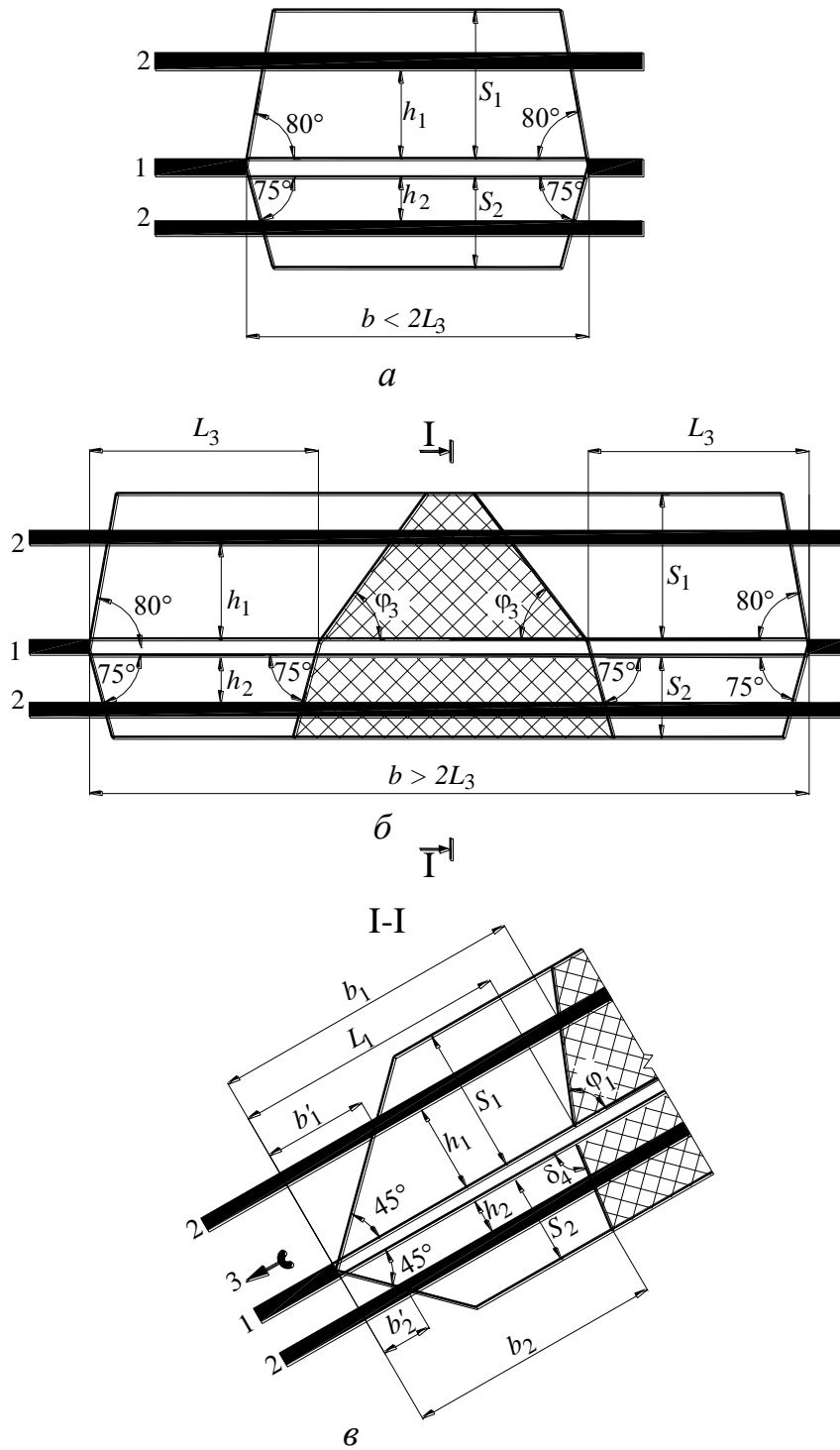


Рис. 5.4.3. Схема к построению защищенной зоны при отработке защитного пласта столбами по падению: *a* – горизонтальное сечение по свите пластов при $b < 2L_3$; *б* – то же, при $b > 2L_3$; *в* – сечение вкрест простирания свиты пластов; *1* – защитный пласт; *2* – защищаемый пласт; *3* – направление подвигания очистного забоя на защитном пласте; \square – защищенная зона; \otimes – область восстановления опасных нагрузок

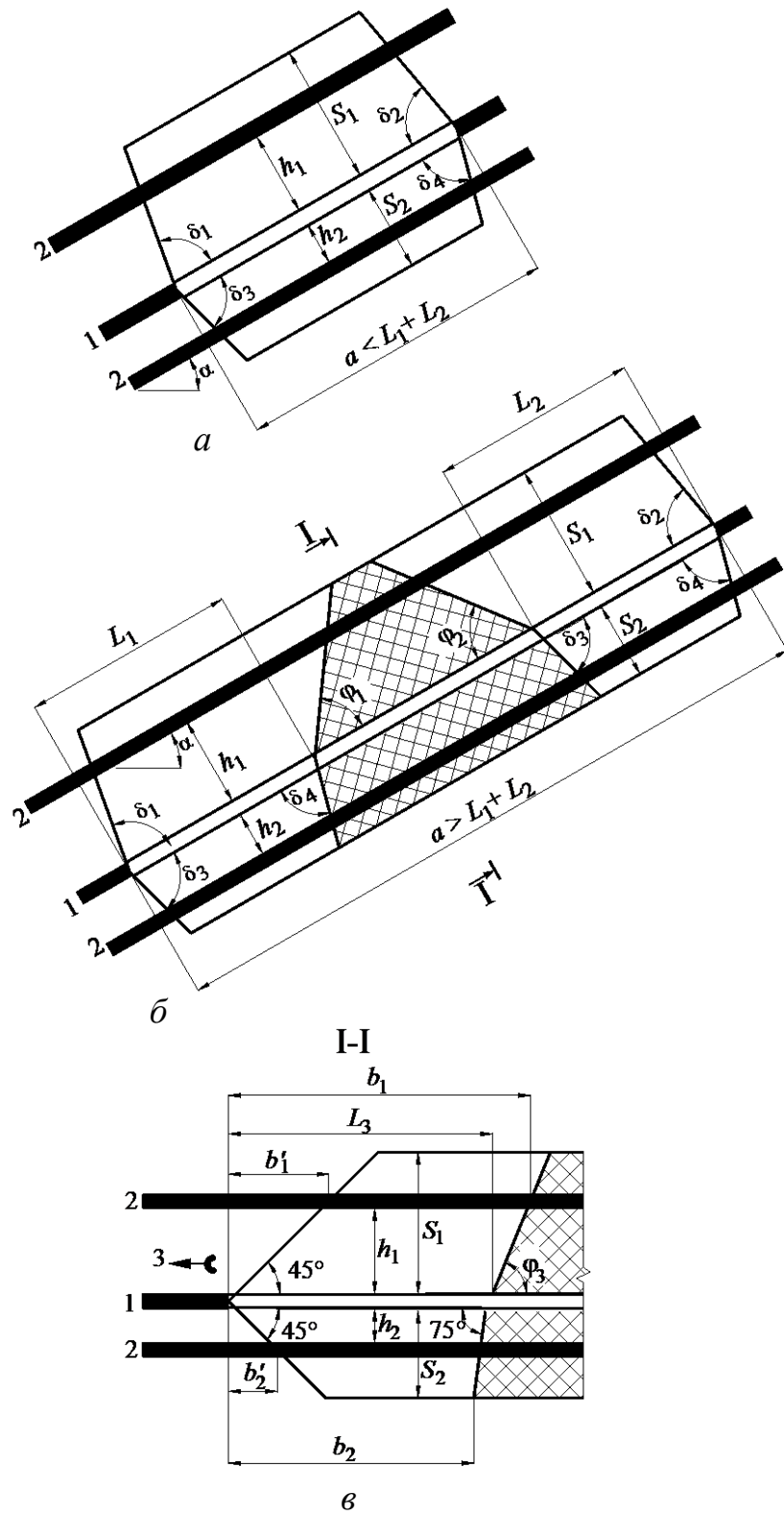


Рис. 5.4.4. Схема к построению защищенной зоны при отработке защитного пласта столбами по простиранию: *a* – сечение вкрест простирания свиты пластов при $a < L_1 + L_2$; *б* – то же, при $a > L_1 + L_2$; *в* – горизонтальное сечение по свите пластов; 1, 2, 3, \square и \otimes – см. на рис. 5.4.3

Если используют бесцеликовую технологию отработки запасов или в выработанном пространстве оставляют целики размером менее 0,1*l* (на мощных пластах – 8 м), то при расчетах их не учитывают и за величины *a* или *b* принимают максимальный размер выработанного пространства, соответственно, по падению или простиранию.

Ширина зоны опорного давления определяется по графику (рис. 5.4.5).

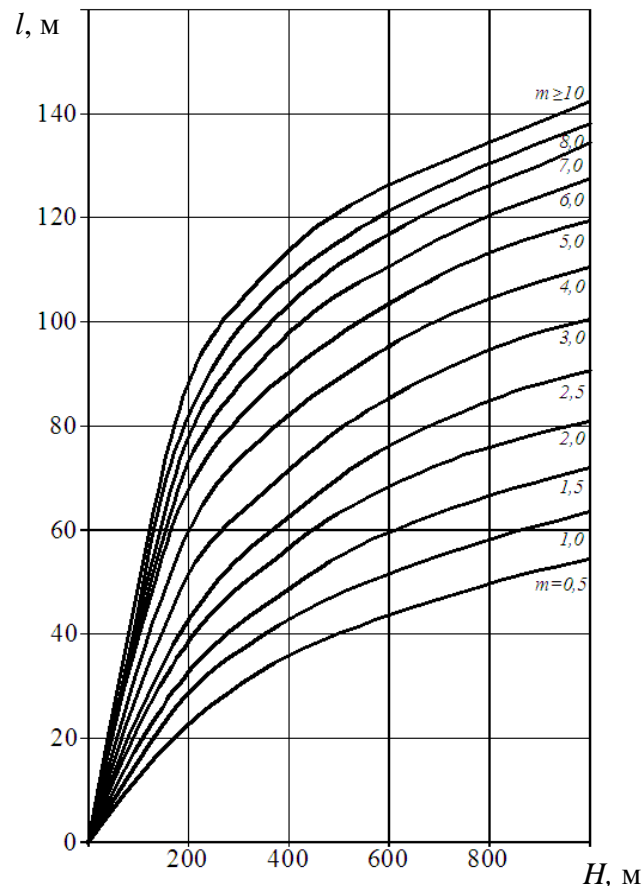


Рис. 5.4.5. График для определения ширины зоны опорного давления *l* от глубины разработки *H* и вынимаемой мощности пласта *m*

Если размер целика больше 0,1*l* (на мощных пластах – 8 м), то за величину *a* или *b* принимают, соответственно, ширину выработанного пространства по падению или простиранию, ограниченную с одной стороны целиком, а с другой – угольным массивом.

Размеры защищенной зоны в кровле S_1 и почве пласта S_2 могут быть определены по выражениям:

$$S_1 = \beta_1 \beta_2 S_1', \quad (5.11)$$

$$S_2 = \beta_1 \beta_2 S_2', \quad (5.12)$$

где β_1 – коэффициент, учитывающий мощность защитного пласта и принятый способ управления кровлей:

- при $m_{\text{эф}} \leq m_0$

$$\beta_1 = m_{\text{эф}} / m_0;$$

- при $m_{\text{эф}} > m_0$

$$\beta_1 = 1,$$

m_0 – критическое значение мощности защитного пласта (рис. 5.4.6); β_2 – коэффициент, учитывающий процентное содержание η песчаников во вмещающих породах,

$$\beta_2 = 1 - 0,4 \frac{\eta}{100},$$

значения S_1' и S_2' определяются по данным табл. 5.4.2.

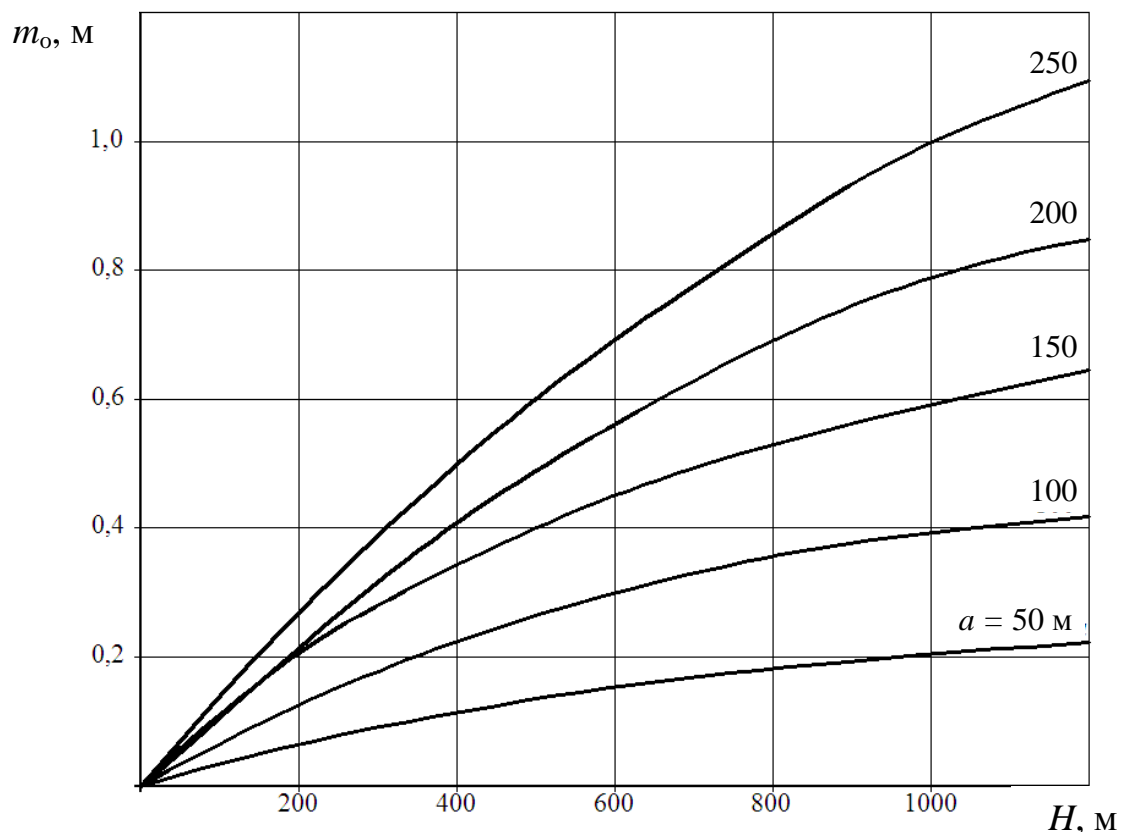


Рис. 5.4.6. График для определения критической мощности защитного пласта: a – наименьший размер выработанного пространства (a или b – см. рис. 5.4.3 и 5.4.4); если $a > 0,3H$, принимают $a = 0,3H$, но не более 250 м; H – глубина разработки, м

Таблица 5.4.2

Значения размеров S'_1 и S'_2

Глубина работ H , м	S'_1								S'_2						
	для наименьшего размера a или b очистной выработки защитного пласта, м														
	50	75	100	125	150	175	200	≥ 250	50	75	100	125	150	200	≥ 250
300	70	100	125	148	172	190	205	220	62	74	84	92	97	100	102
400	58	85	112	134	155	170	182	194	44	56	64	73	79	82	84
500	50	75	100	120	142	154	164	174	32	43	54	62	69	73	75
600	45	67	90	109	126	138	146	155	27	38	48	56	61	66	68
800	33	54	73	90	103	117	127	135	23	32	40	45	50	55	56
1 000	27	41	57	71	88	100	114	122	20	28	35	40	45	49	50
1 200	24	37	50	63	80	92	104	113	18	25	31	36	41	44	45

Если $h_1 < S_1$ при подработке или $h_2 < S_2$ при надработке, то строится защищенная зона и выделяются участки, характеризующиеся восстановлением опасных нагрузок (рис. 5.4.3, 5.4.4). Для построения используют углы защиты δ_1 (δ_2 , δ_3 и δ_4) и углы восстановления опасных нагрузок φ_1 (φ_2 и φ_3), значения которых в зависимости от угла падения α приведены в табл. 5.4.3.

Таблица 5.4.3

Значения углов защиты δ и давления φ , град

Угол падения пласта α , град	Углы защиты				Углы давления		
	δ_1	δ_2	δ_3	δ_4	φ_1	φ_2	φ_3
0	80	80	75	75	64	64	64
10	77	83	75	75	62	63	63
20	73	87	75	75	60	60	61
30	69	90	77	70	59	59	59
40	65	90	80	70	58	56	57
50	70	90	80	70	56	54	55
60	72	90	80	70	54	52	53
70	72	90	80	72	54	48	52
80	73	90	78	75	54	46	50
90	75	80	75	80	54	43	48

Область восстановления опасных нагрузок (см. рис. 5.4.3 и 5.4.4, б и в) образуется при соблюдении условий: $b > 2L_3$ и $a > L_1 + L_2$.

Для построения зоны восстановления опасных нагрузок используются параметры L_1 , L_2 и L_3 :

$$L_1 = \beta_1 L_1'; L_2 = \beta_1 L_2'; L_3 = \beta_1 L_3', \quad (5.13)$$

где L_1' , L_2' и L_3' определяются по номограмме (рис. 5.4.7).

В области восстановления опасных нагрузок могут происходить горные динамические явления.

Величины допустимого опережения работ при ведении очистной выемки для предотвращения динамических явлений представлены в табл. 5.4.4.

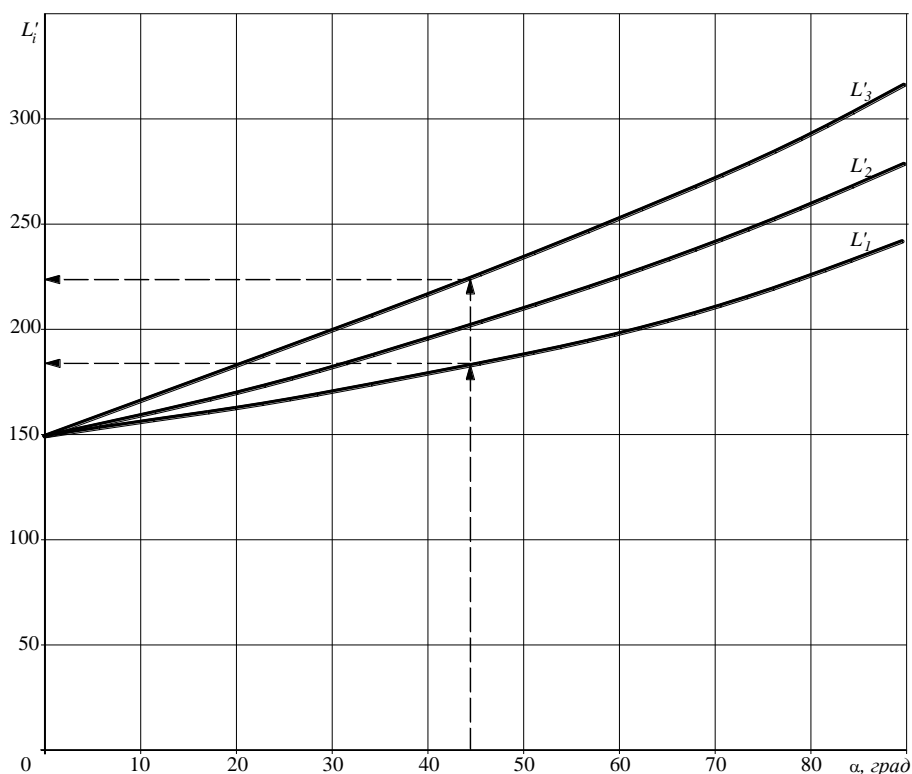


Рис. 5.4.7. Номограмма для определения величин L'_1 , L'_2 и L'_3

Таблица 5.4.4

Допустимое опережение при очистной выемке

Условия разработки	Допустимое опережение, м, для предотвращения	
	выбросов	других форм динамических явлений
<i>Минимальное опережение</i>		
b'_1 – при подработке	h_1 , но не < 20 м	
b'_2 – при надработке	h_2 , но не < 20 м	
<i>Максимальное опережение*</i>		
b_1 – при подработке по схеме рис. 5.4.3, а и 5.4.4, а	Не ограничивается	
b_1 – то же по схеме рис. 5.4.3, б	Не ограничивается	$b_1 = L_1 + h_1 \operatorname{ctg} \varphi_1^{**}$
b_1 – то же по схеме рис. 5.4.4, б		$b_1 = L_3 + h_1 \operatorname{ctg} \varphi_3$
b_2 – при надработке по схеме рис. 5.4.3, а и 5.4.4, а	Не ограничивается	
b_2 – то же по схеме рис. 5.4.3, б	Не ограничивается	$b_2 = L_1 - 0,3h_2^{**}$
b_2 – то же по схеме рис. 5.4.4, б		$b_2 = L_3 - 0,3h_2$

* Определяется при соблюдении условий: $b > 2L_3$ или $a > L_1 + L_2$ (схемы б и в на рис. 5.4.1 и 5.4.2);

** При отработке по восстанию на пологих пластах угол φ_1 заменяется углом φ_2 и размер L_1 – размером L_2 .

5.4.3. Построение границ защищенных зон при опережающей отработке защитного слоя

Защищенные зоны при отработке защитного слоя могут формироваться как при надработке, так и при подработке мощного рудного тела в результате опережающей отработки подкровельного или надпочвенного слоя.

При горизонтальном расположении защитного слоя на вертикальном разрезе рудного тела, проведенном вкрест простирания направлению отработки запасов блока (панели, полосы, ленты), построение защищенных зон осуществляют в соответствии со схемой, приведенной на рис. 5.4.8.

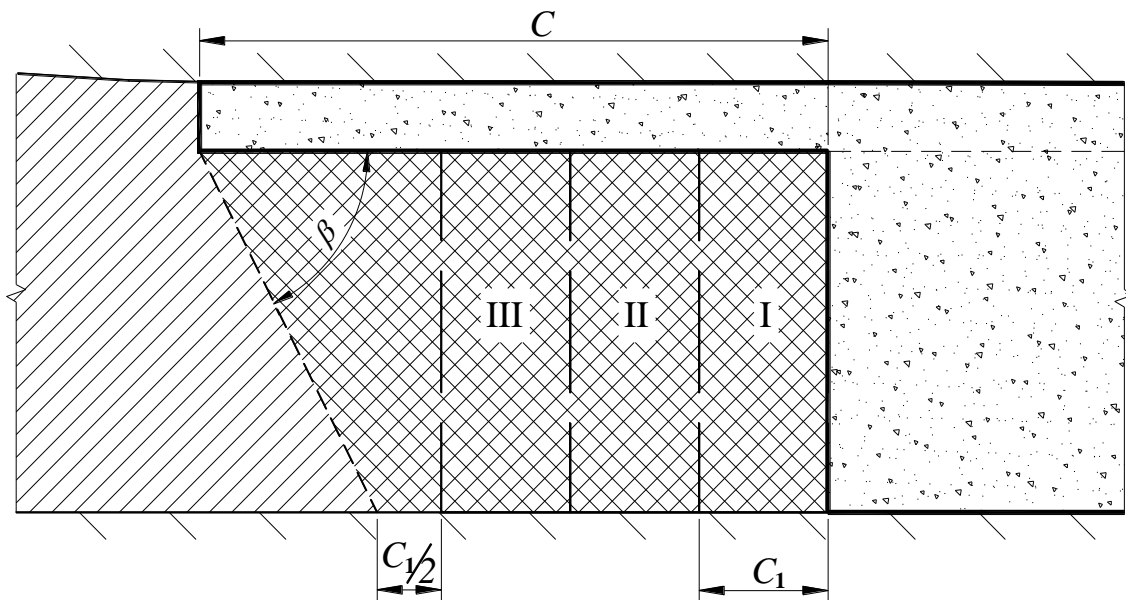


Рис. 5.4.8. Построение защищенной зоны при опережающей надработке и горизонтальном расположении защитного слоя на вертикальном разрезе рудного тела, проведенном вкрест простирания направлению отработки запасов блока: I–III – номера блока, панели, полосы, ленты

Для построения защищенной зоны на разрезе вкрест простирания рудного тела от границы защитного слоя отстраивают угол β к линии падения в сторону защищаемого участка. Угол защиты β определяется в зависимости от τ (рис. 5.4.9): $\beta = 20; 35; 42; 52; 58; 64^\circ$, соответственно, при $\tau = 0,4; 0,5; 0,6; 0,7; 0,8; 0,9$. Берма безопасности вокруг выработки принимается не менее половины ширины защищаемого блока (панели, полосы, ленты).

Линия защиты должна составлять с горизонтальной линией угол, находящийся в пределах от 45 до 75° [6]. Если по результатам

построения угол защиты не попадает в указанные пределы, его необходимо изменить до ближайшего предельного значения.

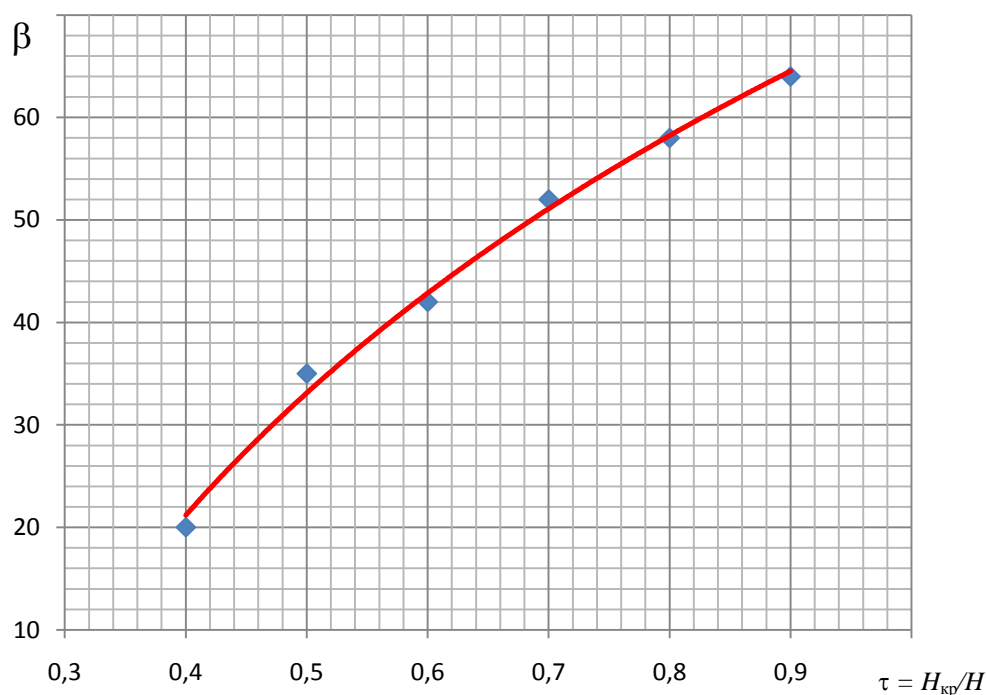


Рис. 5.4.9. Зависимость углов защиты β от $\tau = H_{кр}/H$

Минимальную величину опережения при горизонтальном расположении защитного слоя на вертикальном разрезе рудного тела, проведенном вкрест простирания направления отработки запасов блока (панели, полосы, ленты), C для полной защиты определяют по формуле

$$C = (n + 0,5)C_1 + (m - h_{з.с}) / \operatorname{tg} \beta,$$

где n – число защищаемых блоков (панелей, полос, лент), ед.; C_1 – ширина защищаемого блока (панели, полосы, ленты), м; m – обрабатываемая мощность рудного тела, м; $h_{з.с}$ – высота защитного слоя, м.

Если рудное тело в плоскости разреза имеет угол падения $\alpha \neq 0^\circ$, величина опережения наклонного защитного слоя C определяется графически.

Учет горно-геологических, тектонических и других особенностей конкретных месторождений, а также горнотехнических условий их отработки регламентируется соответствующими указаниями. Например, для Талнахского и Октябрьского месторождений – «Указаниями по безопасному ведению горных работ ...» [17].

При опережающей над- или подработке запасов предупреждение горных ударов можно производить проведением параллельных выработок с оставлением временных неудароопасных податливых целиков (рис. 5.4.10), размеры которых определяются экспериментально и регламентируются соответствующими указаниями.

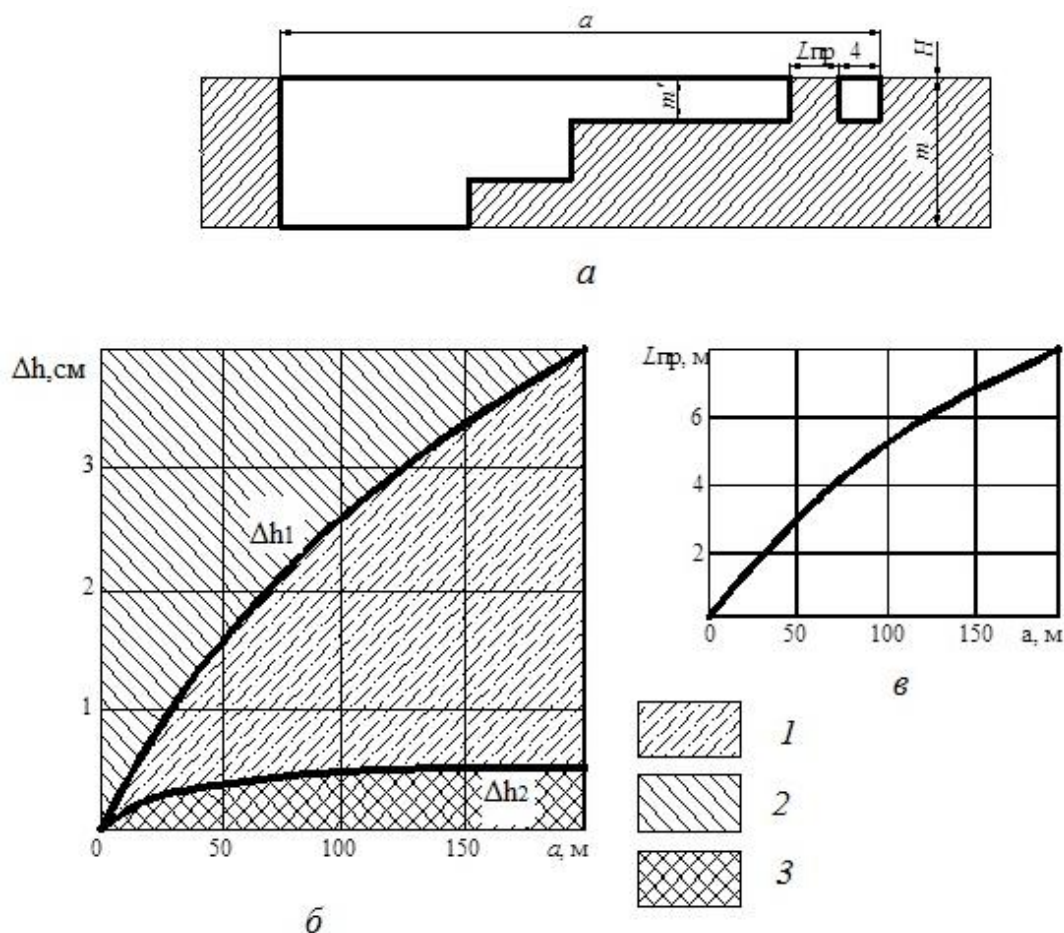


Рис. 5.4.10. Оценка состояния податливых целиков: a – расчетная схема; b – зависимость величины сжатия целика по нормали Δh от ширины выработанного пространства a ; c – зависимость предельного размера целика $L_{пр}$ от ширины выработанного пространства a ; m' – вынимаемая мощность слоя; H – глубина разработки; 1 – область опасных значений сжатия целика по нормали; 2 – область неопасных запредельных деформаций целика; 3 – область неопасных упругих и упругопластичных деформаций целика

Предварительно состояние временных целиков может быть оценено сопоставлением величин сжатия целика Δh по нормали, приведенных на номограмме в зависимости от размеров выработанного пространства a .

При замеренном смещении Δh , если оно находится между значениями Δh_1 и Δh_2 , делается вывод об опасном его состоянии. Если

деформации целика относятся к областям смещения Δh_1 или Δh_2 , отработка безопасна по горным ударам.

Замеры начинаются, когда ширина целика приближается к величине $1,2L_{пр}$, где $L_{пр}$ – предельный размер целика.

5.4.4. Формирование защищенных зон бурением скважин

Формирование защищенной зоны для проведения горных выработок и отработки запасов рудного тела может производиться бурением параллельных или веерных скважин большого диаметра по кровле, почве рудного тела и из передовых выработок (рис. 5.4.11–5.4.13).

Бурение скважин может быть в один, два или три ряда (рис. 5.4.14). Скважины располагают в шахматном порядке при бурении более чем в один ряд.

Защищенная зона отстраивается от концов скважин под углом β (здесь и далее порядок построения принимается для условий Талнахского и Октябрьского месторождений [17]): $\beta = 60^\circ$ – угол между плоскостью разгрузочных скважин и границей защищаемой зоны при расположении скважин по кровле; $\beta = 70^\circ$ – при расположении скважин по почве рудного тела.

Параметры скважин принимаются: диаметр – 105–165 мм; длина – не более 25 м; расстояние между стенками скважин – не более 0,7 м для сплошных руд и не более 0,6 для «медистых» руд. Однако, согласно Указаниям по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам, для отдельных участков месторождения допускается принимать расстояние между стенками скважин от 0,9 до 1,4 м.

Расчет расстояния l между разгрузочными скважинами в зависимости от величины деформации разгрузочных скважин в рудном массиве может быть выполнен по формуле [10]

$$l = d \left[\frac{\sigma}{\sigma_c} + \exp\left(\frac{\sigma}{\sigma_c} - \frac{1}{2}\right) \right], \quad (5.14)$$

где d – диаметр разгрузочных скважин, мм; σ – действующие вертикальные напряжения в массиве в месте заложения скважины в рудном массиве с учетом глубины, коэффициента концентрации напряжений, объемного веса ($\sigma = k\gamma H$), МПа; σ_c – предел прочности руды с учетом масштабного фактора; k – коэффициент концентрации вертикальных напряжений.

Однако в зонах повышенного горного давления для обеспечения плавной передачи опорных нагрузок с разгружаемого участка на нетронутый массив бурение скважин может проводиться в две стадии: на первой стадии скважины бурятся с удвоенным от рекомендуемого расстоянием; на второй стадии интервал между скважинами доводится до рекомендуемого. Применение таких способов осуществляется по локальному проекту.

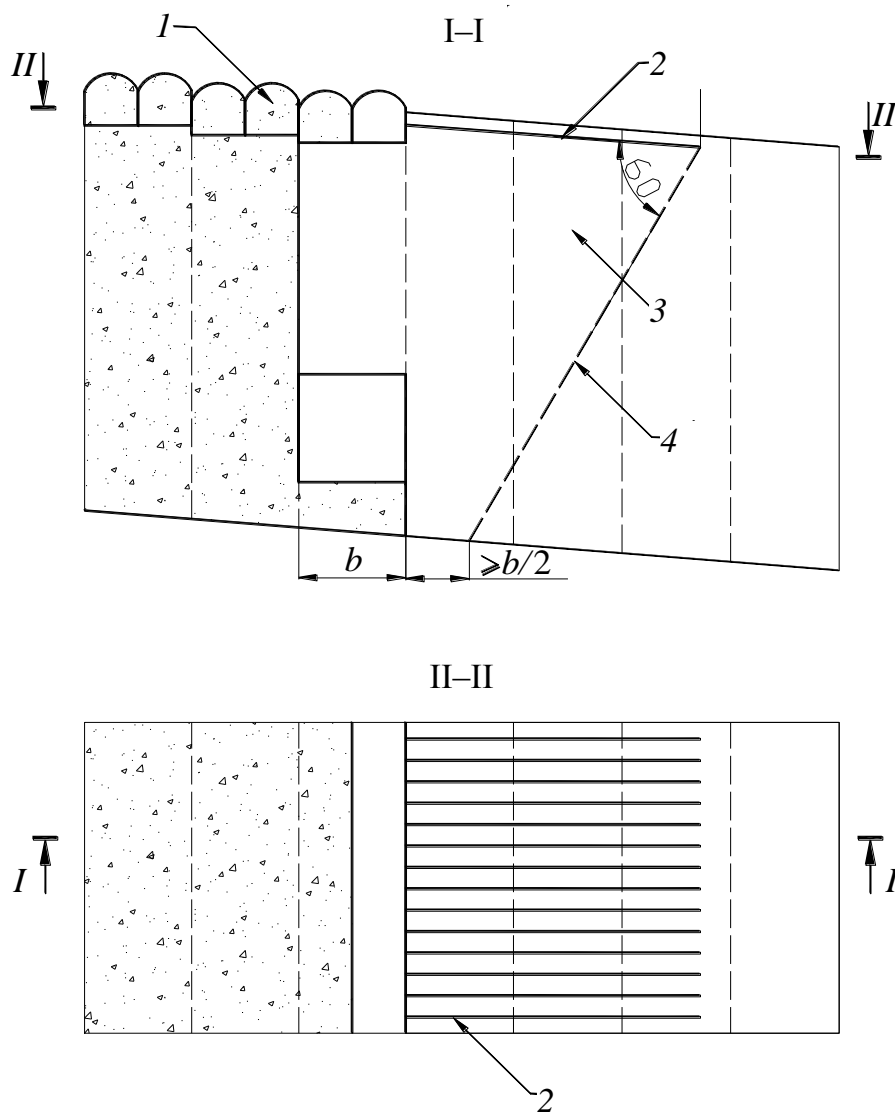


Рис. 5.4.11. Схема формирования защищенной зоны бурением скважин по кровле рудного тела из выработок защитного слоя: 1 – выработки защитного слоя; 2 – скважины по кровле рудного тела; 3 – защищенная зона; 4 – граница защищенной зоны; b – ширина ленты

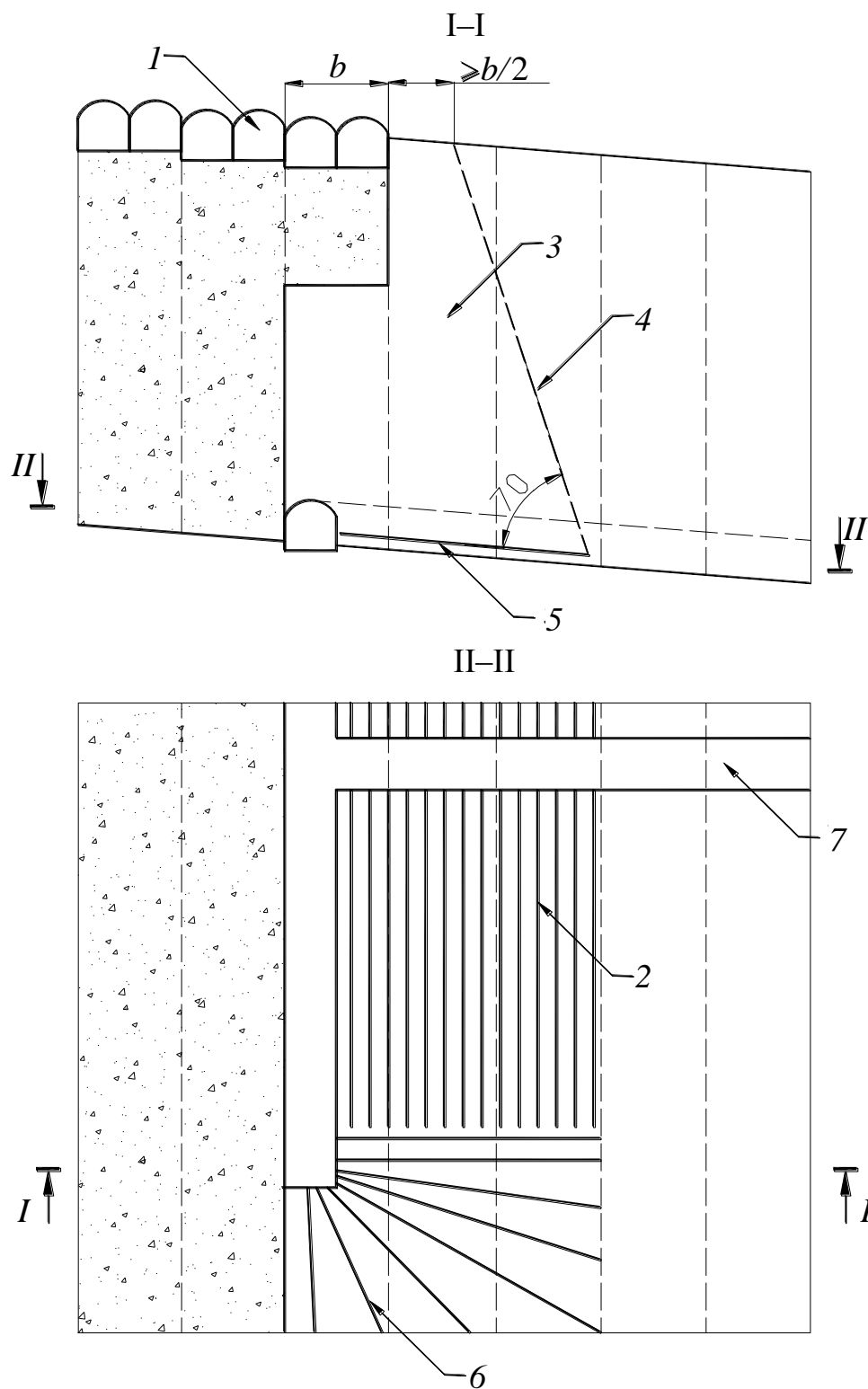


Рис. 5.4.12. Схема формирования защищенной зоны бурением скважин с параллельным и веерным расположением по почве рудного тела: 1 – выработки защитного слоя; 2 – параллельное расположение скважин; 3 – защищенная зона; 4 – граница защищенной зоны; 5 – скважины по почве рудного тела; b – веерное расположение скважин; 7 – слоевой или разведочный орт; b – ширина ленты

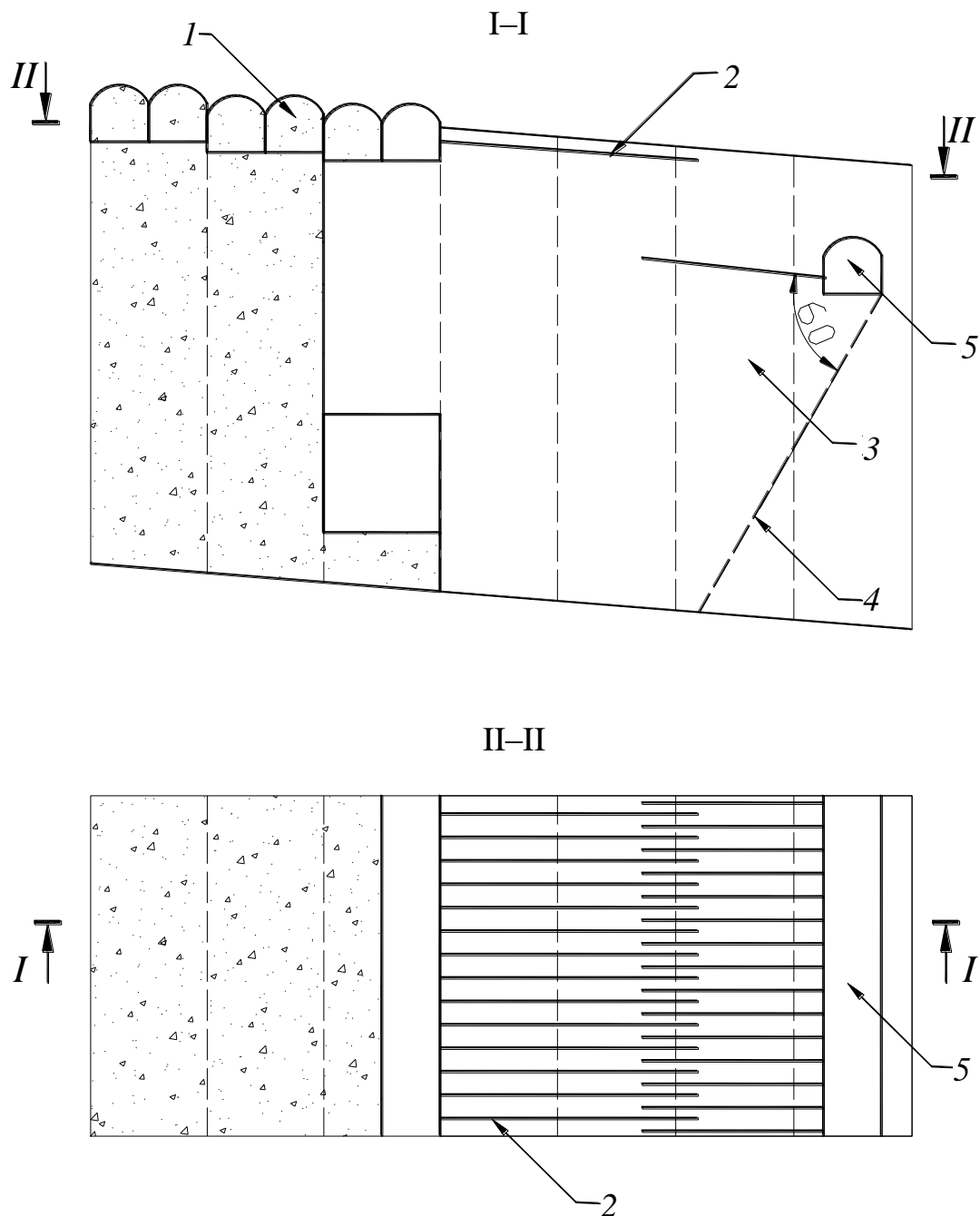


Рис. 5.4.13. Схема формирования защищенной зоны бурением встречных скважин из выработок защитного слоя и передовых выработок: 1 – выработки защитного слоя; 2 – скважины по кровле рудного тела; 3 – защищенная зона; 4 – граница защищенной зоны; 5 – подготовительная (транспортная) выработка

При особо сложных условиях, когда уже при бурении скважин первой стадии происходят значительные деформации их стенок, зажатие бурового инструмента и состояние выработок, из которых производилось бурение, становятся критическими, возможно применение

схемы формирования защищенной зоны перекрещивающимися под прямым углом скважинами. Для этого необходимо провести выработку перпендикулярно той, из которой осуществлялось бурение скважин первой стадии (или воспользоваться имеющейся). Бурение скважин из этой выработки производится под прямым углом к ранее забуренным скважинам на первой стадии.

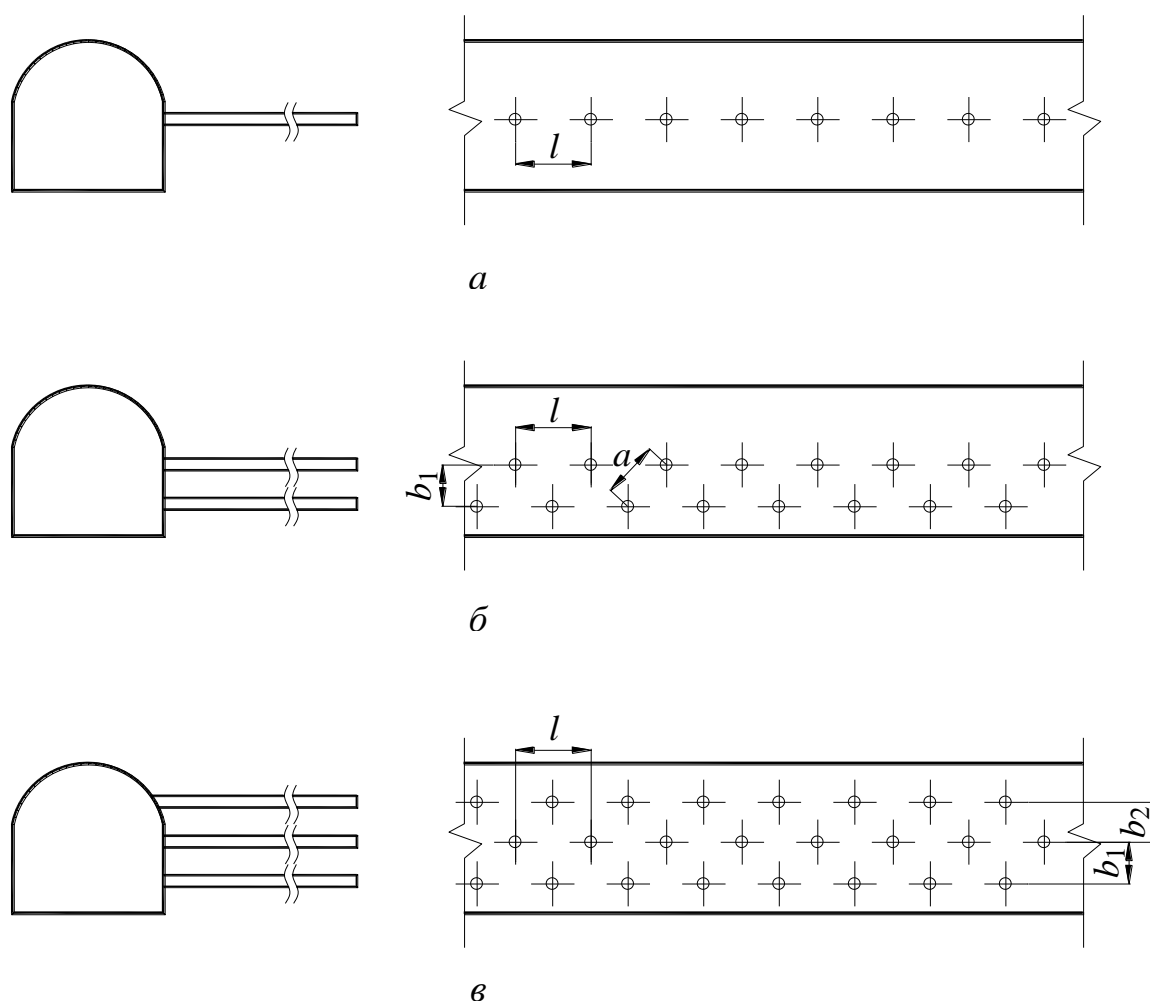


Рис. 5.4.14. Схемы бурения скважин с расположением в один ряд (а), в два ряда (б) и в три ряда (в): l и a – расстояния между центрами скважин; b_1 , b_2 – расстояния между рядами скважин

В этом случае необходимо определить протяженность зоны опорного давления от ранее забуренных скважин:

$$L = 0,15 \cdot d_{\text{скв}} \cdot \frac{E_p}{k_c \cdot k_d \cdot \sigma_c}, \text{ м}, \quad (5.15)$$

где $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр разгрузочных скважин, м; E_p – модуль упругости руды, МПа; k_c – коэффициент структурного ослабления рудного массива (табл. 5.4.5); k_d – коэффициент длительной прочности рудного массива (для условий рудников ЗФ ОАО «ГМК "Норильский никель"» принимается равным 0,8); σ_c – предел прочности руды на одноосное сжатие, МПа.

Таблица 5.4.5

Значение k_c в зависимости от плотности и угла падения трещин

Число трещин на 1 м	α , град		
	0–20	20–30	30–50
До 4	0,50–0,60	0,35–0,50	0,30–0,35
4–10	0,35–0,40	0,30–0,35	0,25–0,30
10–20	0,30–0,35	0,25–0,30	0,20–0,25
Более 20	0,25–0,30	0,20–0,25	0,10–0,20

Параметр, учитывающий формирование зоны пластических деформаций вокруг ранее забуренных скважин, вычисляется по формуле

$$R = 0,5d_{\text{СКВ}} \left(0,5 + \frac{1,5\sigma}{k_c \cdot k_d \cdot \sigma_c} \right), \text{ м}, \quad (5.16)$$

где σ – напряжения в рудном массиве, которые определяются геомеханическими методами (например, по дискованию керна). Тогда величину нормальных напряжений можно рассчитать по выражению

$$\sigma = 0,5 \sqrt{\frac{d_k}{t_d}} \sigma_c, \text{ МПа}, \quad (5.17)$$

где d_k – диаметр керна, см; t_d – средняя толщина выбуриваемого диска, см; σ_c – предел прочности руды на одноосное сжатие, МПа.

Расстояние между стенками разгрузочных скважин определяется по формуле

$$t = \sqrt[3]{L \cdot R^2} + R - 0,5 \cdot d_{\text{СКВ}}, \text{ м}. \quad (5.18)$$

Расстояние между центрами разгрузочных скважин равно

$$l = t + d_{\text{СКВ}}, \text{ м}. \quad (5.19)$$

В сложных геомеханических условиях отработку запасов осуществляют системами этажного принудительного обрушения, этажно-камерного без и с закладкой, подэтажного обрушения и др. Применяемая геотехнология горных работ должна учитывать горно-геологические и физико-механические свойства пород, распределение напряжений в породном массиве, масштабы и интенсивность ведения очистных работ и др.

Контрольные вопросы и задания

1. Приведите классификацию горных ударов по выделяемой энергии.
2. Какие формы разрушения горных выработок наблюдаются на рудниках?
3. Какие факторы влияют на уровень напряжений в горном массиве при его разработке?
4. Что понимают под «жестким» и «мягким» нагружением горных выработок?»
5. Как влияет скорость нагружения массива на его разрушение?
6. Какие природные факторы влияют на удароопасность массива горных пород?
7. Охарактеризуйте условия возникновения горно-тектонических ударов на рудниках СУБРа, «Умбозеро».
8. Какие природные и техногенные факторы вызвали горно-тектонические удары на рудниках «Таштагольский» и «Кировский»?
9. Поясните причины горных ударов на Николаевском и Южном месторождениях.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Горное дело является одним из основных видов человеческой деятельности, обеспечивающих существование и развитие цивилизации. Как область промышленного производства горное дело охватывает разведку месторождений полезных ископаемых, их освоение, первичную переработку добываемого минерального сырья, строительство горных предприятий и подземных сооружений различного назначения.

В условиях рыночной экономики успешное развитие горнодобывающих предприятий неразрывно связано с решением множества задач по максимально эффективному использованию имеющихся в их распоряжении минерально-сырьевых ресурсов.

Современный рудник – это крупное высокомеханизированное и автоматизированное горное предприятие по добыче и переработке полезных ископаемых, деятельность которого включает сложные производственные процессы в очистных забоях, в капитальных и подготовительных подземных выработках и в комплексе наземных зданий и сооружений. Безопасное и в то же время прибыльное горнодобывающее производство невозможно без обеспечения современного уровня развития подземной геотехнологии.

Горный инженер должен владеть знаниями по оценке горно-геологических условий ведения горных работ, способам разработки, вскрытия месторождений, системам разработки, видам горных выработок и их назначению, производственным процессам и организации горных работ.

Современное качественное образование, в том числе и в вопросах подземной разработки месторождений, позволит обеспечить конкурентоспособность выпускников Сибирского федерального университета по специальности «Горное дело».

В представленном учебном пособии рассмотрены показатели эффективности разработки месторождений полезных ископаемых. Изложенный материал дает возможность подробно изучить основы и особенности подземной разработки.

Для закрепления теоретических сведений можно воспользоваться контрольными вопросами и заданиями, приведенными в конце глав.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Агошков М.И. Развитие идей и практики комплексного освоения недр. – М. : ИПКОН АН СССР, 1982.
2. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. – М. : Недра, 1983. – 423 с.
3. Агошков М.И., Гольдман Е.Л., Кривенков А.А. Экономика горнорудной промышленности. – М. : Недра, 1986. – 264 с.
4. Ахметшлин Ф.Н., Вольхин Б.А., Дорошенко В.И. Исследование некоторых факторов, влияющих на формирование удароопасности в массивах горных пород // Горн. журн. – 1984. – № 1 – С. 32–54.
5. Борщ-Компониец В.И., Макаров А.Б. Горное давление при обработке мощных пологих рудных залежей. – М. : Недра, 1986. – 271 с.
6. Бронников Д.М., Замесов А.Ф., Богданов Г.И. Разработка руд на больших глубинах. – М. : Недра, 1982. – 292 с.
7. Воронюк А.С. Особенности комплексного вскрытия рудных месторождений. – М. : ИПКОН АН СССР, 1986. – 77 с.
8. Геомеханика : учеб. для вузов : в 2 т. Т. II: Геомеханические процессы / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия, А.Н. Шашенко, В.Н. Борисов. – М. : Изд-во МГГУ, 2004. – 249 с.
9. Горное дело : терминолог. слов. / Л.И. Барон, Г.П. Демидюк и др. – 3-е изд. – М. : Недра, 1981. – 479 с.
10. Гринев В.Г. Решение проблем разработки рудных месторождений Севера. – Новосибирск : Наука, 1992. – 204 с.
11. Дубынин Н.Г. Выпуск при подземной разработке. – М. : Недра, 1965. – 268 с.
12. Дубынин Н.Г., Храмов В.Ф. Управление выпуском руды при подземной разработке. – Новосибирск : ИГД СО АН СССР, 1970. – 169 с.
13. Ермаков Н.И., Вольхин Б.А. Особенности горно-тектонических ударов на Северобокситовых месторождениях // Горн. журн. – 1989. – № 8. – С. 50, 51.
14. Ершов В.В. Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд. – М. : Недра, 1986. – 126 с.

15. Закладочные работы в шахтах : справ. / под ред. Д.М. Бронникова и М.Н. Цыгалова. – М. : Недра, 1989. – 398 с.

16. Иванов О.П. Государственное управление природными ресурсами : учеб. пособие. – Новосибирск : СибАГС, 2007. – 478 с.

17. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. – М. : Недра, 1988. – 113 с.

18. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений : учеб. пособие для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1984. – 504 с.

19. Исследования деформированного состояния пород и проявления горных ударов на Таштагольском месторождении / В.А. Квочин, Б.В. Шрепп, М.Ф. Петухов и др. // Изменение напряженно-деформированного состояния и свойств пород при отработке месторождений полезных ископаемых. – Апатиты : Гоц АН СССР, 1985. – С. 52–54.

20. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. – М. : ВИЭМС, 1982.

21. Козловский Е.А. Россия: минерально-сырьевая политика и национальная безопасность. – М. : Изд-во МГГУ, 2002. – 856 с.

22. Козырев А.А. Сильнейшее техногенное землетрясение на руднике «Умбозеро»: горнотехнические аспекты // Горн. журн. – 2002. – № 1. – С. 43–49.

23. Куликов В.В. Выпуск руды. – М. : Недра, 1980. – 237 с.

24. Курленя М.В., Опарин В.Н., Востриков В.И. Волны маятникового типа // ФТПРПИ. – 1996. – № 5. – С. 41–52.

25. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. Взрывные технологии в промышленности. – М. : Изд-во МГГУ, 1994. – 445 с.

26. Месторождения полезных ископаемых / В.А. Ермолов, Л.Н. Ларичев, В.В. Мосейкин и др. – М. : Изд-во МГГУ, 2002. – 570 с.

27. Мировой опыт автоматизации горных работ на подземных рудниках / В.Н. Опарин, Е.П. Русин, А.П. Тапсиев и др. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2007. – 99 с.

28. Основы технологии подземной разработки рудных месторождений с закладкой / Д.М. Бронников, А.Ф. Замесов, Г.С. Кириченко, Г.И. Богданов. – М. : Наука, 1973. – 181 с.

29. Открытие № 400 СССР. Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок / Шемякин Е.И., Курленя М.В., Опарин В.Н. и др. – Оpubл. в Б.И. – 1992. – № 1.

30. Питерский В.М. Стратегический потенциал России. Природные ресурсы. – М. : Геоинформмарк, 1999. – 252 с.

31. Плотников И.И. Горные удары при освоении бокситов Урала // Горн. журн. – 1989. – № 4. – С. 52–58.

32. Развитие подземной добычи при комплексном освоении месторождений / Д.Р. Каплунов, В.И. Левин, Б.В. Болотов и др. – М. : Наука, 1992. – 265 с.
33. Семевский В.Н. Основы проектирования рудников. – М. : Госгортехиздат, 1968. – 206 с.
34. Совершенствование методов подземной разработки Зырянского месторождения / М.М. Ахметов, О.А. Байконуров, А.Г. Досказиев и др. – Алма-Ата, 1975. – 383 с.
35. Совершенствование технологии отработки глубоких горизонтов подземных рудников / Ю.В. Демидов, А.Н. Енютин, В.С. Свинин и др. // Горн. журн. – 2004. – № 9. – С. 41–45.
36. Современное состояние, проблемы и стратегия развития горного производства на рудниках Норильска / В.Н. Опарин, А.П. Тапсиев, М.Н. Богданов и др. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2008. – 371 с.
37. Современные способы разработки рудных залежей с обрушением на больших глубинах / А.М. Фрейдин, А.А. Неверов, С.А. Неверов, П.А. Филиппов ; Рос. акад. наук, Сиб. отд-ние, Ин-т горн. дела. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2008. – 187 с.
38. Трепицин В.М., Сырников Н.М. Особенности проявлений горного давления при отработке месторождений в высоконапряженных тектонически нарушенных массивах // ФТПРПИ. – 1991. – № 5. – С. 101–107.
39. Трубецкой К.Н. Горные науки. – М. : Изд-во Академии горн. наук, 1997. – 480 с.
40. Фугзан М.Д. Опыт одностадийной разработки мощных рудных месторождений. – М. : Недра, 1964. – 156 с.
41. Хаимова-Малькова Р.И. Методика исследования напряжений поляризационно-оптическим методом. – М. : Наука, 1970. – 116 с.
42. Хомяков В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. – М. : Недра, 1984. – 224 с.
43. Цыгалов М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд. – М. : Недра, 1985. – 272 с.
44. Шестаков В.А. Оптимизация вскрытия и подготовки при подземной добыче руд. – Новочеркасск : Изд-во ЮРГТУ (НПИ) : «Нобла», 1999. – 128 с.
45. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. – М. : Изд-во МГГУ, 2003. – 794 с.
46. Юн Р.Б., Юн А.Б., Макаров А.Б. Практическая геомеханика : пособие для горн. инженеров. – М. : Горн. кн., 2005. – 253 с.

РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – М. : Недра, 1983. – 423 с.

2. Горное дело : терминологическое словосочетание / под ред. К.Н. Трубецкого, Д.Р. Каплунова. – 5-е изд. – М. : Горн. кн., 2016. – 635 с.

3. Анушенков, А.Н. Производство закладочных работ на примере Таштагольского подземного рудника : учеб. пособие / А.Н. Анушенков. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2016. – 134 с.

4. Анушенков, А.Н. Основы процессов производства и транспортирования закладочных смесей при подземной разработке месторождений полезных ископаемых : учеб. пособие / А.Н. Анушенков, А.Ю. Стовманенко, Е.П. Волков. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2015. – 206 с.

5. Современное состояние, проблемы и стратегия развития горного производства на рудниках Норильска / В.Н. Опарин, А.П. Тапсиев, М.Н. Богданов [и др.]. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2008. – 371 с.

6. Современные способы разработки рудных залежей с обрушением на больших глубинах / А.М. Фрейдин, А.А. Неверов, С.А. Неверов, П.А. Филиппов. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2008. – 150 с.

7. Певзнер, М.Е. Геомеханика / М.Е. Певзнер, М.А. Иофис, В.Н. Попов. – 2-е изд., стер. – М. : Изд-во МГГУ, 2008. – 438 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	4
1.1. Предмет горных наук.....	4
1.2. Краткая характеристика рудной базы и основные регионы добычи сырья.....	6
1.3. Стадии разработки и показатели ее эффективности	10
1.3.1. Порядок отработки этажей и блоков	11
1.3.2. Методы определения потерь и разубоживания руды	13
1.3.3. Нормирование показателей потерь и разубоживания руды	17
1.3.4. Требования к разработке месторождений полезных ископаемых.....	18
2. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА ЗАПАСОВ К ВЫЕМКЕ	22
2.1. Классификация способов вскрытия	22
2.2. Влияние выемки полезных ископаемых на процесс сдвижения горных пород	26
2.3. Простые способы вскрытия.....	28
2.3.1. Вскрытие вертикальными стволами	28
2.3.2. Вскрытие наклонными стволами	31
2.3.3. Вскрытие штольнями	32
2.3.4. Вскрытие уклонами	34
2.4. Комбинированные способы вскрытия	35
3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ В ПРАКТИКЕ РОССИЙСКИХ И ЗАРУБЕЖНЫХ РУДНИКОВ	44
3.1. Классификации систем разработки	45
3.2. Системы разработки с закладкой выработанного пространства.....	53
3.2.1. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой	54
3.2.2. Камерные системы разработки	78
3.2.3. Оценка систем разработки с закладкой.....	88
3.3. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.....	91
3.3.1. Параметры предохранительной подушки. Выпуск руды под обрушенными породами	92
3.3.2. Системы подэтажного обрушения.....	94
3.3.3. Системы этажного обрушения	107
3.3.4. Системы этажного самообрушения.....	116
3.3.5. Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли	118
3.3.6. Оценка систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород.....	123

3.4. Комбинированные системы разработки	125
3.4.1. Комбинированные системы разработки с закладкой и обрушением.....	126
3.4.2. Системы разработки с открытым выработанным пространством.....	129
3.4.3. Системы разработки с магазинированием руды	132
4. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫЧИ РУД.....	142
4.1. Отбойка руды.....	143
4.1.1. Шпуровая отбойка.....	144
4.1.2. Скважинная отбойка	149
4.1.3. Минная отбойка	155
4.1.4. Отбойка руды в зажиме	155
4.1.5. Заряжание скважин.....	157
4.2. Доставка руды.....	159
4.2.1. Самоходная доставка руды	160
4.2.2. Погрузка и доставка руды самоходным оборудованием.....	163
4.2.3. Выпуск и доставка руды питателями и конвейерами.....	171
4.2.4. Скреперная доставка руды	175
4.2.5. Взрывная и гидравлическая доставка руды.....	176
4.3. Крепление горных выработок и управление кровлей	177
4.3.1. Прогнозирование напряженно-деформированного состояния горного массива	178
4.3.2. Крепление горных выработок	189
4.3.3. Способы управления кровлей	199
4.4. Закладка выработанного пространства	201
4.4.1. Условия применения, свойства и способы закладки	202
4.4.2. Твердеющая закладка.....	206
4.4.3. Закладка льдом.....	213
4.4.4. Блочная закладка	214
4.4.5. Сыпучая закладка гидравлическим способом	214
4.4.6. Сухая закладка	217
5. ДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ ПРИ ВЫЕМКЕ УДАРООПАСНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ	222
5.1. Динамические формы проявления горного давления	223
5.2. Современные технологии разработки удароопасных рудных месторождений России	225
5.2.1. Октябрьское месторождение	225
5.2.2. Таштагольское месторождение.....	231
5.2.3. Апатитовые месторождения Хибин	240
5.2.4. Северо-Уральский бокситовый рудник.....	245
5.2.5. Ловозерное месторождение.....	250

5.2.6. Николаевское месторождение.....	255
5.2.7. Южное месторождение.....	262
5.3. Прогноз удароопасности породного массива	268
5.4. Технологические мероприятия, направленные на снижение опасности возникновения горных ударов	271
5.4.1. Первоочередная отработка защитного рудного тела.....	271
5.4.2. Построение схемы защищенной зоны при отработке свиты пластов.....	275
5.4.3. Построение границ защищенных зон при опережающей отработке защитного слоя	284
5.4.4. Формирование защищенных зон бурением скважин	287
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	294
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	295
РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	298

Учебное издание

Анушенков Александр Николаевич
Ахпашев Богдан Андреевич
Волков Евгений Павлович
Голованов Алексей Иванович
Шкаруба Наталья Александровна

Подземная геотехнология

Учебное пособие

Редактор Л.Г. Семухина
Компьютерная верстка И.В. Гревцовой
Фото на обложку: М.А. Жилин

Подписано в печать 18.01.2018. Печать плоская
Формат 60×84/16. Бумага офсетная. Усл. печ. л. 19,0
Тираж 100 экз. Заказ № 2172

Библиотечно-издательский комплекс
Сибирского федерального университета
660041, Красноярск, пр. Свободный, 82а
Тел. (391) 206-26-67; <http://bik.sfu-kras.ru>
E-mail: publishing_house@sfu-kras.ru

