

Гуськов. 0

В.Р. ИМЕНИТОВ

СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*Рекомендовано Министерством образования РФ в качестве
учебника для студентов высших учебных заведений,
обучающихся по направлению "Горное дело"*

Именитов В. Р. Системы подземной разработки рудных месторождений.
Учебник для вузов. МГТУ, 2000г, 297 стр.

Изложены технология, механизация и организация очистной выемки руды, методы исследования и проектирования производственных процессов. Рассмотрены системы разработки, даны их классификация, характеристика и методика выбора. Исходя из требований к системам разработки, даны детальный анализ показателей извлечения руды, их экономическая оценка и принципы нормирования, представлены данные о технике и технологии добычи руды, а также о разработке месторождений на больших глубинах и рациональном использовании недр и охране природы.

Для студентов горных вузов и факультетов, обучающихся по специальности 09.02.00 "Технология, механизация и организация подземной разработки руд. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых".

Табл. 19, ил. 97, список лит.— 48 назв.

Рецензенты: кафедра "Разработка месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов", МГГА
проф., д.т.н. В.В. Куликов, МГОУ

Владимир Рафаилович Именитов

СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящий учебник составлен в соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования и программой, утвержденной учебно-методическим советом Московского государственного горного университета.

Учебник относится к области подземной разработки рудных и нерудных месторождений.

В настоящем учебнике расширен состав рассматриваемых систем разработки с разъяснением логики их развития. Полнее освещены системы разработки с применением механической отбойки и конвейерной доставки руды, а также ряд новых вариантов систем разработки. Сокращен материал по редко применяемым и малоперспективным методам работ и системам разработки. Дополнен ряд расчетных методик, использованы новейшие научно-технические данные по всем рассматриваемым в работе вопросам.

Глава 3 написана совместно с П.А.Кузнецовым,

глава 5 - совместно с И.Н.Савичем,

глава 8 - совместно с Р.Г.Пепелевым.

Автор выражает глубокую благодарность заведующему кафедрой подземной разработки руд Московского государственного горного университета проф. Е.В. Кузьмину, а также сотрудникам кафедры - А.Р. Калинин, Г.А. Карасеву, Г.В. Савич, Д.К. Зенько, Н.Н. Панышину и студентам - Ю.В. Мищенко, Н.Н. Насибуллину, А.Г. Подображных, Н.В. Спиридонову за помощь в подготовке рукописи и издании учебника.

ВВЕДЕНИЕ

Из руд получают черные, цветные, редкие и благородные металлы, ценные камни, химические удобрения, слюду, пьезокварц, графит, серную соль, строительные материалы некоторые другие виды минерального сырья.

Экономический потенциал каждой страны определяется, и в ближайшие десятилетия будет определяться уровнем производства металлов.

В период с 1930 по 1990 г.г. проведены геологоразведочные работы, в результате которых наша страна обеспечена запасами всех видов руд и других полезных ископаемых в необходимой мере в пределах обозримого будущего, а по запасам железа, ряда цветных металлов и некоторых других видов минерального сырья занимает первое место в мире. В настоящее время в нашей стране руд производят все потребляемые народным хозяйством металлы и удобрения из горно-химического сырья.

Рудники расположены практически по всей территории России.

Особенно большое развитие получила горнорудная промышленность в таких районах, как Урал, Норильск, Рудный Алтай и Приморский край, Камчатский полуостров, Забайкалье, Кавказ, Курская магнитная аномалия, Магнитогорская Шория, Прикамье, Магаданская область, Якутия, Камчатка, Чукотка и

В этих регионах добывают: железные, медные, алюминиевые, свинцово-цинковые, оловянные, никелевые, апатитовые, вольфрамовые, молибденовые и танталовые руды, руды благородных металлов (золото, платина, серебро), а также содержащие драгоценные камни, калийные и пищевые соли, породы для строительных материалов.

Создана широкая сеть проектных и научно-исследовательских институтов горнорудного профиля на всей территории страны.

Проведенные в горнорудной промышленности коренные технические и организационные мероприятия позволили достигнуть самого высокого уровня производства металлов в Европе, а в мире Россия занимает первое место по запасам руд железа, ряда цветных металлов и калийных солей.

На долю добычи руды в себестоимости производства металлов приходится 15-30% по стали и чугуну и до 50-65% по ряду цветных металлов. Технологии добычи руды, определяющей засоренность ее пустой породой, влажность содержания металла различных примесей, кусковатость и т.п., в значительной мере влияют на затраты на переработку руд и процент извлечения их полезных компонентов. Что же касается сроков развития и масштабов производства металлов, то они определяются в первую очередь развитием горнодобычи руд.

Существуют следующие способы добычи руд: подземный выщелачиваемый (т.е. обычный), подземный физико-химический, открытый, а также со дна морей и океанов.

Основными остаются подземный механизированный и открытый способы разработки.

Удельный вес подземного способа добычи руд составляет около 35% (по добыче полезных компонентов в руде удельный вес подземного способа выше приведенной цифры, так как им разрабатываются более ценные руды).

С переходом на более глубокие горизонты открытый способ разработки становится все менее выгодным. Кроме того, при открытом способе и большой глубине разработки земная поверхность нарушается на длительное время на очень большой площади, как в результате самих работ, так и в связи с размещением пустых пород. С учетом условий разведанных месторождений можно считать, что в перспективе удельный вес подземного способа будет постепенно возрастать.

На подземных рудниках в настоящее время уже используются сотни различных типов машин с современными средствами контроля, управления и связи. Расширяется применение новейших технических средств, основанных на последних достижениях в области физики. Имеется широкая сеть сигнализации и связи.

Основные производственные процессы механизированы полностью, за исключением отдельных вспомогательных операций, и частично механизированы вспомогательные производственные процессы.

В дальнейшем на подземных рудниках, наряду с улучшением условий труда, должна быть значительно повышена производительность труда, снижена себестоимость продукции, повышена рентабельность работы, увеличена интенсивность разработки месторождений, обеспечено наиболее рациональное использование недр в части полноты извлечения запасов минерального сырья и сохранения земной поверхности.

В связи с этим, в ближайшие годы на подземных рудниках должны быть решены крупные научно-технические проблемы: рациональное использование земли и ее недр; коренное усовершенствование технологии добычи руд в части методов работ, параметров, способов механизации и т.п.; завершение механизации вспомогательных производственных процессов; автоматизация основных производственных процессов.

На рудниках работают геологи, осуществляющие разведку месторождения, маркшейдеры, фиксирующие, задающие и контролирующие расположение горных выработок, механики и электрики, занимающиеся монтажом и эксплуатацией машин, электрического, дизельного и пневматического оборудования и средств автоматики, контроля и связи. Эти работы выполняют специалисты узкого профиля, а всеми ими руководят горные инженеры широкого профиля (для которых и предназначен этот учебник), по своей подготовке и накопленному опыту отличающиеся наиболее разносторонними знаниями. В компетенции горного инженера, кроме руководства горными работами в целом, находятся: исследования физических явлений, связанных с разработкой месторождений; разработка новых

совершенствование существующих методов горных работ; определение требований к созданию новых и совершенствованию существующих машин, приборов и их комплексов для горных работ; оптимизация технических и организационных решений по экономическим критериям.

Изложенное показывает, насколько высокие требования к предъявляются к подготовке горных инженеров.

Глава I. Общие сведения, основные понятия и характеристики систем разработки

1.1. Требования к системе разработки

Под системой разработки понимается расположение очистных выработок, порядок и способ их образования, а также необходимые в связи с этим состав и расположение подготовительно-нарезных выработок.

Требования к разработке рудных месторождений включают безопасность, экономику, рациональное освоение недр и экологию. В выполнении этих требований наиболее существенную роль в технологии добычи играет система разработки.

Требования к системе разработки следующие:

1. Безопасность работ главное и безусловное требование. Имеется в виду безопасность и для работников и для населения. Вопросы безопасности для работников рудника изучаются в отдельной дисциплине, а также в настоящей дисциплине в связи с конкретными элементами систем разработки.

Отметим, что безопасность понятие относительное; пользой, стопроцентной абсолютной безопасности не может быть ни в одном из видов человеческой деятельности, как производственной, так и бытовой. Какая-то, пусть самая ничтожная вероятность неблагоприятного исхода всегда имеется, поэтому под безопасностью понимается практическая уверенность, что несчастного случая не произойдет, т.е. вероятность этого близка к единице.

Этому условию могут отвечать несколько технологий и все они могут быть признаны безопасными. Однако, это совсем еще не означает, что все они с точки зрения безопасности равноценны. Так, сравним бурение шпуров из широкого очистного пространства высотой до 7-8 м и бурение взрывных скважин из штрекообразной выработки высотой 3 м. В обоих случаях с достаточной уверенностью может быть обеспечена безопасность работ, если выполнять все необходимые в этих случаях правила безопасности, такие как своевременная оборка кровли. В первом рассматриваемом случае требуется прожекторное освещение кровли и всегда оборка ее перед началом работ с помощью специального оборудования. Причем в этом случае в связи с большим обнажением будет иметь место большая вероятность вывалов, чем в штреке (т.е. во втором случае). К требованиям безопасности в случае бурения шпуров относится здесь также передвижение людей только вдоль забоя или линии целиков. В штреке же, из которого бурят скважины, в связи с малым пролетом обнажения кровля более устойчива, вывалы гораздо менее вероятны, кровля легко наблюдается и поддается несложной ручной оборке в любое время по мере надобности. Поэтому хотя оба указанных вида работ могут быть безопасными при строгом соблюдении соответствующих правил, но все же, бурение скважин из штрека безопаснее.

Одним из признаков сравнительно более безопасной технологии является меньшее число правил безопасности, меньшая сложность их выполнения и меньшая вероятность несчастных случаев при недостаточно строгом соблюдении правил.

Таким образом, при выборе систем разработки и вообще технологии добычи следует считать, что не все технологии, отвечающие в данных условиях требованиям безопасности, равноценны по безопасности. Какая-то из них может быть предпочтительнее с этой точки зрения.

В части безопасности для населения следует иметь в виду: недопущение обрушения дневной поверхности, если это опасно, или ограждение зон возможных провалов поверхности; предотвращение сейсмической опасности для поселка при массовых взрывах, т.е. ограничение величины взрывов, вывод людей из опасной зоны и т.п.

2. Соблюдение необходимых санитарно-гигиенических условий труда. В основном это касается рудничной атмосферы в части загазованности, запыленности, температуры, влажности. Это изучается в специальной дисциплине вместе с безопасностью, а также в настоящей дисциплине в связи с конкретными элементами систем разработки.

3. Минимальные издержки производства и максимальная производительность труда при условии соблюдения остальных требований.

4. О потерях и разубоживании руды. Напомним, что нормативные, как бы оптимальные, показатели извлечения руды устанавливаются как свойственные правильному применению системы разработки, оптимальной в данных условиях, т.е. дающую минимальную сумму издержек производства и экономического ущерба от потерь и разубоживания руды. Соответствующие величины потерь и разубоживания руды будут экономически оправданными. Поэтому в требованиях к системе разработки лишь в частном случае могут фигурировать потери и разубоживание руды. В общем же случае, требования к этим показателям формулируются следующим образом: максимальная, экономически выгодная полнота извлечения полезного ископаемого, недопущение сверхнормативных потерь, которые могут быть вызваны как неправильным ведением работ, так и самим выбором системы разработки. Например, выбор дешевой системы, дающей повышенные потери руды для разработки весьма ценного полезного ископаемого.

5. Выполнение производственной программы по количеству и качеству рудной массы.

6. Максимально возможная производительность выемочных блоков и концентрация их по площади во избежание растянутости фронта работ, связанной с увеличенными затратами на поддержание и обслуживание выработок и коммуникаций, а также с омертвлением средств, затраченных на проходку выработок раньше, чем это было бы необходимо при большей концентрации работ.

7. Минимальный объем подготовительно-нарезных выработок для

удешевления работ и ускорения погашения выемочных блоков.

8. Комплексное освоение недр, т.е. возможно более полное использование всех типов руд и вынимаемых попутно пустых пород, в той мере, в которой это зависит от системы разработки.

9. Возможность эффективного широкого использования наиболее современных видов техники и автоматизации работ.

10. Возможно, более постоянное во времени качество рудной массы во избежание увеличенных потерь полезных компонентов при ее переработке. Лишь на отдельных предприятиях это требование не имеет значения в связи с постоянством качества полезного ископаемого или особой технологией его обогащения, или наличием усреднительных складов между рудником и обогатительной фабрикой. Иногда возникают определенные требования к гранулометрическому составу руды в основном с точки зрения минимального выхода рудной мелочи, мешающей, например, металлургическому переделу богатых железных руд.

11. Для комплексного использования недр и постоянного качества рудной массы может стать целесообразной выдача двух или нескольких сортов руды. Такую возможность должна обеспечивать система разработки.

12. Охрана месторождения полезных ископаемых от затопления, обводнения, пожаров и от других нарушений, вызывающих опасность работ и снижающих качество полезных ископаемых или промышленную ценность месторождения или усложняющих его разработку и увеличивающих потери руды.

13. Желательна возможность использования старых горных выработок под парники, склады и для других хозяйственных целей.

14. Охрана земель, лесов, вод в водоемах и грунтах и других объектов природной среды, зданий и сооружений, заповедников, памятников природы и культуры от вредного влияния работ, связанных с использованием недр.

15. Приведение земельных участков, нарушенных при пользовании недрами в состояние безопасное, а также пригодное для использования их в народном хозяйстве; особенно это относится к пахотным землям. Связанные с этим затраты должны учитываться при выборе системы разработки, как удорожающие добычу руд, в частности, при системах, вызывающих нарушение дневной поверхности.

1.2. Основные показатели систем разработки

В материальных и трудовых затратах на добычу руды до половины их более приходится на подготовительно-нарезные работы и очистные работы. Поэтому весьма существенным показателем системы разработки служат затраты на подготовку и очистную выемку, а следовательно, и производительность труда на этих работах.

Важно обеспечить также высокую производительность блока, что

увеличивает концентрацию горных работ. Важен и небольшой относительный объем подготовительно-нарезных работ, удельные затраты на которые на 1 т погашенного блока значительны, обычно в 2-3 раза больше в сравнении с очистной выемкой. Следует заметить, что при использовании дорогостоящих материалов (например, цемента для твердеющей закладки) или дорогого оборудования (например, самоходного) производительность труда нередко повышают без снижения издержек производства. Поэтому показатель производительности труда, оставаясь очень важным, не всегда характеризует уровень суммарных материально-трудовых затрат.

Для удешевления добычи можно снизить расход материалов на отбойку руды (ВВ, средства взрывания, буровая сталь, твердые сплавы и т.п.), но этот расход зависит главным образом от свойств руды, а также от метода отбойки и кондиционного размера куска, которые могут быть одинаковыми при многих системах разработки, и поэтому он, как правило, не характеризует систему разработки. Сама же система разработки определяет расход материалов на искусственное поддержание очистного пространства - таких, как цемент или другие вяжущие вещества, крепь и т.п.

От системы разработки зависят показатели извлечения руды из недр. Они часто могут быть улучшены за счет увеличения издержек производства. Сошлемся на пример: если в пологих залежах вместо рудных целиков для поддержания кровли возводят бетонные опоры, то потери руды снижаются, но себестоимость добычи возрастает. Поэтому требование к системе разработки состоит в том, чтобы сумма приведенных затрат и экономического ущерба от потерь и разубоживания руды была минимальной.

Тем не менее о денежных затратах в настоящее время нельзя получить сопоставимые данные. Известное представление о соотношении себестоимости добычи при различных системах разработки дают показатели производительности труда и расхода основных материалов.

В соответствии с изложенным, при рассмотрении систем разработки будем приводить следующие численные показатели:

- 1) производительность труда забойного рабочего по системе разработки (т.е., с учетом не только очистной выемки, но и подготовительно-нарезных работ в блоке), т/смену;
- 2) производительность блока, т/мес;
- 3) потери руды, %;
- 4) разубоживание руды, %;
- 5) расход подготовительно-нарезных выработок, м/1000 т (подготовленного запаса).

Что касается расхода материалов, то отметим лишь повышенный расход на закладку или крепление.

В показателях 1 и 2 имеются в виду тонны рудной массы (хотя обычно говорят: тонны руды).

Заметим, что сравнивать между собой по перечисленным показателям

можно лишь те системы разработки, которые имеют сходные области применения, причем показатели должны определяться при одинаковой мощности залежи и крепости руды. Для подтверждения укажем, что если, например, в крутой залежи блок длиной 40 м подготавливают одним восстающим, то при мощности залежи 0,4 м расход подготовительно-нарезных работ составляет 20 м/1000 т, а при мощности 30 м - только 0,27 м/1000 т; столь резкое изменение этого показателя зависит здесь целиком от мощности залежи, а никак не от системы разработки.

1.3. Вводные сведения о подготовке и нарезке выемочных блоков и терминология

Существенным элементом системы разработки являются состав и расположение подготовительно-нарезных выработок. Расположение подготовительных выработок в блоках, а также нарезных и очистных выработок связано со схемой подготовки этажного горизонта. Объясняется это тем, что с этажного горизонта нарезают обслуживающие блок восстающие и на них выводят выработки для доставки руды, поэтому предпосылают изучение систем разработки краткие сведения о схемах подготовки этажных горизонтов, а также о подготовительно-нарезных работах в выемочных блоках.

Первоначально необходимо пояснить два понятия: шахтное поле и, следовательно, шахта.

Шахтой называют горное предприятие, которое имеет комплекс выработок, зданий, сооружений и оборудования, необходимых для разработки месторождения и работники которого объединены общим административно-техническим руководством.

Шахтное поле часть месторождения, отведенная для разработки шахтой.

Подготовка месторождения одна из основных стадий его разработки осуществляемая вслед за вскрытием в шахтном поле и предшествующая очистной выемке.

В период полного развития работ производится последовательно параллельно с другими стадиями, например: нижняя часть месторождения (в шахтном поле) находится в стадии разведки; менее глубокие горизонты уже разведаны и вскрываются; горизонт над ними подготавливается; на одном-двух вышележащих горизонтах ведутся подготовительно-нарезные работы очистные работы (в готовых к выемке блоках), т.е. собственно добыча руды ради которой и осуществляются все предшествующие стадии.

Объем подготовительно-нарезных выработок составляет от 3 до 25% объема рудного запаса; меньшие значения относятся к более мощным залежам, т.к. абсолютный объем штрека и восстающих выемочного блока более или менее постоянен, а, следовательно, относительный объем штрека и восстающих обратен пропорционален мощности залежи.

Доля затрат на подготовительно нарезные работы составляет 5-30%

общих затратах по добыче руды.

Темп подготовительно-нарезных работ должен быть достаточно высоким: ко времени окончания отработки каждого выемочного блока должен быть подготовлен для замены его новый очередной блок (или два-три блока, если они менее производительны). Только при этом условии можно обеспечить стабильный фронт работ, необходимый для постоянной производительности рудника. Особенно высокие требования к скорости проведения штреков предъявляются при большой протяженности и малой мощности залежи. В этом случае большая длина штреков сочетается с коротким сроком погашения блоков. Обеспечить необходимые сроки подготовки в принципе было бы можно и не за счет интенсификации проходок, а за счет увеличения числа горизонтов в одновременной подготовке (с соответствующим увеличением опережения вскрытия месторождения). Так, если штрек на длину 3 км необходимо пройти за 10 месяцев и, следовательно, проходить в среднем по 300 м/мес., то при проходке штреков одновременно на двух горизонтах достаточна скорость 150 м/мес., на трех - 100 м/мес. и т.п. Но этот экстенсивный путь развития приводит к распылению и длительному омертвлению средств. Более эффективен соответствующий требованиям времени интенсивный путь развития. Отсюда вытекают повышенные требования к скорости проведения выработок.

Подготовительно-нарезные работы и терминология.

Горизонт - совокупность горизонтальных выработок, расположенных на одном уровне в рудном теле или близ него.

Этажный горизонт - ограничивает по падению залежи этаж в шахтном поле. Этажные горизонты в одних случаях все используются для транспорта руды. В других, все более частых случаях, они используются различно, в зависимости от чего подразделяются на основные (в т.ч. концентрационные) и промежуточные.

Основные горизонты - этажные горизонты, по которым транспортируют руду к шахтному стволу (штольне).

Концентрационный горизонт - основной горизонт, на который перепускают руду с 3-4 этажей и более. Названием подчеркивается концентрация грузопотоков, что, вместе с длительным сроком службы горизонта (8-10 лет и более), дает возможность эффективно использовать высокопроизводительные средства подземного транспорта - мощные электровозы, большегрузные вагоны, бункер-поезда, конвейеры.

Промежуточный горизонт отличается тем, что по нему не транспортируют руду к шахтному стволу. Он используется только для подготовки этажа, проветривания блоков и вспомогательных функций, таких как доставка людей, материалов и оборудования. Руду, поступившую из выемочных блоков на промежуточный горизонт, доставляют по нему до рудоспусков, расположенных близ рудного тела. По рудоспускам руда поступает на основной горизонт, по которому и транспортируется к шахтному

стволу по штреку и квершлагу.

Блок (выемочный блок, очистной блок) - часть этажа, элементарный выемочный участок, в котором завершается полный комплекс подготовительно-нарезных и очистных работ, предусмотренный данной системой разработки. Блок может быть расположен в этаже как основного, так и промежуточного горизонта.

Заметим, что в практике понятие блока не имеет строгой определенности. Иногда блоком называют минимальный участок, отводимый добычной бригаде. Есть и условность, связанная с научно-техническим прогрессом в области подземной добычи руд. Дело в том, что варианты систем разработки и, соответственно, представление о блоке сложились за длительный период использования переносного и полустационарного оборудования - перфораторов и скреперных установок. В этом случае для блока достаточно двух восстающих: один - материально-ходовой и для подачи в блок свежего воздуха, а иногда для спуска руды со слоев или подэтажей на этажный горизонт; другой восстающий используют для отвода загрязненного воздуха, иногда для спуска на рабочий слой материалов, оборудования, закладки. Длина блока при скреперной доставке руды и слабой механизации доставки материалов и оборудования на слоях обычно составляет 40-60 м.

В связи с применением самоходного оборудования положение изменяется: становится необходимым заезд для самоходного оборудования, т.е. наклонная выработка, по которой самоходное оборудование заезжает на рабочие слои или подэтажи. Одним заездом обслуживается участок из 3-5 блоков в прежнем их понимании. Участок этот имеет длину 200-400 м и более. Таковую же длину получают штреки на каждом подэтаже или слое, чтобы самоходное оборудование могло быть доставлено в любое необходимое место. Поэтому состав и последовательность подготовительно-нарезных работ приходится определять в пределах всего указанного участка в целом. С этих позиций последний может считаться блоком.

Далее, если приступают к очистной выемке лишь по окончании проходки длинных (200-400 м) подэтажных или слоевых штреков, то продолжительность подготовки блока возрастает в 2-3 раза, что вызывает распыление и замораживание сил и средств. Чтобы избежать этого, приходится вносить изменения в систему разработки. Однако эти изменения и вытекающие из них изменения в понятии блока еще не получили отчетливого оформления.

Этажные выработки - штреки, орты и другие горизонтальные выработки этажных горизонтов.

Подготовительные выработки - рудные этажные штреки (полевые штреки относятся к горно-капитальным выработкам); этажные орты, штреки и орты горизонта доставки руды при этажном выпуске; блоковые материально-ходовые восстающие; вентиляционные штреки и восстающие, обслуживающие блок или группу блоков; наклонные заезды на подэтажи (слои) для самоходного оборудования.

Подготовка месторождения (шахтного поля) разделение месторождения в шахтном поле на этажи проведением штреков и ортов и разделение этажа на блоки проведением восстающих. (Последних может и не быть при наличии наклонных заездов для самоходного оборудования.) (Рис.1.1).

Подготовка месторождения обычно разделяется на два этапа: подготовка этажных горизонтов и подготовка блоков.

Проходка этажных подготовительных выработок, т.е. рудных штреков и ортов, осуществляется (вслед за вскрытием) в одном-двух этажах одновременно.

Подготовка блоков проведение блоковых восстающих и других блоковых подготовительных выработок. Осуществляется после подготовки этажного горизонта (или его части) и осуществления на нем законченной схемы транспорта. Между подготовкой этажного горизонта и подготовкой блоков часто имеется разрыв во времени: срок подготовки каждого блока определяется необходимым сроком его ввода в эксплуатацию взамен погашенного блока. В самой подготовке блока также возможен перерыв: блоковыми восстающими уточняются геологические данные, после чего составляют рабочий проект системы разработки блока, по которому и проходят в нем остальные подготовительные выработки.

Нарезные работы осуществляются в подготовленном выемочном блоке и заключаются в проведении всех остальных выработок, необходимых для очистной выемки. Могут начинаться сразу вслед за подготовкой блока или через несколько месяцев после проведения блокового восстающего, если с помощью последнего осуществляется осушение рудного тела или существенно уточняются разведочные данные, используемые для рабочего проектирования блока.

Подготовительно-нарезные работы - подготовка блока и нарезные работы в нем.

Нарезные выработки - выработки, которые проходят в процессе нарезных работ с целью создать необходимые и благоприятные условия для очистных работ. К нарезным выработкам относятся (см. рис.1.1): рудоспуски, обслуживающие блок или часть блока;

рудоспуск - вертикальная или крутонаклонная выработка, в которую доставляют руду механическими средствами для перепуска собственной массой на этажный горизонт;

- подэтажные и слоевые штреки и орты, предназначенные для отбойки,
- доставки руды на подэтажах (слоях). С этажным горизонтом связаны восстающим или наклонным заездом;
- подсечные выработки - штреки и орты, предназначенные для подсечки камеры или блока. Подсечка - выемка нижнего слоя руды для образования горизонтальной обнаженной плоскости отрабатываемого рудного массива;

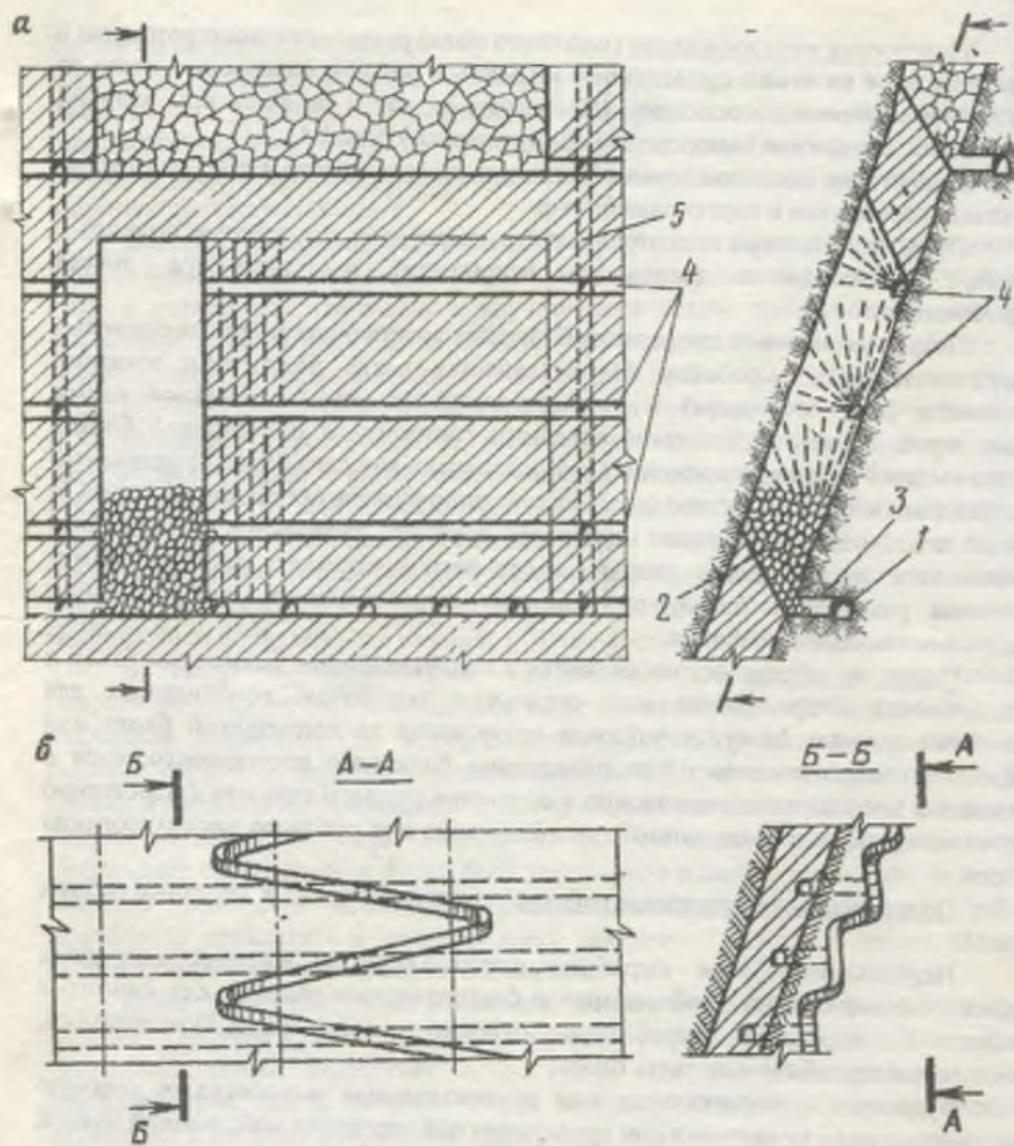


Рис. 1.1 Подготовительно – нарезные выработки

а – в блоке, подготовленном восстающим (1 – откаточный штрек; 2 – погрузочные ниши; 3 – выпускные траншеи; 4 – подэтажные штреки; 5 – восстающий); б – наклонный съезд для группы блоков (условно показан в перспективе).

- отрезные щели - вертикальные (или крутонаклонные) "щели" шириной 2-10 м, образованием которых создается вертикальная поверхность рудного массива для последующей отбойки вертикальными слоями;
- отрезной восстающий, который проходится в контуре будущей отрезной щели и служит только для образования ее;
- выпускные (рудовыпускные, рудоприемные) траншеи и воронки; форма и назначение их понятны из наименования. Размещаются в основании блока при этажном выпуске руды или в основаниях подэтажей при подэтажном выпуске. Воронки располагаются также в породах лежащего бока при пологом и наклонном падении рудного тела;
- выпускные выработки, которыми оканчиваются воронки и траншеи и через которые рудная масса поступает в горизонтальные или наклонные выработки для последующей механизированной доставки; вертикальные и крутонаклонные выпускные выработки часто называют дучками;
- вентиляционные восстающие, служащие только для проветривания;
- горизонтальные, наклонные и вертикальные ходки, сбойки;
- выработки, ниши и расширения выработок для установки питателей, скреперных лебедок, пневмоимпульсных устройств и для обслуживания их (рис.1.2).

О размерах подготовительно-нарезных выработок при использовании самоходных машин.

По правилам безопасности в выработках для перевозки руды и сообщения с очистными забоями зазор между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенным в выработке оборудованием должен быть не менее 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м с противоположной стороны. При наличии пешеходной дорожки высотой не менее 0,3 м и шириной 0,8 м или ниш не менее, чем через 25 м зазор со стороны прохода для людей можно уменьшить до 1 м. В погрузочно-доставочных выработках (в очистных блоках) или находящихся в проходке, а также предназначенных только для эксплуатационного бурения должны приниматься зазоры не менее 0,5 м с каждой стороны при скорости машин не более 10 км/час и невозможности присутствия людей, не связанных с работой машин. В выработках, включая наклонные съезды, предназначенных для доставки в очистные блоки оборудования, материалов и людей в машинах при скорости движения свыше 10 км/час должны приниматься зазоры не менее 0,6 м с каждой стороны, если исключается передвижение людей пешком.

Схемы подготовки крутых и наклонных залежей. Различают штрековую подготовку этажных горизонтов, при которой рудную массу отгружают на транспорт в штреках, и ортовую, при которой погрузку рудной массы на транспорт осуществляют в ортах.

Основные схемы следующие (рис.1.3). В крутых маломощных залежах осуществляют штрековую подготовку. Она заключается в проведении рудного штрека (рис.1.3а) или рудного и полевого штреков (рис.1.3б).

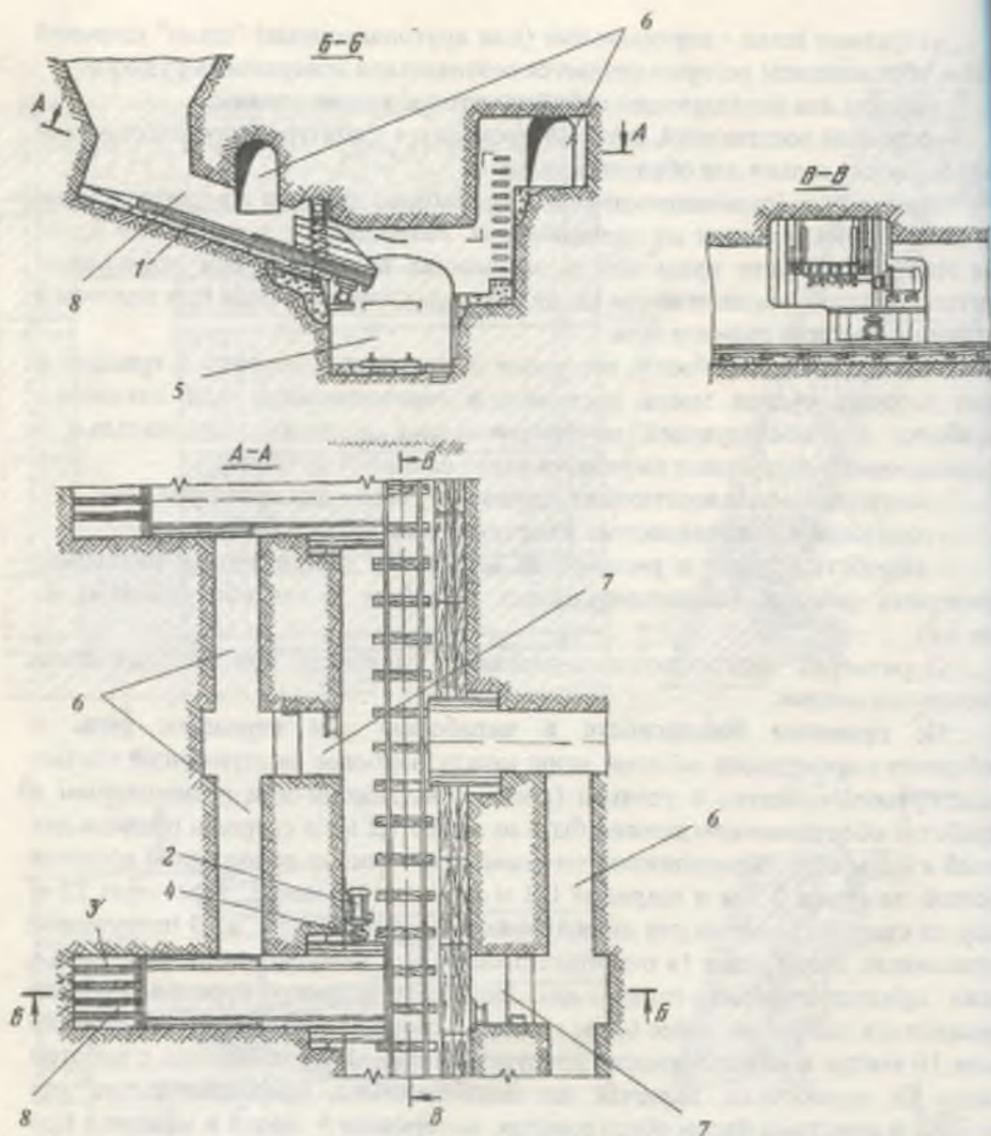


Рис. 1.2. Выработки при доставке руды питателями ненаправленного действия.

1 – вибропитатель; 2 – электродвигатель; 3 – канаты крепления;
 4 – эластичная муфта из конвейерной ленты; 5 – откаточная выработка;
 6 – подходная выработка; 7 – подходной восстающий; 8 – ниша для
 установки питателя.

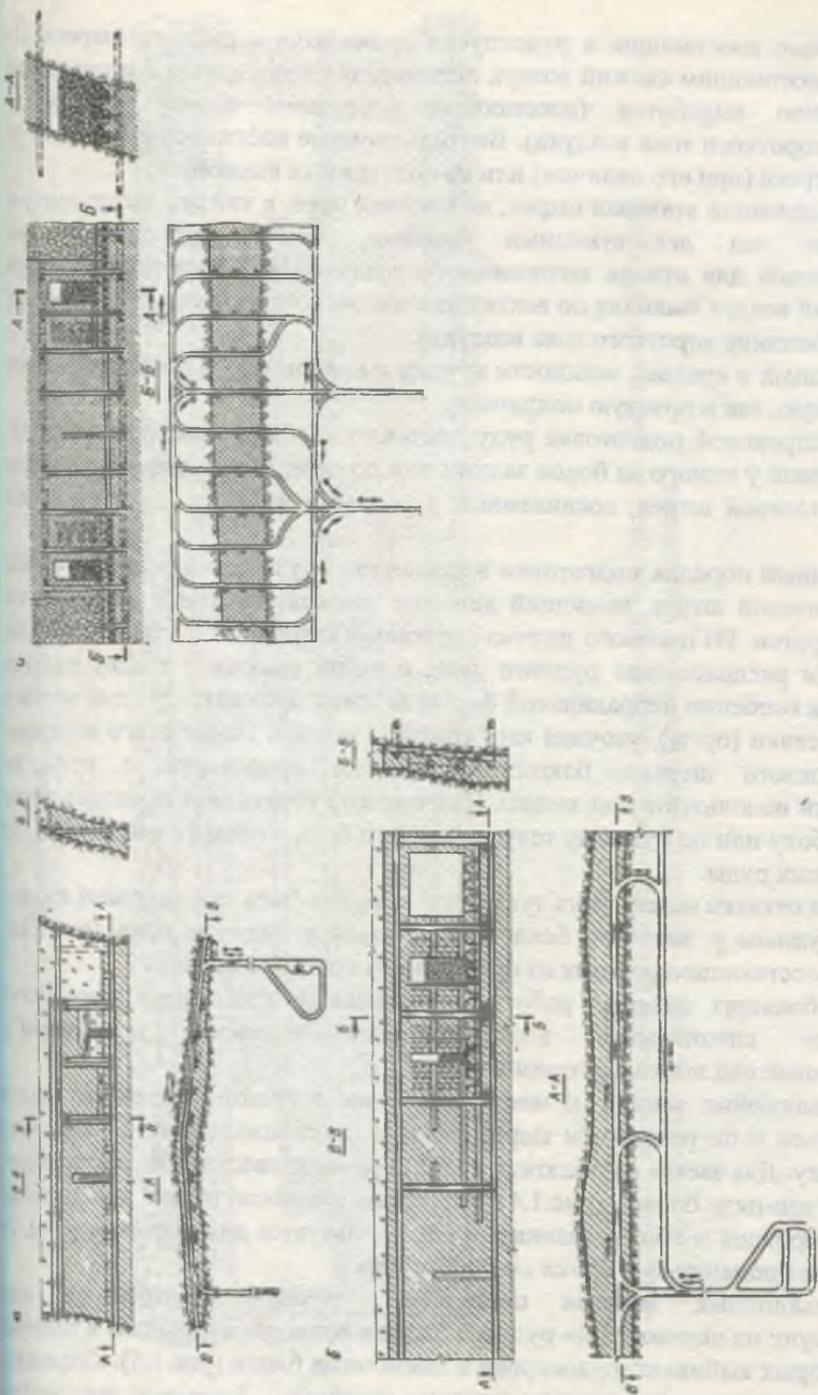


Рис. 1.3. Схемы подготовки а - штрековая полея; б - штрековая комбинированная (рудная и полея); в - ортоная. Стрелкой с черным кружком показано направление движения грузежных составов, с белым - порожних.

Блочные восстающие и рудоспуски проходятся с рудного штрека. По блочным восстающим свежий воздух поднимается и поступает в подлежащие проветриванию выработки (восстающие перекрыты сверху лядами во избежание короткого тока воздуха). Вентиляционные восстающие проходят из полевого штрека (при его наличии) или из подэтажных выработок.

Вышележащий этажный штрек, по крайней мере, в той его части, которая расположена над действующими блоками, обычно используют как вентиляционный для отвода загрязненного воздуха. Из блока на этот штрек загрязненный воздух выходит по вентиляционному восстающему (перекрытому снизу во избежание короткого тока воздуха).

В мощных и средней мощности крутых и наклонных залежах применяют как штрековую, так и ортовую подготовку.

При штрековой подготовке руду доставляют обычно на рудный штрек, расположенный у одного из боков залежи или по середине ее мощности. Часто имеется и полевой штрек, соединенный с рудными кольцевыми или косыми заездами.

Типичный порядок подготовки в указанном случае следующий. Сначала проходят полевой штрек, имеющий длинные прямые участки и минимальное число поворотов. Из полевого штрека рассекают квершлагги в сторону залежи, уточняя ими расположение рудного тела, и тогда намечают трассу рудного штрека. При особенно неправильной форме залежей проходят рудный штрек и из него рассечки (орты), уточняя ими контуры залежи. После этого намечают трассу полевого штрека, благоприятную для транспорта, а орты по возможности используют под заезды. При ортовой подготовке проходят штрек в лежачем боку или по рудному телу у лежачего бока и орты (и квершлагги) для погрузки в них руды.

Схема откатки может быть тупиковой и может быть закольцована вторым штреком рудным у всячего бока или полевым в всячем боку (рис.1.3в). Блочные восстающие проходят из ортов или из полевого штрека.

При больших объемах работ по вторичному дроблению руды могут применяться специальные вентиляционные штреки ("коллекторы"), расположенные над этажным горизонтом.

Передвижение машин к месту работ на основном горизонте может производиться и по рельсовым выработкам, и по специальному пройденному выше штреку. Для заезда на подэтажи (слои) проходят наклонные заезды, один на каждые три-пять блоков (рис.1.4). Если заезды служат только для доставки людей, материалов и оборудования, но не используется для доставки руды, то по ним может подаваться в блоки свежий воздух.

В наклонных залежах подготовку применяют штрековую или квершлагговую: из полевого или рудного штрека проходят квершлагги в лежачий бок, из которых выбивают рудоспуски в выемочные блоки (рис.1.5). Квершлагги могут быть закольцованы вторым штреком (полевым). Блочные восстающие проходят из ближнего к рудному телу штрека или из квершлаггов.

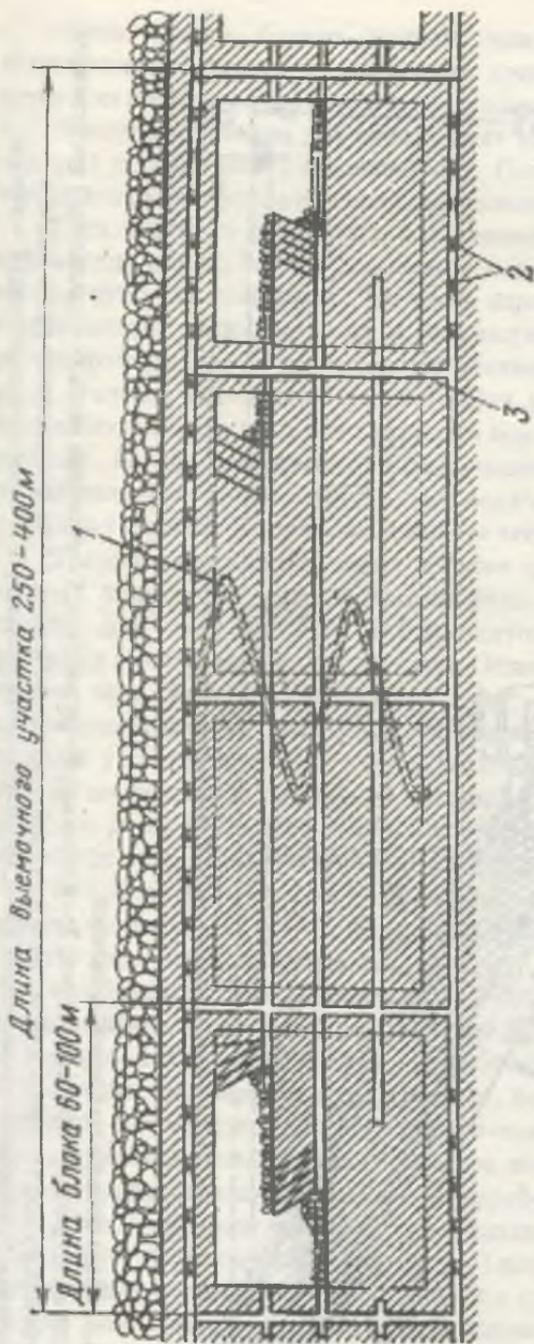


Рис. 1.4. Наклонный заезд.
 1 - наклонный заезд (уклон) для передвижения самоходной техники; 2 - доставочный штрек;
 3 - буродоставочный штрек; 4 - заезды (сбойки) на этажи и подэтажи.

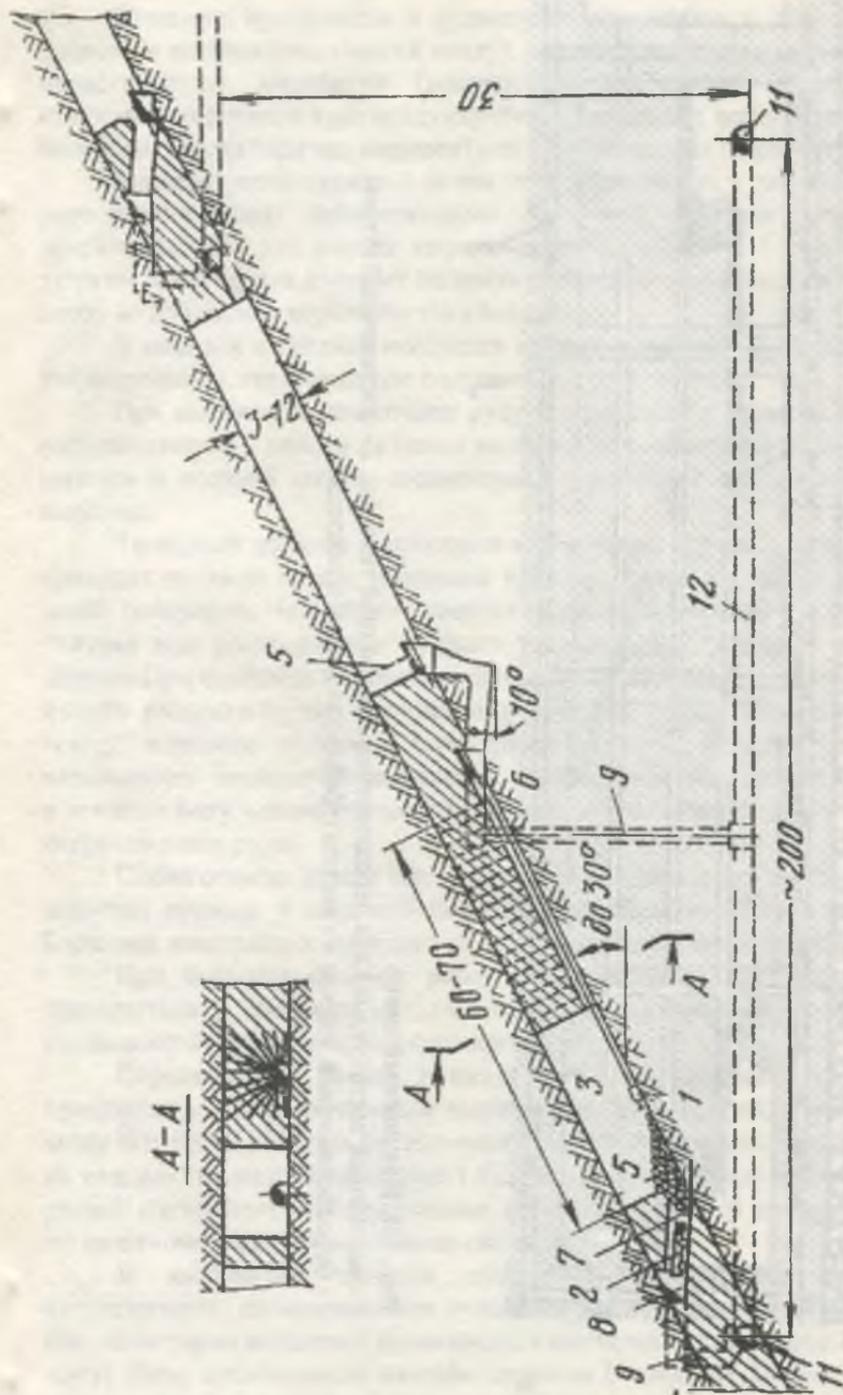


Рис. 1.5. Подготовка наклонной залежи

1 – рудный штрек; 2 – полевой штрек; 3 – квершлаг; 4 – отрезная щель; 5 – рудодупуск; 6 – наклонный восстающий для отбойки руды; 7 – ниши для погрузки руды; 8 – штрек для доставки руды ПДМ к рудодупускам 9, расположенным через 150м; 10 – подъемная лебедка; 11 – откаточный штрек; 12 – заязды, расположенные через 150м.

Если высота блоков меньше чем этажа, то создаются один-два промежуточных горизонта; на каждом промежуточном горизонте проходится штрек и из него - восстающие для обслуживаемых им блоков.

Наклонные заезды для самоходных машин, один на каждые 3-5 блоков, проходят по руде или в лежачем боку. Последнее - в основном при наличии пережимов рудного тела или его удароопасности.

При системах разработки с этажным выпуском руды в нижней части (основании, днище) блоков размещают выработки для выпуска руды, доставки ее и погрузки на транспорт. Эту часть обрабатывают лишь вместе с блоками нижележащего этажа, поэтому в рассматриваемом весьма распространенном случае границы между выемочными блоками смежных этажей располагаются выше этажных горизонтов (рис.1.6). Эти границы горизонтальны, но могут быть и наклонными в сторону лежачего бока. В наклонных залежах, наоборот, границы блоков смежных этажей чаще бывают наклонными и реже горизонтальными (см. рис.1.6). По величине высота блоков в крутых и наклонных залежах обычно равна высоте этажа.

Выделим наклонные залежи, а также крутые с углом падения до $70-75^{\circ}$, в которых применяют донный выпуск руды, в том числе и весьма мощные залежи. Для этих условий В.Р.Именитовым предложена безэтажная по мощности выемка наклонных залежей. Отличается она тем, что на этажи делят рудное тело не горизонтальными, как обычно, а вертикальными или крутонаклонными плоскостями, и все выработки для выпуска и доставки руды проходят у контакта лежачего бока; высота блоков в наклонных залежах равна полной вертикальной мощности залежи. По сравнению с обычной схемой работ, это резко сокращает объем подготовительно-нарезных работ и повышает извлечение руды за счет устранения междуэтажных целиков.

Подобная схема работ возможна и в мощных крутых залежах с углом падения примерно до $70-75^{\circ}$, но в этом случае выпускные выработки проходят только у лежачего бока в руде.

Особенности схем подготовки в пологих залежах. Пологие залежи разрабатывают как с делением на этажи, так и без этого; соответственно различаются этажная и безэтажная разработка (рис.1.7).

Безэтажную разработку применяют, если имеется только рудное тело и мощность его не превышает 50-80 м, а также при сравнительно небольшой (меньше высоты этажа) разности отметок залегания всех рудных тел. В иных, не менее распространенных, случаях - разработка этажная.

Этаж (или шахтное поле при безэтажной разработке) делят в плане проведением штреков на панели (рис.1.8) шириной от 50 до 200-300 м. Панель делят на блоки примерно также как этаж в крутых залежах.

О полевом или рудном расположении штреков в пологих залежах. В горизонтальных пластовых залежах калийных и марганцевых руд, обрабатываемых с комбайновой выемкой и конвейерным транспортом, штреки проходят в пласте (рис.1.9, 1.10).

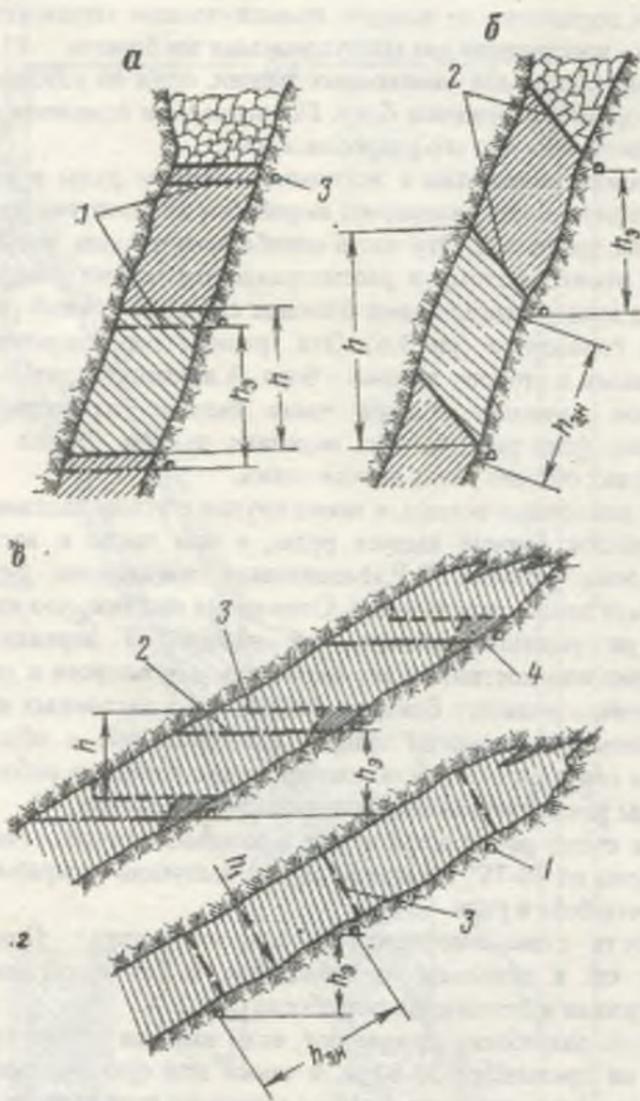


Рис. 1.6. Деление залежи на этажи (разрез вкрест простирания):

а, б – крутой, соответственно горизонтальными и наклонными плоскостями: 1 – откаточные горизонты; 2 – границы блоков; 3 – откаточные штреки; h_3 – высота этажа; h – высота блока; $h_{3н}$ – наклонная высота этажа;

в, г – наклонной, соответственно горизонтальными и наклонными плоскостями: 1 – откаточные штреки; 2 – границы этажей; 3 – границы блоков; 4 – теряемые участки руды.

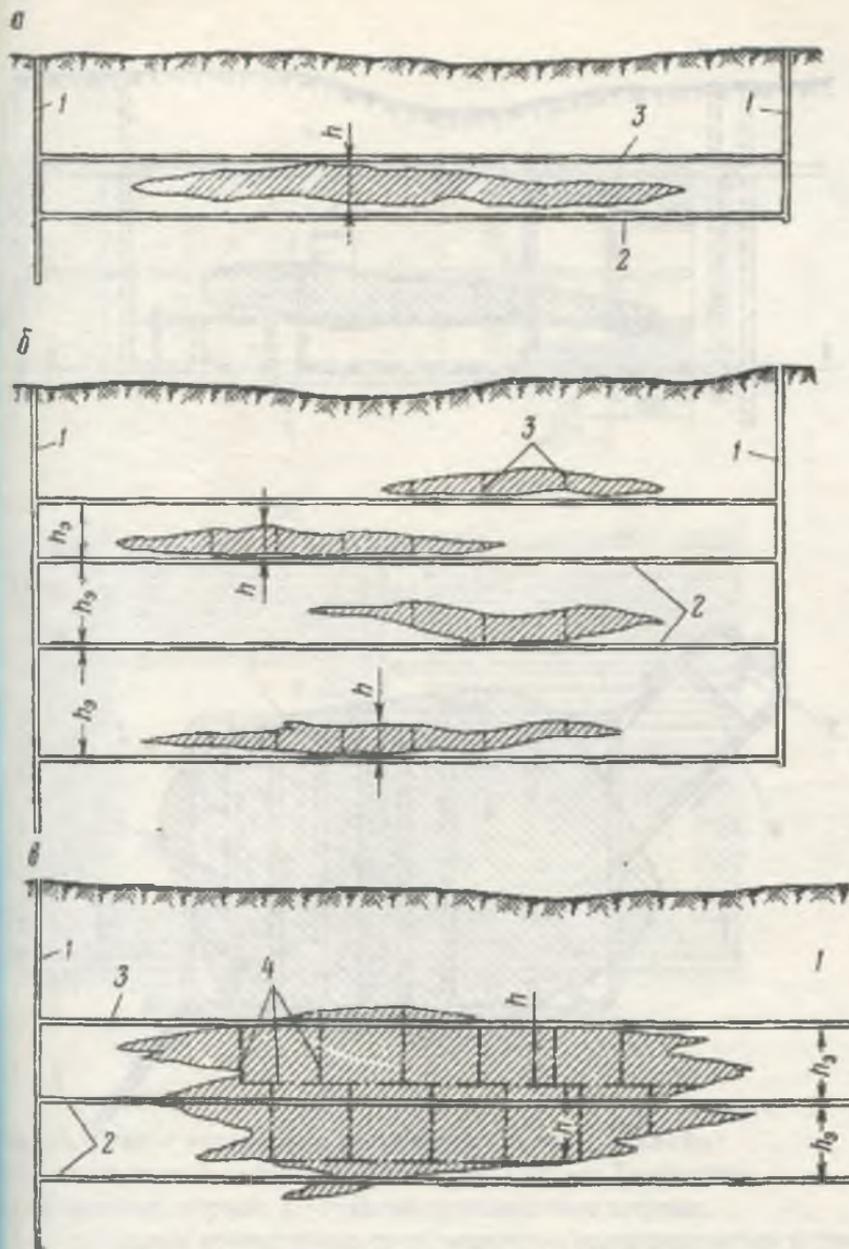


Рис. 1.7. Схемы безэтажной и этажной разработки пологого месторождения: а – безэтажной; б, в – этажной; (б – месторождение состоит из нескольких рудных тел, в – сверхмощная залежь); 1 – шахтные стволы; 2 – откаточные горизонты; 3 – вентиляционный горизонт; 4 – границы блоков; $h_э$ – высота этажа; h – высота блоков.

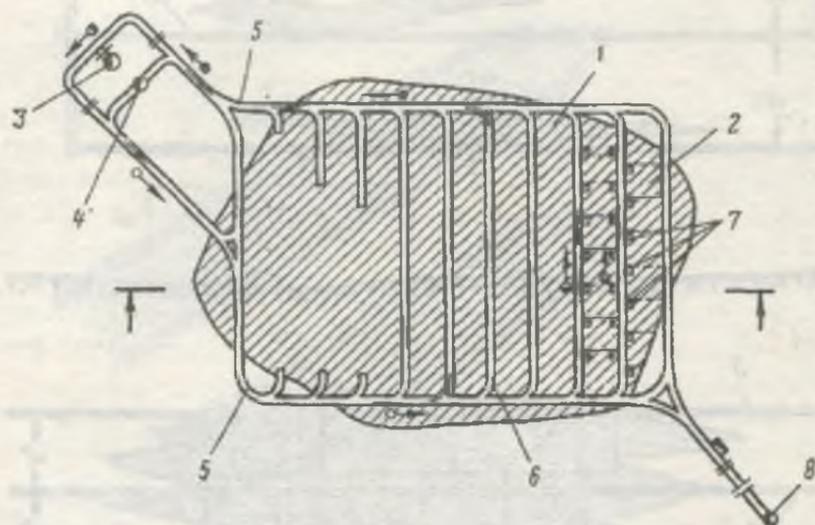
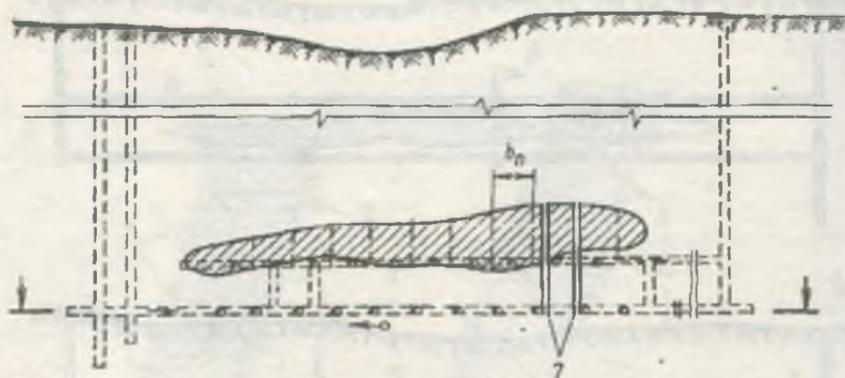


Рис. 1.8. Деление пологой залежи на панели (1) и блоки (2) :

3 – рудоподъемный ствол; 4 – вспомогательный ствол; 5 – главные штреки; 6 – панельные штреки; 7 – восстающие; Стрелкой с черным кружком показана направление движения груженого состава, с белым – порожнего; с кружком зачерненным наполовину – движение состава при погрузке и разгрузке.

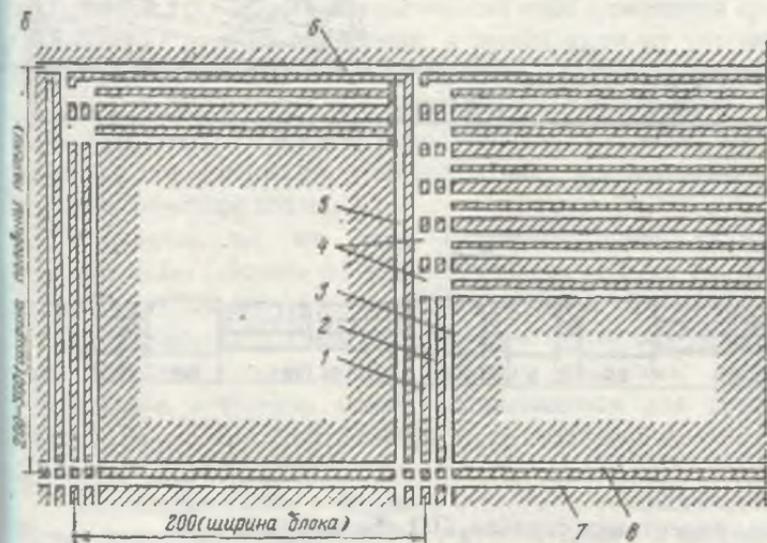
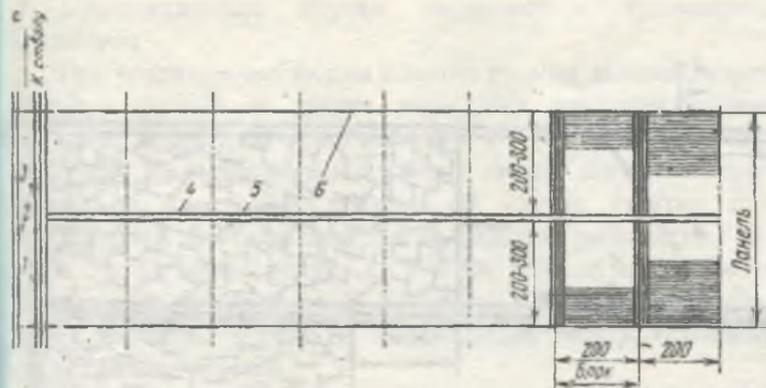


Рис. 1. 9. Схемы подготовки (комбинат «Беларуськалий»)
 а – шахтного поля; 1 – главный конвейерный штрек; 2 – главные вентиляционные штреки; 3 – главные транспортные штреки;
 4, 5, 6 – панельные конвейерные, транспортные и вентиляционные штреки;
 б – панели; 1, 2 – боковые конвейерные и транспортные штреки; 3 – разрезной штрек; 4 – камеры разворота выемочных машин; 5 – разгружающая выработка; 6, 7, 8 – панельные вентиляционный, конвейерный и транспортный штреки.

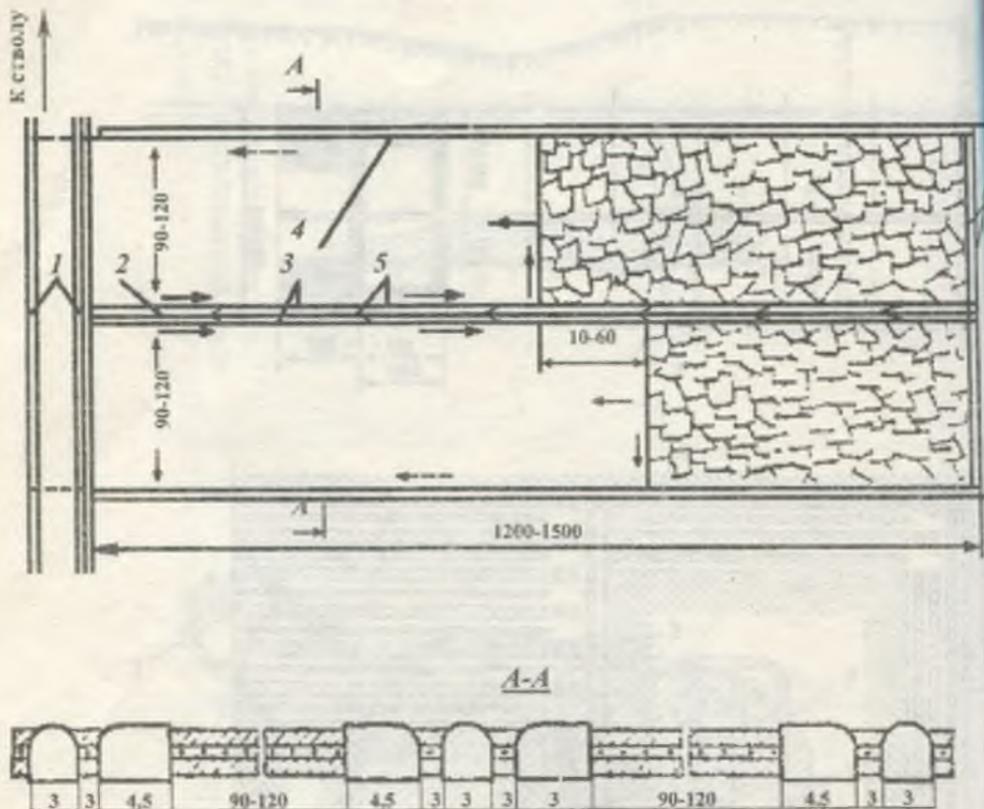


Рис. 1. 10. Схемы подготовки столбов, ПО «Беларуськалий»

- 1 – главный конвейерный, транспортные и вентиляционный штреки;
 2 – панельный конвейерный штрек; 3 – конвейерные штреки лавы;
 4 – вентиляционный штрек лавы; 5 – конвейерные сбойки; 6 – разрезной штрек

Вентиляционные штреки соединяют с транспортными штреками кроссингами.

При неправильной форме пологих рудных залежей, характерной для них, панельные штреки и другие выработки для электровозного транспорта размещают полностью или частично в подстилающих породах; блоковые восстающие, рудоспуски и наклонные заезды для самоходного оборудования проходят из панельных штреков. В случае откатки руды самоходным оборудованием соответствующие выработки располагают в рудном теле у почвы. Загрязненный воздух из блоков отводят на вышележащий этажный горизонт, если это допустимо по срокам его погашения, а в иных, не менее частых случаях, образуют специальный вентиляционный горизонт на промежуточном уровне.

Восстающие. Восстающие проходят из выработок этажного горизонта (из ниш глубиной 1,5 - 2,5 м) с металлической либо деревянной крепью (распорной или венцевой) или без крепления, в зависимости от устойчивости пород и назначения восстающих.

Восстающие могут иметь одно, два или три отделения. Одноотделенный восстающий может служить рудоспускным, ходовым, материальным (для спуска-подъема материалов и оборудования), вентиляционным или отрезным (для начала очистной выемки).

В восстающих из двух отделений одно служит ходовым и вентиляционным (сечение по обшивке изнутри от 0,8 x 0,8 м до 1,2 x 1,2 м), а другое - рудоспускным (сечение обычно не менее 1,2 x 1,3 м).

В восстающих с тремя отделениями третье отделение - материальное, причем верхняя часть (выше рабочего подэтажа) рудоспускного или материального отделения может использоваться для спуска закладочного материала на рабочий слой. Сечение этого отделения не менее 0,7 x 0,7 или 0,7 x 1,2 м.

Лестничные полки в ходовом отделении устанавливаются через 5 - 6 м. Ходовое отделение отгораживают от рудоспускного и материального досками. Угол наклона лестниц не более $70-85^{\circ}$. В наклонных залежах, где проходят наклонные восстающие, для передвижения людей настилают трапы.

Для подъема-спуска грузов и материалов должна быть установлена пневматическая или электрическая лебедка. Восстающие могут проходить по крепким породам и механическим способом. Для этого применяются специальные буровые агрегаты, создающие весьма значительные крутящие моменты и осевое усилие на разрушающий инструмент, который представляет собой, как правило, шарошку. Бурение снизу вверх может осуществляться сразу на все проектное сечение, а при бурении в нисходящем порядке сначала бурится опережающая скважина небольшого диаметра (так называемая пилот-скважина), которая в последующие проходы большим диаметром коронки расширяется до проектного сечения. Таким же образом проходятся восстающие в восходящем порядке при большом проектном их сечении. Механическим

способом проходятся в породах крепостью до 14-16 скважины диаметром до 1,5-1,8 м и глубиной до 90-100 м.

Там, где способ проходки бурением не подходит или не обеспечен оборудованиём, проходят восстающие с помощью самоходных полков типа К11В или КПН, а короткие рудоспуски и отрезки восстающих образуются взрыванием параллельных скважин, обычно секционным.

По правилам безопасности, все вертикальные и крутонаклонные выработки должны быть надежно перекрыты или огорожены сверху во избежание падения в них людей и перекрыты снизу, во избежание выпадения из них породы и предметов в выработки, где могут находиться люди. Если восстающий используется для вентиляции, то перекрытие его должно выполняться в виде прочной решетки или восстающий должен быть огражден сверху прочным решетчатым барьером (ЕПБ).

Нарезные выработки увеличенного сечения. Рудовыпускные выработки и их образование. В ряде распространенных систем разработки отбитая руда самотеком (собственный весом) поступает в выработки, предназначенные для ее выпуска. Выпуск производят в выработки, по которым доставляют руду механическими средствами — самоходными машинами, питателями и конвейерами, скреперными установками. Реже, и только в маломощных залежах, выпускают руду прямо в люки для погрузки в вагоны.

Выработки, через которые выпускают руду, подразделяются на рудоприемные (выпускные, рудовыпускные) траншеи или воронки и собственно выпускные выработки, которыми оканчиваются траншеи и воронки.

Траншеи предложены В.Р.Именитовым в 1947 г. Применяются они в различных вариантах и в поперечном сечении имеют форму опрокинутой трапеции или прямоугольника и т.п. (рис.1.11). Образовывают их в нижней части камер или блоков одновременно с отбойкой вышележащего запаса или опережением (траншейная подсечка).

Форма воронок ясна из наименования. Образование воронки подавляющем большинстве случаев осуществляется перед очистной выемкой, обычно включает в себя проведение короткого вертикального восстающего, затем расширение его до проектных контуров воронки штанговыми скважинами или шпурами. После этого осуществляют подсечку блока.

Траншеи появились намного позднее воронок и в значительной мере вытеснили их благодаря следующим своим достоинствам:

- образование траншеи по методам работ, а, следовательно, и по их производительности не отличается или почти не отличается от очистной выемки. Тогда как на образовании воронок производительность примерно втрое ниже;

- исключается отдельная стадия подсечки камеры (блока), что ускоряет начало очистной выемки и сокращает затраты на нарезные работы;

- сокращается запас руды в трудноизвлекаемом основании блока.

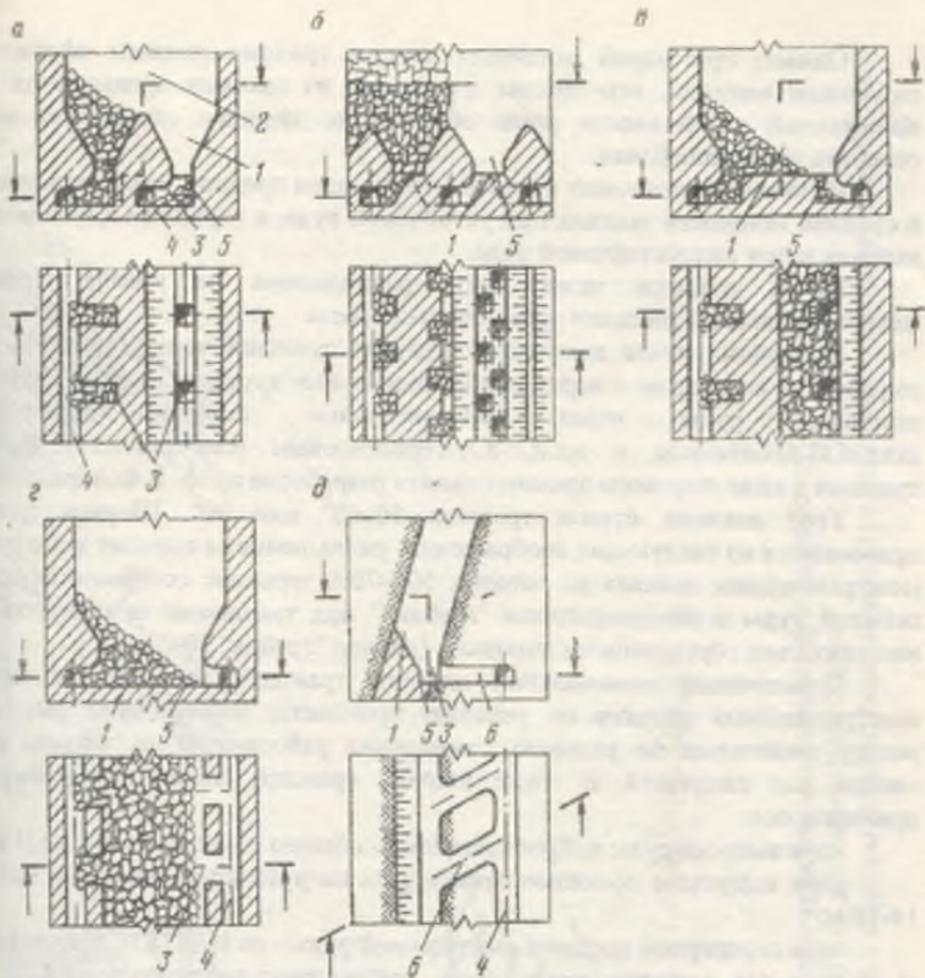


Рис. 1.11. Траншеи.

а - для одностороннего выпуска. Дно траншеи расположено выше горизонта доставки.

1 - траншея; 2 - очистное пространство; 3 - выпускные выработки; 4 - откаточные выработки; 5 - дно траншеи; 6 - погрузочные заезды.

б - для двустороннего выпуска, выпускные выработки - наклонные;

в - для двустороннего выпуска;

г - для двустороннего выпуска с плоским дном;

д - для одностороннего выпуска с плоским наклонным дном.

Однако при малой мощности залежи траншеи должны оформлять шпуровым методом, что лишает их одного из главных преимуществ. При пониженной устойчивости руды образование траншеи скважинами может ослабить основание блока.

Изложенное позволяет считать, что траншеи предпочтительнее в мощных и средней мощности залежах при устойчивой руде, а воронки - в маломощных залежах и при малоустойчивой руде.

Почва траншеи может быть расположена на уровне горизонтальной механизированной доставки руды или выше него.

В первом случае выпускают руду из траншеи через горизонтальные выработки, во втором - через вертикальные или крутонаклонные. Вариант выпуска руды через горизонтальные выработки разработан акад. И.И. Агошковым и д.т.н. З.А. Терпогосовым (см. рис. 1.11). Вариант траншеи в виде широкого прямоугольника разработан проф. В.Ф. Абрамовым.

Угол наклона стенок траншеи 50-60° или 90°. Ширина траншеи принимается из следующих соображений: уменьшение ее снижает запас руды межтраншейных целиках из которых 50-70% теряется; сокращаются потери отбитой руды в образовавшихся "гребнях" над траншеями при выпуске по налегающим обрушенными породами (наклон "гребня" 70-75°).

Ограничения минимальной ширины траншей: минимальная ширина межтраншейных целиков по условию прочности; минимальное расстояние между траншеями по условию размещения работающих на выпуске руды машин или питателей. В итоге ширина траншей (также как и воронок) принимаются:

- при выпуске руды вибропитателями - обычно 10-12 м и не более 15 м;

- при выпуске с помощью самоходных погрузочно-доставочных машин 14-18 м;

- при скреперной доставке выпущенной руды - от 8 до 18 м, обычно 8-10 м (а выпускные воронки могут быть уменьшены до ширины 4-5 м при неустойчивых рудах, в которых в любых случаях необходимо солидное крепление выработок).

Образование выпускных траншей. Наиболее распространен следующий вариант (рис. 1.12). В основании будущей траншеи проводят траншейный орт (штрек) буровзрывным способом с помощью самоходного оборудования. Из этого орта по середине его длины или в конце проходят шпуровым методом или взрыванием комплекта вертикальных скважин отрезной восстающей на высоту траншеи. На этом собственно проходческие работы заканчиваются. Восстающий расширяют взрыванием скважин в отрезную щель по всему проектному сечению траншеи; бурят скважины перфораторами с самоходной установки или погружными пневмударниками. Удельный расход ВВ на разделку траншейной отрезной щели примерно вдвое выше в сравнении с последующим образованием траншеи.

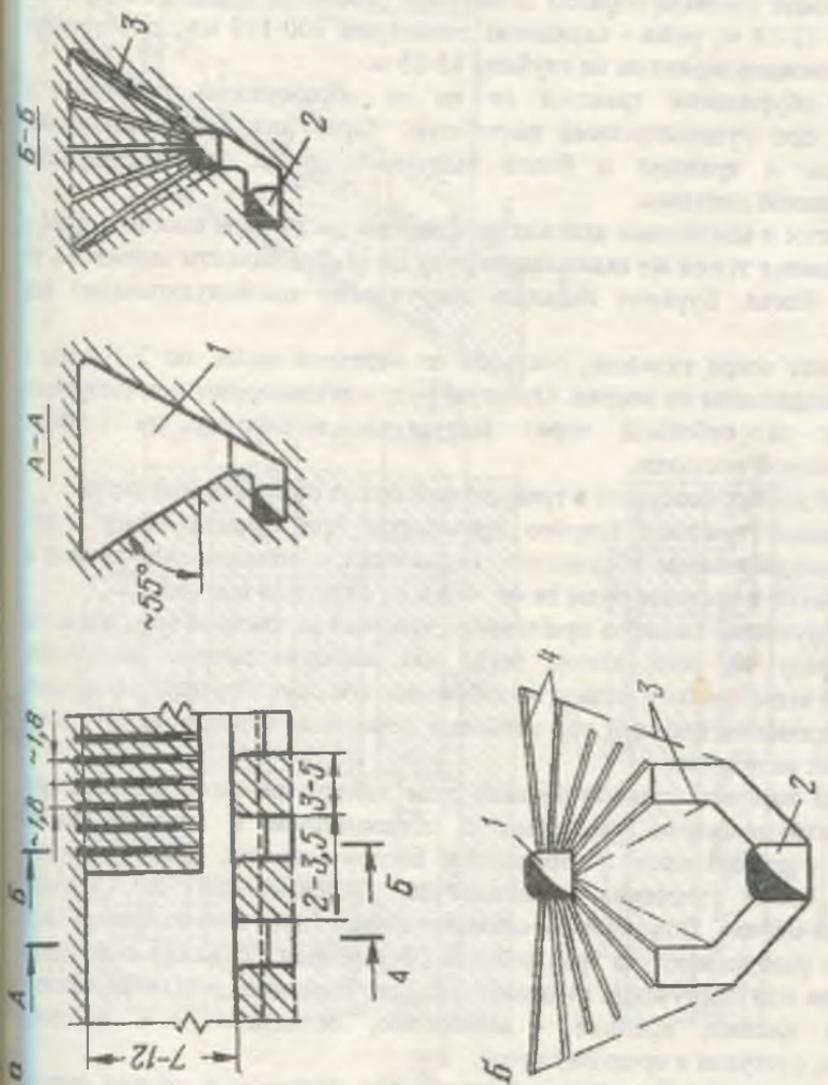


Рис. 1. 12. Образование траншеи для выпуска руды в скреперную выработку.

а — из траншейного орта (1 — траншея); б — из дополнительного орта

(2 — скреперный или конвейерный орт; 3 — контуры отбойки скважинами (4) и частичного самообрушения бортов).

В контурах траншеи отбивают руду, отступая от отрезной щели пробуренными из траншейного орта веерами скважин. Осуществляют это опережением или одновременно с отбойкой вышележащей части блока (рис.1.13). В последнем случае отрезную щель образуют по всей высоте блока.

Применяют главным образом штанговые скважины диаметром 50-80 мм глубиной до 12-18 м, реже - скважины диаметром 100-110 мм, пробуренные погружным пневмоударником на глубину 15-25 м.

После обуривания траншеи (и до ее образования) пробивают траншейный орт рудовыпускные выработки. Через них при последующей отбойке руды в траншее и блоке выпускают руду для последующей механизированной доставки.

В пологих и наклонных залежах мощностью до 20-30 м вместе с рудой траншее отбивают этими же скважинами руду по всей мощности залежи, т.е. всю высоту блока. Бурение скважин погружными пневмоударниками и штанговое.

Взрывают веера скважин, отступая от отрезной щели, по 2-3 веера коротким замедлением по веерам. Отбитую руду магазинируют или выпускают сразу вслед за отбойкой через выпускные выработки на горизонт механизированной доставки.

Свежий воздух поступает в траншейный орт от общешахтной струи.

Выпускные траншеи широко применяют при высмке камер и при этажном принудительном обрушении; технология и механизация выпуска доставки отбитой в траншее руды те же, что и на очистной выемке.

При обрушении целиков применение траншей усложнено тем, что целики взрывают сразу по всей длине, тогда как заблаговременно подготовленную траншею под всем целиком нельзя во избежание его самообрушения в крупных глыбах. Образование траншей под целиками возможно, в основном, по одному из следующих вариантов.

Первый вариант: при устойчивой руде заблаговременно образуют траншею разрозненными участками с образованием в каждом участке траншейной отрезной щели и взрыванием вееров скважин, также как и в камерах. Длина участков принимается максимальной по условиям устойчивости целика. Под целиком остаются опоры (целички) толщиной 10-15 м. Их также разбуривают из траншейного орта веерами скважин с помощью перфораторов или погружных пневмоударников. Взрывают эти веера вместе с обрушением целика, крайние - мгновенно, остальные - с коротким замедлением, отступая к среднему вееру.

Второй вариант образования траншей под целиком: в первую очередь обрушают скважинами целик (над будущей траншеей). После этого постепенно образуют траншею, начиная с разделки траншейной отрезной щели дальше последовательно взрывая пробуренные из траншейного орта веера скважин, отступая от щели, с отбойкой в зажиме и, следовательно, с частичным

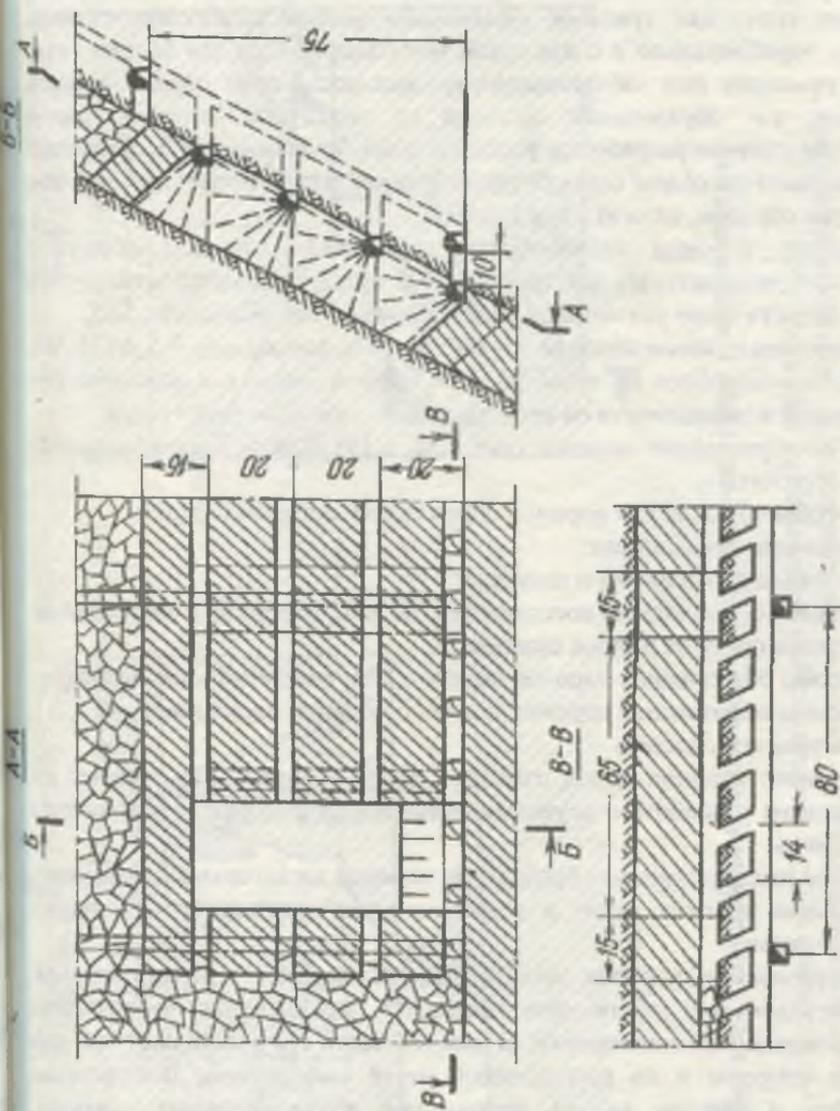


Рис. 1. 13. Образование траншей, одновременно с отбойкой вышележащей части блока.

выпуском руды после каждого взрыва; технология и механизация выпуска и доставки руды, отбитой в траншее, те же, что и при выемке самого целика.

В мировой практике (канадский молибденовый рудник "Клаймакс") имеется пример, когда штреки (орты) для образования траншей проходят над будущими гребнями, через один. Из каждого такого подсечного штрека образуют сразу две траншеи взрыванием веером штанговых скважин пробуренных горизонтально и с наклоном вниз. Выработки для выпуска руды из траншеи проходят или заблаговременно, или после образования траншеи. Этот вариант, т.е. образование траншеи из подсечных штреков (ортов) применяют при системе разработки этажным самообрушением; в последующий период наблюдают за ходом самообрушения через торцы подсечных штреков, которые, таким образом, служат двум целям.

Выпускные воронки целесообразно применять главным образом в условиях, малоблагоприятных для траншей, т.е. при малой мощности залежи, а так же при недостаточно устойчивой руде, особенно под целиками.

Угол наклона откосов воронки 50-60°; ширина воронки от 4-5 до 15-18 м, длина 8-12 м, подробнее об этом сказано выше в связи с характеристиками ширины траншей в зависимости от средств механизации доставки руды.

Способы образования воронок (рис. 1.14, 1.15) можно классифицировать следующим образом:

А. Способы образования воронок перед отбойкой руды в блоке:

- штанговыми скважинами;
- штанговыми скважинами и шпурами;
- шпурами: с проходкой восстающего по оси воронки; с образованием воронки шпурами сразу на полное сечение.

Б. Способы образования воронок вместе с обрушением блока (целика).

В. Способы образования воронок после обрушения блока (целика).

Рассмотрим эти способы.

Образование воронок перед отбойкой руды в блоке. Это типично для камерной системы разработки, осуществляется перед подсечкой или вместе подсечкой камеры.

Наиболее распространено образование воронок штанговыми скважинами, лишь при весьма крепких рудах и в маломощных залежах ограничивают шпуровым методом.

При образовании воронок штанговыми скважинами сначала проходят шпуровым методом или взрыванием комплекта параллельных вертикальных скважин восстающий по оси воронки. В нижней части его расширяют шпурами на 0,5-1 м в стороны и на расширенной части выбуривают телескопными перфораторами в два-три кольца восходящие крутонаклонные скважины. Взрыванием их (с замедлением, отступая от восстающего) образуют воронку.

Шпуровым методом иногда вынимают руду в проектном контуре воронки послойно, в восходящем порядке, сразу на полное сечение воронки.

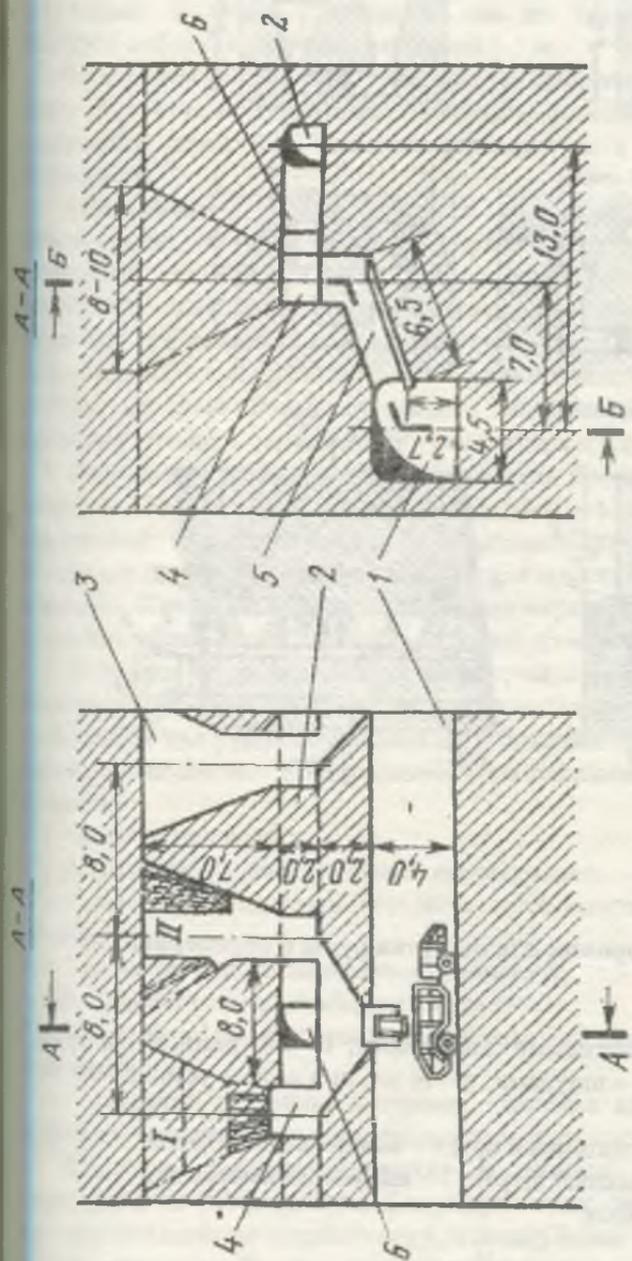


Рис. 1. 14. Образование воронок для вибровыпуска руды в автосамосвал.

1 — откаточный орт; 2 — вентиляционная выработка; 3 — воронка;
 4 — выпускная выработка; 5 — ниша под вибропитатель; 6 — подходная выработка.

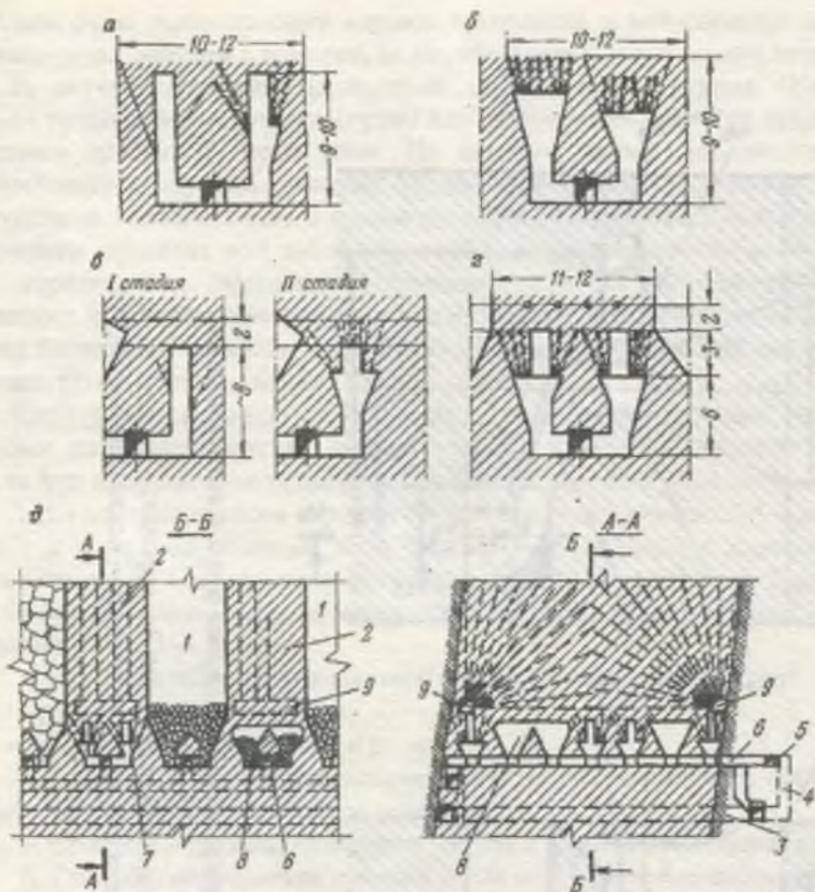


Рис. 1. 15. Образование воронок для выпуска руды в скреперные выработки.

а, б, в – в камерах; г, д – штанговыми скважинами; б – шпурами; в – шпурами и штанговыми скважинами – шпурами; д – то же, при весьма устойчивой руде;

1 – камера; 2 – целик; 3 – откаточный орт; 4 – материальноходовой восстающий; 5 – соединительный штрек; 7 – выпускная выработка; 8 – воронка; 9 – буровой штрек.

Бурят шпурь телескопными перфораторами с подмостков. Доставляют отбитую руду теми же средствами, что при очистной выемке.

При очень крепкой руде обычно проходят буровзрывным способом восстающий, а затем расширяют его до проектных контуров воронки послышной отбойкой шпурами глубиной 2-3 м.

При менее устойчивой руде восстающий и нижнюю часть воронки на высоту 3 - 4 м образуют шпурами, а остальную часть - круговыми комплектами штанговых скважин; взрывают их с замедлением, отступая от восстающего.

Образование воронок вместе с обрушением блока (целика). Конструктивно не отличается от предварительного образования воронок штанговыми скважинами. Под блоком проходят шпуровым методом или взрыванием комплектов вертикальных скважин короткие восстающие, расширяют их внизу и из расширенной части выбуривают телескопными перфораторами в два-три кольца восходящие штанговые скважины в проектных контурах воронки. Взрывают вместе со скважинами в блоке сначала - внутреннее кольцо, с замедлением - следующее и т.д.

Образование воронок после обрушения блока (целика). Восстающие не доводят до обрушенной части блока на 2-2,5 м, расширяют в нижней части и из расширенной части, также как и в предшествующем случае, выбуривают восходящие штанговые скважины. Ближние к восстающим скважины взрывают мгновенно, остальные - с замедлением по мере отдаления от восстающего. За один прием образуют обычно от одной до нескольких воронок.

Подсечка - процесс обнажения рудного массива снизу. Служит для создания обнаженной поверхности и компенсационного пространства. Обычно производится над рудовыпускными выработками (подсечкой иногда называют сокращенно подсечное пространство, образовавшееся в результате указанного процесса).

Способы подсечки:

А. Подсечка рудовыпускными выработками:

- траншейная подсечка (осуществляется вместе с образованием траншей - см. выше);

- подсечка пересекающимися воронками;

Б. Подсечка выемкой нижнего слоя руды:

- подсечка скважинами: высокая подсечка скважинами; низкая подсечка скважинами;

- подсечка шпурами: шпуровая подсечка из уже образованной части подсечного пространства; шпуровая подсечка из подсечных штреков (ортов).

Подсечка пересекающимися воронками. Воронку образуют увеличенной на 2-4 м высоты. Благодаря этому смежные воронки полностью пересекаются по всем направлениям, и между ними в верхней части не остается никаких целичков. В этом единственное отличие от обычного образования воронок.

Высокая подсечка скважинами. В сравнении с обычной (низкой) подсечкой, создает дополнительное компенсационное пространство, особенно необходимое при последующей отбойке руды в зажиме, и обеспечивает значительный размер попутной добычи руды. По линиям осей воронок, идущих через одну линию, проходят подсечные штреки (орты) и из них бурят всевозможных восходящих и горизонтальных скважин. Бурение преимущественно штанговым способом. Высота подсечки 8-10 м; при бурении погружными пневмоударниками высота подсечки 10-15 м.

Низкая подсечка скважинами. Высота подсечки 2,5-3 м, применяется такая подсечка преимущественно в камерах перед отбойкой руды по вертикальным слоями на открытое пространство. Для бурения скважин проходят подсечные штреки (орты) по каждой второй-третьей линии осей выпускных отверстий или по краям камеры. Бурят скважины уменьшенного диаметра перфораторами или диаметром 100-110 мм погружными пневмоударниками. Взрывают скважины по несколько рядов вместе с окончанием образования воронок или с опережением на воронку.

Шпуровая подсечка из подсечного пространства. Особенность ее в том, что отбойку руды ведут из уже образованной части подсечного пространства. Применяется главным образом в маломощных залежах. Осуществляется вместе с окончанием образования воронок или с опережением. В первом случае руда выпускается непосредственно через воронки, во втором случае доставляется ПДМ или скреперной установкой в одну из воронок, выбитую в уже образованную часть подсечного пространства. Высота подсечки 2-3 м.

Шпуровая подсечка из подсечных штреков (ортов). Применяется при весьма крепких, но не особенно устойчивых рудах, которые не допускают обнажения шириной приблизительно более 3 м, если под ним должны находиться люди. Высота подсечки 2-3 м. По линиям осей будущих воронок проходят подсечные штреки или орты либо и штреки и орты, а оставшиеся между ними целики полностью разбуривают на высоту подсечки переносным или самоходным оборудованием. Взрывают шпуры по секциям с площадью соответствующей площади воронки. Взрывание осуществляют вместе со шпурами, завершающими образование данной воронки.

Образование отрезных щелей. Отрезная щель - вертикальна (или крутонаклонна у одного из боков залежи). Располагается поперек камеры (блока) посередине ее длины или в одном из торцов по всей ширине и высоте камеры. Над щелью оставляют потолочину для защиты от прорыва обрушенных пород из вышележащего отработанного блока.

Образовывают щель, чтобы создать обнажение для последующей отбойки руды вертикальными слоями (в отступающем от щели порядке).

Начинают образование щели с проходки в ее проектных контурах отрезного восстающего как продолжение одной из рудовыпускных выработок от горизонта подсечки до кровли щели. Проходят восстающий по секционным взрыванием комплекта вертикальных скважин.

В дальнейшем расширяют восстающий до преектных контуров щели поочередным (обычно по одной-две скважины) взрыванием вертикальных скважин. Способ бурения и диаметр скважин при проходке отрезного восстающего, образовании отрезной щели и последующей очистной выемке обычно принимают одинаковыми.

Способы образования отрезной щели можно классифицировать следующим образом:

А. Образование отрезной щели подэтажными (пробуренными на высоту подэтажа) скважинами:

-с проходкой буровой рассечки сразу на полную ее ширину (при взрывании первых скважин остается берма для доступа к очередным скважинам);

-с проходкой буровой рассечки первоначально узким ходом (по мере отбойки руды в щели расширяют с опережением рассечку для доступа к очередным скважинам);

Б. Образование отрезной щели этажными скважинами (пробуренными на высоту щели с этажного горизонта или с подэтажных выработок):

-образование узкой отрезной щели поочередным взрыванием этажных скважин;

-образование широкой отрезной щели порядным взрыванием этажных скважин.

Образование отрезной щели подэтажными скважинами. Применяется в тех наиболее распространенных случаях, когда на очистной выемке отбойка подэтажная. Ширина щели 3-3,5 м при малом диаметре скважин или 4-6 м при диаметре 100-150 мм.

В камере из подэтажного штрека (орта) проходят до ее границ рассечки для бурения и нарезают отрезной восстающий. Последний обычно образуют взрыванием пробуренных на высоту подэтажа вертикальных скважин, число скважин 5-6, взрывают их сразу на всю глубину или секциями по 3-5 м, начиная снизу.

Отрезной восстающий располагают, как правило, по середине ширины камеры, чтобы обеспечить двухстороннее образование щели (рис. 1.16).

Буровую рассечку при достаточно устойчивой руде проходят сразу на полную ширину - 5-6 м, т.е. на 2-3 м шире будущей отрезной щели с тем, чтобы оставалась берма для прохода людей. При менее устойчивой руде буровую рассечку проходят узким ходом шириной около 3 м, а затем расширяют буровым методом постепенно по длине. Делают это с опережением против отбойки руды в щели с тем, чтобы иметь проход по берме к очередным скважинам.

Щель в обоих указанных случаях обычно обуривают полностью до начала взрывания. Скважины в щели располагают по две в ряду при увеличенном диаметре или также по две в ряду и по одной в промежутках между рядами при уменьшенном диаметре скважин.

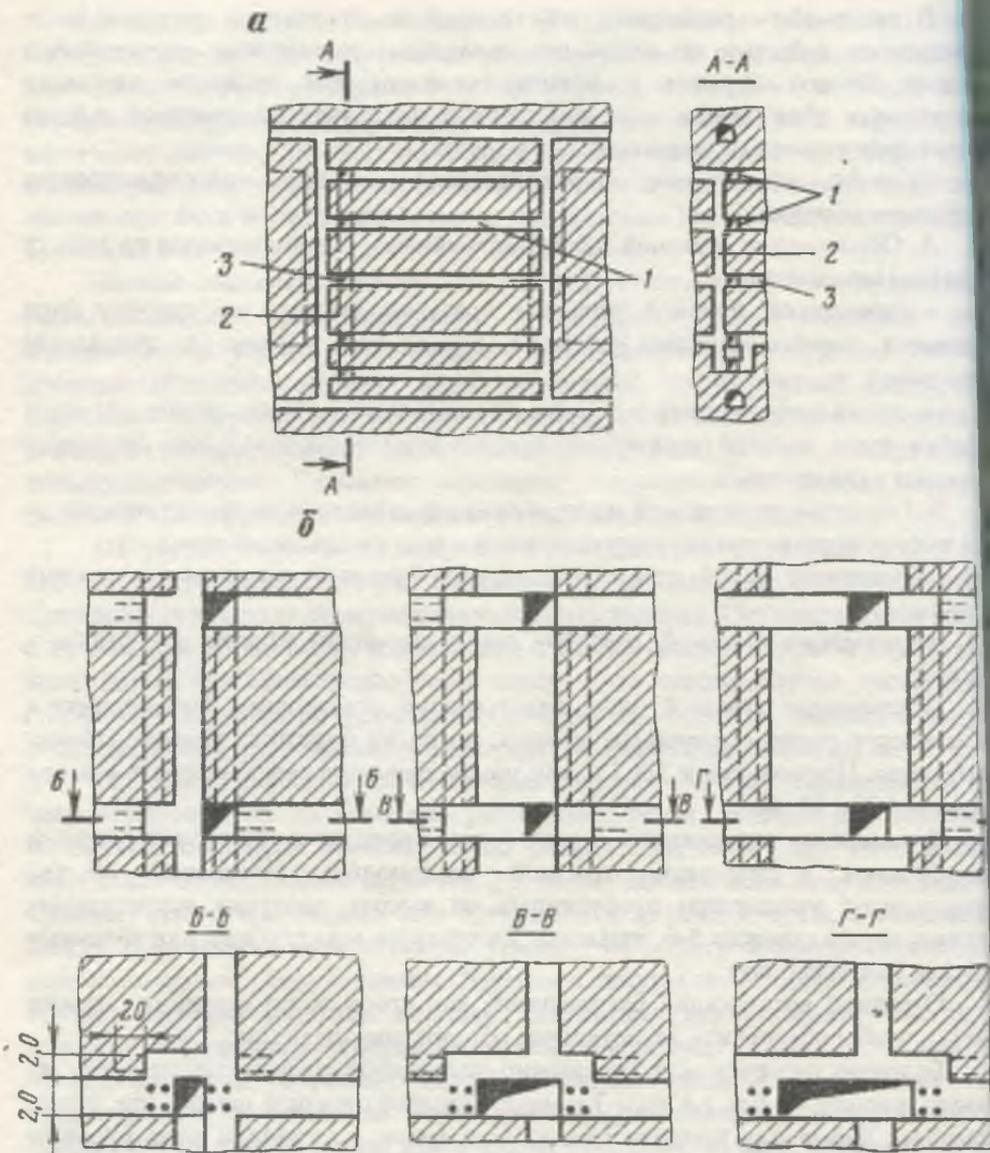


Рис. 1. 16. Образование отрезной щели штанговыми скважинами.
 а – расположение отрезного восстающего; б – стадии образования отрезной щели;

1 – подэтажные штреки; 2 – отрезной восстающий; 3 – рассечки.

Сетка скважин принимается из расчета удельного расхода ВВ на образование щели в 2,5-3 раза большего в сравнении с очистной выемкой, т.е. от 400-600 г/т при средней крепости руды до 1500-2000 г/т при крепкой руде. Взрывают за один прием по 2-3 скважины, отступая от отрезного восстающего. Выпускают руду после каждого взрыва. Так постепенно образовывается щель.

Образование отрезной щели этажными скважинами. Применяется, если такими же скважинами отбивают руду при очистной выемке, как, например, на руднике им. Губкина при камерной системе разработки, на рудниках п.о. "Сибруда" при этажном принудительном обрушении с отбойкой комплектами параллельно-сближенных скважин.

В обоих указанных случаях над будущей отрезной щелью вынимают слой руды высотой 3-3,5 м и из образовавшегося пространства бурят вертикальные этажные скважины диаметром 100-110 мм сверху вниз погружными пневмоударниками по всей площади щели.

Щель образуют узкую (3-4 м) или широкую (8-10 м). Широкие щели применяют при более устойчивой руде, допускающей значительное обнажение, под которым могут работать люди.

Отрезной восстающий располагают по середине щели или с края. К противоположной стороне (сторонам) буровой расщечки имеется доступ.

В контурах узкой отрезной щели располагают по ее ширине по две скважины в шахматном порядке, т.е. "змейкой". Расстояние между скважинами около 2,5 м. Удельный расход ВВ в 2,5-3 раза выше против очистной выемки. Образовывают щель постепенно, отступая от отрезного восстающего; взрывают по одной скважине с каждой его стороны.

Перед образованием широкой щели (рис.1.17) сперва расширяют отрезной восстающий до проектных контуров щели поочередным взрыванием 3-4 скважин, т.е. создают как бы вспомогательную щель поперек основной, в остальной части будущей щели отбивают руду вертикальными скважинами порядно, по 3-4 скважины в ряду. Удельный расход ВВ при этом в 1,3-1,5 раза выше, чем при очистной выемке. После каждого взрыва руду выпускают.

Проведение выработок в массиве твердеющей закладки. Выработки эти могут потребоваться для сообщения или проветривания в связи с тем, что первоначальная трассы выработок разорвана заложёнными камерами. Бурозрывной способ проходки по твердеющей закладке на ряде рудников дает такие законтурные разрушения, что выработку приходится крепить. Но есть и положительные примеры при мелком заполнителе. Так, на СУБРе используют для закладки дробленый известняк крупностью минус 20 мм с цементом. Проходка выработок и бурение шпуров под штанговую крепь по закладке ведется так же, как по руде крепостью 4-6, выработка не требует крепления, стакн шпуров не осыпаются.

Комбайновая проходка, как показали испытания, при песчано-цементной закладке обеспечивает гладкие стенки; но затраты на проходку и оборудование

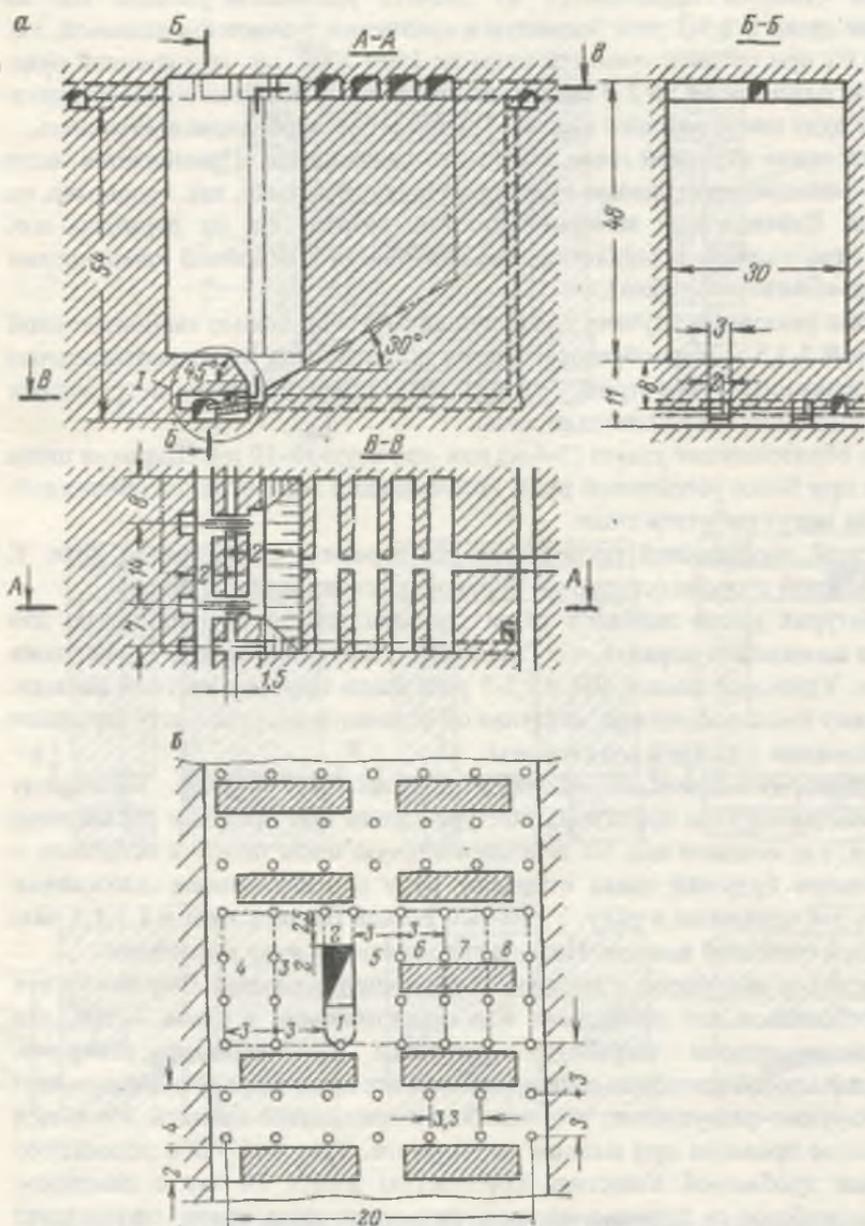


Рис. 1. 17. Образование широкой отрезной щели.
 1, 2 ... 8 - порядок взрывания.

монтажной камеры, доставку и монтаж комбайнов не окупаются при небольшой длине выработок, типичной в рассматриваемом случае. Испытывалось (под руководством проф. С.Г. Борисенко) образование выработок в закладочном массиве с помощью предварительного размещения надувных оболочек из полимерной пленки; применение этого способа возможно лишь при небольшом гидростатическом давлении закладки. Схему подготовки и отработки блока надо проектировать с таким расчетом, чтобы по возможности избежать или свести к минимуму объем проходок по твердеющей закладке.

Заключительные сведения. Очистную выемку в блоке можно начинать только после того, как проведены все предусмотренные проектом подготовительные и нарезные выработки, необходимые для безопасности (ЕПБ). При выборе схемы проветривания и сечения очистных выработок следует учитывать, что согласно правилам безопасности по условию проветривания от газов и пыли скорость движения воздуха в очистных выработках должна быть не ниже 0,5 м/с. В виде исключения, если люди работают в очистных камерах, скорость движения воздуха в них допускается более низкая, но не менее 0,15 м/с (ЕПБ).

Глава 2. Классификация систем разработки

2.1 Вводные сведения

Классификация помимо систематизации сведений служит основой для выбора систем разработки.

Разнообразие горно-геологических условий рудных месторождений вызывает настолько большое разнообразие систем разработки со множеством переходных форм, что создать вполне удовлетворительную классификацию практически невозможно. Попытки классифицировать системы разработки (и вообще методы горных работ и типы рудников) по условиям их применения оказались бесперспективными; при разделении рудных месторождений даже большое число типов (например, 20-30) по каждому из них может применяться целый ряд систем, разработки, из которых большинство повторится для нескольких типов месторождений. Поэтому системы разработки классифицируются по собственным их свойствам.

Попытки создать единую классификацию систем разработки месторождений всех твердых полезных ископаемых, включая уголь, дополнительно усложняли вопрос, причем без особой надобности.

Одна из первых отечественных классификаций систем разработки была составлена проф. Н.И.Трушковым в тридцатых годах. В ней все системы разработки делились на три класса:

- 1) с естественным поддержанием выработанного пространства;
- 2) с искусственным поддержанием выработанного пространства;
- 3) с обрушением.

Со временем, наряду с достоинствами, проявились и существенные недостатки. Искусственным поддержанием считались не только закладочное крепление, но и магазинирование руды, тогда как последнее вообще является производственным процессом и не требует дополнительных затрат. В классе же систем с обрушением состояли как системы с креплением последующим обрушением вмещающих пород, так и системы с обрушением руды и вмещающих пород. Таким образом, и во втором классе, и в третьем самые дешевые системы (но с повышенными потерями руды) были объединены с самыми дорогими системами, обеспечивающими наиболее полную выемку руды.

Позднее появились классификации академика АН СССР М.И.Агошко и проф. Р.П.Каплунова.

Отмеченные недостатки классификации проф. Н.И.Трушкова исключены в классификации акад. АН СССР М.И.Агошкова (1945 г.). В ней системы разделены на классы по признаку состояния очистного пространства (в скобках даны наименования по нашей классификации, если они существенно отличаются). Звездочкой обозначены системы, не рассматриваемые в настоящей работе, как редко применяемые теперь).

Класс 1. Системы разработки с открытым очистным пространством.

1. Почвоуступные системы *.
2. Потолкоуступные системы *.
3. Системы со сплошной выемкой (панельно-столбовая система).
4. Камерно-столбовые системы.
5. Системы с подэтажной выемкой (вариант камерной системы).
6. Системы с камерно-этажной выемкой (вариант камерной системы).

Класс 2. Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве.

1. Система со шпуровой отбойкой из магазина (система с отбойкой из магазина, вариант со шпуровой отбойкой).
2. Система с отбойкой из специальных выработок.
3. Система с отбойкой глубокими скважинами (вариант камерной системы).

Класс 3. Системы разработки с закладкой очистного пространства.

1. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой.
2. Системы разработки наклонными слоями с закладкой.
3. Потолкоуступные системы с закладкой *.
4. Сплошные системы с закладкой *.
5. Системы разработки полосами с закладкой *.

Класс 4. Системы разработки с креплением очистного пространства.

1. Системы с усиленной распорной и станковой крепью.
2. Системы с каменной и комбинированной крепью *.

Класс 5. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства.

1. Системы разработки горизонтальными слоями и уступами с креплением и закладкой *.
2. Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой *.

Класс 6. Системы разработки с обрушением вмещающих пород.

1. Системы слоевого обрушения.
2. Столбовые системы с обрушением кровли.

Класс 7. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

1. Системы подэтажного обрушения.
2. Системы этажного самообрушения.
3. Системы этажного принудительного обрушения.

Класс 8. Комбинированные системы разработки.

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.

Поясним, что под комбинированными здесь понимаются системы, при которых вынимают камеры вкрест простирания залежи, а затем погашают целики.

Эта классификация вполне отвечала требованиям того времени, которое была создана (1945 г.), но последующее развитие систем много изменило.

При скважинной отбойке в камерах отличие систем с магазинированием от систем с открытым очистным пространством практически исчезает. Выпускать ли руду сразу после отбойки или оставлять на время, в большинстве случаев зависит лишь от текущей потребности в руде данного качества. Кроме того, в связи с появлением отбойки в зажиме любые варианты камерной системы могут применяться не только с открытым очистным пространством, но и с магазинированием. Выделение систем с магазинированием в особый класс приводит к тому, что камерная система (системы с подэтажной камерно-этажной выемкой по классификации М.И.Агошкова) входит одновременно и в класс систем с открытым выработанным пространством, и в класс систем с магазинированием.

Признак деления на классы - состояние очистного пространства - для ряда систем разработки учитывается на период после выемки руды. Это относится к системам, при которых закрепляют очистное пространство, но в последующем обрушают вмещающие породы (столбовая система - обрушением и слоевое обрушение). Такие системы с точки зрения процессов показателей очистной выемки имеют все особенности систем с креплением, но отделены от них в классификации.

Далее, детальность классификации систем с закладкой и крепление давнего происхождения стала излишней, а для ряда получивших широкое распространение и перспективных систем - недостаточной.

В системах с открытым очистным пространством выделение камерной этажной выемки в отдельную систему разработки перестало оправдываться, так как этот вариант стал очень редким.

2.2 Понятие о делении систем разработки на классы

Все системы разработки могут быть разделены на три класса по признаку способа поддержания очистного пространства в период выемки руды.

1 класс. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства. Отличаются они тем, что при отработке всего блока (панели) или основной его части очистное пространство в период выемки руды поддерживается за счет собственной устойчивости окружающих пород рудных целиков. Очевидно, применяют эти системы преимущественно при устойчивых руде и вмещающих породах.

Для примера систем разработки этого класса приведем сплошную систему (рис.2.1.), применяемую в пологих и наклонных залежах малой и средней

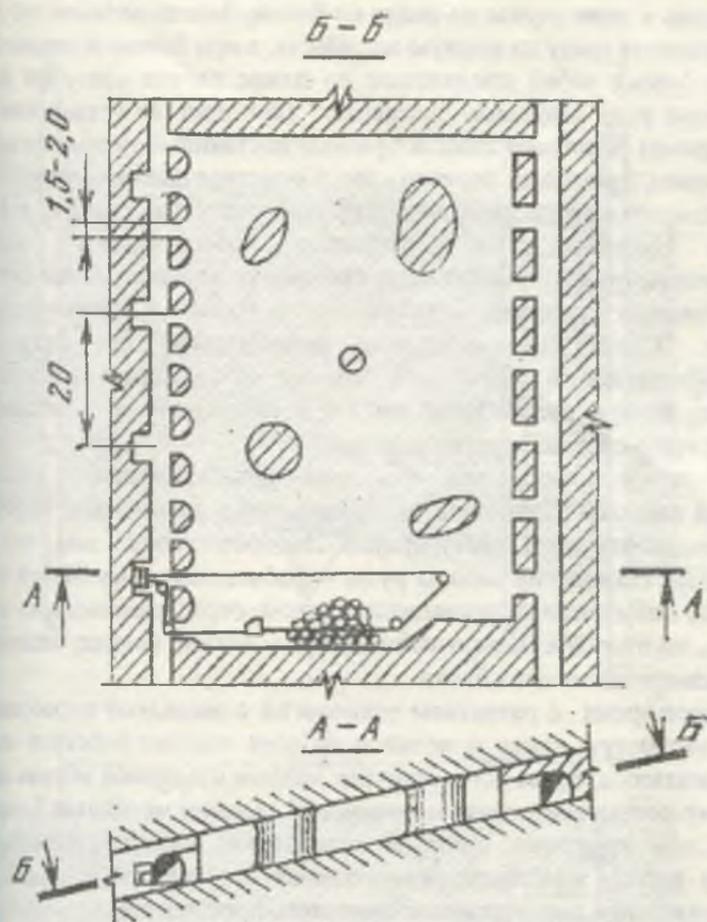


Рис. 2.1. Силозная система разработки, -вариант со скреперной доставкой руды в маломощной наклонной залежи.

- 1 - панельный штрек; 2 - опорные целики; 3 - скреперная лебедка;
4 - вентиляционный штрек.

мощности. Панель в этом случае не делят на блоки. Залежь мощностью до 10 м обычно отрабатывают сразу на полную мощность, а при большей мощности два-три уступа (слоя); забой продвигают по длине панели сразу по всей ширине, отбивают руду шпурами, доставляют скреперными установками, для поддержания кровли оставляют столбообразные постоянные рудные целики.

Таким образом, в системах первого класса очистная выемка состоит только из отбойки и доставки руды (включая вторичное дробление руды, если оно необходимо). Системы эти дешевые, обеспечивают высокую производительность труда, но могут быть связаны со значительными потерями руды в постоянных целиках, извлечение которых в дальнейшем не предполагается. В этом случае целики рассчитывают при безусловном обеспечении безопасности разработки, еще и по условию минимизации конструктивных потерь руды. Если же их в последующем извлекают, то применяют для этого системы других классов.

Ранее к этому классу мы относили ряд камерных систем с многостадийной выемкой руды, предусматривающей в дальнейшем обрушение или закладку выработанного пространства. Это объяснялось тем, что при применении таких технологий запасы руды отрабатывались на первой стадии (так называемые «камерные»), превышали запасы, отрабатываемые на второй стадии. То есть, на второй стадии отрабатывались именно целики, остающиеся после выемки камерных запасов блока.

В настоящее время с развитием технологий с закладкой выработанного пространства, параметры камер и целиков на всех стадиях очистной выемки практически идентичны, более того, при трех и более стадийной выемке запасы первичных камер составляют, соответственно, 33 и менее процентов блока.

Поэтому все камерные системы разработки, предусматривающие в конечном итоге полное замещение рудного массива закладкой, отнесены нами в класс с искусственным поддержанием очистного пространства.

2 класс. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания очистного пространства) отличаются тем, что при отрабатывании всего блока или основной его части выпускают отбитую руду самотеком по обрушенными непосредственно на нее вмещающими породами.

Применяют эти системы в мощных и средней мощности залежах при возможности и допустимости обрушения вышележащих пород и земной поверхности. Обрушение пород дает возможность дешевой добычи руды без оставления части ее в постоянных целиках.

Одним из представителей этого класса является этажная принудительное обрушение со сплошной выемкой (рис.2.2.). Руду отбивают скважинами и выпускают из очистного пространства самотеком. Отбойку осуществляют в зажиме вертикальными слоями подряд по длине блока. По мере выпуска обрушаются на отбитую руду вмещающие породы и заполняют выработанное пространство. Выпускают руду под налегающими обрушенными породами. Таким образом, очистная выемка, так же как и для 1-го класса

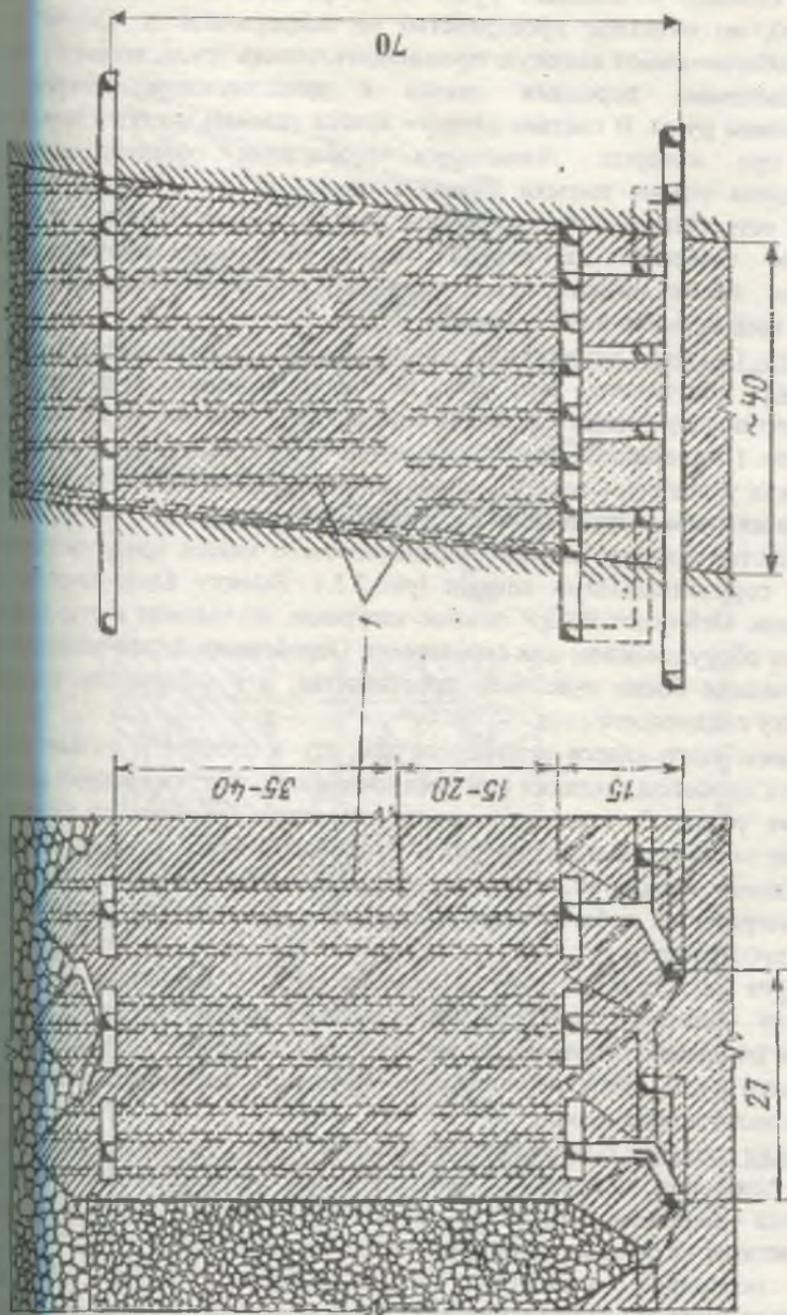


Рис. 2. 2. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой – вариант с отбойкой комплектами параллельно – сближенных скважин (1) на руднике «Таштагол»

состоит в отбойке и доставке руды (и вторичном дроблении, если необходимо), но очистное пространство не поддерживается. Системы дешевые и обеспечивают высокую производительность труда, но выпуск руды под обрушенными породами связан с повышенными потерями руды при разубоживании руды. В составе данного класса условно числятся также системы, при которых указанными свойствами обладает основная заключительная стадия выемки блока, а первая стадия - выемка камер, отличающаяся естественным поддержанием очистного пространства, но имеющая подчиненное значение: на первой стадии вынимают камерами минимально необходимый объем для последующего одновременного обрушения всей остальной части блока.

3 класс. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства отличаются тем, что во время выемки руды очистное пространство поддерживают закладкой или крепью, размещенной в очистном пространстве. Применяются преимущественно при ценных рудах в тех геологических условиях, в которых использовать системы первых двух классов невозможно или невыгодно в связи с высокими потерями руды.

В качестве примера систем разработки этого класса приведем систему разработки горизонтальными слоями (рис.2.3.). Выемку блока начинают с нижнего слоя. Отбивают РУДУ обычно шпурами, доставляют к рудоспуску самоходным оборудованием или скреперами. Отработанный слой закладывают для поддержания боков очистного пространства, а с поверхности закладки ведут выемку следующего слоя.

Системы этого класса отличаются тем, что к отбойке и доставке руды добавляются процессы закладки или крепления (либо оба эти процесса выполняются) при выемке руды. В итоге удается не оставлять целиков, не обрушающих вмещающие породы на отбитую руду, что обеспечивает полную и чистую выемку рудного запаса, но, с другой стороны, увеличиваются материальные и трудовые затраты на добычу руды в связи с искусственным поддержанием очистного пространства.

Следует подчеркнуть, что в соответствии с принятым признаком поддержания очистного пространства в период выемки руды системы с креплением очистного пространства входят в этот класс и в тех случаях, когда после выемки руды крепь перемещают, обрушают или извлекают, вызывая обрушение налегающих пород.

Краткие сведения о появлении и развитии систем разработки по классам
Первыми появились системы с естественным поддержанием очистного пространства - наиболее простые и допускающие отделение руды от массы любыми частями - и самыми малыми, и очень крупными.

Это позволило применять любые методы отбойки - снарядную механическую (киркой), затем шпуровую, минную, скважинную. Значительные размеры рабочего пространства вызвали в сороковых годах появление мощной самоходной техники и дали возможность эффективно ее использовать,

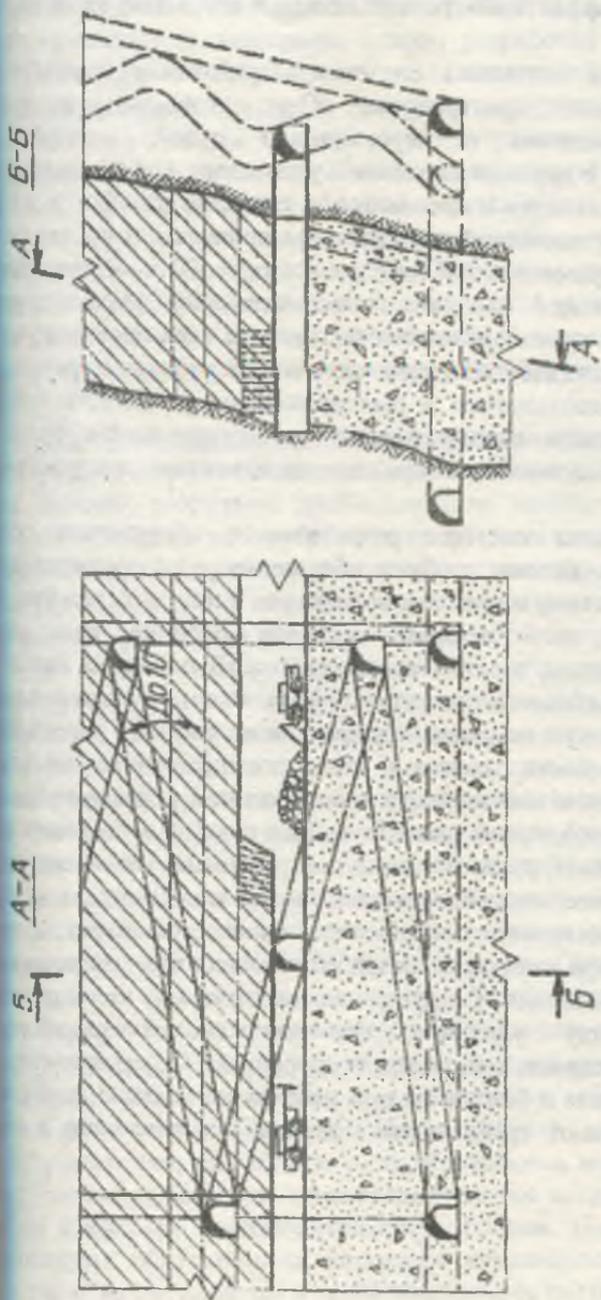


Рис. 2.3. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой.

обеспечило этим системам на определенное время еще более широкое распространение. Вместе с тем по мере увеличения глубины разработки соответственно горного давления, требуется все большую часть руды оставлять в целиках, что снижает эффективность этих систем и сокращает их применение на глубоких горизонтах.

Несколько позднее появились системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства. Они позволили вовлечь в эксплуатацию месторождения с неустойчивой рудой, неустойчивыми вмещающими породами и другими сложными условиями. Однако повышение трудоемкости работ по закладке и креплению, а также по отбойке и доставке руды при сочетании их с закладкой и креплением привело к тому, что с конца сороковых годов стали применять эти системы все реже. "Второе рождение" дало появление твердеющей закладки, обеспечивающей высокий уровень механизации и высокую производительность труда на всех производственных процессах. Начиная с шестидесятых годов, системы разработки с применением твердеющей закладки используются в расширяющихся масштабах, что дает возможность разрабатывать месторождения с возгорающейся рудой, больших глубинах, под водоносными горизонтами, зданиями и сооружениями и т.п.

Последними созданы системы разработки с обрушением руды вмещающих пород. Эти системы требуют обрушения руды преимущественно большими объемами, поэтому они могли возникнуть и получить развитие лишь на базе новых для того времени методов отбойки руды специальными сосредоточенными зарядами, а затем скважинными. В основном именно эти системы в конце сороковых-пятидесятых годов были противопоставлены системам разработки с искусственным поддержанием очистного пространства мощных и средней мощности залежах и получили интенсивное развитие в связи с появлением монолитной закладки и вовлечением в эксплуатацию месторождений с неподходящими для обрушения руды и вмещающих пород условиями (возгорающаяся руда, наличие над рудным телом водоносных горизонтов и т.п.) относительная область применения этих систем за последние два-три десятилетия несколько сократилась, однако остается достаточно широкой. Таким образом, системы разработки всех трех классов имеют обширные области применения. Следует, однако, полагать, что в расчете на длительную перспективу удельное значение систем разработки с искусственным поддержанием очистного пространства будет возрастать, как они наиболее надежны и безопасны при работах на больших глубинах, в наибольшей мере отвечают требованиям полноты освоения недр и охраны природы.

2.3. Принятая классификация систем разработки

В настоящем учебнике принята классификация, разработанная В.Р.Импетовым. В этой классификации (табл.2.1) по возможности сохранены распространенные наименования систем разработки и внесены лишь самые необходимые изменения. Системы разделены в ней на классы по признаку способа поддержания очистного пространства при выемке руды (т.е. в период извлечения отбитой руды из очистного пространства).

Принципиальные схемы систем разработки по классам даны на рис.2.4, рис.2.5 и 2.6, методов выемки целиков – на рис.2.7.

Заметим, что по наименованию классов эта классификация почти совпадает с классификацией проф.Н.И.Трушкова, но по содержанию классов кардинальным образом отличается от нее, что устраняет указанные выше недостатки последней. Из классификации М.И.Агошкова использован важный принцип выделения в особый класс систем с обрушением руды и вмещающих пород.

1 класс – системы с естественным поддержанием очистного пространства характеризуется тем, что очистная выемка состоит только в отбойке и доставке руды, включая вторичное дробление при необходимости; породы вокруг очистного пространства не обрушаются. (В этом классе находятся и системы, предусматривающие магазинирование руды, так как оно не связано с затратами труда и средств, поэтому не является производственным процессом и не может считаться искусственным поддержанием очистного пространства).

При выемке камер, независимо от оставления временных целиков, система разработки классифицируется по способу поддержания очистного пространства, свойственному выемке камер, но показатели отработки блока в целом будут характеризоваться в значительной мере выемкой целиков, осуществляемой с другим способом поддержания очистного пространства.

Системы этого класса отличаются сравнительно небольшими материально-трудовыми затратами и интенсивной разработкой месторождения. Но в залежах мощных и средней мощности они дают значительные потери руды (в связи с оставлением постоянных целиков или неполным извлечением временных целиков при выемке их с обрушением руды и вмещающих пород), либо требуют повышенных материально-трудовых затрат (на извлечение временных целиков с искусственным поддержанием очистного пространства).

2 класс – системы с обрушением руды и вмещающих пород (с массовым обрушением). Очистная выемка ограничивается отбойкой и доставкой руды, включая вторичное дробление при необходимости; выработанное пространство не поддерживается, на отбитую руду обрушаются вмещающие породы. Этому классу систем свойственны относительно малые трудоемкость и себестоимость добычи и высокая производительность блоков. Но при выпуске руды под налегающими обрушенными породами ухудшаются показатели извлечения руды (такие же достоинства и недостатки имеют системы 1 класса в мощных

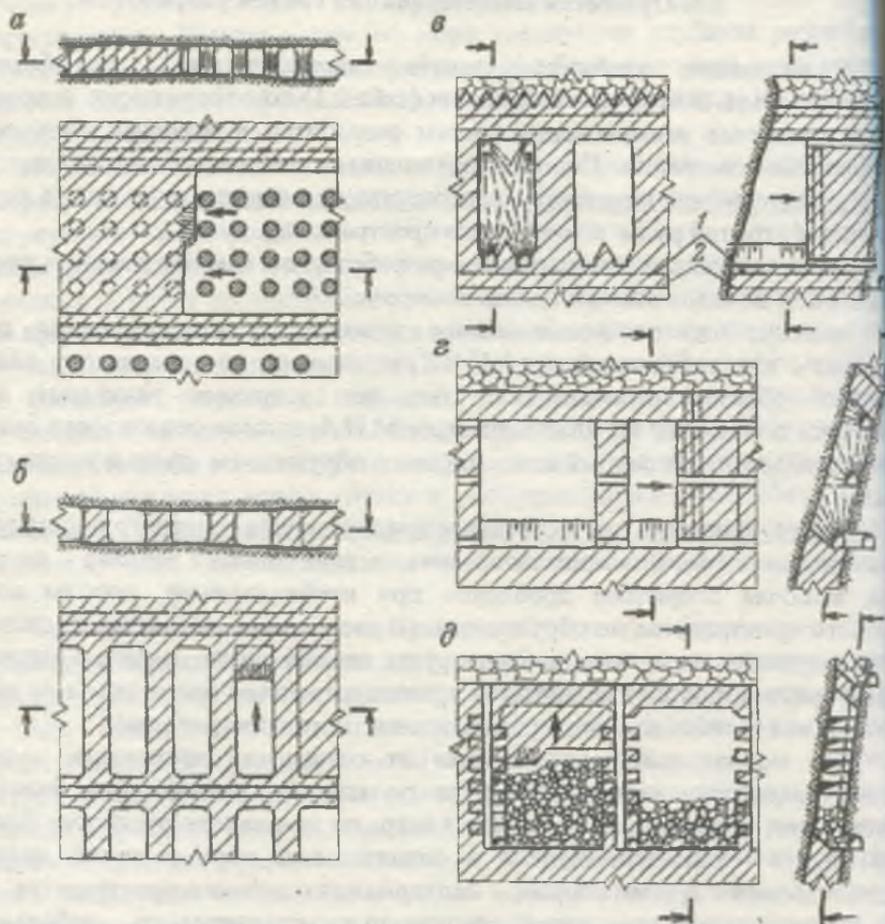
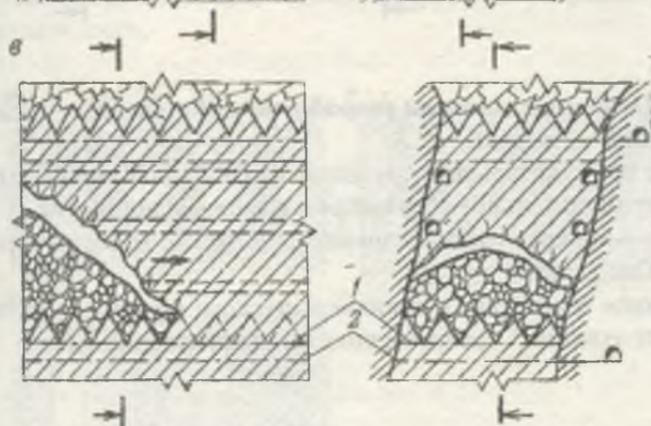
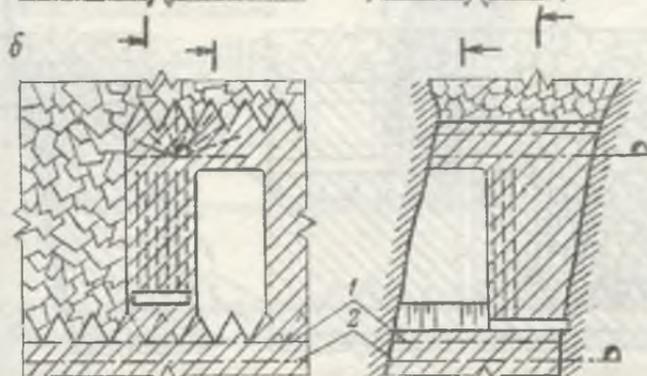
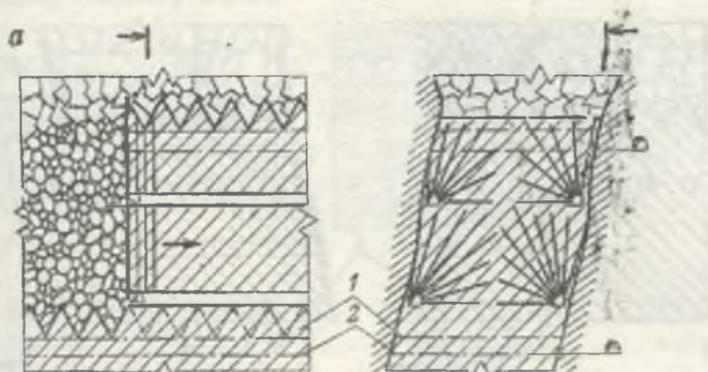


Рис. 2. 4. Основные системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства.

а – сплошная; б – камерно – столбовая; в – камерная, вариант с этажной отбойкой (1 – горизонт доставки руды, 2 – горизонт откатки); г – камерная, вариант с подэтажной отбойкой; д – с отбойкой из магазина.



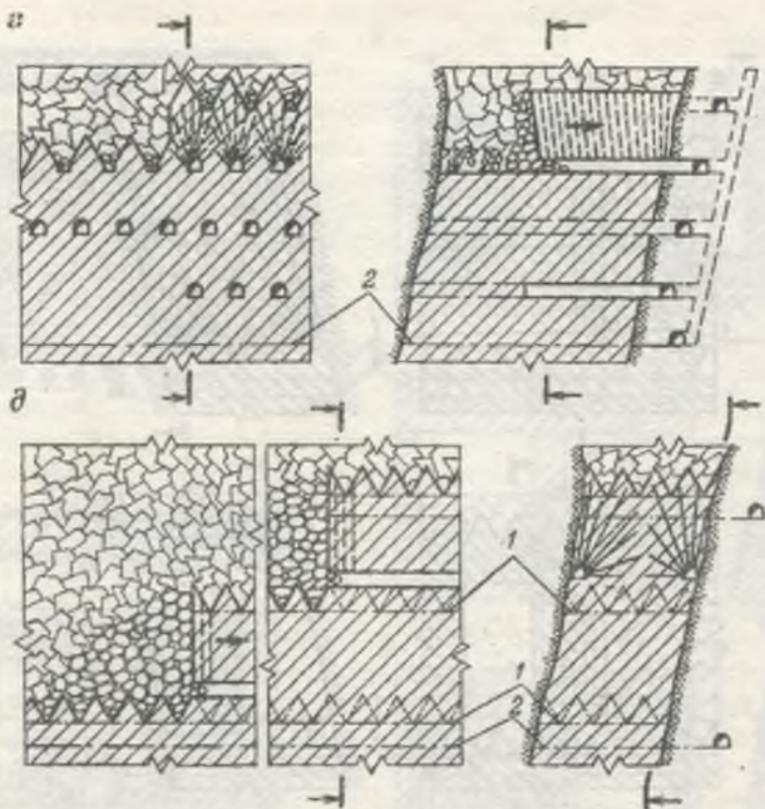


Рис. 2.5. Основные системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород:

а-этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой; *б*-этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами; *в*-этажное самообрушение; *г*-подэтажное обрушение с торцевым выпуском; *д*-подэтажное обрушение с донным выпуском; *1*-горизонт доставки; *2*-горизонт откатки. Стрелками показано направление выемки.

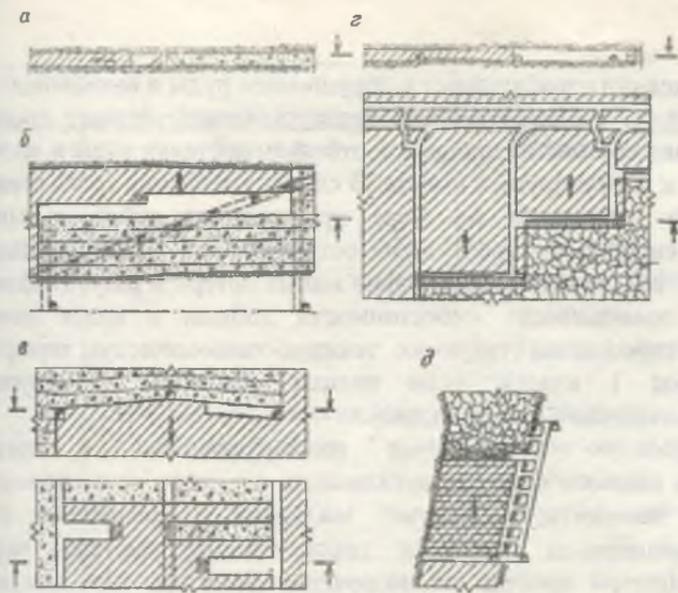


Рис. 2. 6. Основные системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства.

а – однослойная выемка с закладкой; б – горизонтальными слоями с закладкой; в – нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой; г – столбовая с обрушением; д – слоевое обрушение; стрелками показано направление выемки.

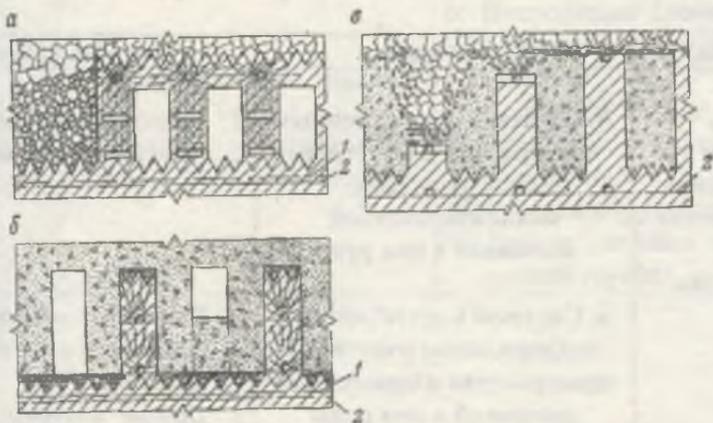


Рис. 2. 7. Основные методы выемки целиков.

а – с обрушением руды и вмещающих пород при открытых камерах; б, в – с искусственным поддержанием очистного пространства (б – с заполнением камер твердеющей закладкой; в – с заполнением камер сыпучей закладкой); 1 – горизонт доставки руды; 2 – горизонт откатки.

залежах, если целики обрабатывают с обрушением руды и вмещающих пород. 3 класс – системы с искусственным поддержанием очистного пространства. Очистная выемка состоит из процессов отбойки, доставки руды и закладки крепления или и того и другого вместе. В случае крепления крепь передвигают или извлекают или разрушают по мере продвижения забоя, вызывая обрушения вмещающих пород, либо оставляют на месте установки. 3 класс системы могут обеспечить сравнительно малые потери и разубоживание руды, но за счет повышенной себестоимости добычи и менее интенсивной разработки месторождения (такую же технико-экономическую характеристику имеют системы 1 класса, если целики вынимают с искусственным поддержанием очистного пространства).

По сравнению с другими классификациями в приведенной классификации намного снижена детализация все реже применяемых систем разработки, в частности, с сыпучей закладкой и креплением, и полностью отражены сравнительно новые и перспективные системы разработки. Устаревшие системы вообще не включены. Заметим, что классификация отражает традиционные методы деления этажа на блоки и образования рабочих мест для бурения, созданные применительно к переносному оборудованию. В последние годы на базе самоходной техники возникла новая система разработки, отступившие от традиционных методов, однако они все еще не определились в должной мере ни по типичным конструкциям, ни по условиям применения.

Таблица 1

Классификация систем подземной разработки рудных месторождений

Класс	Группа	Система разработки
1. 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 магазина 5. Другие системы разработки данной группы

<p>Системы разработки с креплением и поддержанием (т.е. без обрушения бокового пространства)</p>	<p>А. Системы этажного обрушения</p> <p>Б. Системы подэтажного обрушения</p>	<ol style="list-style-type: none"> 1. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой 2. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами 3. Этажное самообрушение 4. Позэтажное обрушение с торцевым выпуском руды 5. Позэтажное обрушение с донным выпуском руды
<p>Системы разработки с естественным креплением бокового пространства</p>	<p>А. Системы с закладкой</p> <p>Б. Системы с креплением</p> <p>В. Системы с креплением и последующим обрушением</p>	<ol style="list-style-type: none"> 1. Однослойная выемка с закладкой 2. Горизонтальные слои с закладкой 3. Наклонные слои с закладкой 4. Камерная система с закладкой 5. Система разработки тонких жил с отдельной выемкой 6. Нисходящая слоевая выемка с твердющей закладкой 7. Система с усиленной распорной крепью 8. Столбовая система с обрушением 9. Слоевое обрушение 10. Другие системы разработки данной группы

Глава 3. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства

3.1. Общая характеристика

Системами разработки с естественным поддержанием очистного пространства называются системы, при которых при отработке всего блока (панели) или основной его части очистное пространство в период выемки поддерживается за счет собственной устойчивости окружающих пород рудных целиков. Удельное значение этих систем на подземных рудниках СНГ составляет 35-40% и должно снизиться при увеличении глубины разработок.

Типичная для этого класса сплошная система разработки охарактеризована выше в связи с делением на классы.

Системы с естественным поддержанием очистного пространства применяются главным образом при устойчивой руде и устойчивых вмещающих породах. Наличие этих условий используется для возможно более дешевой добычи руды. При малой устойчивости боковых пород, рассматриваемые системы разработки могут применяться только в мощных залежах, где около слабых боковых пород оставляют предохранительный целик толщиной либо 3 м в виде теряемой "корки", либо 5-8 м при условии последующей ее отработки вместе с другими целиками.

Очистная выемка состоит только из отбойки и доставки руды (при необходимости и вторичного дробления руды). Очистное пространство может быть открытым или заполненным отбитой рудой. Поддерживается оно за счет естественной устойчивости руды и вмещающих пород, а при магазинировании руды - частично и за счет подпора боков очистного пространства замагазинированной рудой. В случае магазинирования отбойка руды может производиться в зажиме. Отбойкой в зажиме называется отбойка в контактирующую вплотную с забоем отбитую руду, обрушенную вмещающую породу или податливую закладку (так называемый зажимающий материал). Взорванная руда увеличивается в объеме в основном за счет уплотнения зажимающего материала. В связи с этим появляется ряд особых требований: обеспечение достаточного разрыхления зажимающего материала перед отбойкой предварительным выпуском его части или созданием специального подсечного пространства, что особенно важно при мягких рудах; принятие мер, обеспечивающих снижение заброса руды в выработки. Условия отбойки руды в зажиме встречаются и при других системах разработки, о которых будет сказано ниже.

Системам с естественным поддержанием очистного пространства свойственны хорошие показатели производительности труда, себестоимости добычи и интенсивности разработки месторождения, а также малое разубоживание руды (исключая условия тонких залежей, где приходится подрабатывать вмещающие породы). Однако в мощных и средней мощности

залежах значительная часть руды остается

В целиках постоянных или временных, причем временные целики завлекаются с большими затратами сил и средств или большими потерями руды.

Классификация систем разработки с естественным поддержанием очистного пространства дана в табл.3.1.

Таблица 3.1

Классификация и особенности систем разработки с естественным поддержанием очистного пространства

Группы и системы разработки	Особенности типичных вариантов и условий применения, требующие пояснения
Группа А. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства и принудительной доставкой в нем руды	Применяются в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности. Руду перемещают по почве залежи
1. Сплошная система разработки	Забой располагают по ширине панели. Кровлю поддерживают постоянными столбообразными целиками
2. Камерно-столбовая система разработки	Камеры расположены поперек панели. Между камерами оставляют сплошные и столбообразные целики
Группа Б. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой в нем руды	Применяются в крутых залежах и мощных пологих и наклонных залежах
3. Камерная система разработки	Вынимают камеры. Отбойка скважинами из специальных выработок или минная
4. Система разработки с отбойкой из магазина	Применяется в маломощных крутых залежах. Отбивают руду шпурами, буримыми с поверхности накапливаемой в камере отбитой руды
5. Другие системы разработки этой группы	

Краткие сведения о развитии систем с естественным поддержанием очистного пространства. Системы группы А (с принудительной доставкой руды очистном пространстве) применялись еще в древности и продолжают широко применяться в подходящих для них горно-геологических условиях.

При этих системах работают на почве залежи, поэтому не требуется образовывать рабочие места ни для отбойки, ни для доставки руды.

Развитие этих систем шло и продолжает идти в первую очередь по линии механизации работ: на отбойке и доставке руды применяли переносное оборудование (перфораторы, отбойные молотки, скреперные установки), последующем перешли от переносного оборудования к самоходному при крепкой руде или к механической отбойке комбайнами и конвейерной доставкой при мягкой руде.

Поскольку при этих системах значительная часть запаса остается целиках, другое существенное направление их развития - изыскание рациональных схем расположения и размеров целиков, при которых запас целиков был бы минимальным по условию прочности.

В системах группы Б (с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой в нем руды) блок имеет большую высоту, равную высоте этажа, поэтому выемка руды должна вестись в таком порядке, чтобы всегда были обеспечены рабочие места для отбойки руды (доставка самотечная), а это определяет требования к системе разработки. В данной группе произошли существенные изменения не только в механизации работ, и в самих системах разработки. В маломощных крутых залежах первоначально применялись: в основном потолкоуступная система разработки с простой распорной крепью, предназначенной для установки на ней рабочих полков; почвоуступная система разработки, при которой бурильщик стоит на разбуриваемом массиве; система разработки с отбойкой из магазинов, при которой бурильщик стоит на накопленной в камере отбитой руде.

Теперь система разработки с простой распорной крепью встречается редко, поэтому она исключена из нашей классификации. Более широко в маломощных крутых залежах стали применять отбойку из магазинов, используют новые системы разработки, в которых рабочее место бурильщика создается с помощью специального оборудования. (Эти новые системы рассматриваются в числе других систем разработки данной группы).

С развитием скважинной отбойки возникла камерная система разработки, которая при большой и средней мощности залежи вытеснила отбойку из магазинов. Развитие камерной системы в части механизации работ в последние десятилетия шло по линии перехода от переносного оборудования к самоходному или полустационарным установкам непрерывного действия (при выпуске руды).

3.2. Сплошная система разработки

Сплошной системой разработки называется применяемая в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности, при которой панель (или этаж в наклонных залежах) обрабатывают без деления на камеры, продвигая забой по длине панели; доставляют руду в очистном пространстве механизированным способом; кровля поддерживается постоянными целиками, имеющими столбовобразную форму.

На долю этой системы приходится около 5% подземной добычи руд в СНГ. Руда и вмещающие породы должны быть устойчивыми. Сплошная система наиболее эффективна при малой и рядовой ценности руды в связи со значительными потерями руды в целиках. Качество руды должно быть более или менее стабильным, чтобы не требовалось выемки руды по сортам. Панели, в которые нарезают шахтное поле (рис.3.1), обрабатывают без деления на блоки. Забой располагают по всей ширине панели и подвигают по длине панели (рис.1.19). Вынимают руду обычно сразу на полную мощность залежи, или делением по высоте на два-три слоя, которые вынимают, начиная с верхнего. Выработанное пространство остается открытым, кровлю поддерживают постоянными целиками, сплошными по границам панелей (панельными) и столбовобразными внутри панелей (опорными). Опорные целики чаще круглые, располагают их регулярно, т.е. по геометрической сетке, или нерегулярно, по возможности на участках с менее устойчивой кровлей, менее ценной рудой, меньшей мощностью залежи и т.п.

Доставляют руду механизированным способом по почве залежи. Так как они работают в открытом очистном пространстве, кровлю залежи в большинстве случаев закрепляют штангами.

Сплошная система разработки отличается большой длиной забоя и значительной высотой очистного пространства, что дает возможность использовать мощное самоходное оборудование.

Способ подготовки месторождения. В пологих залежах проходят от ствола главные штреки и нарезают шахтное поле панельными штреками на панели. При использовании самоходного оборудования и расстоянии от забоев от ствола не более 600-1000 м руду обычно отвозят непосредственно к капитальному стволу. Все штреки (и главные и панельные) в этом случае проходят в рудном теле, в нижней его части. И лишь при сложной гипсометрии почвы залежи часть выработок проходят в подстилающих породах.

В больших шахтных полях главные штреки могут быть оборудованы для конвейерной откатки, проходят их в подстилающих породах, а над ними нарезают панельные штреки в рудном теле у его почвы.

Широко применяют концентрационные горизонты, на которые отпускают руду по капитальным рудоспускам из нескольких рудных тел, расположенных на разных уровнях.

При ограниченных поперечных размерах шахтных полей (до 1000-1500м)

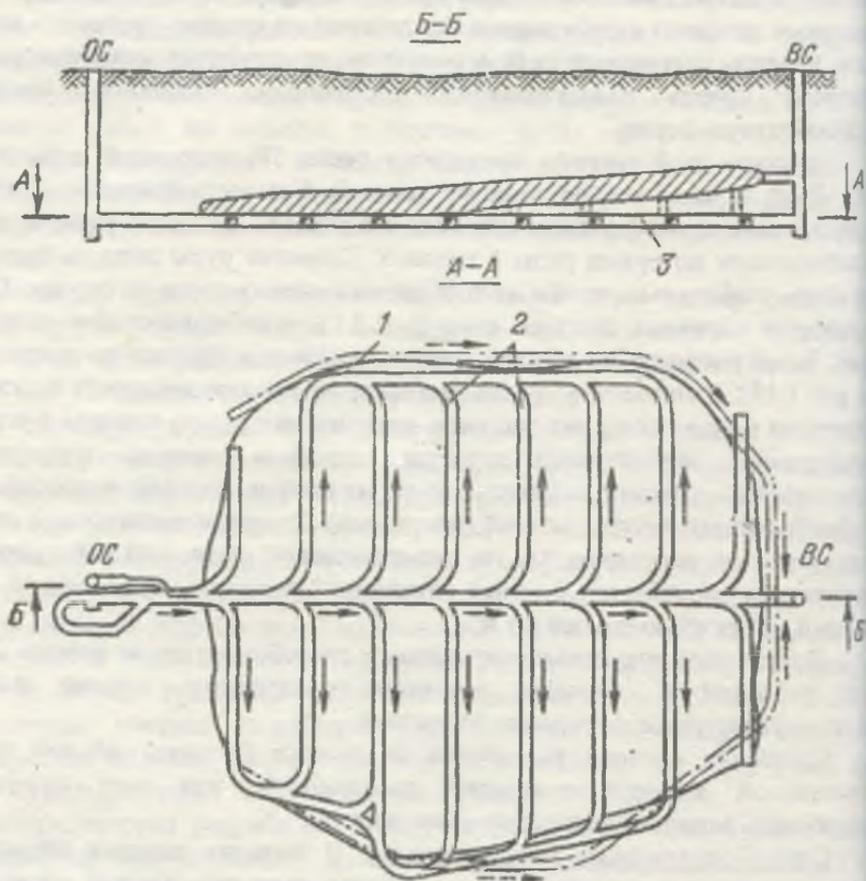


Рис3.1. Схема подготовки шахтного поля при сплошной и камерно-столбовой системах разработки:
ОС - основной ствол; *ВС* - вентиляционный ствол; *1* - рудный контур; *2* - панельные откаточные штреки; *3* - главный откаточный штрек.

удельных зарубежных рудниках отвозят руду из забоя в автосамосвалах к земной дробильной установке, из которой руда поступает на конвейер лонного шахтного ствола или в автосамосвалах же, непосредственно на затительную фабрику по наклонному шахтному стволу или штольне и далее к земной поверхности.

При скреперной доставке руды (см.рис.1.19) главный и панельные штреки для электровозной откатки нарезают в подстилающих породах, а в самом теле проходят панельные штреки для сообщения, которые соединяют с откаточными штреками.

В горизонтальных и наклонных залежах проходят штреки только по руде.

Для начала очистных работ в панели соединяют рудные панельные штреки разрезным штреком.

Параметры системы. Ширину панели можно оптимизировать по условию $E, K + C \rightarrow \min(2.1)$, учитывая следующие величины (в рублях на 1 т выработанного запаса): затраты на проходку панельных штреков (входят в K, C) с удоспусков, снижающиеся при расширении панели; затраты на доставку руды, возрастающие с увеличением ширины панели; затраты на транспорт и выемочные процессы, зависящие от концентрации горных работ и возрастающие с увеличением ширины панели, в связи со снижением производительности доставки руды.

Ширину панелей принимают 150-200 м при самоходном оборудовании и 100 м при скреперной доставке; меньшие размеры в том и другом случае относятся к мощным рудным телам, в которых удельные затраты на проходку штреков и удоспусков относительно невелики.

Расстояния между целиками и поперечные их размеры выбирают по прочности целиков и кровли при минимальной суммарной площади целиков. Ширина панельных целиков составляет от 10-15 до 30-40 м при большой глубине разработки, расстояния между опорными целиками - 8-20 м, поперечный размер целиков 3-6 м при высоте до 12-15 м (меньшие значения - при меньшей высоте и крепкой руде) и до 9-10 м при большой высоте.

Очистная выемка с применением самоходного оборудования.

Отбойка руды. Шпуров глубиной 2-4,5 м бурят с помощью самоходных буровых установок и заряжают самоходными зарядными установками или с помощью площадок. При мощности залежи до 7-8 м выемку ведут сразу на всю мощность; при большей мощности - в два слоя, начиная с верхнего.

Отбойку скважинами (только малого диаметра) применяют редко во избежание нарушения взрывами целиков и кровли очистного пространства, так как в них работают люди. Погрузка и доставка руды. При расстоянии доставки руды до 100-300 м целесообразно использовать самоходные ковшовые погрузочно-доставочные машины грузоподъемностью 8-20 т и более, а при большем расстоянии - погрузочные машины (экскаваторы, ковшовые погрузчики или самоходные погрузочно-доставочные машины, используемые как погрузочные) в

комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 20-60 т и более.

На зачистке дорог и сгребании взорванной руды в навал используют же ковшовые машины, что и на погрузке руды.

Поддержание выработанного пространства. Осмотр и оборку кровли производят с самоходных площадок, полков.

Широко применяют штанговое крепление кровли, для этого бурят шпур и устанавливают штанги с самоходных площадок. Длина штанг 1,5-2 м. На периметру обнажения иногда длину штанг уменьшают на 0,5 м. Устанавливают штанги на расстоянии 1-2 м одна от другой с отставанием от очистного забоя 4-6 м. Расходы на установку штанговой крепи при мощности залежи от 5 до 10 м составляют соответственно от 20 до 5% расходов на отбойку и доставку руды.

Проветривание больших выработанных пространств затрудняется завихрением потоков воздуха, малой скоростью струи, отклонением ее от забоя. Проветривание осуществляется от общешахтной струи; чтобы приблизить струю к забою, ее направляют из штреков в очистное пространство только через ближние сбойки, а более отдаленные сбойки перекрывают вентиляционными перемычками или завешивают брезентом, который при проезде машин отодвигается ими. Отрабатывают панель чаще прямым ходом для отвода загрязненного воздуха проводят посередине ширины панели по кровле залежи вентиляционный штрек. Отбитую руду орошают после взрыва и при погрузке.

Возможно кондиционирование воздуха в кабинах самоходных машин (кабины герметизируются, воздух в них нагнетается через фильтры).

На рудниках СНГ сплошную систему разработки с самоходным оборудованием широко применяют на Джезказганском ГМК и на комбинате "Эстонсланец".

В Джезказганском ГМК разрабатывали маломощные и средней мощности пологие залежи медных руд - песчаников с коэффициентом крепости 10-15. Кровлю закрепляли штангами. На погрузке и доставке руды использовали экскаваторы или ковшовые погрузочно-доставочные машины, работающие на погрузчиках, и автосамосвалы, доставляющие руду на расстояние до 500-800 м к рудопускам, выходящем на концентрационный горизонт с электровозным транспортом. В цикл очистной выемки входят: 1) бурение; 2) зарядка и взрывание; 3) погрузка и доставка руды; 4) бурение шпуров под штанговое крепление и установка штанг; 5) зачистка почвы. (Операции пунктов 1 и 2 выполняются специализированными бригадами). Каждый участок за шириной 15-20 м в интервале между опорными целиками отводят под одну из этих операций.

Вариант со скреперной доставкой руды или рельсовой откаткой руды в забор (рис.3.2) может быть рекомендован главным образом при малой мощности залежей или при настолько малом размере залежей, что расходы на доставку самоходного оборудования к месту работ были бы слишком обременительными.

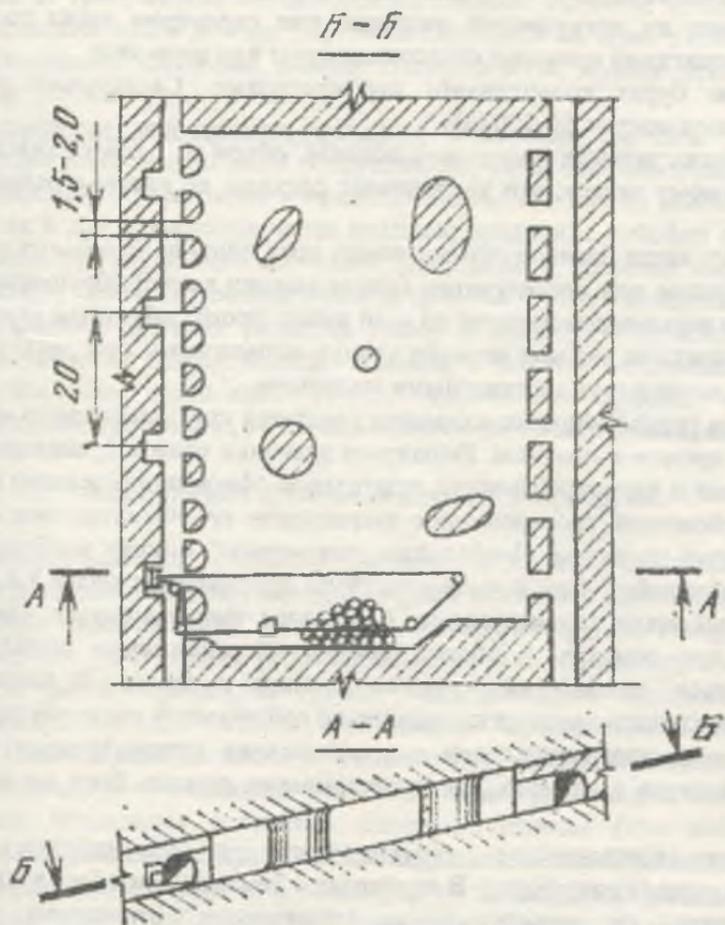


Рис.3.2. Сплошная система разработки, вариант со скреперной доставкой руды в маломощной наклонной залежи.

также в наклонных залежах (до 35°).

При горизонтальном залегании месторождения откаточные штреки проходят по почве залежи, вагоны подают по рельсам непосредственно в забой, где загружают их погрузочной машиной или скрепером через полук. При наклонном залегании проходят откаточные орты в рудном теле.

Шпурь бурят колонковыми перфораторами. Скреперные установки применяют мощностью 50-100 кВт.

В пологих залежах подготовка полевая, объем ее 3-6% по отношению к обрабатываемому запасу, что увеличивает расходы по системе разработки на 10-15%.

Выемку части целиков осуществляют пока лишь на отдельных рудниках, главным образом при последующем (после выемки камер) обрушении кровли, вызываемом взрыванием целиков по всей линии фронта обратным ходом. Более широкие масштабы выемки целиков станут возможными при дистанционном управлении погрузочно-доставочными машинами.

Охрана труда. Основное внимание уделяется предупреждению внезапных вывалов из кровли и целиком. Решающее значение имеют правильный выбор расположения и размеров целиков, тщательное оформление целиков и кровли, борьба с сейсмикой, своевременное закрепление кровли штангами, если оно предусмотрено проектом. Необходимы ежесменный осмотр и оборка кровли перед началом работ. При высоте очистного пространства более 3-4 м кровля должна освещаться прожекторами и должны использоваться самоходные площадки для осмотра и оборки кровли. Передвижение людей должно осуществляться только вдоль линии целиков и забоев. В удароопасных участках месторождения должны тщательно соблюдаться все предусмотренные проектом меры прогнозирования и профилактики горных ударов. Скорость движения воздуха в камерах для проветривания должна быть не менее 0,15 м/сек.

Технико-экономическая характеристика и уравнивательная оценка сплошной системы разработки. В вариантах с самоходным оборудованием при крепкой руде на передовых в техническом отношении рудниках производительность труда забойного рабочего составляет от 70-120 до 170 т/смену, производительность забоя - 30-60 тыс. т/мес; при переносном оборудовании - соответственно 30-60 т/смену и 4-12 тыс. т/мес. Расход подготовительно-нарезных выработок - 1-2 м/1000 т.

Сплошной системе свойственны общие достоинства и недостатки систем с естественным поддержанием очистного пространства.

Основные достоинства этой системы: незначительный объем подготовительно-нарезных работ, большое свободное пространство для работы самоходного оборудования.

Вместе с тем все очистные работы производятся под обнаженной кровлей, что требует тщательного соблюдения мер предосторожности. В целиках теряется значительная часть руды. Условия для проветривания не

особенно благоприятны.

Экономическое сравнение сплошной системы разработки с другими системами, не требующими оставления постоянных целиков, производится по условию максимального дохода. Варианты сплошной системы с естественными и искусственными целиками можно сравнивать по сумме сравнительных убытков из условия.

Направления дальнейшего развития сплошной системы разработки: совершенствование самоходного оборудования; внедрение самоходных машин с дистанционным управлением в пределах видимости как на основной стадии выемки, так и для извлечения части целиков; внедрение отбойки скважинами малого диаметра; улучшение состояния атмосферы в больших выработанных пространствах; снижение потерь руды в целиках за счет совершенствования методики расчета прочих размеров камер и целиков; изыскание дешевых методов возведения искусственных целиков с полной механизацией работ; совершенствование штанговой крепи; упрочнения кровли и целиков пеноинъекцией, тросовыми, тросо-инъекционными и взрывными штангами.

3.3. Камерно-столбовая система разработки

Камерно-столбовой системой разработки называется применяемая в горизонтальных и наклонных залежах малой и средней мощности система разработки с естественным поддержанием очистного пространства, при которой выемку ведут камерами, доставляют руду по камерам механизированным способом (или, реже, силой взрыва), а кровля поддерживается целиками. Руда и мешающие породы должны быть устойчивыми. Этой системой на подземных рудниках СНГ добывается около 1/6 объема руд. Камерно-столбовая система (рис.3.3) отличается от сплошной тем, что с целью увеличения числа забоев в панели или оставления сплошных опорных целиков (что повышает их прочность, облегчает последующую выемку) панель обрабатывают камерами. Камеры имеют прямоугольную в плане форму, вытянуты по ширине панели и параллельны между собой. Между камерами оставляют для поддержания кровли опорные целики, сплошные или в виде столбов. По границам панелей оставляют панельные целики. Все целики, и междукамерные, и панельные, могут быть как постоянными, так и временными. Постоянные междукамерные целики оставляют изолированные или сплошные, последние - главным образом при относительно малоценных полезных ископаемых, таких, как калийная соль, гипс и т.п. или в случаях, когда камеры закладывают и между заложенными камерами вынимают целики. Возможности и методы выемки целиков при открытых камерах аналогичны имеющимся при сплошной системе разработки.

Варианты камерно-столбовой системы разработки. Камерно-столбовую систему долгое время применяли только с постоянными целиками, и этот вариант принято считать классическим. В последние десятилетия все чаще встречаются варианты с выемкой целиков, как полной, так и частичной.

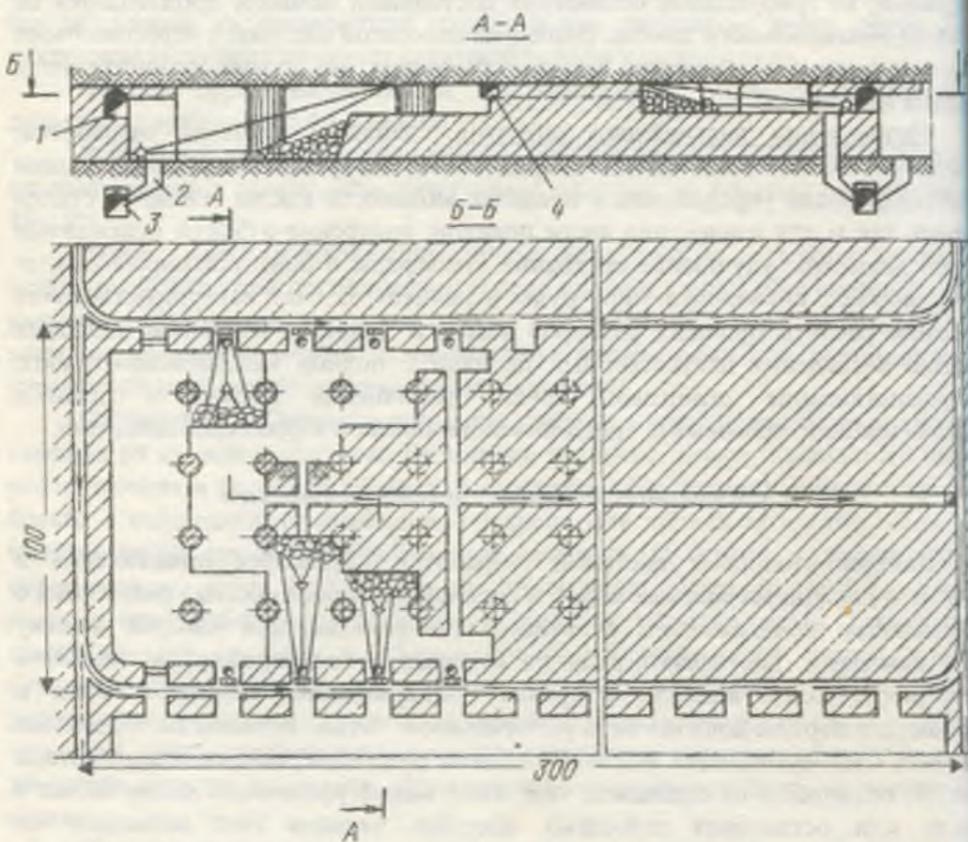


Рис. 3.3. Камерно-столбовая система разработки, – вариант со шпуровой отбойкой, скреперной доставкой руды и полевой подготовки (Жезказганские рудники):

1 – панельный штрек; 2 – рудоспуск; 3 – откаточный штрек; 4 – вентиляционный штрек. На разрезе А – А масштаб увеличен.

При этом закладывают камеры перед выемкой целиков или обрушают кровлю по мере выемки целиков. Обрушением преследуются цели предотвратить внезапную самопосадку кровли и снизить опорное давление на целики в действующих камерах. Имеются варианты с подрывом целиков только для обрушения кровли, а обрушенная из целиков руда не извлекается. Иногда при выемке целиков поддерживают вокруг них выработанное пространство искусственными опорами. Однако почти во всех случаях основной стадией работ для камерно-столбовой системы остается выемка камер, которая преимущественно и рассматривается ниже.

Условия применения камерно-столбовой системы. Камерно-столбовую систему применяют в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности при устойчивых или среднеустойчивых руде и вмещающих породах.

Предпочтение перед сплошной системой ей отдают при следующих условиях:

- 1) менее устойчивые руды и вмещающие породы, повышенное горное давление, в связи с чем опорные целики должны быть ленточными;
- 2) наклонное залегание рудных тел, при котором камерная выемка облегчает использование самоходного оборудования расположением камер по простиранию залежи или дает возможность взрывной доставки руды при расположении камер по восстанию;
- 3) необходимость иметь забои одновременно в разных частях панели для усреднения качества рудной массы;
- 4) использование на очистных работах горных комбайнов проходческого типа;
- 5) более ценная руда, так как камерно-столбовая система имеет варианты с частичной или полной выемкой целиков.

Камерно-столбовая система - одна из самых древних. Ее давно и широко применяют при добыче руд цветных металлов, калийных солей, а в последние десятилетия - для добычи строительных материалов - гипса, известняка, гранитного камня.

Параметры камерно-столбовой системы и подготовка.

Ширина, панели и размеры целиков выбираются таким же образом, как и для сплошной системы.

Ширина панели составляет от 80-150 м до 400-600 м при разработке калийных солей. Ширина камер 8-20 м, поперечные размеры целиков такие же, как и при сплошной системе или, в случае последующей выемки целиков, равные ширине камер. В случае механической отбойки ширина камер принимается равной ширине проходки комбайна или двух-трех проходов с разделяющими их тонкими целиками.

Подготовка та же, что и при сплошной системе разработки, с теми же условиями, что, во-первых, рудный панельный штрек сбивают с каждой камерой; во-вторых, рудная подготовка применяется в пологих залежах не

только при использовании самоходного оборудования, но и (на калийных рудниках) при транспортировании руды конвейерами, так как они могут работать при значительных уклонах. При горизонтальном залегании рудного тела благодаря проведению центрального разрезного штрека, что позволяет удвоить фронт очистных работ, сокращаются вспомогательные работы связанные с перегонкой самоходной техники из забоя в забой (Джезказганский рудник).

Очистная выемка. Крепкие и средней крепости руды отбивают в большинстве случаев шпурами, бурят их перфораторами. Есть опыты применения проходческих комбайнов для отбойки руд средней крепости на железных рудниках Западной Европы. На калийных рудниках отбивают руды преимущественно комбайнами, а при шпуровой отбойке бурят шпуры электросверлами. Отбойку скважинами во избежание нарушения кровли и целиков применяют реже и только с уменьшенным диаметром скважин. бурение - штанговое.

На очистной выемке крепких и средней крепости руд используют самоходное или переносное оборудование. Самоходное оборудование используют такое же, как и при сплошной системе разработки.

Для переносного оборудования типичен вариант системы, изображенный на рис.3.3. Отбойка руды шпуровая, доставка скреперная лебедками мощностью 50-100 кВт. Применяют трехбарабанные скреперные лебедки, что позволяет убирать руду по всей ширине камеры. При мощности залежи приблизительно до 5 м руду в камере вынимают сразу по всей высоте, а при большей мощности - слоями высотой 4-5 м, начиная с верхнего.

На ряде рудников бурят веера скважин из штрека (или наклонной восстающей в наклонных залежах), пройденного по длине камеры у почве залежи. Чтобы устранить доступ в очистное пространство машинистов скреперных установок, перебрасывают скреперный канат через навал руды с помощью пневмопушек.

Проветривание осуществляется сквозной струей. Меры охраны труда те же, что и для сплошной системы. В цветной металлургии камерно-столбовую систему широко применяют на рудниках Жезказганского и Ачисайского (практика которого подробно рассмотрена ниже) комбинатов, на Севере уральских бокситовых рудниках (СУБР), Хайдарканском, Кадамжайском, Ингичкинском рудниках.

Камерно-столбовая система разработки на рудниках Ачисайского полиметаллического комбината. Горнотехнические условия и основные варианты системы разработки. Глубина разработки 300-700 м. Залежки наклонные, пластообразные, мощностью 3-12 м, в среднем 5 м. Руды представлены минерализованными известняками с коэффициентом крепости 10-12. В висячем и лежачем боках залегают более крепкие известняки. Кондиционный размер куска руды 800 мм, высота этажа 90 м. На горизонтальной электровозной откатки проходят полевой штрек в лежачем боку на расстоянии

на 200 м от рудного тела и рудный штрек у лежачего бока; соединяют их через 200-300 м квершлагами, которые служат для кольцевания откатки и вывоза руды из блоков рудоспусков. Имется наклонный ствол для спуска персонала, материалов и оборудования в автомашинах и самоходного оборудования своим ходом.

Камерно-столбовую систему применяют в двух вариантах: с механизированной доставкой руды в очистном пространстве самоходным оборудованием при угле падения залежей до 20-25°; со взрывной доставкой руды при угле 25-45°.

Оба эти варианта применяют как с оставлением постоянных целиков, так и с последующей твердеющей закладкой и выемкой целиков. Ниже варианты разматриваются применительно к оставлению постоянных целиков.

Вариант камерно-столбовой системы с доставкой руды в очистном пространстве самоходным оборудованием (Ачисайский комбинат). Камеры располагают по простиранию залежи с тем, чтобы обеспечить горизонтальное или возможно менее наклонное положение их почвы, удобное для работы самоходных машин. Основным вариантом изображен на рис.3.4. На глубине 400-500 м ширина камер 8 м, целики сплошные шириной 6 м или столбообразные шириной 6-8 м и длиной 12 м. Пробовали располагать опорные целики вертикально, но тогда они по краям разрушались до контуров, близких к вертикали относительно контактов залежи. Поэтому стали оставлять целики наклонные - на 7° круче нормали к контактам. Барьерные целики оставляют шириной 15-25 м по границам этажей; на нижних горизонтах их длину потребовалось увеличить. Отбивают руду шпурами, кровлю укрепляют штангами. При мощности залежи более 3 м используют самоходные бурильные установки преимущественно дизельные самоколесные ВТФ, "Параматик", "Миниматик" с двумя-тремя вентиляторами. Диаметр шпуров 54 мм, глубина 3,5 м, производительность бурильной установки 180-260 м/смену.

На погрузке и доставке руды используют ковшовые погрузочно-доставочные машины ПД-8, СТ-5А и "Торо" (на шины надевают цепи), а также гусеничные погрузочные машины с нагребными лапами ПНБ-3к и ПНБ-3д в комплексе с 20-тонными автосамосвалами МоАЗ. Производительность погрузочных, погрузочно-доставочных машин и автосамосвалов в 1981 г. составила на 1 машину 200-280 т/смену.

Подготовительные выработки для проезда пневмошинного самоходного оборудования нарезают сечением 5 x 4 м, по пустым породам 4,5 x 4 м, уклон 6-8° на прямых участках и до 5° на закруглениях. Рудодоставочный штрек располагают в рудном теле у висячего бока. Диагональный съезд для самоходного оборудования пробивают в целиках сверху вниз по мере продвижения работ. Оборудование при проведении подготовительных выработок используют то же, что и на очистных работах, поэтому производительность труда при рудной подготовке лишь на 20% ниже, чем на очистных работах.

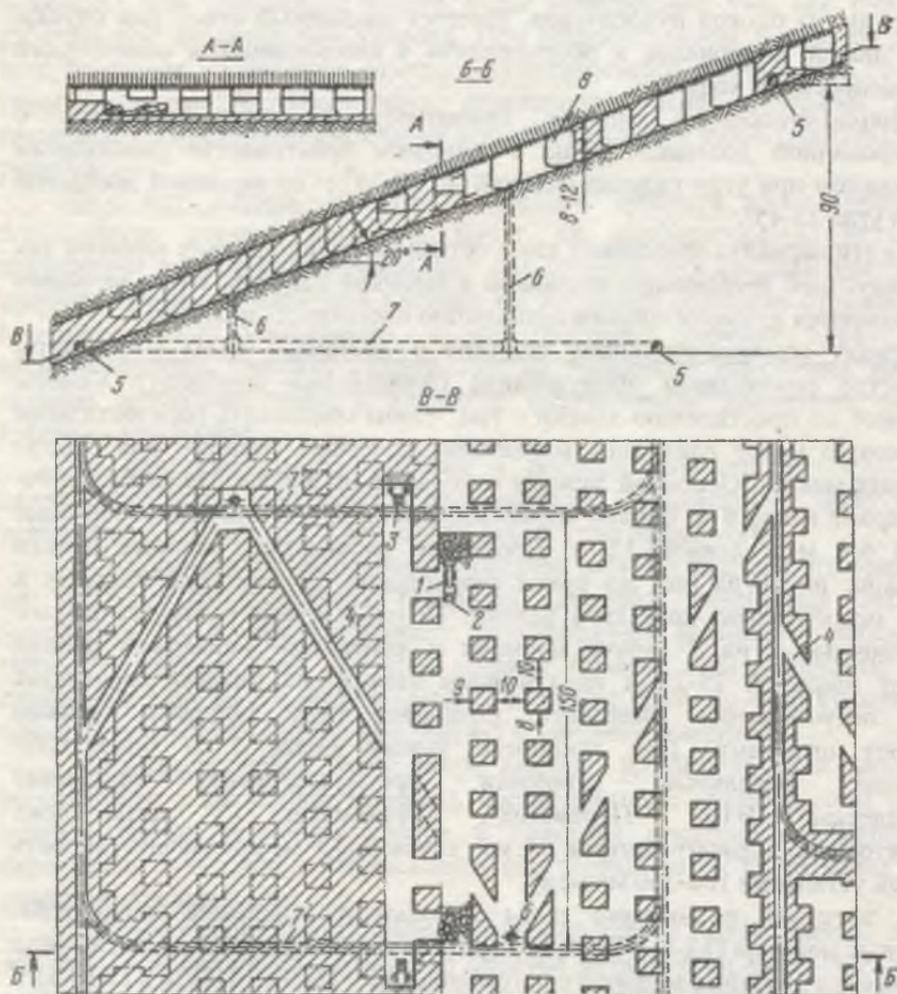


Рис. 3.4. Камерно-столбовая система, вариант для разработки наклонных залежей с применением погрузочных машин 1 с нагребающими рычагами и автосамосвалов 2 (Ачисайский полиметаллический комбинат): 3 – самоходная буровая установка; 4 – диагональные съезды $5 \times 4 \text{ м}^2$ с наклоном 8° , пройденные через 300 м; 5 – откаточные штреки; 6 – рудоспуски; 7 – заезды; 8 – камера.

Дороги выстилают рудной мелочью. Кровлю камер закрепляют штангами длиной 2 м по сетке 1 x 1 м.

В залежах мощностью 10-12 м выемку ведут горизонтальными слоями, начиная с верхнего слоя. Для увеличения фронта работ в слое соседние камеры обрабатывают попарно; нижний слой одной из них является верхним для другой.

Бригады на очистных работах - суточные, комплексные. Состав и численность бригады определяются из расчета наиболее полного использования погрузочно-доставочных машин. Все члены бригады имеют по несколько профессий, причем водители автосамосвалов и часть других членов бригады имеют права взрывника. Водители автосамосвалов развозят ВВ и помогают при зарядании.

Шпурь под штанги выбуривают рабочие забойной бригады, а устанавливает штанги другая бригада. При численности забойной бригады в 36 человек установкой штанг заняты двое рабочих.

Мелкий ремонт самоходного оборудования выполняют на месте электрослесари с помощью забойных рабочих, а иногда и сами забойные рабочие. Численность электрослесарной группы, ремонтирующей забойные машины, приблизительно равна численности забойной группы. Производительность труда забойного рабочего на очистных работах до 100 т/смену, в среднем 60-70 т/смену, а с учетом подготовительно-нарезных работ до 80 т/смену, в среднем 50-60 т/смену.

Удельный расход ВВ на отбойку 350 г/т, на вторичное дробление лишь 15 г/т. Потери руды изменяются от 17 - 18% на глубине 200 м до 32-36% на глубине 400-450 м; разубоживание 8-10%.

Вариант с последующим обрушением кровли (Ачисайский комбинат).
Для снижения потерь руды в целиках в 1973-1974 г. начали применять следующее обрушение кровли, целики подрывают сразу все по одной линии. При обрушении целика пробуривают в верхней его части, на 2-3 м выше почвы выемки, два вертикальных ряда шпуров, располагая шпурь в рядах в шахматном порядке. При высоте целика 5-6 м располагают шпурь в виде веерообразного конверта с дополнительным шпуром посередине. Целики подрывают одновременно с просечками в интервалах между ними, но взрывают с отставанием. Отставание - не более чем на 3 камеры, так как на большом расстоянии от обрушения повышается горное давление вплоть до раздавливания шпуров.

Подрыв целиков вызывает обрушение кровли до линии ближайших оставшихся целиков на некоторую высоту (т.е. частичное, а не полное обрушение налегающих пород).

Камеры принимают шириной 5 м, целики - 3 x 2,5 м. Потери руды в выемках снижаются (против работы без обрушения) на 5-7%, не требуется ставить кровлю камер штангами.

Частичное обрушение кровли снижает горное давление на ближайшие

два ряда целиков и повышает на большем удалении от кромки обрушения. Объясняется это тем, что опорное давление концентрируется на известном расстоянии от границы подработанной толщи.

Последующее обрушение кровли дает возможность обособленной выемки пластов кондиционных руд с обрушением и оставлением в выработанном пространстве некондиционного пропластка (рис.3.5).

Вариант со взрывной доставкой руды в залежах средней мощности (Ачисайский комбинат). Применяется при углах падения залежи 25-40°. Особенности его (рис.3.6): расположение камер по восстанию залежи междукамерные целики сплошные; ширина камер 18 м при глубине работ 300 м и 12 м при глубине 400-500 м; ширина целиков 4-6 м. Схема комплексной механизации для этого варианта разработана под руководством и при участии С.М.Мауленкулова.

Штрек для доставки самоходным оборудованием к рудоспуску руды, выпущенной из камер, проходят близ висячего бока, из него в сторону лежачего бока - погрузочные ниши с уклоном вниз около 6%, для того чтобы машина погрузочно-доставочной машины помогла ковшу врезаться в навал руды. Ниши нарезают по руде у лежачего бока рудный восстающий сечением 2,8 x 2 м с помощью модернизированного самоходного полка КИИ-1, предназначенного для проходки выработок с углом наклона 25-60°.

На очистных работах используются: буровая установка БСМ на салазках для бурения вееров скважин диаметром 56 мм из наклонного восстающего; производительность 47 м/чел смену; передвижной полок - для зарядки скважин и оборки бортов и кровли наклонного восстающего; бульдозер БДПУ дистанционным управлением (использовался в 70-х годах) или скреперная установка - для доставки к нижней части камеры оставшейся на лежачем боке руды; погрузочно-доставочная машина - для погрузки руды из ниш и доставки ее к рудоспуску.

Всю камеру обуривают до начала взрывных работ; бурильщикам скважин введена индивидуальная сдельная оплата труда по маркшейдерскому учету суммарной длины пробуренных скважин.

Удельный расход ВВ на отбойку 450 г/т против 350 г/т при механизированной доставке руды.

Камеры имеют длину до 60-80 м, этаж вертикальной высотой 90 м, отрабатывают по падению двумя рядами камер с подэтажом для доставки руды.

В начале отработки камеры - на первых 20 м по длине - вся отбитая руда сбрасывается взрывом к выпускной нише. После отработки следующих 20 м очищают лежачий бок от отбитой руды. Затем отбивают руду в остальной части камеры и окончательно очищают лежачий бок от оставшейся на нем руды (количество около 15%) руды.

Бульдозер БДПУ использовали для очистки лежачего бока при угле наклона почвы до 30°; перемещению его вверх (холостой ход) помогает тяговая лебедка, управляемая дистанционно с того же пульты, что и бульдозер.

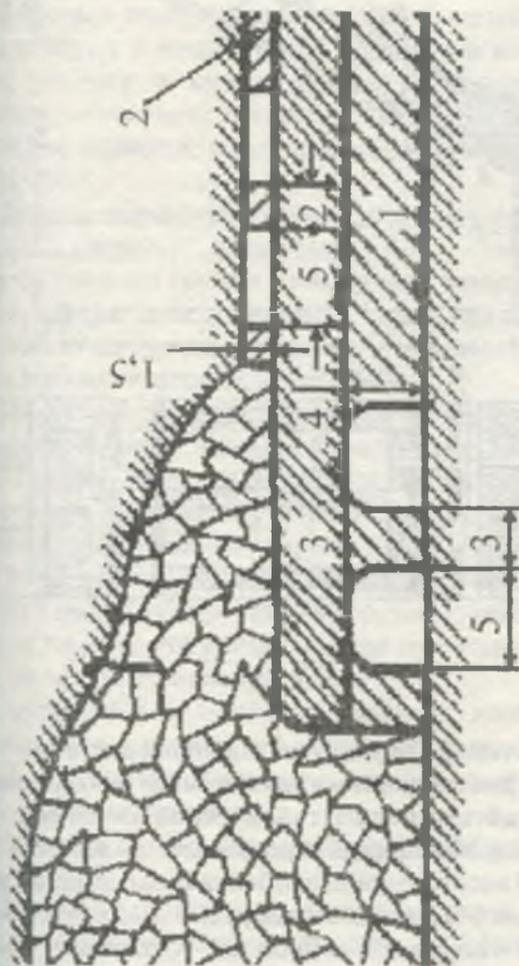


Рис. 3.5. Камерно-столбовая система разработки, — вариант для обособленной выемки сближенных пластов с последующим обрушением кровли (Миргалимсайский рудник):
 1 — основная залежь; 2 — параллельная залежь; 3 — пропласток некондиционной руды.

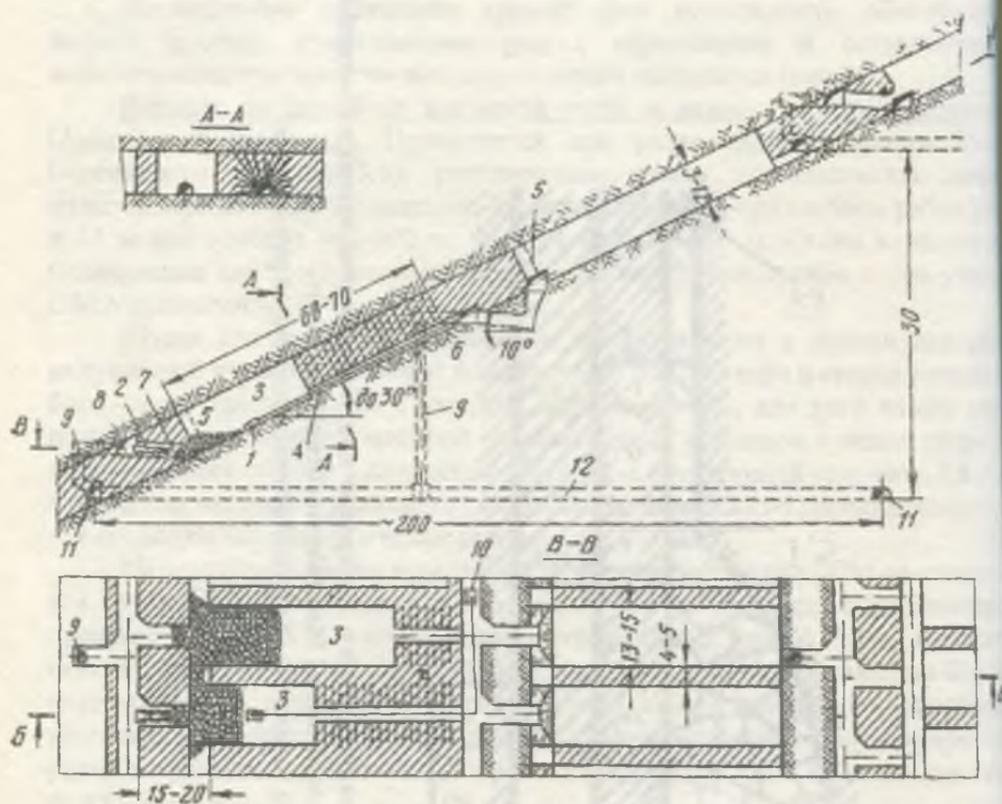


Рис. 3.6. Камерно-столбовая система, – вариант со взрывной доставкой руды, зачисткой лежачего бока дистанционно управляемым бульдозером 1 и доставкой руды ПДМ 2 (Ачисайский полиметаллический комбинат) :
 3 – очистные камеры; 4 – штрек для образования отрезной щели и ведения БВР;
 5 – отрезная щель; 6 – наклонный восстающий для отбойки руды; 7 – ниши для погрузки руды; 8 – штрек сечением 5*4м для доставки руды ПДМ к рудоспускам
 9, расположенным через 150м; 10 – подъемная лебедка; 11 – откаточный штрек;
 12 – заезды, расположенные через 150м .

Производительность бульдозера около 50 т/ч при расстоянии доставки до 40 м. При угле 30-35° используют скреперную установку, трос забрасывают через выработанное пространство с помощью пневмопушки. Активируют гидроселевую доставку.

В нишах работают погрузочно-доставочные машины, производительность их до 700 т/смену при расстоянии доставки до 100 м, причем машины много времени простаивают в ожидании электровозных вагонов, так как рудоспуски, соединяющие горизонты доставки и откатки, имеют малую длину (около 5 м), не обеспечивающую буферной емкости.

В бригаду очистных работ входят 2 взрывника, которые оба работают в одну смену, и 3 машиниста ПДМ, обычно имеющие права взрывника, - по одному человеку в смену. Бригада обслуживает участок из 2-4 камер. Показатели производительности труда близки к приведенным выше показателям варианта с механизированной доставкой руды по очистному транспорту.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка камерно-столбовой системы разработки. На металлических рудниках по производительности труда и показателям извлечения руды эта система близка к сплошной системе разработки при том же оборудовании. Расход выработочно-нарезных выработок при изолированных целиках 3-5 м/1000 т при ленточных целиках 5-7 м/1000 т.

По сравнению со сплошной системой камерно-столбовая позволяет вести большее число забоев в панели, если это необходимо для усреднения качества рудной массы, выдачи руды по сортам или интенсификации выемки; вести при необходимости большие, в том числе и сплошные, опорные целики при уменьшенной ширине камер. Сравнительные недостатки: более узкий фронт работ в забое; целики располагаются по строгой геометрической сетке и их нельзя приурочить выборочно к участкам бедных руд; пережигам выемки и т.п., как это делают иногда при сплошной системе разработки для снижения потерь металла при добыче.

Направления дальнейшего развития камерно-столбовой системы при таких рудах в основном те же, что и для панельно-столбовой системы.

Экономическое сравнение с другими системами разработки возможно по критерию максимизации дохода.

Особенности камерно-столбовой системы разработки при добыче калийных солей.

Бассейны ископаемых калийных солей имеются в Европе, Азии, Северной Америке, Южной Америке и Африке, около половины из них эксплуатируются.

Природным минеральным солям свойственна хорошая растворимость в воде. Мировой опыт их разработки свидетельствует о том, что проникновение воды в горные выработки обычно заканчивается затоплением рудника. Иногда это происходит катастрофически за несколько часов после начала водопритока,

тогда как на некоторых рудниках с притоком воды боролись десятки лет. Борьба с водой и попытки осушить затопленные рудники почти нигде не имели успеха; в процессе откачки воды или рассола развивались неуправляемые процессы карстообразования, способствующие постоянному увеличению водопритоков. В общем, попадание воды в подземные выработки недопустимо.

Пласты калийных солей имеют выдержанные элементы залегания и пологое или наклонное падение, размещаются в соляных залежах. На разрабатываемых пластах имеется слой водонепроницаемых пород мощностью не менее 50 м, что исключает фильтрацию грунтовых вод (там, где водоносные горизонты расположены ближе к калийным пластам, последние считаются непромышленными). Для сохранения сплошности водонепроницаемых пород широко применяют камерно-столбовую систему в варианте с оставлением постоянных целиков.

Так как несущая способность калийных солей невысокая (коэффициент крепости до 2-3) ширина междукамерных целиков составляет 0,5-1,0 ширины камер, что ведет к большим потерям соли в недрах. Целики оставляют сплошные или прорезают редкими сбоями.

Камерно-столбовая система разработки на калийных рудниках Старобинского месторождения (комбинат "Беларуськалий")

Горнотехнические условия. Месторождение представлено четырьмя калийными горизонтами, залегающими в соляных отложениях девона на глубине от 300 до 1200 м. Надсолевая толща - пластичные глинистые и глинисто-мергелистые породы, допускающие значительные деформации без образования трещин. Разрабатываются горизонты второй и третий. Второй калийный горизонт состоит из двух сильвинитовых слоев мощностью по 0,7-1,2 м, разделенных прослоем каменной соли мощностью 0,4-0,8 м; общая мощность пласта 1,8-3,2 м.

Третий горизонт представлен двумя, тремя или четырьмя слоями сильвинита, разделенными прослоями каменной соли. Суммарная мощность отрабатываемой части пласта 1,8-5,0 м.

Варианты камерно-столбовой системы: 1) с жесткими целиками (рис.3.7.); 2) с податливыми целиками (рис.3.8).

Эти сравнительно узкие целики разрушаются постепенно, что обеспечивает плавность посадки кровли. Потери руды примерно в 1,5 раза меньше, чем при жестких целиках.

Податливые целики оставляют при глубине разработки примерно до 400-600 м.

Отбойку осуществляют комбайнами, транспорт - конвейерами, а от комбайна до конвейера доставляют руду самоходным вагоном.

Подготовка. Шахтные поля разделяют на панели, а панели в свою очередь - на односторонние выемочные блоки (рис.3.9).

Шахтные стволы располагают в центре шахтного поля для сокращения длины транспортирования и сосредотачивают на возможно меньшей площади

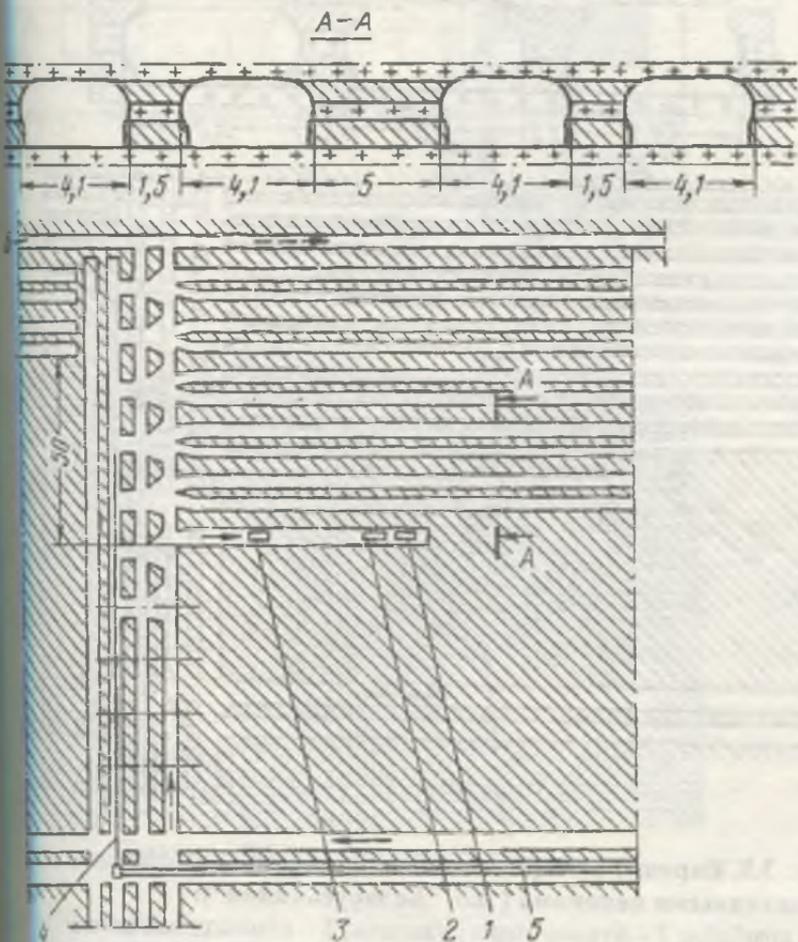


Рис. 3.7. Вариант камерно-столбовой системы разработки с жесткими целиками (п.о. "Беларуськалий"):
 1 - комбайн; 2 - бункер-перегрузатель; 3 - самоходный вагон;
 4 - блоковый конвейер; 5 - панельный конвейер; 6 - панельный вентиляционный штрек.

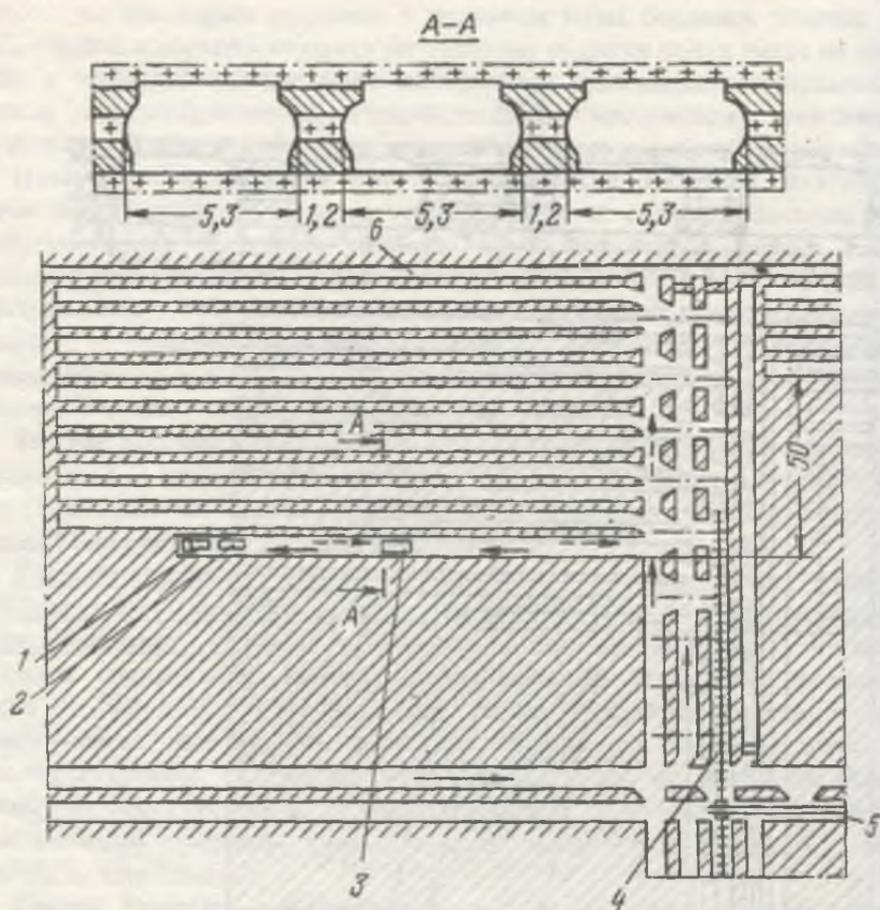


Рис. 3.8. Вариант камерно-столбовой системы разработки с податливыми целиками (п.о. "Беларуськалий"):

1 – комбайн; 2 – бункер-перегрузатель; 3 – самоходный вагон; 4 – блоковый конвейер; 5 – панельный конвейер; 6 – панельный вентиляционный штрек.

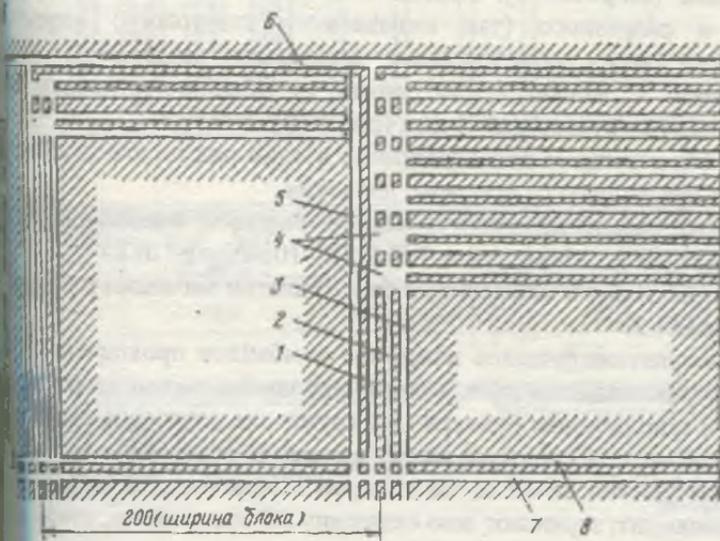
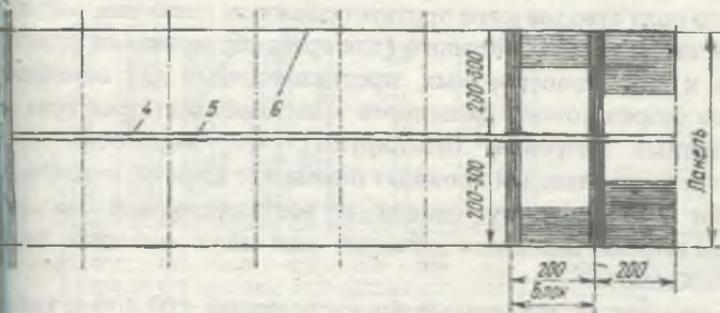


Рис. 3.9. Схемы подготовки (комбинат «Беларуськалий») а - шахтного поля; 1 - главный конвейерный штрек; 2 - главные вентиляционные штреки; 3 - главные транспортные штреки; 4, 5, 6 - панельные конвейерные, транспортные и вентиляционные штреки; б - панели; 1, 2 - боковые конвейерные и транспортные штреки; 3 - разрезной штрек; 4 - камеры разворота выемочных машин; 5 - разгружающая выработка; 6, 7, 8 - панельные вентиляционный, конвейерный и транспортный штреки.

для уменьшения их охранного целика.

Группа выработок главных направлений, проводимых от расположенных в центре шахтного поля стволов к его противоположным границам, состоит по правилу, из пяти штреков: конвейерного (для транспортирования руды), вентиляционных и двух транспортных, предназначенных для передвижения вспомогательного безрельсового транспорта - автомобилей; тракторов и бульдозеров (почву транспортных штреков бетонируют). От выработок главных направлений по границам панелей проходят панельные штреки: конвейерный по одну сторону панели и вентиляционный по другую. Вентиляционные штреки являются общими для двух смежных панелей. Ширина панели 400-600 м.

Панели разделяют на выемочные блоки шириной 200-300 м групповых штреков (см.рис.3.10). Группа состоит обычно из конвейерного, транспортного и разрезного (так называемого стартового) штреков. В разрезном штреке через определенные интервалы разделяют камеры выемочных машин. С целью предохранить от обрушения кровлю при разворотах проходят разгружающий штрек (рис.3.10).

В кровле его взрывают расположенные в один ряд по его длине скважины глубиной 1,5-2 м для защиты от бокового давления.

Механизация работ. Для подготовки и очистной выемки используют проходческо-очистные комбайны типа ПК-8, ПК-10, «Урал-10КС».

Комбайны работают в комплексе с самоходными вагонами и бункерами-перегрузчиками БП-3.

Освоено полуавтоматическое вождение комбайнов проходческого типа. Автоматически осуществляется пуск и остановка комбайна соответственно в незаполненном и заполненном бункере-перегрузчике, включение конвейера электросверлом с дистанционным управлением горизонтальную скважину диаметром 42 мм длиной 10-15 м, по которой выбрасывается газ с породами. Если это не происходит, заряжают всю скважину ВВ и взрывают, что вызывает выброс.

Проветривание. Свежий воздух поступает из панельных транспортных и конвейерного штреков в блок выработки. В очистные камеры нагнетают вентиляторами по прорезиненным трубам, которые прокладывают по кровле камеры по мере подвигания комбайна. Отработанный воздух от блок выработкам поступает на панельный штрек.

Порядок отработки панелей. Панели погашают в отступающем порядке. В одной панели вынимают одновременно до четырех блоков, в каждом из которых работает, как правило, по одному комбайну. Опережение очистных работ в соседних блоках должно быть не более 50 м.

Организация работ и технико-экономические показатели. Работы ведут три смены по 7 час 12 мин с одним перерывом. Ремонтная смена частично накладывается на добычную. Панель входит в один производственный участок.

Проходческо-очистной комплекс обслуживает сменная бригада.

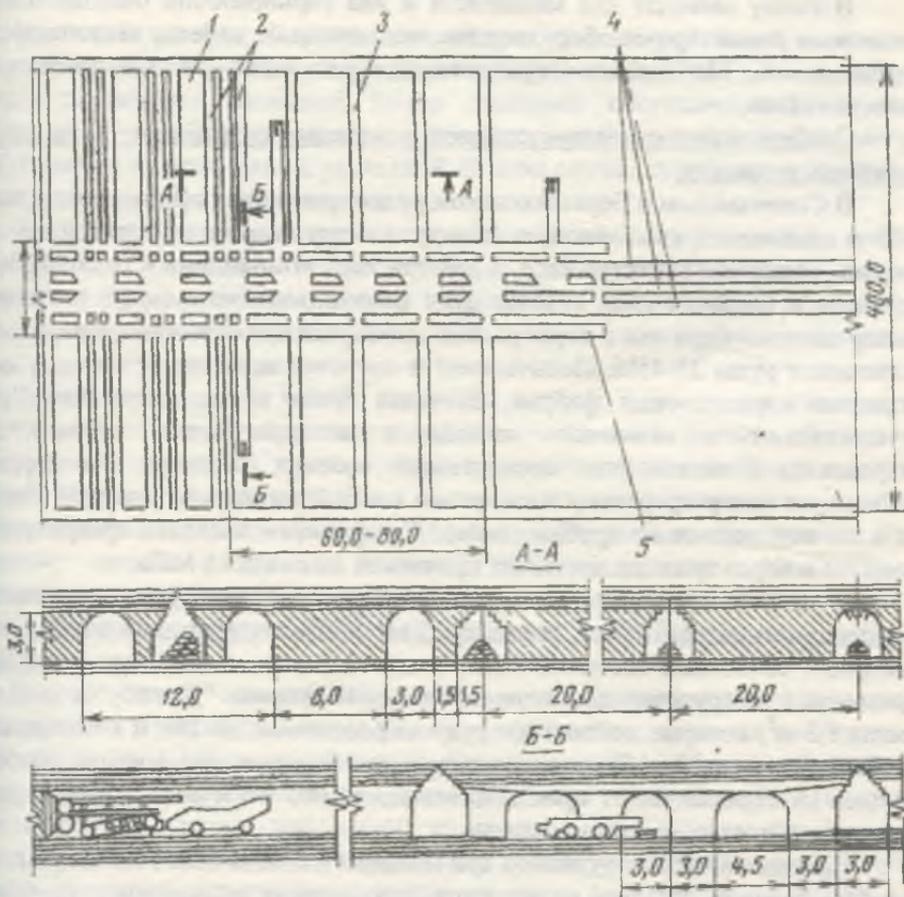


Рис. 3.10. Разгружающие выработки при камерно-столбовой системе разработки:

1 – междукамерный целик; 2 – камера; 3 – разгружающая очистная выработка; 4 – панельные штреки; 5 – разгружающая выработка для охраны панельных штреков.

В смену выходят два машиниста и два горнорабочих очистного забоя; последние ремонтируют оборудование, подвешивают кабели, вентиляционные трубы и т.п. На каждом горизонте дежурят один-три электрослесаря с велосипедами.

Особенности камерно-столбовой системы разработки на других калийных рудниках.

В Соликамском и Березняковском рудоуправлениях при мощности пласта 7-15 м применяют комбайновую выемку: камеру вынимают горизонтальными слоями, начиная с верхнего слоя, в два-три хода комбайнами «Урал-20КС». Из верхнего и среднего слоя отвозят руду самоходным вагоном по наклонному съезду до конвейера или к перепускной выработке или скважине. Коэффициент извлечения руды 35-45%. Испытывают и частично применяют закладку камер отходами карналитовых фабрик, Закладка сухая и гидравлическая. Сухую осуществляют с помощью конвейеров и самоходных вагонов. При гидрозакладке используют насыщенный солевой раствор; для хорошего заполнения камер прорезают в их кровле комбайном штробу высотой около 30 см и по ней подают по трубам смесь. Со временем закладка превращается в монолит и через три года достигает прочности на сжатие 6 МПа.

В США за выемочными комбайнами используют передвижные телескопические ленточные конвейеры, на одном из рудников отрабатывают камерно - столбовой системой пласт каменной соли мощностью около 10 м. Применяют погрузочно-доставочные машины фирмы "Джой" с емкостью ковша 5,3 м³, которые доставляют руду на расстояние до 250 м к передвижной дробильной станции. Станцию передвигают каждые три месяца. Наиболее мощная из станций имеет производительность 600 т/ч и обслуживается двумя погрузочно-доставочными машинами.

На ряде калийных рудников при мощности пласта более 3,5 м применяют отбойку веерами шпуров из штреков, пройденных с помощью комбайнов; доставляют руду погрузочно-доставочными машинами.

Технико-экономическая характеристика и область применения камерно-столбовой системы разработки на калийных рудниках. Производительность забоя до 30 тыс.т/мес, производительность труда забойного рабочего при комбайновой выемке 60-100 и до 200 т/смену, при комбинированной комбайновой и буровзрывной выемке 40-80 т/смену; потери руды 50-60% (при податливых целиках 35-40%, но их нельзя будет применять при увеличении глубины работ); разубоживание от 5 до 25-35% при совместной выемке пропластков каменной соли.

Камерно-столбовой системе свойственны высокие потери руды, значительное засорение руды каменной солью из пропластка. Целики, даже и жесткие, постепенно разрушаются, поверхность через два-три года начинает оседать и через 10-15 лет просадка поверхности достигает почти полной средней выемочной мощности пласта в связи с пластичностью пород. При равнинной местности это приводит к заболачиванию поверхности на огромных

площадах. В таком виде камерно-столбовая система дальше применяться не может.

Возможны два пути. Первый - применение камерно-столбовой системы в сочетании с жесткими целиками и последующей гидравлической (с насыщенным жидким раствором) закладкой камер отходами обогащения. Последние уплотняются, образуют монолит, и тогда через один-три года могут отработаться целики, тоже с закладкой. В этом случае существенно снизятся потери руды и просадка поверхности.

Путь этот для разработки месторождений типа Старобинского очень сложен; надо создавать водоотливное и компрессорное (для гидро-электротранспорта) хозяйства; неясна возможность достаточного заполнения жидким раствором камер; особого решения требует вопрос о вторичном подходе к целикам для погашения целиков.

Другой путь - при малой мощности залежи переход на столбовую систему разработки с обрушением кровли (сплошная выемка блоков с поддержанием очистного пространства передвижной щитовой крепью, за которой обрушается кровля). Эта система широко применяется в ПО «Беларуськалий», - породы прогибаются плавно, без разрыва сплошности, что исключает прорыв вод, но закладка не осуществима. Необходимы организационные меры для осушения поверхности.

Особенности камерно-столбовой системы разработки при добыче гранитного камня.

Месторождения известняков, отвечающие требованиям производства гранитного камня и разрабатываемые подземным способом, имеются на Украине, в Молдавии; на Кавказе, а также во Франции, США, Италии, Румынии, Испании. Залегают известняки, как правило, в виде горизонтальных (с углом наклона до $3-6^{\circ}$) пластов постоянной мощности - от 2,5-3,5 м до десятков метров (мощность не менее 3,5 м необходима при неустойчивой кровле, чтобы положить предохранительную корку толщиной около 1 м), плотность известняка 2,2-2,3 т/м³. Трещиноватость известняков должна быть минимальной, а ударная прочность - до 400 кг/см². К известнякам предъявляются также определенные технические требования по размягчению, морозостойкости и влажности.

При мощности пласта 2,5-3 м выемку применяют однослойную, а при большей мощности - многослойную.

Вскрывают месторождение обычно штольнями из долин, реже - скважинами. Шахтное поле разделяют на панели откаточными и вентиляционными штреками (рис.3.11).

Камеры располагают вкрест простирания, реже - по простиранию; ширина камер в зависимости от устойчивости пород от 3,2 до 8 м, редко до 12 м (Инкерманская штольня в Крыму).

Высота камер (или слоя при многослойной выемке) определяется техническими возможностями камнерезных машин и составляет 2,4-2,5 м.

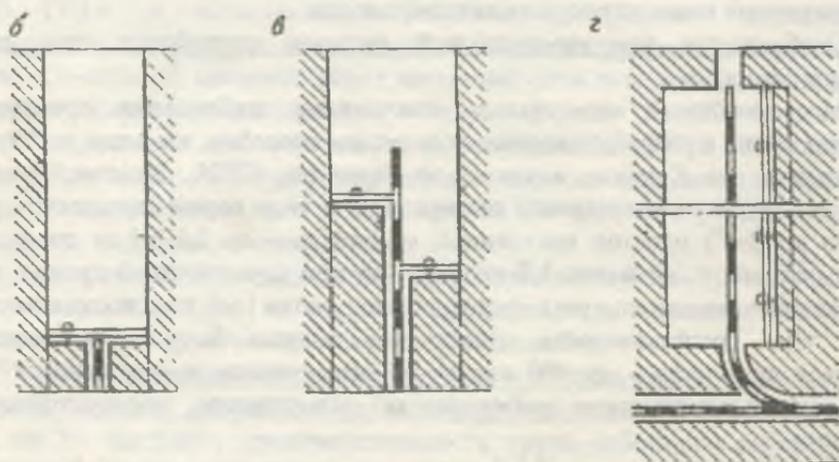
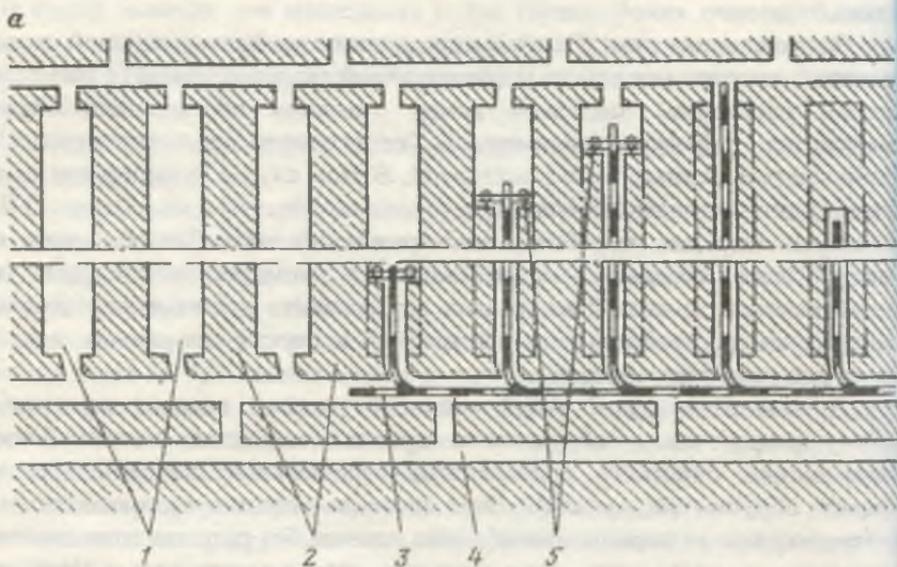


Рис. 3.11. Камерно-столбовая система разработки, вариант для добычи пильного камня:

а – план панели (1 – камеры; 2 – опорные целики; 3 – панельный откаточный штрек; 4 – панельный вентиляционный штрек; 5 – камнерезные машины);

б – порядок отработки камеры торцевым сплошным забоем;

в – ступенчатым забоем с использованием двух машин;

г – продольная выемка с использованием нескольких машин.

Очистная выемка. Очистной забой в камере располагают в торцевой части или по длинной стороне камеры для увеличения фронта работ.

Блоки выпиливают из забоя камнерезными машинами. Технология выемки пильного камня с применением торцефрезерных машин заключается в следующем. Проходят штольню на всю длину камеры с помощью обычной ручной или баровой камнерезной машины. После этого выпиливают крупные блоки одновременно тремя торцефрезерными машинами, две из которых работают на уступе и создают вертикальные продольные (вдоль камеры) и поперечные пропилы, а третья – предуступная – «подрезает» блок снизу. Блок после этого ложится под собственным весом на трубки торцефреза, и его доставляют в пункт перегрузки на откаточную платформу. Отсасываемые продукты выемки из пропилов складываются и могут быть использованы в дальнейшем производстве искусственных строительных материалов.

Эффективность разработки пильного камня при использовании комплекса торцефрезерных машин значительно повышается за счет уменьшения операций по выпиливанию блоков и полной механизации ручных работ, а также за счет получения более крупных блоков, которые можно разделить на мелкие с помощью стационарной установки на земной поверхности – повышается безопасность работ по выпиливанию и улучшаются условия труда обслуживающего персонала.

3.4. Камерная система разработки

Камерной системой разработки называется применяемая в крутых залежах и в слабых пологих залежах система разработки с естественным поддержанием свободного пространства, при которой максимально возможную часть блока вынимают камерами, руду в камерах доставляют самотеком, а целики отбывают во вторую стадию или оставляют навсегда в недрах.

По другим имеющимся классификациям эту систему разработки в сочетании с поэтажной отбойкой называют также системой поэтажных выемок, в варианте с этажной отбойкой – этажной-камерной системой.

Удельное значение камерной системы на рудниках СНГ составляет около 10%, в дальнейшем оно будет сокращаться в связи с увеличением глубины выемки. Варианты расположения камер и целиков показаны на рисунках 3.12 и 3.13.

Отбивают руду в основном скважинами; бурят скважины обычно из поэтажных ортов или штреков, пройденных по длине камеры (поэтажная отбойка). Вначале образуют в камере отрезную щель, затем отбивают на руду вертикальными слоями. Выпускают руду через выработки в основании камеры. Иногда магазинируют руду; чтобы уменьшить отслоение боковых пород или создать резерв руды данного качества.

После выемки камер обычно погашают целики. В мощных залежах половина запаса этажа и более остается в целиках, поэтому

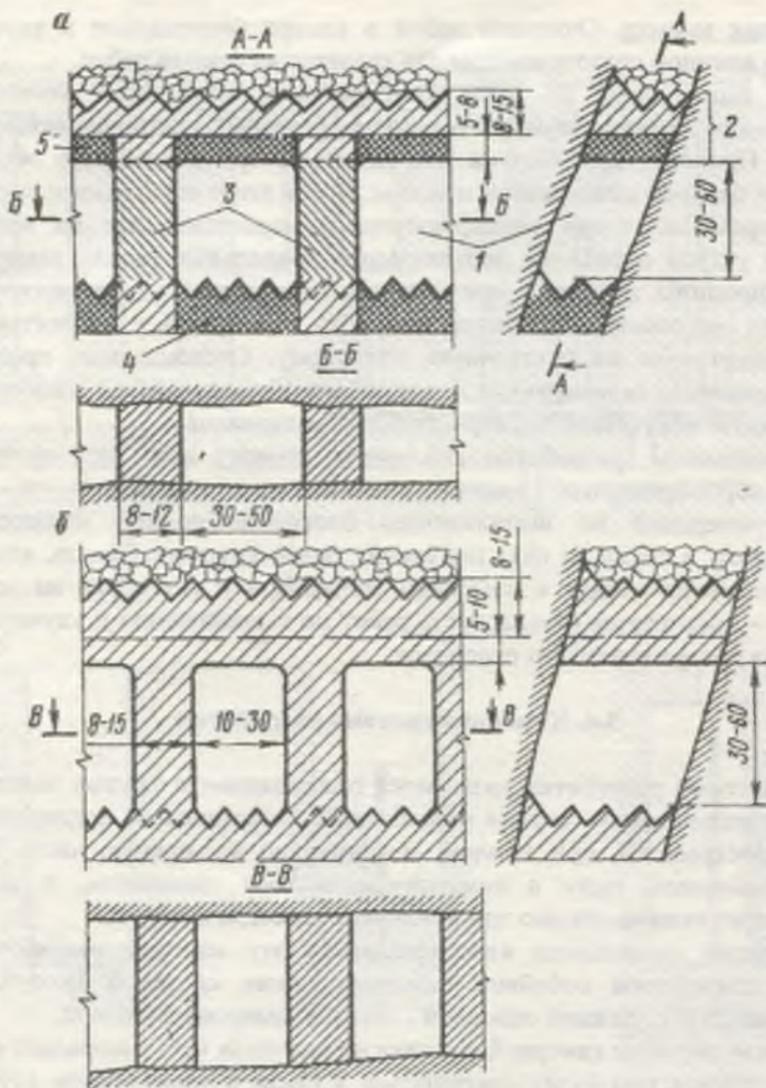


Рис. 3.12. Расположение камер:

а – по простирацию; *б* – вкрест простираания;

1 – камера; *2* – междуэтажный целик; *3* – междукамерные целики;

4 – основание камеры; *5* – потолочина.

Размеры даны ориентировочно.

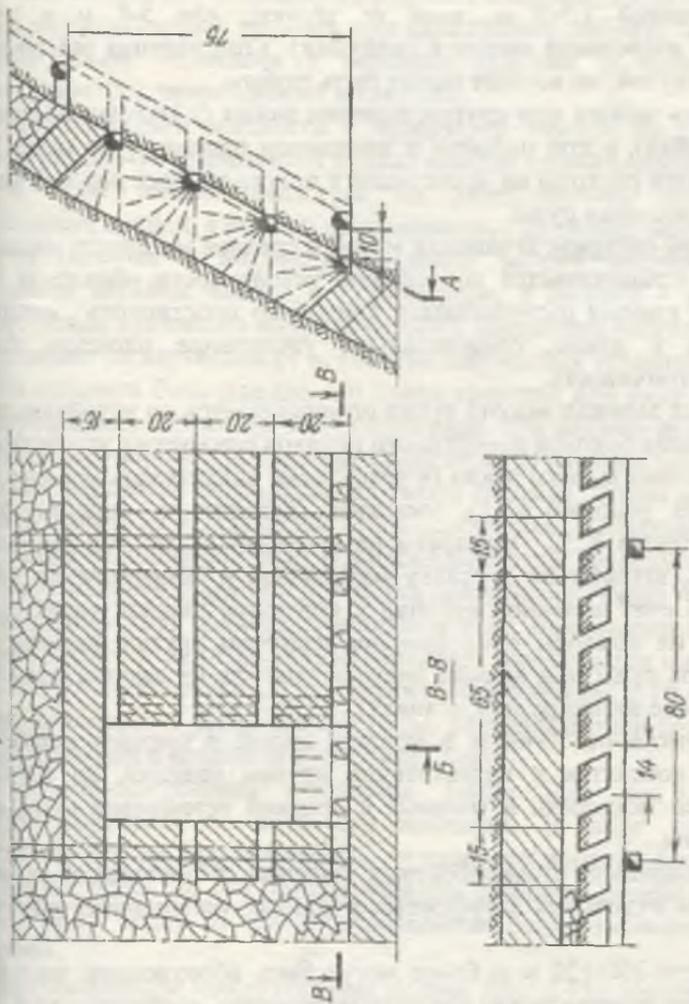


Рис. 3.13. Камерная система разработки, — вариант с подэтажной отбойкой, доставкой руды самоходным оборудованием и наклонным междуэтажным целиком.

эффективность отработки блока в целом определяется в последнем случае выемкой целиков.

Условия применения. Руда и боковые породы должны быть устойчивыми. В виде исключения в мощных месторождениях на неустойчивых боках можно оставлять около них предохранительную руду «корку» (толщиной 1,5-3 м, если ее теряют, или 5-8 м в случае последующего извлечения вместе с целиками). Угол падения залежи наиболее благоприятен крутой, но вообще может быть любым.

Мощность залежи при крутом падении любая (в маломощных залежах шпуровая отбойка), а при пологом и наклонном падении - не менее 10-20 м, иначе не окупятся расходы на проведение в подстилающих породах выработок для выпуска и доставки руды.

Параметры системы. В залежах малой и средней мощности максимальная высота этажа ограничивается по условию устойчивости обнажения боковых пород, так как камеры располагаются длиной по простиранию, а поэтому высота близка к длине, следовательно, увеличение площади обнажения снижает его устойчивость.

В мощных залежах высота этажа ограничивается по устойчивости руды, так как увеличение боковой поверхности целиков снижает их устойчивость.

Оптимизацию высоты этажа (в технически допустимых пределах) можно производить по условию (2.1), учитывая: затраты на проходку этажных выработок (входят в K, C); затраты на проходку выработок для выпуска и доставки руды, затраты на доставку материалов и оборудование; ущерб от потерь руды за счет неполной отбойки у контактов залежи; ущерб от потерь отбитой руды на лежащем боку при недостаточно крутом падении залежи; ущерб от потерь руды при выемке целиков (так как от высоты этажа зависит удельное значение запаса руды в целиках).

Высота этажа от 50-60 м в залежах малой и средней мощности при неправильных контактах и недостаточно крутом падении, до 100-170 м в залежах средней мощности и мощных с крепкой устойчивой рудой и очень крутым падением.

В обособленных столбообразных залежах с небольшой длиной простирания на отдельных зарубежных рудниках увеличивают высоту этажа до 300 м.

При высоте 100-120 м и более могут быть оборудованы через 60-80 вспомогательные горизонты для доставки материалов, сообщения и т.п.

Оптимизация высоты подэтажа при подэтажной отбойке возможна при минимуме приведенных затрат (2.2), при этом учитываются: затраты на проходку подэтажных выработок и отбойке, по вторичному дроблению и доставке руды (так как увеличение глубины скважин может увеличить выемку негабарита при отбойке); ущерб от потерь и разубоживания руды за счет неточной отбойки по контактам залежи. Изменяется высота подэтажа от 8-12 до 30-40 м - большие значения относятся к отбойке скважинами увеличенно

диаметра.

Ширина камер при разработке по простиранию равна мощности залежи, длина - 30-60 м по условию устойчивости боковых пород. В мощных месторождениях длина камер равна мощности залежи (до 70-80 м), ширина 10-15 м, в зависимости от устойчивости рудной потолочины или боковых пород. Ширина междукамерных целиков при скважинной отбойке в камерах 8-15 м. Самый большой размер относится к мощным залежам и большому диаметру скважин, применяемых в камерах).

Залежи средней мощности с небольшой длиной по простиранию или по падению (рис.3.14) обрабатывают иногда вообще одной камерой без оставления целиков. Если залежь вытянута по падению, то оставляют только междуэтажные целики, а если по простиранию, - то только междукамерные.

При пологом и наклонном падении залежи выпускные выработки размещаются верхней частью в рудном теле, а нижней - в подстилающих породах. Важно правильно выбрать глубину заложения выпускных выработок, расстояние по вертикали от оснований выпускных траншей или воронок до контакта лежащего бока (среднее по длине траншеи или ряду воронок в блоке при неправильном контакте). Чем ценнее руда, тем меньше должен быть объем рудных гребней воронок и, следовательно, больше глубина заложения. Обычно выпускные выработки располагаются таким образом, чтобы они в среднем по длине размещались на 2/3 своей высоты в подстилающих породах.

В виде исключения, если предусматривается последующее заполнение камер монолитной закладкой и обработка целиков основания блока, выпускные выработки располагают полностью в рудном теле. Высота основания камеры от горизонта доставки руды до гребней траншей или воронок составляет обычно 2-3 м. Толщина потолочины (при скважинной отбойке) 5-10 м, в зависимости от ширины камеры и устойчивости руды. Междуэтажный целик располагают горизонтально или с наклоном к лежащему боку.

При горизонтальном основании блока (см. рис.3.14) выпускные выработки нарезают по всей его площади. В виде исключения, при достаточно крутом падении залежи, не нарезают воронки лишь близ висящего бока, так как здесь на них приходился бы слишком маленький запас руды. Междуэтажный целик составляют: основание блока вышележащего этажа и потолочина.

При наклонном междуэтажном целике (рис.3.15) достаточно пройти на фронтах доставки и откатки по одному штреку с одной траншеей или одним рядом воронок; уменьшается в два-три раза трудноизвлекаемый запас руды в основании блока, изрезанном выпускными выработками; увеличивается запас руды на пункт выпуска, что благоприятствует использованию питателей.

С другой стороны, из активного запаса верхнего этажа исключается часть руды снизу в виде треугольной призмы. Относительный объем этой призмы пропорционален мощности залежи и возрастает с увеличением угла падения залежи. При угле падения, например, 60° и высоте этажа 60 м активный

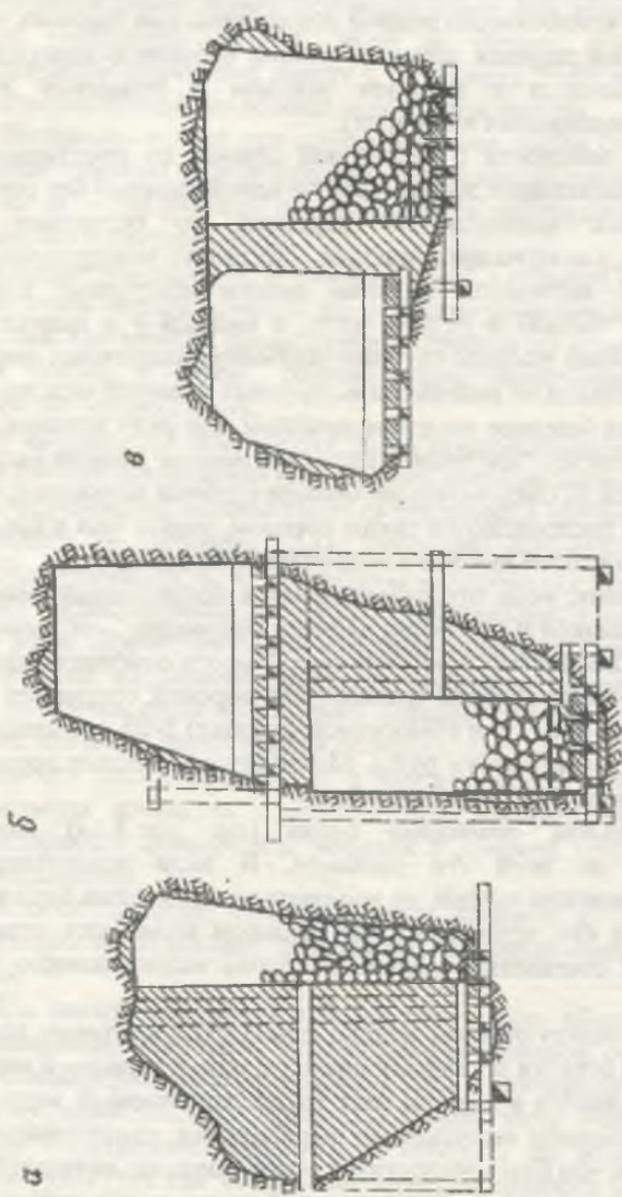


Рис. 3.14. Камерная система в обособленных залежах малых размеров:
 а — до 50-80м по простиранию и падению; б — вытянутых по падению; в — вытянутых по простиранию.

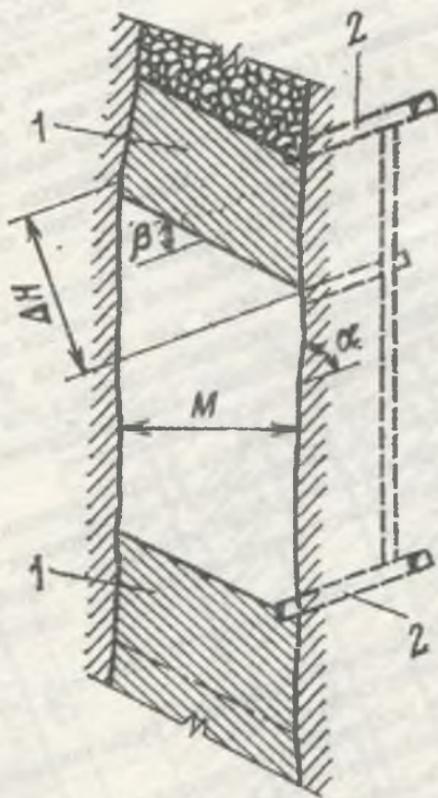


Рис. 3.15. Наклонные междуэтажные целики 1 и этажные выработки 2.

запас верхнего этажа при мощности залежи 20, 40, 60 м снижается соответственно на 15, 30, 45%. Во втором и следующих этажах возрастает высота блоков (без увеличения их запасов). Прирост высоты блока

$$\Delta H = \frac{M \sin \beta}{\sin(\alpha + \beta)}$$

где M - мощность залежи; α — угол ее падения; β - угол наклона целика.

Наклонное расположение междуэтажных целиков целесообразно при ограниченной мощности (до 30-40 м при угле падения 50-60° и до 20-30 м при угле падения 70°) и при выдержанных элементах залегания рудного тела значительную глубину, так как только в этом случае можно применять наклонные целики подряд в нескольких этажах.

Рассмотрим сначала основной вариант камерной системы - с подэтажной (скважинной или, реже, шпуровой) отбойкой и донным выпуском.

Подготовка. Проходят выработки для выпуска и доставки руды, для подсечки и разбуривания камеры, наклонные заезды в эти выработки в случае использования самоходного оборудования, а также блоковые восстающие для нарезки и проветривания вышесказанных выработок.

Блоковые восстающие при разработке по простиранию располагаются в целиках (см.рис.3.13); а при разработке вкрест простирания - в камерах и в целиках. В последнем случае из восстающих приходится пробивать в камере штреки на подэтажах, но зато восстающие могут быть использованы и для погашения целиков.

Из восстающих нарезают подэтажные орты (штреки) по всей длине камеры.

Затраты на выработки для выпуска и доставки руды составляют до 20-30% всех затрат на подготовку и очистную выемку.

В случае недопустимости по условиям обогащения разубоживания руды при неценных рудах выработки основания блока, в особенности рудоприспосабливаемые стараются разместить в руде идя на дополнительные конструктивные потери. Так, например, на шахте "Сидеритовая" (Бакальское РУ) горизонты доставки смежных по падению камер совмещены и, несмотря на увеличение потерь руды в основании блока, такая схема (рис.3.16) оказалась экономически более эффективной благодаря малой ценности руды.

При образовании рудоприспосабливаемых траншей отбивают руду тем же методом что и в камерах: бурят и взрывают вертикальные веера скважин из траншейной отбойки (штрека (орта)).

В случае применения выпускных воронок разделка их и подсечка камер опережают отбойку уступов на 1-2 воронки.

Для образования отрезной щели продолжают одну из выпускных выработок от горизонта подсечки до уровня кровли камеры в виде отрезной восстающего, располагаемого на фланге камеры или посередине.

Очистная выемка. Для образования отрезной щели постепенно расширяют взрыванием вертикальных скважин отрезной восстающий

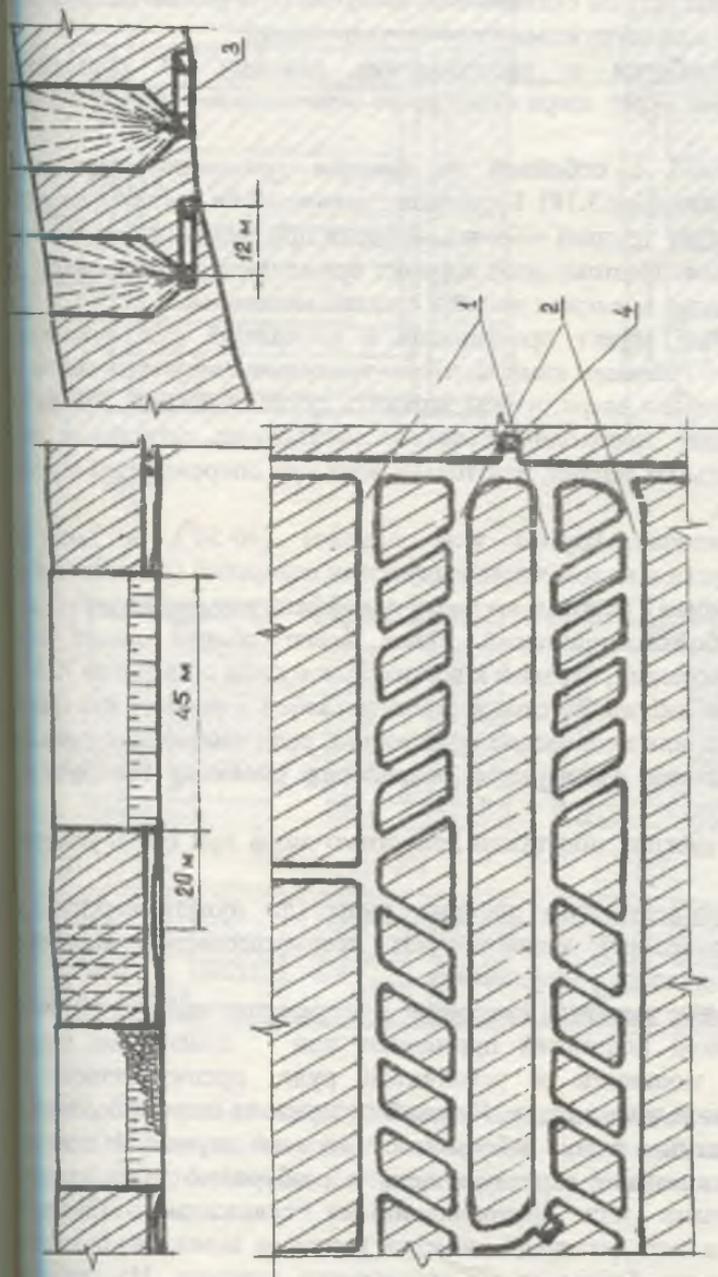


Рис. 3.16. Вариант камерной системы разработки на шахте "Сидеритовая".
 1 – траншейный штрек; 2 – доставочный штрек; 3 – органы-заезды; 4 – рудоспуск.

подэтажах на всю ширину камеры (рис.3.17), выход отбитой руды на ор
скважину при этом в 2-3 раза меньше, чем при очистной выемке.

Далее отбивают уступы скважинами, отступив от отрезной щели. Бурен
скважин штанговое или погружными пневмоударниками.

Буровые выработки и расположение скважин. В подавляюще
большинстве случаев бурят веера скважин из подэтажных штреков или ор
(см. рис.3.13).

При варианте с отбойкой из заходов применяют параллельно
расположение скважин (рис.3.18). Бурильщик находится на узкой берме уступа
а над бермой нависает трудная консоль, которая при наличии заколов может
внезапно обрушиться. Поэтому этот вариант применяют редко и только при
очень устойчивой руде в залежах малой и средней мощности.

При разработке вкрест простирания и кливажной руде располагают
подэтажные орты по границам камеры, чтобы тщательнее оформить целики.

Бурят чаще только вверх, чтобы заряжать сухие скважины, или вверх
вниз, что сокращает необходимое число подэтажных штреков и число
перестановок бурильных машин, или только вниз при опережающей отработке
нижним подэтажей.

При недостаточно крутом угле падения ($40-50^{\circ}$), а также для
концентрации выпуска в малом числе выпускных отверстий (наклонное днище
на рудника им. Губкина) используют частично эффект взрыводоставки руды.

Порядок отбойки подэтажей. Чаще всего общую линию забоя
выдерживают в положении, близком к вертикальному или с наклоном $70-80^{\circ}$
сторону массива во избежание сколов массива. Забои взрывают или сразу
всей высоте камеры, или поочередно подэтажами, если необходимо уменьшить
сейсмическое действие взрыва для сохранения целиков, выработок и
сооружений.

Опережение нижних подэтажей допустимо лишь при очень устойчивой
руде.

Выпуск и последующую доставку руды (до пункта перегрузки
магистральный транспорт) механизмируют преимущественно с помощью
питателей или самоходного оборудования.

Дополнительные варианты камерной системы при подэтажной отбойке.
Вариант с подсечкой подэтажей применяют при изменчивых контурах
залежей средней мощности и устойчивой руде, преимущественно при
использовании самоходных машин. Каждый подэтаж из штрека подсекают
высоту 3-4 м обратным ходом забоем-лавой по всей ширине. Из подсеченного
пространства образуют отрезную щель и разбуривают подэтаж снизу
вверх вертикальными или крутонаклонными скважинами. Повышается
извлечение руды за счет детальной разведки контуров залежи на подэтажах
улучшается дробление благодаря параллельности скважин. Но необходима
высокая устойчивость рудного массива и жесткое соблюдение мер
безопасности при работе в подсечном пространстве.

а

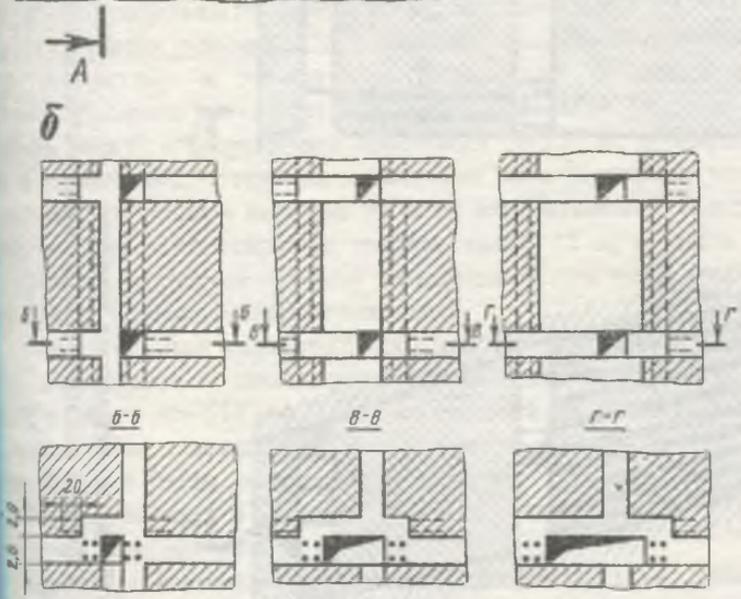
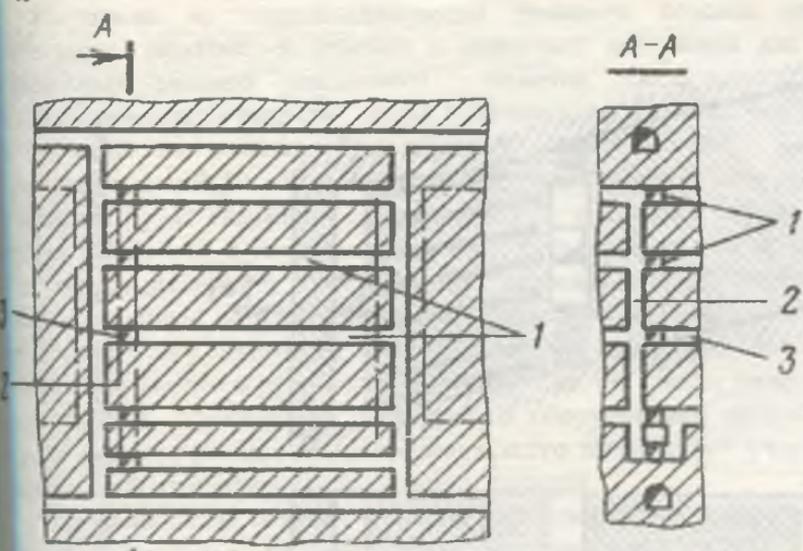


рис.3.17. Образование отрезной щели штанговыми скважинами:

- расположение отрезного восстающего; б - стадии образования отрезной щели; 1 - подэтажные штреки; 2 - отрезной восстающий; - рассечки.

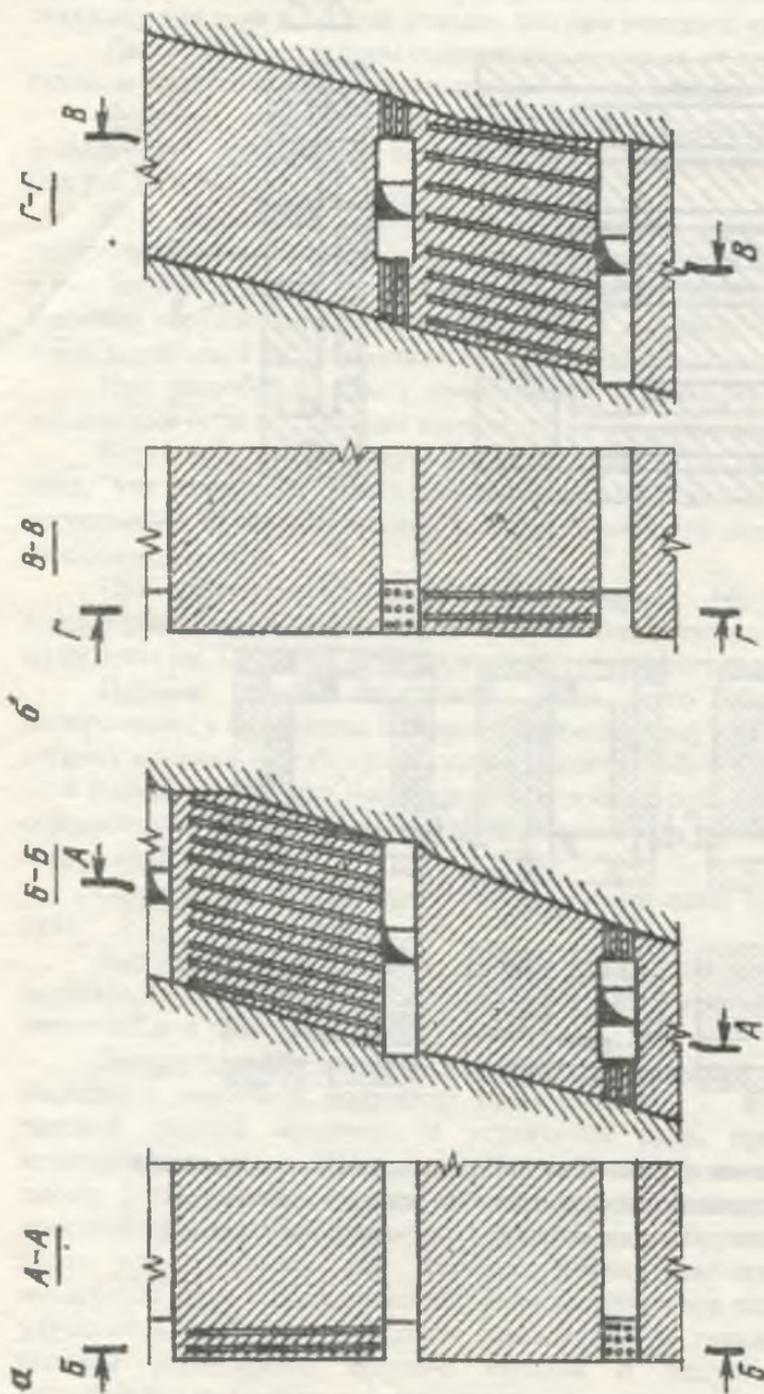


Рис. 3.18. Подэтажная отбойка из открытых заходок:
 α – образование заходки в нижнем подэтаже и подготовка к отбойке слоя руды в верхнем; β – следующий этап буровзрывных работ.

На одном из полиметаллических рудников создана оригинальная разновидность подэтажной отбойки с подсечкой подэтажей для разработки правильных залежей наклонного падения. Особенность состоит в подэтажном торцевом выпуске руды, позволяющем избежать больших потерь отбитой руды на лежачем боку. Залежь длиной 50-80 м обрабатывают подэтажами высотой 10—12 м, начиная с верхнего, с опережением около 40 м. В подсечки бурят скважины с наклоном 50° в сторону отбойки, чтобы не скалывалась кровля и уменьшился разброс руды взрывом на почве подэтажа. Отбитую руду выпускают в погашаемый подэтажный штрек через его торец с помощью ковшевой погрузочно-доставочной машины (ПДМ), которой отвозят руду к рудоспуску. Около 15% отбитой руды остается на почве подэтажа, выпускают ее вместе с рудой нижнего подэтажа. На самом нижнем подэтаже выпуск донный. Применение самоходного оборудования заставляет решать вопросы системы разработки в пределах всего выемочного участка длиной 50-100 м, подготавливаемого наклонным съездом.

Для уменьшения объемов и сроков первоочередной подготовки вводят в эксплуатацию подэтажи по мере углубки наклонного съезда.

На калийных рудниках Стебниковского калийного комбината применяют камерную систему в варианте с подэтажной отбойкой и оставлением постоянных целиков (потери руды в целиках 50-60%). Падение залежи крутое; мощность вместе с безрудными прослоями 50-150 м; коэффициент крепости руды 4-6; вмещающие породы - каменная соль (верхнюю часть залежи под выносными породами высотой 50 м не обрабатывали). Высота этажа 60 м, разработка вкрест простирания; ширина камер 15 м, целиков 12 м. Отбойка взрывная, безрудные прослои не взрывают, при толщине более 5 м они не разрушаются. Камеры подлежат закладке.

Горизонтальные выработки проходят комбайнами со скоростью 100-120 м/смен, восстающие - секционным взрыванием скважин на опережающую скважину диаметром 350 мм. Подсечка траншейная, отбойка в подсечке и выше вертикальными веерами скважин диаметром 35 мм из подэтажных ортов, соединенных по осям камер. Во избежание постепенного сужения камер скважины наклоняют в сторону отбойки под углом 80° к вертикальной плоскости и перебуривают их на 0,5 м.

Бурение - колонковыми электросверлами 2ЭПК-4, производительность 20 м/смену, обслуживают ЭПК два человека. Зарядание - патронированными ВВ в связи с малым диаметром скважин. Расход ВВ на отбойку 200 г/т, на торцевое дробление 50-70 г/т. Габарит кусков 400 мм.

Выпускают руду в скреперные орты, скреперные установки мощностью 100 кВт доставляют в среднем 220 т/смену на 50-150 м; погрузка вагонов лопочковая. Для новых блоков запроектирован вибровыпуск руды по схеме питатель - скребковый конвейер СП-80 - блоковая барабаннолопастная отбойка - магистральный конвейер.

Проветривание блока. Свежий воздух поступает с горизонта откатки по

восстающему в подэтажные штреки и из них в очистное пространство загрязненный воздух отводят по восстающему с другой стороны камеры или вентиляционной сбойке на вентиляционный горизонт. Выработки, в которых производят вторичное дробление руды, обычно проветривают отдельно струей.

Каменная система в варианте с этажной отбойкой. Этот вариант часто называют системой разработки этажно-камерной или с этажно-камерной выемкой. Он создан в бывшем СССР в начале сороковых годов на базе внедрения скважинной отбойки. Отличается увеличенной глубиной и диаметром скважин и соответственно разбуриванием камеры на всю высоту одного горизонта (в одном из первоначальных вариантов - на всю длину периферийных выработок).

Условия применения по сравнению с подэтажной отбойкой дополнительно ограничиваются тем, что, во-первых, высота камер не должна превышать максимально приемлемой глубины скважин, равной 40-60 м, и, во-вторых, скважины в связи с большой глубиной должны иметь увеличенный диаметр. В связи с этим необходимы: мощность залежи не ниже средней, правильные контакты (при средней мощности залежи); высота этажа не более 60-75 м; мелкоблочная или монолитная руда; отсутствие на границе с камерами искусственных целиков из монолитной закладки невысокой прочности; отсутствие в руде таких полезных компонентов, как алмазы, слюда, которые должны быть сохранены неразрушенными.

Этот вариант в течение двух десятилетий применяли в бывшем СССР широко, но позднее, в связи с увеличением высоты этажа и уменьшением диаметра скважин (а соответственно и их глубины), он сохранился как основной только на руднике им. Губкина (рис.3.19).

Отбойку ведут обычно вертикальными или крутонаклонными (по падению залежи) слоями на отрезную щель, применяя многорядное взрывание с коротким замедлением.

Буровые станки работают в горизонтальной выработке на одном горизонте, что облегчает их эксплуатацию, позволяет использовать самоходные буровые установки и облегчает улавливание бурового шлама.

Траншейную подсечку осуществляют одновременно с отбойкой руды в камере. В случае применения рудоприемных воронок подсечку обеспечивают либо взаимным пересечением этих воронок, либо выемкой над ними горизонтального слоя руды с помощью шпуров или вертикальных веерообразных штанговых скважин.

Скважины бурят преимущественно погружными пневмоударниками или шарошками сверху вниз из выработок, пройденных у кровли камеры. Так работают, например, на руднике им. Губкина, где в сверхмощной крутой залежи очень крепких железистых кварцитов обрабатывают только камеры в одном этаже. Выпускные отверстия образуют под небольшой частью камеры, а на остальной площади: почву камер располагают наклонно и доставляют руду

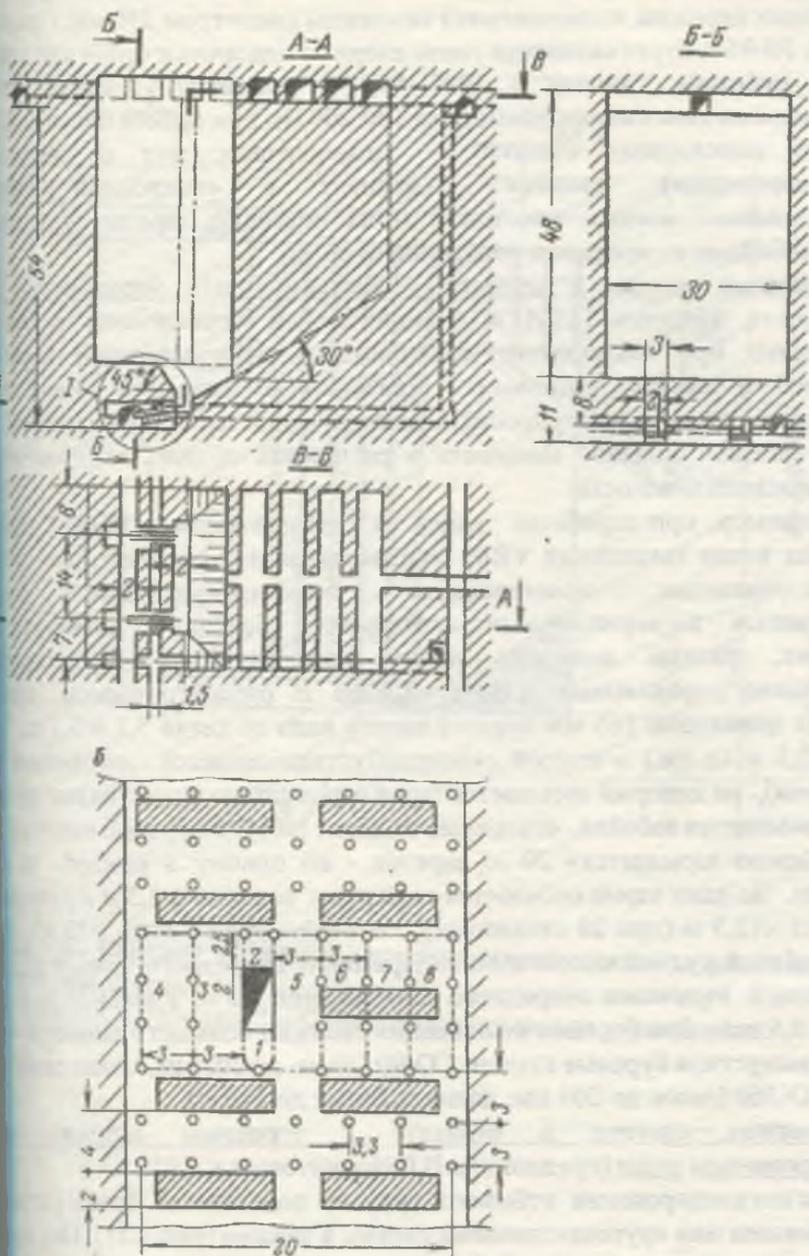


рис. 3.19. Камерная система разработки на руднике им. Губкина.
 а – вариант со взрывной доставкой руды; б – буровые выработки и образование отрезной щели (план бурового горизонта);
 2...8 – порядок взрывания.

силой взрыва (см. рис.3.19). Применяется отбойка комплектами параллельных сближенных скважин, испытываются скважины диаметром 250 мм. При высоте камер до 30-35 м бурят скважины снизу вверх из подсечных ортов или штреков.

За рубежом начали с 1975-1978 г. применять этажную отбойку вертикальными скважинами диаметром 100-200 мм при высоте блока до 120 м с помощью самоходных станков (шарошечных или с погружными пневмоударниками). Имеется вариант с секционной отбойкой горизонтальными слоями высотой 3 м на подсечку, заряды разделены на участки забойкой из песка или дробленой породы.

Камерная система в варианте с дистанционным управлением ПДМ
Возможность заезжать ПДМ с дистанционным управлением в очистное пространство при нахождении машиниста в наблюдательной выработке выходящей в камеру, позволяет отказаться от создания рудоприменительных выработок и значительно упростить конструкцию системы разработки пологих залежах большой мощности и расширить область ее применения к залежам средней мощности.

Например, при отработке камер на руднике фирмы "ИНКО" (Канада) применена новая технология VRM (вертикальная выемка обратным ходом) предусматривающая использование концентрированных зарядов, располагаемых в вертикальных скважинах большого диаметра через большие расстояния, равные величине линии наименьшего сопротивления. Дистанционно управляемые ПДМ (рис.3.20). В рассматриваемом примере скважины диаметром 165 мм бурятся сверху вниз по сетке 3,1 x 3,1 м. Через каждые 3,5 м (п.н.с.) в каждой скважине устанавливается деревянный палец (перемычка), на который засыпается заряд взрывчатого вещества массой 45 кг. Сверху засыпается забойка, состоящая из песка (60%) и буровой мелочи (35%). Одновременно взрывается 20-30 зарядов - по одному в каждой из 20-ти скважин. За один взрыв отбивается слой руды толщиной 3,5 м и размерами в плане 12,5 x 12,5 м (при 20 скважинах), т.е. объем руды около 550 м³. После уборки отбитой рудной массы ведется зарядание очередного комплекта ВКЗ. Последующее взрывание очередного слоя высотой 3,5 м. Удельный расход В. составил 0,6 кг/т. Для бурения нисходящих скважин большого диаметра фирма "ИНКО" выпустила буровые станки: СО-90 (диам. до 203 мм, длина скважин до 250 м); СО-360 (диам. до 203 мм, длина скважин до 115 м).

Камерная система в варианте с торцевым выпуском и магазинированием руды (предложена В.Р.Именитовым в 1959 г.).

При магазинировании отбивают руду из поэтажных ортов (штреков) вертикальными или крутонаклонными слоями в зажиме (рис.3.21). Над нижним ортом оставляют целик высотой 5-6 м, частичный выпуск в объеме 20-25% осуществляют через торцы погашаемых буровых выработок, используя ПДМ с ручным управлением. Часть (3-8%) отбитой руды остается на почве, забивают ПДМ с дистанционным управлением.

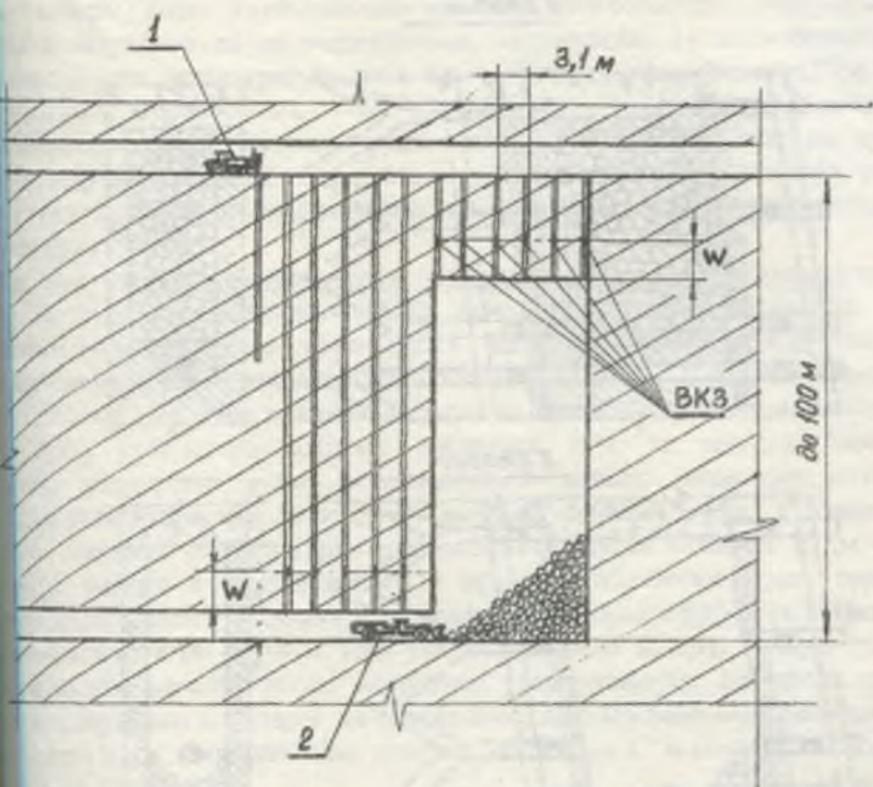
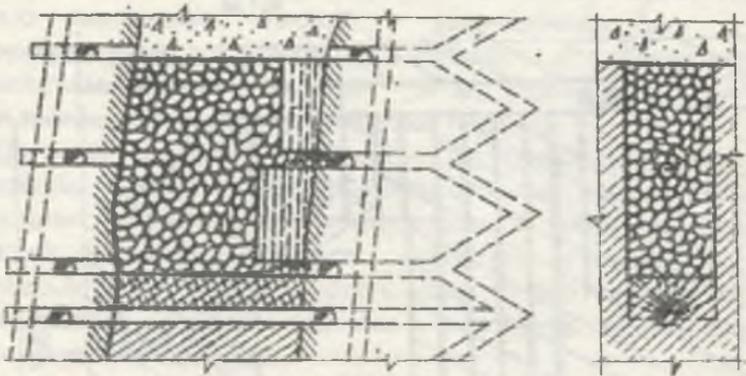


Рис. 3.20. Вариант камерной системы разработки по технологии VRM (см. в тексте).

1-буровая установка; 2 – ПДМ с дистанционным управлением.

I стадия



II стадия

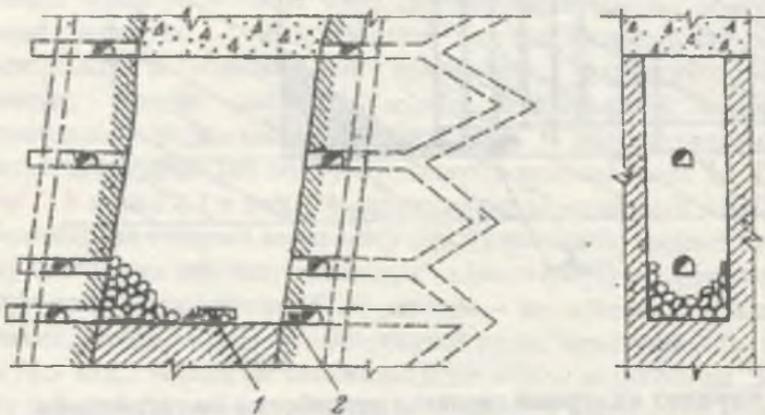


Рис. 3.21. Камерная система разработки, вариант с
магазинированием руды;

1 – ПДМ с дистанционным управлением из пункта 2.

В вариантах с дистанционным управлением ПДМ и с торцевым выпуском и изолированием руды камерная система отличается полной отработкой камер, резко уменьшенным объемом подготовительно-нарезных работ и затратами на их поддержание. Недостатки: 1) во избежание ценных потерь руды требует хотя бы частичного применения ПДМ с дистанционным управлением; 2) исключает применение самых надежных средств доставки руды - питателей. Предпочтительна при последующей закладке камер или оставления постоянных целиков, что не требует надобности иметь под камерой выработки для выпуска обрушенной руды.

Камерная система в варианте с площадно-торцевой технологией
На руднике Солнечного ГОКа при отработке изолированных и обвалующихся рудных тел применяется камерная система разработки с большим запасом руды, находящимся в основании камеры. В период выемки рудных запасов вне зоны влияния выпускных заездов образуются остатки руды, количество которых достигает 20% от запасов блока. Уменьшение количества руды, остающейся в днище, возможно путем применения донно-торцевой технологии выпуска отбитой руды. Указанная технология основана на принципе совмещения выпуска отбитой руды из торцевых заездов и перемещения в процессе отработки блока торца блока штрека. Высота подэтажа, обуриваемого с нижнего бурового штрека, изменяется от 8 до 12-14 м. При увеличении этой высоты потери руды при извлечении запасов также несколько увеличиваются. Предложенная технология с торцевым выпуском по сравнению с донным выпуском позволяет уменьшить потери руды для рудных тел мощностью от 5 до 17 м соответственно с 1,3% и с 19,5 до 8,4%.

Охрана труда при камерной системе. Размеры камер и целиков должны быть правильно выбраны по условию устойчивости целиков и обнаженных пород. Вертикальные и крутонаклонные ходки должны быть защищены лядами, а рудоспуски решетками. Запрещается пребывание людей в нижней части камеры. Выработки, ведущие туда, должны быть защищены.

Удобриемные траншеи или воронки должны быть заполнены отбитой рудой во избежание как внезапного выпадения кусков в поставочные и выемочные выработки, так и разрушения выработок воздушной волной при взрыве в начальной стадии отбойки камеры (когда объем ее еще недостаточен), чтобы давление воздушной взрывной волны успело снизиться внутри камеры. Если какая-либо выпускная выработка окажется пустей, необходимо заполнить ее рудой путем вырывания в ней небольшого заряда, который сбросить в нее отбитую руду с откосов траншеи. При значительном объеме отработанной части камеры достаточно закрыть надежно отверстия выемочных выпускных выработок.

Если вторичное дробление руды производят в обособленных выработках,

то они должны проветриваться обособленной струёй.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка камерной системы. Ей свойственны общие достоинства и недостатки систем данного класса. При отработке камер достигаются высокая производительность блока (табл.3.2), высокая производительность труда, низкая себестоимость добычи, что помимо естественного поддержания очистного пространства связано с отбойкой скважинами и самотечной доставкой руды в очистном пространстве. При правильных контактах залежи имеет место также относительно полная и чистая выемка руды из камер.

Таблица 3.2.

Показатели камерной системы разработки
в условиях залежей мощных и средней мощности

Показатели	Выемка камер	Выемка блока, включая выемку целиков	
		Массовым обрушением	При монолитной закладке камер
Производительность камеры, т/мес	6000-20000*	-	-
Производительность труда забойного рабочего, т/смену	35-100*	35-70*	30-55
Потери руды, %	3-8	12-25	3-5
Разубоживание руды, %	3-8	12-25	3-5
Расход подготовительно-нарезных выработок, м/1000 т	3-9	3-9	4-7

* Более высокие показатели относятся к средней крепости руды и мощным залежам.

Однако всесторонне хорошие показатели обеспечиваются лишь при камер, тогда как в мощных залежах более половины запаса руды падает на целики, поэтому показатели по блоку в целом ухудшаются при выемки камер, за исключением случаев выемки целиков между камерами, заполненными твердеющей закладкой. Экономическое сравнение камерной системы со сплошной и камерно-столбовой системами и системами других классов должно производиться по условию максимального дохода (2.3). При этом обязательно учитываться отработка не только камер, но и всего блока, включая целики, с рассмотрением различных методов выемки целиков.

Особенности камерной системы при последующей твердеющей закладке рассмотрены в главе 5.

Направления дальнейшего развития: совершенствование бурения скважин и отбойки в целом, внедрение дистанционного управления доставкой руды, увеличение удельного значения камерного запаса за счет точного расчета прочных размеров камер и целиков; резкое (до 250-300%) увеличение высоты этажа в залежах средней мощности с крутым падением, жильными элементами залегания и устойчивыми породами и в сложных залежах, увеличение устойчивости кровли путем инъекции через торцы скважин, предназначенных для отбойки руды, а также других обнажений через специальные скважины.

3.5 Система разработки с отбойкой из магазинов

Системой разработки с отбойкой из магазинов называется применяемая в мощных крутых залежах система разработки с естественным поддержанием очистного пространства, при которой отбойку ведут ступенно или, чаще, горизонтальными слоями, начиная с нижнего слоя; отбитое пространство заполняется отбитой рудой (магазинирование), поверхность которой служит основанием для рабочих, занятых отбойкой; выпускается руда под действием силы тяжести, приблизительно по 1/3 часть отбитой каждым взрывом руды выпускают сразу (частичный выпуск), чтобы освободить пространство для работ по отбойке очередного слоя, а после взрывания последнего (верхнего) слоя выпускают всю отбитую руду (общий выпуск).

Эту систему называют также потолкоуступной системой разработки с магазинированием руды (хотя определение "потолкоуступная" чаще не соответствует действительности и осталось от первоначальных вариантов).

На долю этой системы на подземных рудниках СНГ приходится около 10% объема добычи.

Система с отбойкой из магазинов имеет значительное распространение при разработке маломощных жильных месторождений цветных металлов и др. металлов, где удельный вес ее составляет около 50%, а также на жильных месторождениях США, Канады, Болгарии, Германии и других стран.

Камеру вынимают снизу вверх (рис.3.22), выработанное пространство заполняется отбитой рудой, над отбитой рудой (магазином) оставляют свободное пространство высотой около 2 м. Отбивают руду с поверхности магазина, что исключает необходимость в буровых выработках (в чем и заключается отличие этой системы от предыдущей).

В случае оставления целиков извлекают их при устойчивых породах теми же методами, что и после камерной системы. При малоустойчивых боковых породах обручают целики по мере общего выпуска руды.

При ценных рудах обычно отбивают из магазина весь запас блока, не оставляя целиков (см. рис.3.22), штреки тогда закрепляют распорной крепью, а восстающие - распорной или срубовой крепью.

При необходимости, в дополнение к магазинированию руды, поддерживают боковые породы штанговой крепью и даже распорной крепью. Распорную крепь устанавливают сразу после частичного выпуска. Распорки образуют вертикальные ряды по линиям осей люков, поэтому над каждым из люков получается как бы два выпускных отверстия - по одну и по другую сторону ряда. Этим расширяется зона действия люков, что обеспечивает более плавное опускание поверхности магазина.

Если распорной крепи недостаточно, устанавливают вертикальные срубы, по одному срубу на два люка с интервалами между срубами на ширину двух люков. В этих срубках и интервалах между ними магазинируют руду, ширина выработанного пространства должна быть не менее 1,2 м.

Условия применения. Устойчивость руды должна быть не ниже средней достаточной, чтобы люди могли работать под обнаженной кровлей при небольшом (что определяется малой мощностью залежей) пролете обнажения; устойчивость боковых пород - не ниже средней.

Мощность залежи малая, так как в иных случаях отдают предпочтение камерной системе. Выемочная мощность в тонких жилах должна быть не менее 0,8-1,2 м, чтобы куски отбитой руды при выпуске не заклинивались в узком пространстве. Угол падения залежи должен быть не менее $55-60^{\circ}$, а при разработке тонких жил - не менее $60-70^{\circ}$, чтобы зависание руды на лежащем боку не препятствовало выпуску.

Неправильный контакт по лежащему боку, особенно при небольшой мощности рудного тела, может сделать невыгодным магазинирование, так как отбитая руда; остается в неровностях лежащего бока.

Параметры. Высота этажа составляет обычно 50-60 м, при большей высоте магазина не удастся управлять поверхностью отбитой руды: при выпуске даже только из одного отверстия эта поверхность опускается сразу на большой площади. Длина блока составляет от 20-30 до 80-100 м при устойчивых боковых породах и правильных контурах рудного тела.

В варианте с целиками ширина междукамерных целиков 3-6 м. Толщина основания камеры (блока) обычно 4-6 м, потолочины 2-3 м. Расстояние между

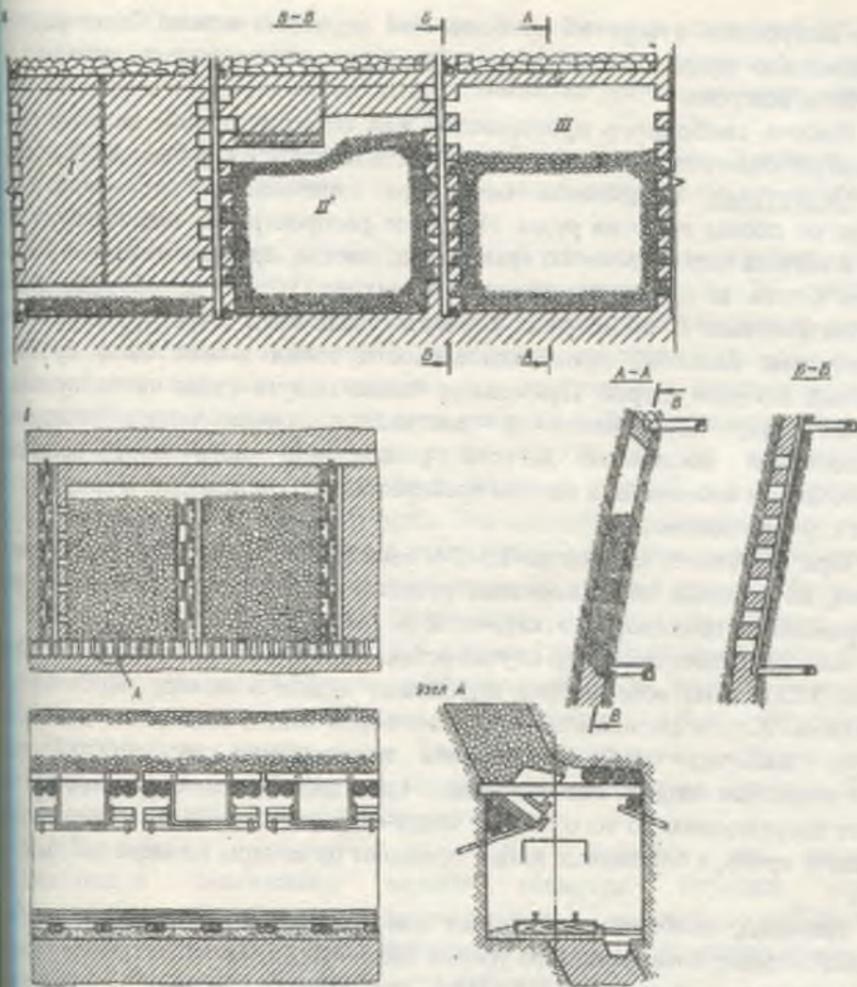


Рис. 3.22. Варианты системы разработки с отбойкой из магазина:

а – с машинной погрузкой руды в вагоны; б – со сплошным выпуском через металлические люки (I, II, III – стадии выемки).

осями выпускных отверстий не более 3-4 м, чтобы можно было управлять поверхностью руды и чтобы не образовывалось пустот в магазине при частичном выпуске.

Высота свободного пространства над отбитой рудой, на поверхности которой работают люди, по правилам безопасности должна быть не более 2,5 м.

Подготовка. Подготовка основного горизонта и оснований блока зависит от схемы выпуска руды. Наиболее распространен выпуск руды через люки в вагоны электровозного транспорта; иногда, при сравнительно большой высоте блока и мощности залежи не менее 3 - 4 м, оборудуют люки вибропитателями. В обоих этих случаях откаточный штрек рудный, но при сравнительно большой производительности этажа может быть пройден обгонный полевой штрек. Применяют также выпуск руды на почву ниш, в которых руду погружают и доставляют самоходными погрузочными доставочными машинами легкого класса или погружают ковшовыми погрузочными машинами в вагоны электровозного транспорта. Этажный штрек в этих случаях полевой.

При мощности залежи до 1,5-2 м иногда выпускают руду в скреперный штрек, из которых через короткие рудоспуски и люки погружают в вагоны электровозного транспорта; откаточный штрек - рудный.

Блочные восстающие в случае оставления целиков размещают в целики (см. рис. 3.22), а из восстающих пробивают ходки в камеру через 4-6 м по вертикали. Ходки располагают горизонтально или с наклоном до 30-40° в сторону камеры, чтобы уменьшить пересыпание их отбитой рудой. Горизонтальные ходки целесообразно проходить заблаговременно по всей высоте восстающего до того, как он будет закреплен, чтобы в последующем не нарушать крепь, а наклонные ходки проходят из камеры по мере отбойки в нише руды.

Нередко, особенно в длинных камерах, проходят по середине блока дополнительные восстающие от уровня подсечки до вышележащего горизонта; они улучшают проветривание (так как сбойки камеры с блоковыми восстающими могут быть пересыпаны рудой), служат запасным выводом, обеспечивают удобный спуск оборудования и материалов в камеру.

Применяют также сплошную выемку, т.е. без деления на блоки. В отбитой руде возводят вслед за продвижением забоя дополнительные ходки для вентиляции, доставки материалов и сообщения. Если боковые породы склонны к вывалу, блок разделяют такими ходками на короткие (около 15 м) магазины с тем, чтобы обработать каждый из них минимальным обнажением боков и в кратчайший срок. Этот вариант применен при разработке маломощных жил в глубине около 700 м.

При бесцеликовой подготовке основания блока проходят штрек высотой 3-5 м, а затем на высоте 2 м устанавливают распорки и укладывают на них настил (см. рис. 3.22). В нем устраивают люки вплотную один к другому для сплошного выпуска руды по всей длине камеры (предложение академика

и иногда для оборки кровли и планировки поверхности магазина.

На очистных работах обычно создаются суточные комплексные бригады из бурильщиков и рабочих, занятых на выпуске руды (или выпуске и откачке, включая машинистов электровозов). Этим создается заинтересованная бригада бурильщиков в хорошем дроблении руды при отбойке и разбивке негабаритов на поверхности магазина (но эта мера не всегда эффективна, так как руда отбитую в верхней части камеры, выпускают лишь спустя несколько месяцев).

Если вместе с магазинированием применяют распорную или срубную крепь, то ее устанавливают рабочие, осуществляющие выпуск руды.

Иногда применяют гидроочистку лежачего бока от осевшей на поверхности рудной мелочи с помощью высоконапорных насосов и легких брандспойтов съемными насадками.

На ряде рудников гидроочистка является обязательной и добавляет значительное (6-7%) количество металла, так как рудная мелочь зависает на лежачем боку "столбами" с наклоном их поверхности под углом 80-90°. Смысл рудная мелочь скапливается в люках, вода из нее вытекает и мелочь погружается в вагоны так же, как и вообще отбитую руду. Блок считается погашенным только после составления акта о гидроочистке.

Свежий воздух поступает в камеру с откаточного горизонта восстающему через сбойку оmyвает забой, проходя между кровлей и отбитой рудой. Загрязненный воздух отводят по другому восстающему. Горизонт доставки руды, (если он имеется), на котором ведут вторичное дробление проветривают отдельной струей.

Охрана труда. В отношении размеров камер и целиков и перекрытий восстающих правила те же, что и для предыдущих систем разработки.

Перед бурением в начале каждой смены должны осматривать и обходить кровлю. Запрещается входить в магазин во время выпуска руды, а также на последующее время после начала общего выпуска руды.

Запас отбитой руды. При системе разработки с отбойкой из магазина рудник (или участок рудника) получает лишь одну треть добываемой руды в блоках, где ведут отбойку, а остальные две трети - за счет общего выпуска блоков, в которых отбойка закончена. Необходим достаточный фронт работ для общего выпуска руды. Поэтому рудник должен иметь определенный запас отбитой руды. Требуемая величина его может быть найдена из расчета, что блоки отбиваемые и блоки выпускаемые заполнены отбитой рудой в среднем наполовину. Значит, при коэффициенте разрыхления 1,4 средний запас отбитой руды в блоке составляет $0,5 : 1,4 = 0,35$ его запаса в массиве. Запаса отбитой руды в сумме по отбиваемым и выпускаемым блокам должно хватить на срок

$$t = 0,35(t_{отб} + t_{вып})m,$$

где $t_{отб}$ - средняя продолжительность отбойки (и частичного выпуска) камеры, мес; $t_{вып}$ - средняя продолжительность общего выпуска руды из камеры, мес.

коэффициент неравномерности запасов блоков и интенсивности работ, равный 1,1 – 1,5; большие значения принимаются при меньшем числе блоков и более постоянных горно-геологических условиях.

Запас отбитой руды не должен снижаться против необходимой величины, так как это приведет к снижению производительности участка.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка. При мощности залежи 0,2-1,5 и 2-5 м производительность блока составляет соответственно 700-2000 и 2000-6000 т/мес, производительность труда отбойного рабочего 7-18 и 12-30 т/смену, потери руды 10-20 и 7-15%, разубоживание руды 15-80 и 5-10%, расход подготовительно-нарезных работ 50-70 и 7-9 м/1000 т. Таким образом, достигаются удовлетворительные показатели. Разубоживание может быть небольшим при мощности залежи более 0,8-1,2 м.

Исключается надобность в том, чтобы для отбойки руды проходить специальные выработки или устраивать рабочие полки.

С другой стороны, магазинирование связано с временным омертвлением средств, затраченных на подготовку блоков и отбойку руды. Требуется затрачивать время и труд на планировку поверхности магазина и оборку кровли бока. Ширина очистного пространства во избежание заклинивания в нем отбитой руды должна быть не менее 0,8-1,2 м, что влечет за собой повышенное разубоживание руды в тонких жилах.

Экономическое сравнение системы с отбойкой из магазина с другими системами производится по условию максимальной прибыли с учетом различной выемочной мощности при разработке тонких жил и различных потерь отбитой руды в неровностях лежачего бока.

3.6. Другие системы с естественным поддержанием очистного пространства

Сюда входят как старые системы, теперь встречающиеся редко, так и новые, характеризующие перспективное направление дальнейшего развития, но пока не определившиеся отчетливо ни по конструктивным признакам, ни по области применения. В основном это относится к системам разработки мощных крутых залежей.

Система разработки со вспомогательной распорной крепью была распространена, но в последние десятилетия встречается все реже (раннее название этой система - с простой распорной крепью). Применяют ее в крутых телах мощностью до 3 м с устойчивыми рудой и боковыми породами, главным образом при добыче, руд редких металлов и золота. Крепь в данном случае используется главным образом для устройства полков для работы альпинистов и взрывников и лишь попутно, по мере возможности, служит для поддержания стенок очистного пространства.

Блок (рис.3.23) обрабатывают слоями по восстанию, доставляют по самотеку. Вслед за выемкой руды устанавливают на распорках полки работы бурильщиков. Высота этажа 30-60 м, длина блока 30-60 м.

Уступы забоя имеют высоту 1,8-2,5 м, длину 10-15 м и больше. Отбитую руду шпурами, перед взрыванием шпуров полки разбирают. Отбитая руда скатывается к люкам.

Надштрековый и подштрековый целики обрабатывают при помощи штрека. Целики разбуривают и взрывают, отбитая руда скатывается к конкаточного штрека.

При мощности рудного тела около 1 м и крепкой породой производительность труда забойного рабочего 4-8 т/смену; расход крепкого леса 0,02-0,05 м³/т; потери руды 8-12%, разубоживание – 8-12%. В тонких жилах разубоживание резко возрастает до 50% и более при мощности жила 0,3 м и выемочной мощности 0,8 м. Расход подготовительно-нарезных вырбов 5-8 м/1000т, а в тонких жилах – 7-15 м/1000т.

Эта система по условиям применения близка к системе с отбойкой из магазинов. Применяют ее главным образом, в тонких жилах, чтобы снизить объем подрботки пустых пород по сравнению с отбойкой из магазинов при недостаточно крутом (под углом 45-50°) падении залежи слеживающейся руде, так как в этих случаях магазинирование руды не приемлемо.

Джидинским ВМК разрабатывается месторождение, представляющее собой жилами мощностью от 0,3 до 3 м с углом падения от 30 до 80 градусов.

Крепость руды 12-14. Полезным компонентом является вольфрам и молибден. При обработке наклонных участков применяется вариант системы разработки скреперной доставкой. Ширина блока – 50 м. Отбойка шпуровая. Бурильщики шпуров - ручными перфораторами ПР-30к. Высота отбиваемого слоя – 2 м. Доставка рудной массы – скреперная по двухсторонней или трехсторонней схеме.

По мере продвижения забоя вверх по восстанию прокладывают скреперную дорожку, на которую вручную или скреперованием подается доставляется отбитая рудная масса. По скреперной дорожке рудная масса доставляется в центральную часть блока, а затем - перемещается вниз по падению залежи до рудоспуска, оборудованного в нижней центральной части блока, где через люк подается в вагоны электровозного транспорта. Исходным вариантом системы разработки с применением изготовленной, на руде передвижной буровой каретки Холтосон, оборудованная перфораторами Збв, податчиками от станка УПВ-1 и телескопных перфораторов. Перемещение буровой каретки осуществляется самовытягиванием за трос, который наматывается на пневматическую лебедку, жестко закрепленную на штреке каретки. Применение указанной буровой каретки позволило снизить выемочную мощность до 0,8-1 м, т.е. резко снизить объем подрываемой

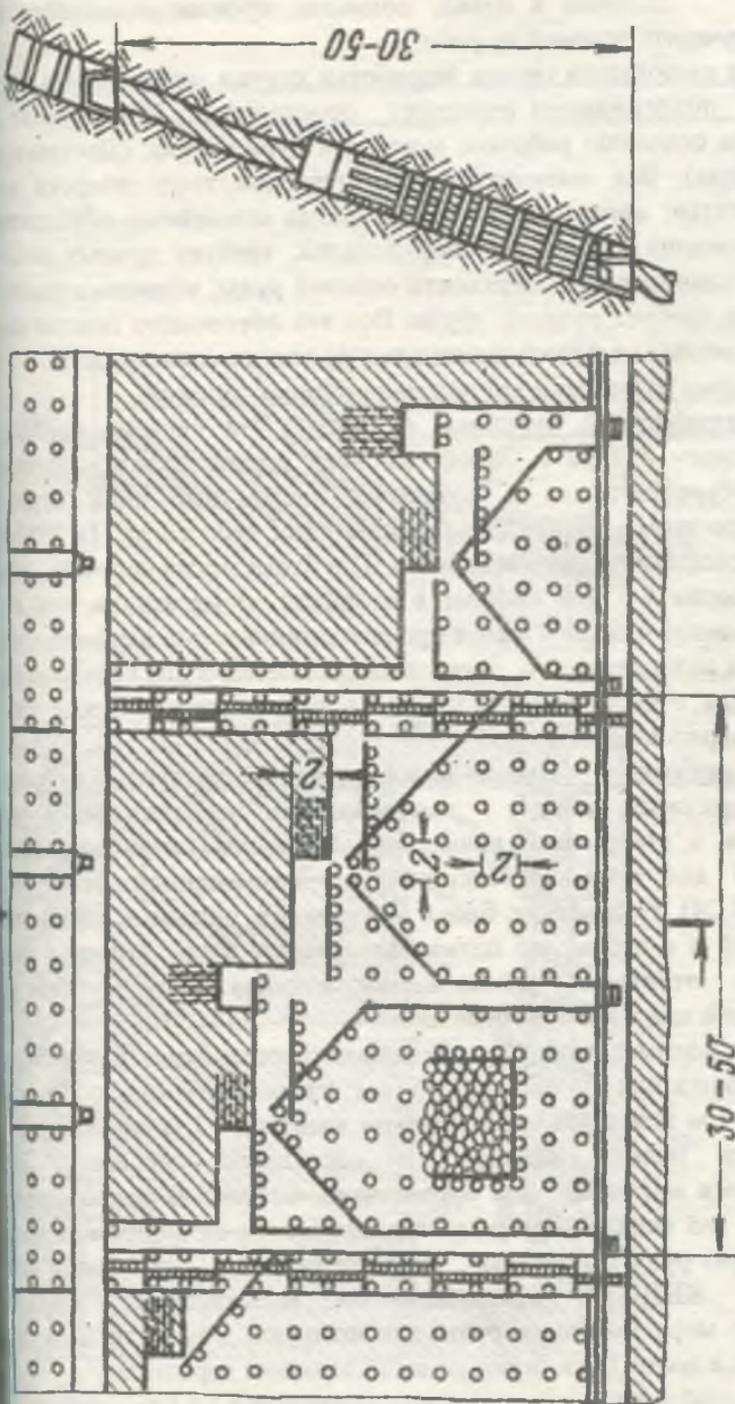


Рис. 3.23. Система разработки со вспомогательной распорной крепью.

пустых пород и уменьшить потери руды за счет уменьшения размеров междублоковых целиков в плане, повысить производительность труда бурильщика и улучшить условий их работы.

Недостатки имеющихся систем разработки крутых маломощных залежей с естественным поддержанием очистного пространства. Конструкция этих систем подчинена созданию рабочего места для бурильщика. (Доставка руды обычно самотечная). Все имеющиеся пути решения этого вопроса имеют серьезные недостатки: магазинирование не всегда приемлемо, обуславливая применение переносного бурового оборудования, требует ручных работ по оборке кровле и планировке поверхности отбитой руды; установка распорной крепи с полками требует ручного труда. Все это обусловило поиски систем разработки, основанных на использовании новых технических средств.

Новые системы разработки крутых маломощных залежей.

Система разработки с бурением из клетки. Эта система предложена проф. Р.П. Каплуновым в 1952 г. Забой по всей высоте блока – сплошной вертикальный, обуривают его с подвесной клетки (названной бурильной транспортным агрегатом - БТА). Дальше испытаний дело тогда (в 1954-1955 гг.) не пошло в основном по двум причинам: 1) в блоке могли работать лишь 2 бурильщика против 4-6 при системе с отбойкой из магазинов, что имеет существенное значение в связи с малой производительностью перфораторов; 2) откаточный штрек вышележащего этажа занимала лебедка для спуска-подъема клетки, поэтому для отработки оставшихся в вышележащем этаже запасов требовалось проходить второй штрек.

Системы разработки с отбойкой из восстающих с самоходных полков. В 1972-1973 гг. вернулись к идее использования передвижных буровых установок. Толчок к этому дало появление самоходных механизированных комплексов КПВ для проходки восстающих. Блок длиной около 14 м подсекают (рис.3.24). Посередине блока нарезают с помощью самоходной полка восстающий и с этого же полка разбуривают в обе стороны массу блока, после чего отбивают руду по частям, начиная снизу. Отбитая руда скатывается к люкам или в погрузочные ниши.

На одном из полиметаллических рудников с полка бурят в обе стороны горизонтальные скважины диаметром 56 мм на глубину около 15 м; их недозаряжают на 4 м для оставления целиков толщиной 3 м по обе стороны восстающего. Эти целики взрывают в последнюю очередь. Бурят одновременно двумя машинами два бурильщика. Скважины располагают на сетке 1 х 1 м, по 1-3 скважины в ряду, в зависимости от мощности залежи. Выпускают отбитую руду с помощью вибропитателей в скреперный штрек. При комплексах КВД-25, разработанных институтами ИПКОН и НИПИГормаш, по мере отбойки руды демонтируют монорельс и крепь подвесной люльки, а полок поднимают на вышележащий горизонт. При этой системе разработки (как и при использовании БТА) не требуется магазинирование руды, ни распорной крепи, но возрастает число

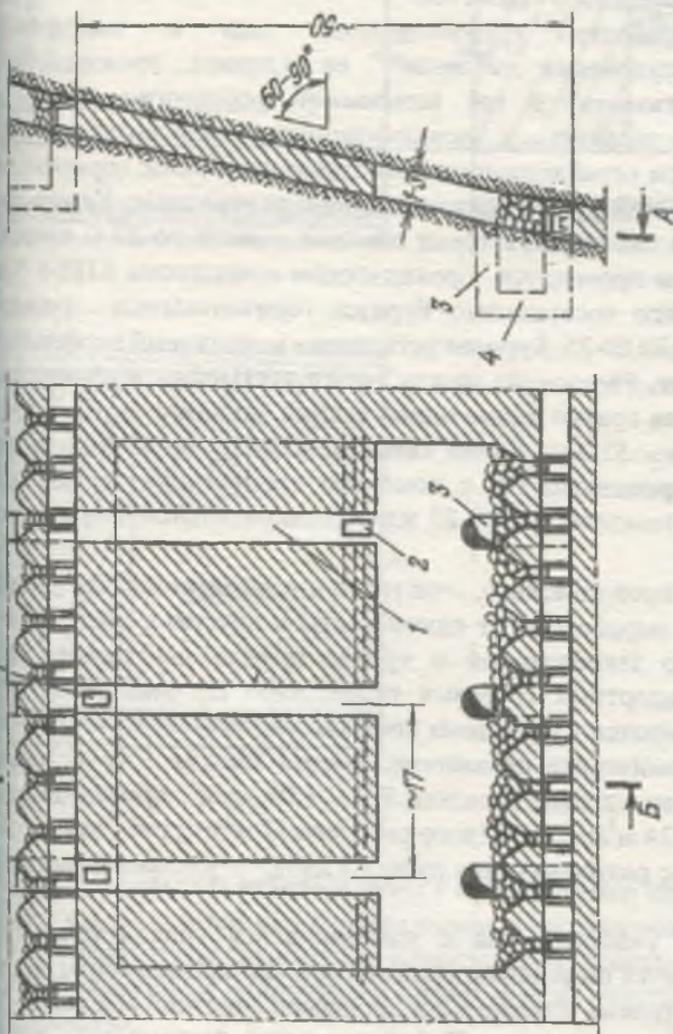


Рис. 3.24. Вариант системы разработки с отбойкой из восстающих 1 с применением КПВ (2):
 3 – камера для проходческого полка; 4 – материально-ходовой восстающий.

восстающих и, кроме того, удовлетворительные результаты возможны при правильных контурах рудного тела.

Дальнейшее развитие монорельсовых комплексов вылилось в создание так называемой технологии сплошной разработки крутопадающих жил месторождений с применением комплекса машин с монорельсовым перемещением, предусматривающей 3 варианта: с отбойкой руды спаренными прирезками из восстающего (рис.3.25а); с отбойкой руды одиночными прирезками из очистного пространства (рис.3.25б) и двухстадийной выемки руды одинарными прирезками (рис.3.25в). Эта технология предусматривает использование монорельсовых механизмов: проходческого - КПВ-6; очистного - КОВ-25 и вспомогательного - ПВ-1000.

Систему разработки крутопадающих жил с использованием монорельсового оборудования осваивают на рудниках производственного объединения "Узбекзолото" в так называемой технологии выемки приемками по простиранию с использованием монорельсового оборудования. Камера отрабатывается несколькими забоями: (прирезка простиранию с отбойкой руды горизонтальными скважинами. Камера 60 м отрабатывается снизу вверх тремя лентами длиной по 20 м каждая. В центре каждой ленты проводится проходческим комплексом КПВ-6 (восстающий). Из этого восстающего бурятся горизонтальные скважины с помощью комплекса КОВ-25. Буровая установка - колонковый перфоратор 75 на манипуляторах. Расстояние между горизонтальными скважинами с т.е. ЛНС принималась кратное длине одной секции монорельса, т.е. 1,5 м. Диаметр скважин - 52 мм. Длина скважин - от 5,5 до 12,5 м. Забиты скважины - гранулированным ВВ с помощью порционного зарядчика установленного на комплексе КОВ-25 или вспомогательном подъемнике ПВ-1000.

Перемещение проходческого, очистного и вспомогательного комплексов по горизонтальным выработкам от одной ленты в другую в пределах камеры осуществляется по закрепленной в кровле штрека двутавровой балкой с помощью двух стандартных грузовых талей, либо по рельсовому ролику, которые имеются у указанных комплексов.

Технико-экономические показатели: высота камеры - 40 м; мощность - 1,5-4,5 м; удельный расход ВВ - 1,09 кг/м³; производительность труда бурильщика - 24 м³/см; забойного рабочего 17 м³/см; рабочего по разработке - 8 м³/см; разубоживание руды - 15,9%; удельный расход ВВ - 4,8 м/1000г.

При отбойке участков жил с изменяющейся гипсометрией бурения ограничивается по условию полноты выемки запасов ленты, на ширину ленты. Уровень механизации процессов очистной выемки

На одном из рудников п.о."Забайкалзолото" проводились технологии разработки тонких жил с применением комплекса КОВ-2

б)

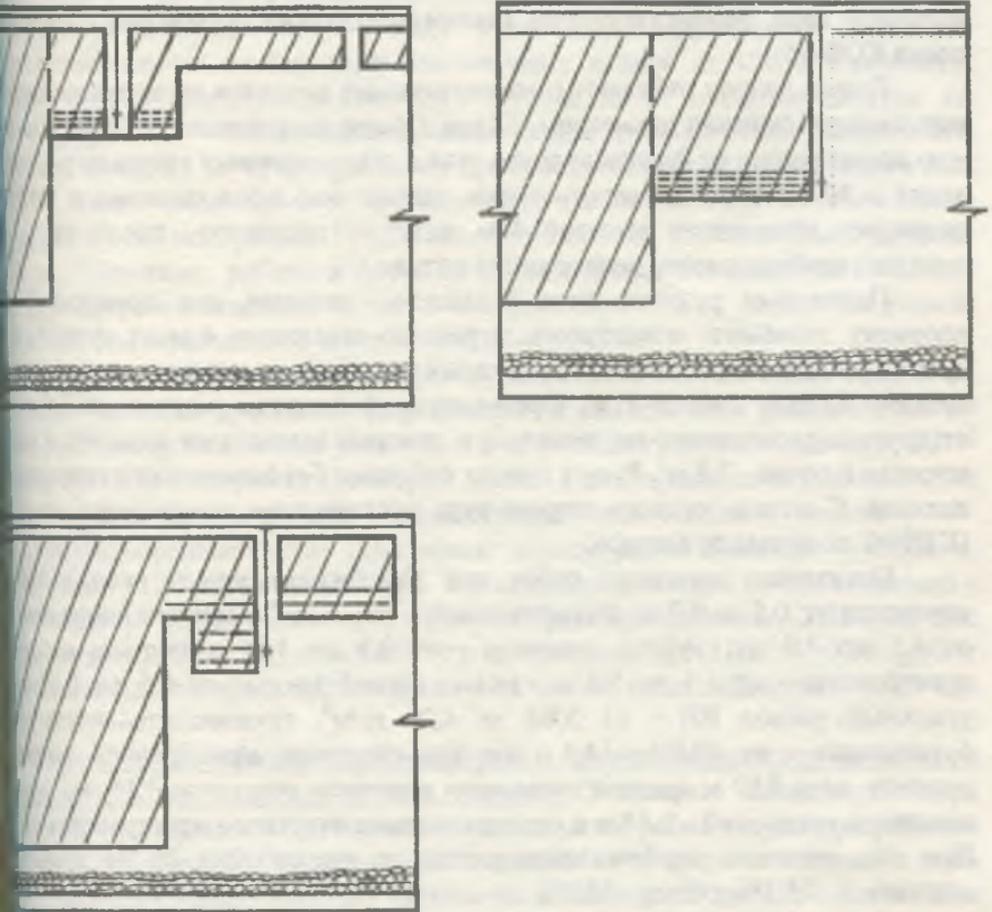


Рис. 3.25. Варианты отбойки руды с применением комплексных машин с использованием монорельсовых механизмов:
а - с отбойкой руды спаренными прирезками из восстающего;
б - с отбойкой руды одиночными прирезками из очистного пространства;
в - с двухсторонней выемкой руды одиночными прирезками.

жилы – 60-80°. Мощность жилы от 0,5 до 2 м. Рудное тело по простиранию разбивают на очистные панели шириной 15 м. В центре каждой панели на высоту этажа с помощью проходческого полка КПВ-6 проходят буровосстающий сечением 3,1 x 2,15 м, из которого с очистного полка КОВ осуществляется обуривание панели по обе стороны от восстающего. остальные операции, связанные с отбойкой руды (заряжание скважин, монтаж взрывной сети, демонтаж секций монорельса), также производят с очистного полка КОВ-25.

Руду в панели отбивают горизонтальными слоями в восходящем направлении с взрыванием скважин диаметром 52 мм. Общее направление очистной выемки – по простиранию от фланга рудного тела к вскрывающему квершлагу. Высота этажа – 50 м. В процессе обработки панели под вентиляционным штреком оставляют потолочину высотой 4 м, которую погашают после того, когда отпадает необходимость поддержания штрека.

Подготовка рудного поля к выемке – полевая, она предусматривает проходку полевой откаточной штреки на расстоянии 6 м от рудного тела, соединяющих полевую и рудную штреки, и камер под шланговую лебедку КПВ-6 длиной 3 м. Орты-заезды проходят на расстоянии 7,5 м от друга и располагают по границам и центрам выемочных панелей. Сечение штреков и ортов – 7,8 м². Руду в панели отбивают без оставления надштрековых целиков. С почвы рудного штрека руда доставляется погрузочной машиной ИПП-1С по ортам до вагонов.

Показатели взрывных работ при расстояниях между скважинами вертикали от 0,5 до 0,7 м, по горизонтали – от 0,5 до 0,9 м и при длине скважины от 6,5 до 7,0 м: глубина стаканов – от 0,8 до 1,6 м; ширина очистного пространства – от 1,1 до 1,4 м; выход горной массы – от 0,5 до 0,68 м³; удельный расход ВВ – от 3,04 до 4,20 кг/м³; производительность бурильщика – от 10,5 до 14,3 м³/см. Так, например, при средней мощности рудного тела 0,97 м средняя выемочная мощность составила 1,15 м, средняя мощность отслоений – 0,44 м и средняя ширина очистного пространства – 1,1 м. При этом значения разубоживания составили: при отбойке – 15,7%; после отслоений – 23,3%; общее – 39,0%.

На основании промышленных испытаний произведена техническая экономическая оценка области применения рассматриваемой системы разработки и установлено, что применение комплекса КОВ-25 экономически целесообразно при мощности жилы М и более при соответствующем уровне содержания А металла в руде:

М	1,0	1,1	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
А	10,2	9,1	8,2	7,2	6,3	5,6	4,7

Стебниковским калийным комбинатом разрабатываются крутопадающих пластов мощностью от 10 до 50 м. Прослойки каменного угля достигают 7 м и более, а расстояния между ними колеблются от 5 до 25 м. Система разработки маломощных и средней мощности рудных тел применена к

Система разработки с отбойкой руды из восстающих выработок. Мощность рудного тела колеблется от 5 до 13 м. Угол падения - $70-75^{\circ}$. Крепость руды 4-5. Прочность пород - 2-3.

Использован очистной механизированный комплекс с электробуром на основе переоборудованного серийного проходческого полка КПВ-4. Масса комплекса - 1,8 т. Скорость передвижения полка по монорельсу - 9-15 м/мин. Размеры комплекса: высота - 420 мм; длина - 2000 мм; ширина - 2000 мм. Блок перемещается по буровому восстающему длиной до 120 м и сечением $1,2 \times 2,4$ м. Глубина бурения скважин с полка до 20 м. Расход воздуха 12 м³/мин. Буровой восстающий пройден сверху вниз методом секционного бурения скважин по предварительно пробуренной скважине диаметром 500 мм. По мере продвижения проходческого забоя на его висящем боку устанавливается став монорельса. Грузоподъемность полка — 300 кг. Высота этажа 120 м. Очистные работы в блоке вели снизу вверх с послышной отбойкой скважинами диаметром 46 мм. В каждом веере - 30-35 скважин с длиной 19 м по простиранию до 3 м вкост его простирания.

В целях использования эффекта объемного соударения кусков и улучшения качества дробления веер скважин в каждом слое располагался по конической поверхности под углом $25-30^{\circ}$ к горизонтальной плоскости, ВВ - монит N 6 ЖВ в патронах диаметром 36 мм. Проветривание осуществляется помет общешахтной депрессии через вентиляционные сбойки из штрека.

Технико-экономические показатели: запасы руды в камере - 62000 т, высота этажа - 120 м; высота камеры - 108 м; ширина камеры по простиранию - 2000 мм; мощность рудного тела - 5-7 м; выход руды при отбойке - 1,82-2,06 т/м; производительность ПШВ - 3,4 м/1000 т.р.м.; затраты на ПШР - 0,18 руб/т; производительность труда бурильщика - 67,2 т/ч-см; то же забойщика - 39,9 т/ч-

Система разработки с применением пневмобаллонного очистного комплекса для маломощных крутых залежей. Указанные выше недостатки отбойки из восстающих отсутствовали в испытанной ранее системе разработки с применением из клетки, но последняя не привилась в то время в основном из-за низкой производительности бурения. Появление самоходных полков типа КПВ и пневматических перфораторов, установленных на стрелах манипуляторах, позволило перейти к попыткам выемки сплошным вертикальным забоем.

При системах разработки с применением пневмобаллонного очистного комплекса (рис.3.26) выемку руды ведут по простиранию со шпуровой отбойкой. При сплошной выемке отбивают руду по всей высоте блока или этажа. Отбитую руду магазинируют только в призабойном пространстве. После выпуска ее и, следовательно, после выемки вертикального слоя передвигают механизированный комплекс фронтально. Пневмобаллонная система служит для перемещения монорельса, по которому движется буровая установка и выполняет поддерживающе-оградительные функции. Она снабжена пневматическим отделением, взрывозащитой и элементами связи. Несущий орган

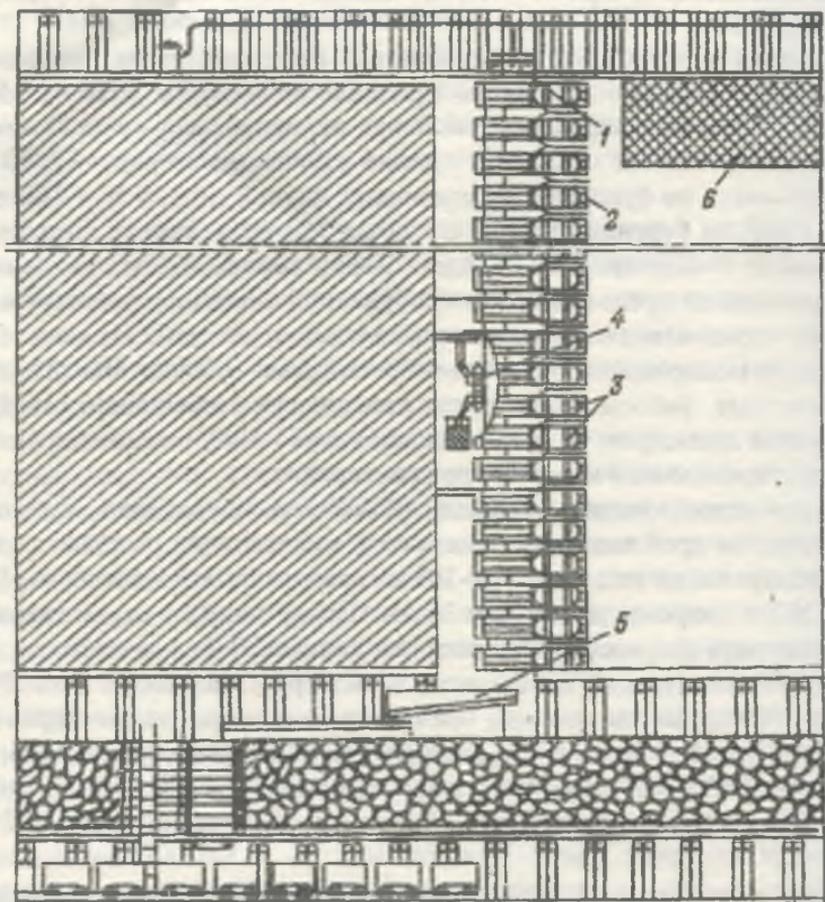


Рис. 3.26. Вариант системы разработки маломощных крутых жил с передвижным монорельсом для буровой 4 (проекция разреза по простиранию на вертикальную плоскость):

1 – устройство для подвески конструкции; 2 – передвижные секции; 3 – надувные баллоны; 4 – буровая каретка; 5 – вибропитатель; 6 – искусственный целик.

ли - эластичные резино-кордовые баллоны, заполненные сжатым воздухом. Автобаллоны плотно контактируют с вмещающими породами.

Бурение шпуров и передвижение каретки осуществляет машинист из кабины каретки, которая перемещается по направляющим, снабженным дифференцированным механизмом распора, обеспечивающим требуемую пространственную ориентацию каретки. Зарядание шпуров производится также из кабины буровой каретки.

К обычным процессам очистной выемки добавляется процесс передвижения очистного комплекса. Секции очистного комплекса делятся на четные и нечетные. Четные жестко скреплены с монтажной балкой, нечетные имеют полозья, которые проходят по пазам в монтажной балке. Внутри этой балки и вдоль нее проложены водяные и воздушные коммуникации. При передвижении комплекса сперва отключают от сжатого воздуха нечетные секции, перемещают их на 0,5 м и снова подключают к сжатому воздуху. После этого отключают от сжатого воздуха четные секции, подтягивают их также на 0,5 м и т.д. Монтажная балка подвешена к самоходной буровой установке, перемещающейся по вентиляционному штреку, и в случае отключения сжатого воздуха повисает на этой установке.

Монтируют комплекс 10 рабочих за 4 дня, а передвигают на 1,5 м за 40 мин. При испытаниях комплекса производительность забоя достигла 12 м³/мес, производительность труда забойного рабочего до 9 т/смену.

Достоинства варианта: использование высокопроизводительной буровой установки, отсутствие распорной крепи и магазинирования руды, а следовательно, отсутствие работ по установке крепи, оборке кровли и магазинированию поверхности магазина; возможность раздельной выемки тонких

Недостатки: механизированный комплекс довольно сложен, монтажные работы могут окупиться лишь при значительной длине участка с твердыми элементами залегания, что не типично для сложных жил. Установка, поддерживающая монтажную балку, занимает штрек залегающего этажа, в связи с чем во многих случаях потребуется второй штрек для погашения оставшегося в этаже запаса руды; необходимо возводить дополнительный подштрековый целик.

Глава 4. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород

4.1. Общая характеристика

Системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород называются системы, при которых при отработке всего блока или основной части выпускают руду самотеком под налегающими на нее обрушенными вмещающими породами. Одна из этих систем - система этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой рассмотрена в общих чертах выше.

Эти системы (сокращенно системы с массовым обрушением) достаточно распространены. На подземных рудниках СНГ их удельное значение составляет почти 1/3, основными они являются при добыче железных и фосфатных руд, например в Кривбассе, Горной Шории, рудниках Нижне-Тагильского комбината; применяются на ряде крупных предприятий цветной металлургии. Это положение в основном сохранится на долгое время.

Системы с массовым обрушением применяют в залежах мощных и средней мощности. Очистное пространство не поддерживается исключением стадии образования камер или щелей для обрушения остальных частей блока в некоторых системах). Отбойка преимущественно скважинной, иногда самообрушением.

Выпускают руду в нижней части блока или подэтажа. По мере обвала выпуска обрушаются на отбитую руду вмещающие породы и заполняют выработанное пространство. В результате значительную часть руды приблизительно 2/3, выпускают под налегающими обрушенными породами, чем и состоит основная особенность этих систем.

Этажи в крутых залежах, а также подэтажи при выемке блоков и подэтажами, отработывают последовательно в нисходящем порядке, в связи с обрушением пород.

Классификация систем с обрушением руды и вмещающих пород:

Группа А. Системы этажного обрушения (блок обрушают на полную высоту):

1. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой (параллельно блоку или блок обрушают скважинами подряд по длине, без деления на камеры и целики. Возможность разрыхления отбиваемой руды обеспечивается частичным выпуском руды, взорванной ранее).

2. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами (В блоке в первую очередь вынимают камеры в минимально необходимом объеме, чтобы создать свободное пространство для обрушения сразу остальной части блока).

3. Этажное самообрушение. (Блок подсекают и руда постепенно обрушается под действием силы тяжести и горного давления. Возможность разрыхления обеспечивается частичным выпуском).

Группа Б. Системы подэтажного обрушения. (Блок делят на подэтажи, каждый подэтаж обрабатывают по таким же примерным схемам, что и блок при общем обрушении).

4. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды.

5. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды. Условия применения систем с обрушением руды и вмещающих пород. Эти системы применяют в мощных и средней мощности залежах при условии, что не требуется поддерживать земную поверхность. Ценность руды ограниченная в связи с повышенными ее потерями.

Запрещается применять эти системы при наличии в налегающих породах глинов, неосушенных песков и суглинков, а также карстов, заполненных водой или газом. Ограничивает применение и большая (700-1200 м и более) высота разработки, при которой обрушение всяческого бока намного отстает от скорости, что угрожает горными ударами, особенно при пологом или наклонном залегании залежи.

При устойчивых породах всяческого бока необходимо систематически следить за состоянием и деформациями пород и оседанием земной поверхности с тем, чтобы заблаговременно вывести людей и убрать оборудование из опасных мест. Зона возможного обрушения пород на поверхности должна быть ограждена.

Технико-экономическая характеристика. Системы с массовым обрушением (как и системы с естественным поддержанием очистного пространства в мощных залежах) отличаются хорошими показателями по расходам на добычу руды, производительности труда и интенсивности разработки месторождения. Объясняется это отсутствием процессов закладки и обрушения очистного пространства, применением мощной техники на отбойке и доставке руды. Потери и разубоживание руды повышенные в связи с обрушением под обрушенными породами.

Экономическое сравнение с системами предшествующего класса проводится по условию максимизации прибыли.

4.2. Общая характеристика систем этажного принудительного обрушения

Применяют эти системы (рис.4.1) в мощных залежах с рудой устойчивой или средней устойчивости.

Руду обрушают скважинами или, реже сосредоточенными зарядами на определенной высоте этажа и выпускают через выработки в основании блока. По мере выпуска обрушаются вмещающие породы, которые заполняют освобождающееся пространство. Основные системы этажного принудительного обрушения:

со сплошной выемкой; с компенсационными камерами. В первом случае (см.рис.2.2) обрабатывают блок частями подряд по частям, во втором – вынимают около одной трети блока камерами, после чего на

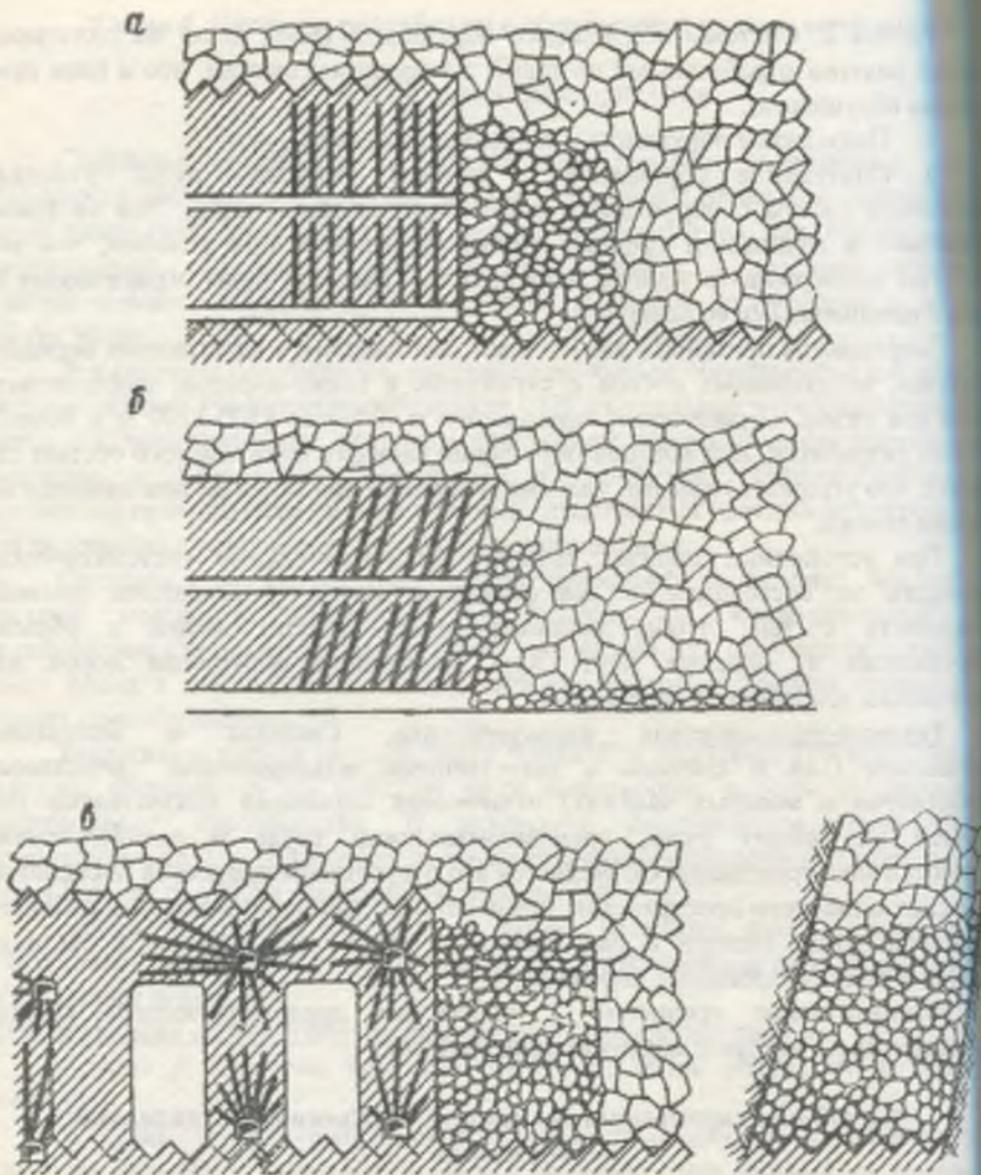


Рис. 4.1. Основные схемы этажного принудительного обрушения :
а - со сплошной выемкой, вариант с донным выпуском; *б* - то же, с торцевым выпуском; *в* - с компенсационными камерами.

рытые камеры взрывают за один прием остальную часть.

Этажное принудительное обрушение, сначала с компенсационными камерами, появилось в СНГ в результате значительного вклада в его создание производственных, научных и проектных коллективов. Позднее появилось иное принудительное обрушение со сплошной выемкой; оно после применения скважинной отбойки в зажиме (в шестидесятых годах) на большинстве рудников вытеснило систему с компенсационными камерами или с объемом этих камер (щелей) к минимуму (10-15%), достаточному для компенсации разрыхления лишь какой-то части блока.

Условия применения. Помимо общих условий применения систем с полным обрушением для этажного принудительного обрушения имеются следующие ограничения.

Залежь должна быть мощной. При меньшей мощности и пологом падении увеличатся бы расходы на проведение полевых выработок для выпуска и доставки руды; в случае же крутого падения при устойчивых боках целесообразнее извлечь возможно большую часть блока камерами, а при устойчивых боках выгоднее обрушать и выпускать руду подэтажами (этажное обрушение), чтобы меньше засорять ее боковыми породами.

Руды - устойчивые и средней устойчивости, не слеживающиеся.

При возгораемости руды эти системы разработки, как правило, не меняют.

В СНГ удельное значение этажного принудительного обрушения при земной добыче руд составляет 10-15%. Применяют его на ряде рудников цветной металлургии, железных рудниках Горной Шории и Урала, на слатных рудниках.

Параметры системы.

Обычная высота этажа 70-80 м при ограниченной мощности - до 20-30 м, при недостаточно крутом падении и неправильной форме залежей - 45-60 м. В других залежах высота блока ограничивается мощностью залежи.

Ширина блока чаще равна мощности залежи, но не более 60-80 м.

При обособленном (или неправильном) залегании рудных тел длину блока часто принимают равной длине обособленного рудного тела (или равна ему).

При большом горном давлении и не особенно крепкой руде ширина блока не должна превышать 40-50 м. Связь между шириной блока и горным давлением на его основание можно объяснить образованием свода собственного равновесия в отбитой руде. Другое объяснение (акад. Малахова): часть веса опускающейся отбитой руды передается за счет сил сцепления окружающему массиву или уплотнившимся обрушенным породами отработанных соседних блоков. У границ блока создается зона, в которой давление на основание блока снижается. При средней крепости руды падение пониженного давления может быть определена условным обрушением границ защитной зоны от верхних стенок блока под углом к ним

около 17° со стороны массива и около 7° со стороны уплотнивших обрушенных пород (рис.4.2). Чтобы все основание блока оказалось в защитной зоне, ширина его должна быть ограниченной:

$$B < H_{a1}(\operatorname{tg}\alpha + \operatorname{tg}\beta)$$

где α - угол построения защитной зоны со стороны массива;
 β - то же, со стороны обрушения. При $\alpha=17^{\circ}$ и $\beta=7^{\circ}$, $B < 0,5$
Остальные параметры систем связаны с отбойкой и выпуском руды.

Порядок отработки блоков в этаже. Как можно меньше блоков дограничить с обрушением по обеим сторонам. Для этого этаж должен быть разделен по длине на выемочные поля по возможности одинакового размера. Каждое из нескольких блоков (рис.4.3). Выемочное поле обрабатывается от центра к флангам, что позволяет иметь в нем действующих блока. Лишь блоки на границах полей будут иметь боковой контакт с обрушением. Число выемочных полей должно быть в половине необходимого (для заданной производительности рудника) обрабатываемых одновременно блоков.

Достоинства и недостатки систем этажного принудительного обрушения те же, что и вообще для систем с обрушением руды и вмещающих пород.

Сравнение между собой различных систем этажного принудительного обрушения и их вариантов чаще можно упростить до условия минимальных затрат другими, сравнение с другими системами - по прибыли.

4.3. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой

Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой в полном наименовании, система разработки этажным принудительным обрушением со сплошной выемкой - это применяемая в мощных системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой отбивают руду с помощью взрывных скважин вертикальными крутонаклонными слоями на полную высоту блока (панели) по всей длине, выпускают руду под действием собственного веса, по мере производства частичный выпуск, а с отставанием от отбойки - общий выпуск руды под налегающими обрушенными породами.

Основные варианты системы разработки:

- 1) с отбойкой в зажиме и донным выпуском руды;
- 2) с отбойкой на подконсольное пространство (при котором возможен только донный); вариант этот уже не применяют, но упомянуть о нем, чтобы обосновать непригодность, установленную ранее;
- 3) с торцевым выпуском руды (при котором отбойка возможна в зажиме).

В сороковых-пятидесятых годах руду отбивали на подконсольное пространство. Но при появлении отбойки в зажиме последняя стала осе-

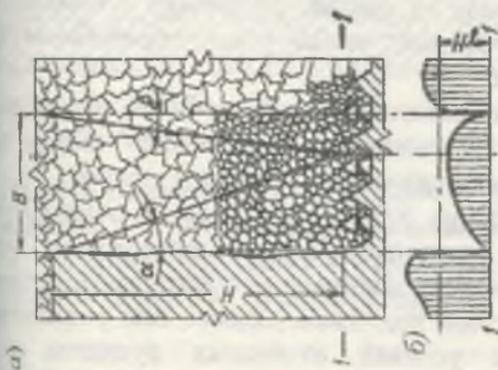


Рис. 4.2. Границы защитной зоны (а) и эпюра давлений (б).

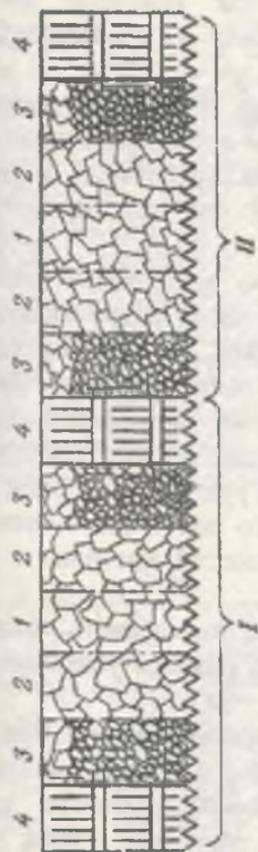


Рис. 4.3. Порядок (1,2,3,4) отработки блоков в этаже; I, II — выемочные поля.

методом работ. Выпуск руды преимущественно донный.

Подготовка аналогична применяемой при камерной системе: в подэтажах проходят выработки для бурения скважин, а в основании блока - для выпуска и доставки руды.

Очистная выемка при отбойке в зажиме и донном выпуске руды
Взрывают руду вертикальными или, гораздо реже крутонаклонными слоями в обрушенную горную массу (рис.4.4). Особые требования к технологии буровзрывных работ и частичного (15-20%) выпуска руды диктуются применением отбойки в зажиме.

При определении толщины отбиваемой за один взрыв части массива следует исходить из того, что с увеличением числа рядов скважин полностью используется для дробления руды эффект удара отбиваемых слоев через просвет об уплотненную горную массу. С другой стороны, с увеличением числа рядов отбитая руда все более уплотняется (снижается коэффициент разрыхления), что затрудняет ее выпуск; усиливается разрушающее действие взрыва в глубь массива; увеличивается выброс руды в выработки; просвет забоя уменьшается и даже исчезает, после чего почти вся энергия упругих волны очередного взрыва переходит в зажимающий материал и дробление массива не происходит.

В мощных залежах крепких руд толщина взрываемой части массива должна составлять 15-18 м, превышение этого размера увеличивает выброс руды в выработки.

Указанные размеры слоя относятся к мощным залежам. При мощном залежи 10 м толщина взрываемого слоя должна быть приблизительно в 1,5 раз уменьшена по сравнению с рекомендованной, так как уплотнение зажимающего материала противодействует влиянию стенок очистного пространства. Интервал короткозамедленного взрывания зарядов должен быть примерно в 1,5 раза больше по сравнению с обычным (например, 25 мс вместо 15 мс), с тем чтобы, во-первых, реализовать преимущества более продолжительного действия взрыва на массив, связанного с сопротивлением зажимающего материала и, во-вторых, чтобы успел образоваться просвет между массивом и отбитой рудой.

После взрыва должна быть выпущена часть отбитой руды (примерно 20%), что создает нормальное разрыхление и уменьшает потери энергии взрывной волны в зажимающем материале при очередном взрыве.

Расчет рациональной толщины отбиваемого слоя. В общем случае практическим данным или расчетным путем определяют величину максимального смещения (подвижки) зажимающего материала. Существует ряд методик расчета величины этой подвижки. Однако они разработаны для конкретных горно-технических условий отдельных рудников и могут приводить к различным результатам. При отсутствии общей расчетной методики остановимся на важнейших факторах, которые оказывают влияние на величину подвижки зажимающего материала. Количественно оценены

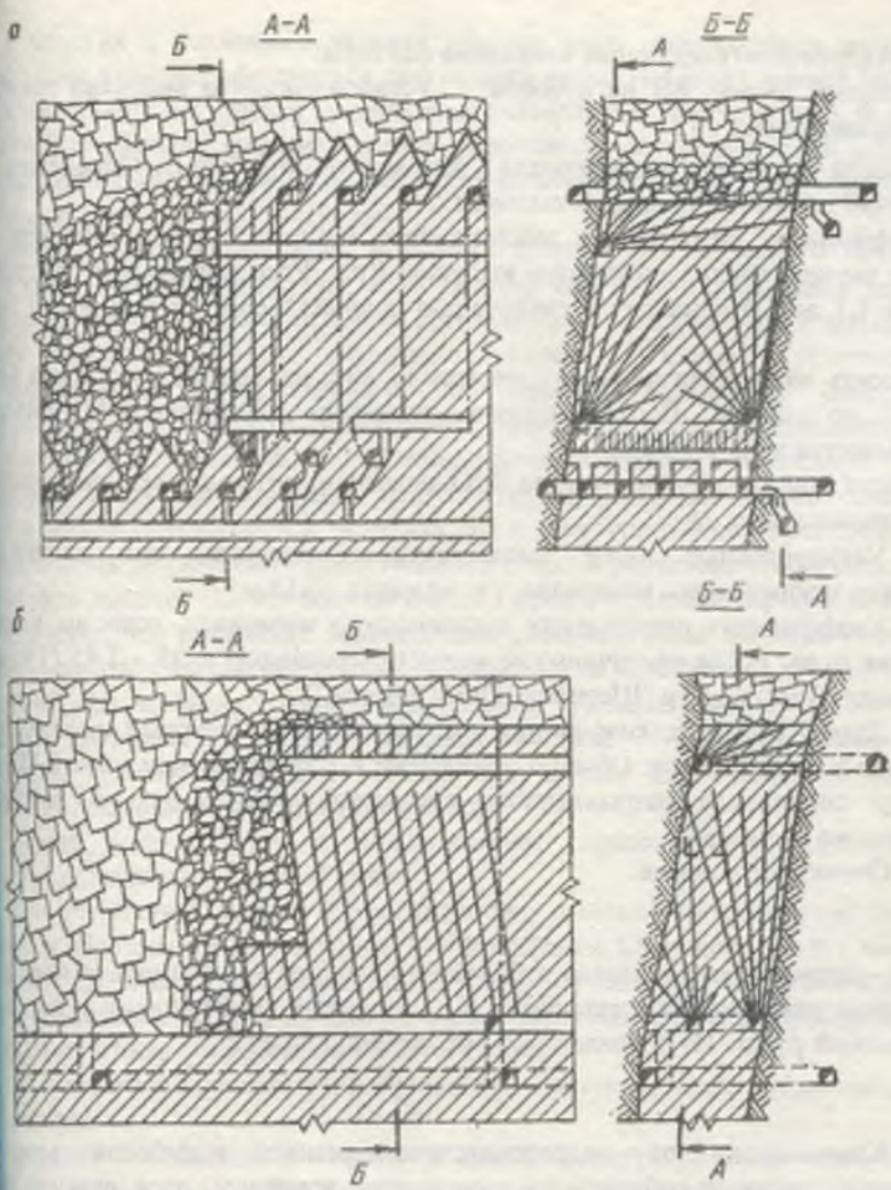


Рис. 4.4. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой, - вариант с отбойкой в зажиме:
 а - с донным выпуском в мощных залежах; б - с торцевым выпуском в залежах средней мощности.

(В.В. Андреевым) следующие влияющие факторы:

- удельный расход ВВ на отбойку q . Установлено, что величина подвижки пропорциональна \sqrt{q} ;
- толщина зажимающего материала в направлении отбойки L_3 . Определено, что величина подвижки пропорциональна L_3 ;
- коэффициент разрыхления зажимающего материала перед отбойкой (т.е. после осуществления частичного выпуска) $K_{р.з}$. Установлено, что увеличение $K_{р.з}$ с 1,3 до 1,4 приводит к увеличению подвижки соответственно в 1,3—1,4 раза;
- крепость частиц зажимающего материала. При изменении крепости с 4-6 до 16-18 по шкале Протодяконова, подвижка зажимающего материала уменьшается в 1,5-2,0 раза;
- ширина очистного пространства B . Определено, что подвижка увеличивается пропорционально \sqrt{B} ;

Установленные выше зависимости справедливы при достаточной толщине зажимающего материала, т.е. не менее 10-12 м.

Коэффициент разрыхления зажимающего материала, если им является отбитая руда, после частичного ее выпуска, составляет 1,35 - 1,45 (1,45 - в рудниках "Таштагол" и "Шерегеш" ПО "Сибруда").

Далее, задаются коэффициентом разрыхления, который должен быть получен в отбитом слое. Обычно принимают его приблизительно на 0,15 ниже против свободного разрыхленного состояния, получаемого в результате частичного выпуска.

Очевидное условие:

$$\frac{l + \Delta l}{l} = K_p$$

где l - рациональная толщина отбиваемого слоя; Δl - максимально возможное смещение зажимающего материала; K_p - заданный коэффициент разрыхления отбиваемой руды. Из приведенного выражения получим

$$l = \frac{\Delta l}{K_p - 1}$$

Компенсация от подготовительно-нарезных выработок позволяет увеличить толщину отбиваемого слоя против величины, определяемой Δl . Учет компенсации

$$l = \frac{\Delta l}{K_p - K_c - 1}$$

где K_c - коэффициент компенсации, определяется как отношение объема компенсационного пространства в отбиваемом слое (выработки, подсека т.п.) к общему объему слоя. Коэффициент компенсации изменяется от 0,04-0,1 при этажном обрушении до 0,15-0,20 при подэтажном обрушении, что позволяет увеличить толщину отбиваемого слоя в 1,1-1,7 раза.

В пологих и наклонных залежах обычно лишь нижняя часть массива его бока успевает обрушиться при выемке руды. Невелика высота толщ окружающих пород и в крутых залежах близ устойчивого висячего бока. В этих случаях зажимающий материал если и уплотняется со временем, то мало и медленно. Поэтому допустимы длительные, до нескольких месяцев, перерывы в выемке руды взрыванием и выпуском руды.

Иная картина наблюдается в крутых залежах близ лежачего бока, а также и по всей площади этажа, если висячий бок неустойчив. Здесь толщина окружающих пород может составлять сотни метров, и зажимающий материал сильно уплотняется за несколько недель. Причем уплотнение интенсифицируется производимыми по близости взрывными работами (крепится приблизительно в 10 раз, если в радиусе до 100 м производятся 1-2 взрыва в месяц по 10 т и более). В этих условиях взрывать очередной слой необходимо сразу по окончании выпуска руды. Если же почему-либо в процессе выемки может потребоваться задержка, то в зоне уплотнения предстоящим выпуском выпуск должен быть приостановлен с таким расчетом, чтобы осталась руда высотой 0,2-0,3 высоты блока. Перед очередным взрыванием эту руду выпускают, что разрыхлит зажимающий материал. Если же зажимающий материал уплотнен, то ширина первых отбиваемых на него секции должна быть уменьшена. Для меньшего уплотнения на ряде рудников создают подсечкой свободное пространство с относительным объемом 15-20%. Особенно это необходимо при мягких рудах, которые при взрыве дают большой выход руды и потому слипаются при уплотнении.

Общий выпуск ведут с поддержанием горизонтальной или, реже, наклонной поверхности отбитой руды.

При устойчивой кровле обрушают принудительно нижний слой пород для образования предохранительной подушки. Обрушение ведут вместе с нижними слоями или с отставанием и крупными участками. В первом случае в восходящих скважинах, предназначенных для отбойки руды, пробуривают скважины с тем, чтобы обрушить ими и слой кровли.

На выпуске и доставке руды применяют питатели, самоходные машины и телеперы.

Вариант с отбойкой в зажиме и донным выпуском руды применен, например, на рудниках комбинатов Зырянковского, Тырныаузского и "Каратау", "Сибруда"; "Кривбассруда" в мощных крутых залежах крепких руд и ПО "Апатит" в сверхмощных наклонных залежах руд средней крепости (рис.4.5).

В ПО "Апатит" применяют подсечку высотой около 3 м, чтобы защитить нижнюю часть блока от сейсмического действия взрыва, или высотой 6-8 м, чтобы предотвратить уплотнение руды при отбойке в зажиме.

Подсечка делается не сплошной во избежание самообрушения блока.

Скважины для образования подсечки бурят из пройденных на нижнем этаже штреков и взрывают по метолу недозаряда с тем, чтобы остались свободные целики между подсечными пространствами. Разбуривают блок из

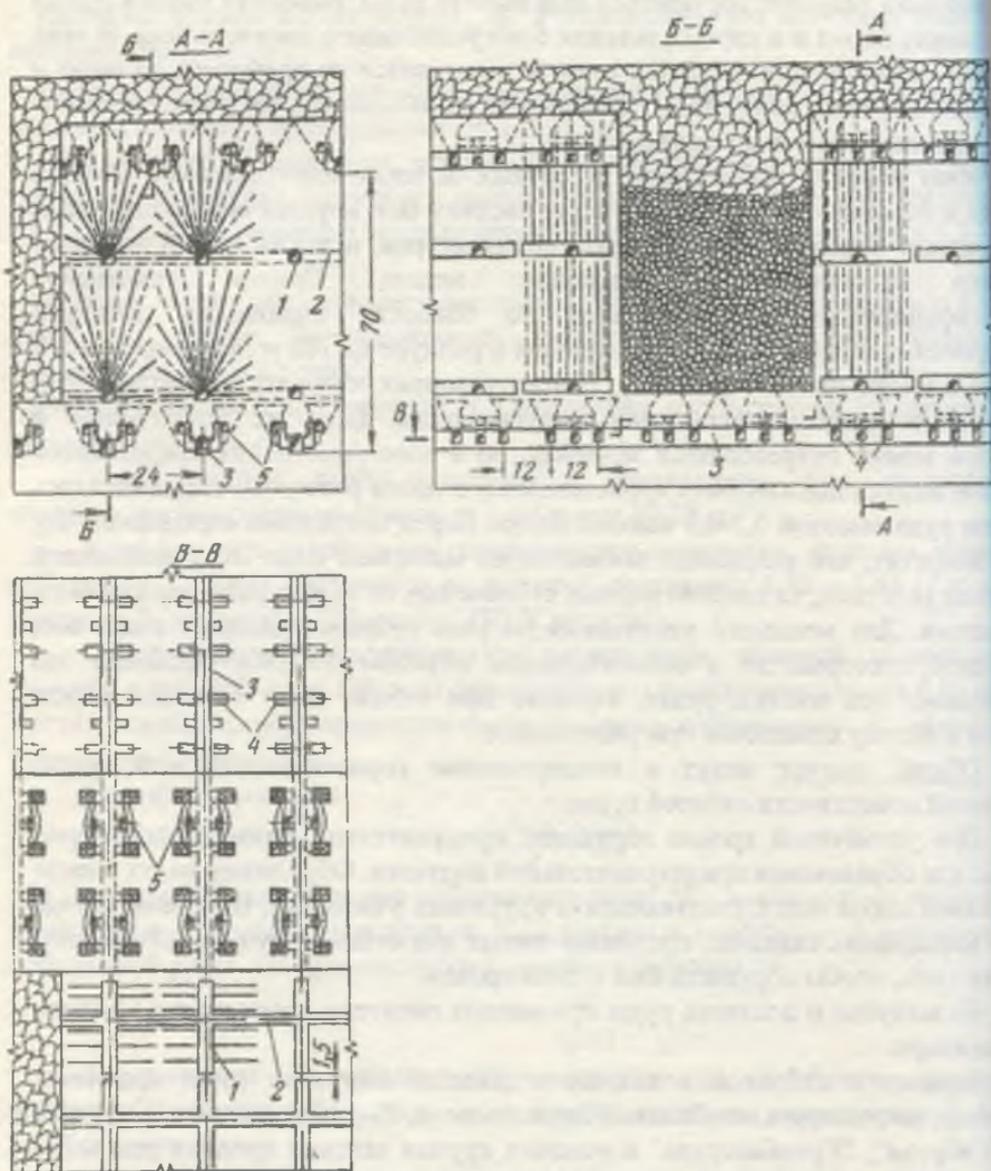


Рис. 4.5. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой (ПО "Анатит"):

1 – буровой орт; 2 – соединительный штрек; 3 – конвейерный орт; 4 – выработки для вибропитателей; 5 – контрольные заходки.

этажных выработок, высота подэтажа обычно 24 м, диаметр скважин 100 мм, глубина до 35 м.

При выпуске примерно 2/3 отбитой руды негабаритов выходит относительно мало, скреперная установка мощностью 100 кВт обеспечивает производительность до 900 т/смену при безлюковой погрузке и скреперовании ближних отверстий. Выпуск последней грети отбитой руды связан с частыми зажимами - через каждые 20-30 т, а производительность скреперования в среднем за весь период выпуска составляет 350 т/смену.

Есть промежуточная модификация между сплошной выемкой с отбойкой в зажиме и этажным принудительным обрушением с компенсационными камерами. Применяют ее, в частности, в ПО "Сибруда".

В блоке часть его шириной 12-18 м отделяют от массива щелью шириной 4-6 м, имеющей потолочину. Затем обрушают на щель за один прием определенную от массива часть блока и примерно такую же по размеру часть с другой стороны. Вертикальные комплекты скважин взрывают с замедлением, первая от щели, при этом второй и последующие комплекты работают в зажиме. Эта модификация позволяет взрывать более широкие слои. Важно это там, где в связи с наличием глинообразных исключений или другими специфическими условиями отбойка в зажиме в чистом ее виде возможна лишь небольшими слоями.

При отбойке на подконсольное пространство (рис.4.6) панель или блок обрушают на вертикальные секции. Секцию полностью подсекали, в основании ее вырывали траншеи или воронки и затем обрушали - постепенно, горизонтальными слоями (начиная с нижнего слоя), с помощью горизонтальных и наклонных скважин, пробуренных из соседней, еще не отбитой секции. После каждого взрывания выпускали излишек (20-30 т) руды, чтобы создать свободное пространство для очередного обрушения. При следующем выпуску руды приступали не ранее окончания отбойки в следующей секции. Нарушенная предшествующими взрывами рудная консоль частично обрушалась, что увеличивало выход негабарита и отрицательно сказывалось на производительности работ и показателях извлечения. В связи с этим отбойку на подконсольное пространство применять перестали.

Вариант этажного обрушения с торцевым выпуском руды (предложен Мениновым в 1959 г. и впервые осуществлен на Зырянском комбинате). В этом варианте (см.рис.4.4) свойственны связанные с торцевым выпуском особенности в конструкции основания блока (панели) и технологии очистных работ.

Добычной горизонт в блоке готовят только ортами или штреками. Горизонтальные скважины бурят в виде вееров из добычных и буровых ортов. Руду выпускают скважинами в зажиме, обрушают блок (панель) в отступающем зажиме вертикальными и крутонаклонными слоями по всей высоте от уровня добычного горизонта. По мере выпуска освобождающееся пространство обрушают обрушенные породы. После отбойки каждого слоя выпускают всю

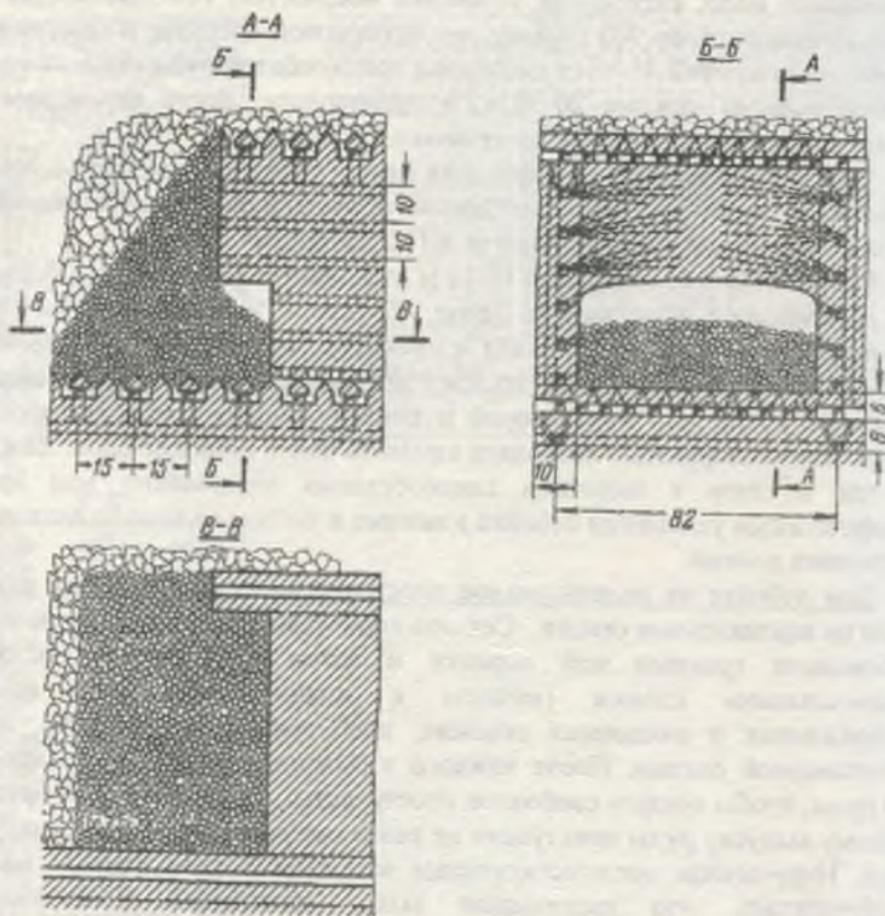


Рис. 4.6. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой вариант с отбойкой на подконсольное пространство.

выемкой имеет перед системой с компенсационными камерами след преимущества: устраняется необходимость выемки камер, приводящая к нарушениям остального массива и вообще неприемлемой при большом давлении; снижается на 20-30% объем подготовительно-нарезных выемок, так как исчезает необходимость в обособленных подходах к камерам; работы по подготовке, разбурированию, обрушению и выпуску производятся в каждом блоке (панели) подряд, без перерывов; в связи с вышеуказанными преимуществами повышается концентрация горных работ более однородны в связи с отсутствием стадии камерной подготовки. Используются преимущества отбойки в зажиме.

С другой стороны, извлечение чистой руды гарантируется лишь в случае частичного выпуска (20-25%), что меньше объема компенсационных камер (35%); пункты добычи руды в данную смену строго заданы порядком съема выемки, что может мешать усреднению качества рудной массы в массиве рудника. Обязательна отбойка в зажиме, тогда как не для всех условий освоена в достаточной мере.

Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой заслуживает предпочтения перед системой с компенсационными камерами с исключением условий, в которых его указанные недостатки являются существенными.

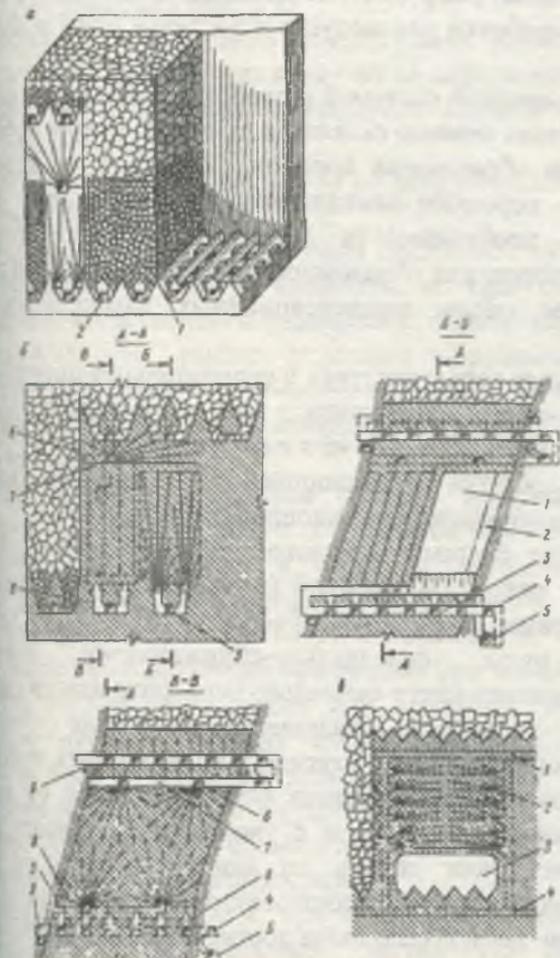
4.4. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами

Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами в полном наименовании, система разработки этажным принудительным обрушением с компенсационными камерами - это применяемая в залежах система разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой вынимают со взрывной отбойкой и самотечной доставкой руды в минимально необходимом объеме для разрыхления взрывом остальную часть блока, после чего обрушают взрывом сразу на полную высоту всю часть блока и производят общий выпуск руды под налегающими обрушенными породами.

Отбойка руды скважинная, гораздо реже минная; выпуск руды камерами вынимают 25-35% руды, остальную часть блока обрабатывают с замедлением по комплектам скважин (рис.4.7).

Компенсационные камеры почти всегда вертикальные, т.е. имеют конусообразные формы, что допускает пониженную устойчивость руды и позволяет вести работы в камерах, и в остальной части блока вертикальными комплектами скважин.

Горизонтальные (подсечные) камеры подобны высокой конусообразной, применялись лишь в Кривбассе в сороковых-пятидесятых годах. Длина блока по простиранию 30-100 м и более, что позволяет размесить от 1-2 до 4-5 камер. В целях концентрации работ принимают по воз-



4.7. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами:

а – вариант с вертикальными компенсационными камерами, общий вид – выпускные выработки; 2 – скреперные штреки; б – вариант с вертикальными компенсационными камерами, примененный в Ивановском комбинате (1 – камера; 2 – отрезная щель; 3 – скреперный штрек; 4 – откаточный штрек; 5 – хозяйственный штрек; 6 – выработка разбуривания междукамерных целиков; 7 – орт для разбуривания дуэжачного целика; 8 – рассечка для разбуривания воронок; в – вариант с подсечными камерами (1 – буровые, выпускные и откаточные выработки; 5 – вентиляционный горизонт).

такую длину блока, чтобы в нем разместилось максимальное число камер, которое можно иметь в одновременной выемке. Это число ограничивается заданной производительностью (по рудной массе данного качества) рудника.

В блоке проходят выработки для выпуска и доставки руды и для бурения взрывных скважин.

Камеры вынимают камерной системой разработки, рассмотренной выше.

В остальной части блока помимо скважин для ее обрушения пробуривают скважины или шпурсы для образования воронок. Взрывают их мгновенно, а остальные скважины - с коротким замедлением по комплектам. Вместе с обрушением блока при необходимости обрушают принудительно часть устойчивых налегающих пород для образования предохранительной породной подушки; в этом случае объем компенсационных камер должен быть соответственно увеличен.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка. Против этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой производительность труда забойного рабочего ниже на 10-30%.

Достоинства и недостатки противоположны указанным выше для этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой.

Широкое применение системы этажного принудительного обрушения получили в вариантах со сплошной выемкой (отбойкой руды в зажиме) и компенсационными камерами на рудниках Таштагольского РУ. Отработанные параметры отбойки руды параллельно-сближенными скважинами, пробуриваемыми или с вышележащего основного горизонта или со специально создаваемого бурового горизонта, располагаемого ниже откаточного. Применение вибровыпуска позволило максимально упростить конструкцию основания блока и при отдельных вариантах отказаться даже от выработки контрольно-смотрового горизонта. В связи с увеличением горного давления компенсационные камеры стали делить по мощности рудного тела на отдельные секции и придавать им эллипсоидную форму. Коэффициент компенсации был доведен до 1,2-1,25. Были достигнуты следующие технико-экономические показатели:

производительность труда рабочего по шахте - 380-390 т/мес.;
удельный расход ГНВ - 3 п.м./1000т; потери руды 11-12%;
разубоживание руды 30-31%; удельный расход ВВ на отбойку 0,52-0,45 кг/т;
выход руды с 1 м скважины - 16,4 т.

4.5. Этажное самообрушение

Этажное самообрушение или, в полном наименовании, система разработки этажным самообрушением - это применяемая в мощных залежах система разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой массив руды подсекают, т.е. вынимают нижний слой руды, затем подсекаемый массив постепенно обрушается под действием силы тяжести и горного

аления; в процессе обрушения производят частичный выпуск руды, а после обрушения массива на полную высоту - общий выпуск под налегающими обрушенными породами (рис.4.8).

Этажное самообрушение осуществимо только в мощных залежах и только при рудах, которые при подсечке на значительной площади начинают не сразу, а через 1-3 мес. обрушаться сами и дробиться при этом на сравнительно небольшие куски.

В основании панели или блока по всей площади проходят выработки для быстрого выпуска руды.

Связь с окружающим массивом ослабляют пучками взрывных скважин и отсечными (отрезными) выработками. Они способствуют разрушению массивов сводов естественного равновесия, образующихся при самообрушении руды (рис.4.9), тем самым ускоряют обрушение и ограничивают его контурами.

В процессе обрушения выпускают излишек - около 1/3 руды, чтобы обрушение продолжалось.

После полного обрушения рудного массива приступают к общему выпуску руды, по мере которого обрушаются налегающие породы и заполняют выработанное пространство; в процессе выпуска руда, перетираясь под большим давлением, дополнительно измельчается. Выемку осуществляют с разделением этажа (панели) на блоки и сплошную.

Этажное самообрушение применяют при мощности залежи не менее 20 м; руда должна быть слабой или иметь густую сеть трещин и слабых ослоев; руда не должна слеживаться, так как обрушенной рудой заполняется весь блок, и не должна возгораться, так как в выработанном пространстве остается много обрушенной руды.

Остальные условия применения те же, что и вообще для систем с обрушением руды и вмещающих пород.

Высота этажа 70-100 м, при очень крутом падении залежи до 150 м.

Основной ограничивающий фактор это срок службы выпускных выработок, которые изнашиваются в связи с пониженной устойчивостью руды к взрывной ликвидации заторов.

Расстояние по вертикали между отсечными выработками 8-10 м в нижней части этажа, а выше увеличивают его до 12-15 м, так как массив здесь успевает обрушиться, а крупные куски отсюда измельчаются при опускании в процессе выпуска.

Вариант этажного самообрушения со сплошной выемкой (см. рис.4.8) осуществляют на панели, длина которых в несколько раз превышает обычный поперечный размер блока.

Панель разрезают поперек щелью и затем постепенно подсекают по длине, вызывая этим самообрушение массива с отставанием на 20-60 м от подсечки. Сети взрывных скважин или отсечные выработки располагают по боковым границам панели. Этот вариант эффективен при более или менее выдержанных

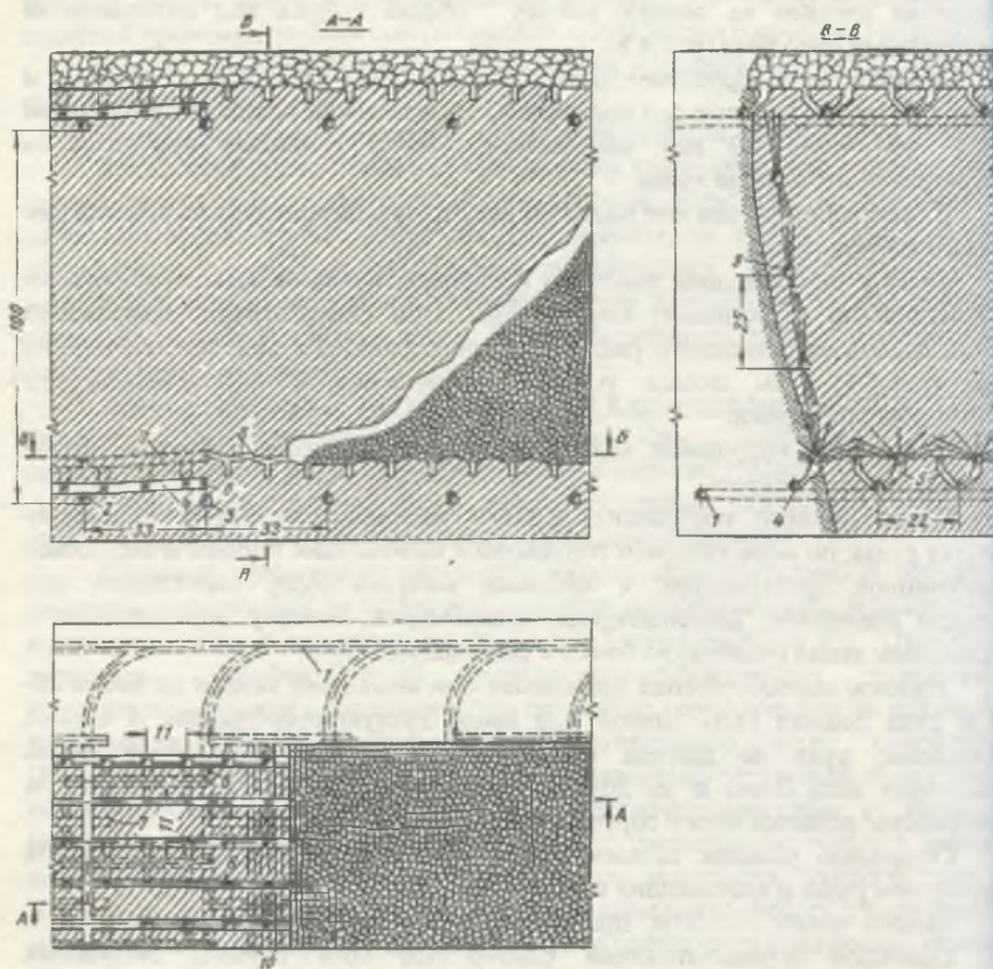


Рис. 4.8. Этажное самообрушение, – вариант со сплошной выемкой (рудник “Клаймакс”):

1 – откаточный штрек; 2 – откаточный орт; 3 – вентиляционный орт;
 4 – скрепленный штрек; 5 – выработки для выпуска руды; 6 – вентиляционный восстающий; 7 – подсечной штрек; 8 – сбойка для образования воронок;
 9 – буровой штрек; 10 – скважины для подсечки.

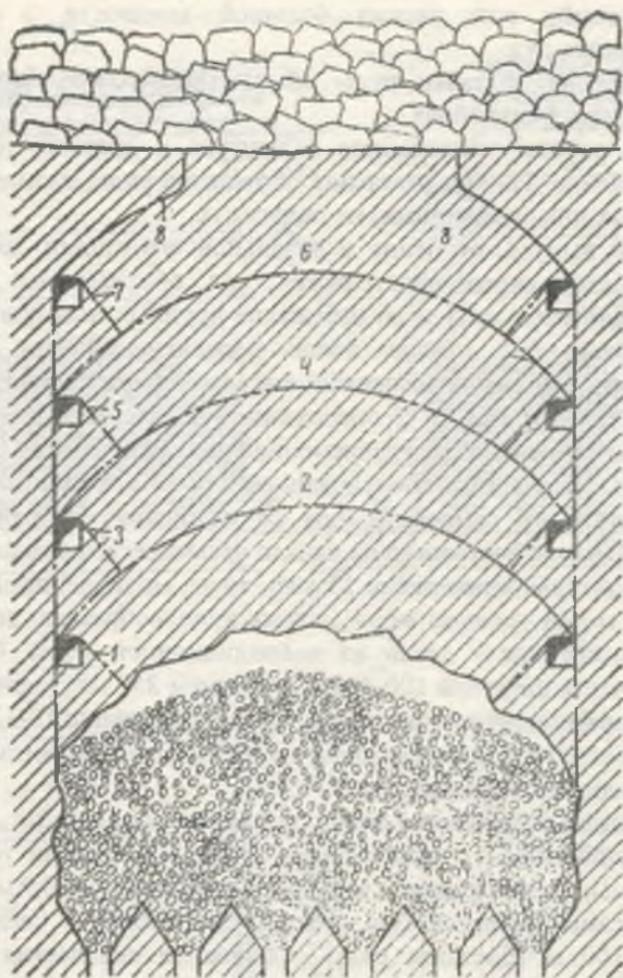


Рис. 4.9. Этажное самообрушение.
Порядок обрушения руды в блоке:
1 – 8 – контуры и последовательность обрушения.

элементах залегания или весьма большой мощности и сравнительно постоянном качестве руд.

Выработки для доставки руды обычно закрепляют бетоном, реже штангами. Подсечка траншейная.

Очистные работы заключаются в выпуске и доставке руды, включая вторичное дробление. Иногда ускоряют обрушение руды взрыванием зарядов (сосредоточенных или скважинных) на подэтажах.

Частичный выпуск, особенно в начальной его стадии, надо вести так, чтобы высота свободного пространства под обрушаемым массивом не превышала приблизительно 5 м во избежание крупных вывалов и воздушных ударов. В первые 1-2 месяца после подсечки выпуск должен быть малоинтенсивным, так как подсеченный массив деформируется, расчленяется микротрещинами, "созревает". С опережением выпускают руду со стороны лежащего бока во избежание преждевременной посадки висячего бока. Доставка руды скреперная, самоходным оборудованием или питателями.

Вариант этажного самообрушения со сплошной выемкой на руднике «Клаймакс» (США) по состоянию на начало восьмидесятых годов (см. рис.4.8). Рудник производительностью около 15 млн. т/год, молибденовый, расположен на высоте 3300 м над уровнем моря. Залежь куполообразная, диаметр купола около 1 км, посередине - столб из некондиционной руды. Отрабатывали периферийную часть шириной 100-400 м в среднем 250 м. Глубина разработки около 200 м. Коэффициент крепости руды преимущественно 10-12.

В зависимости от трещиноватости, определяющей скорость обрушения, кусковатость, руды подразделяют на:

- легкообрушаемые - с расстоянием между трещинами менее 0,3 м;
- нормально обрушаемые - с расстоянием между трещинами от 0,3 до 0,9 м;
- труднообрушаемые - с расстоянием между трещинами более 0,9 м.

Этажное самообрушение (см. рис.4.9) применяют в следующем виде. Высота этажа 100 м. Доставка руды сохраняется скреперная, как хорошо освоенная. Скреперные лебедки мощностью 110 кВт; погрузка вагонетки безлюковая. Сетка выпускных отверстий 10,5 x 10,5 м. Скреперный штрек сечением в свету 3 x 3 м и наклонные выпускные выработки, расположенные попарно, закреплены бетоном. Бурение в подготовительно-нарезные выработки и в подсечной траншее - самоходными машинами.

Сочетание огромной мощности залежи с небольшой глубиной разработки, редкое для подземного способа, позволяет при умеренном давлении обрушенной массы подсекать массив на большую ширину (100-150 м), достаточную для самообрушения даже сравнительно устойчивых руд.

За ходом самообрушения наблюдают из штреков, расположенных на уровне верха подсечки.

Особенности варианта этажного самообрушения с выемкой блока (рис.4.10). Поперечные размеры блока принимаются от 30-40 м при слабых рудах и высоком горном давлении до 50-60 м при иных условиях.

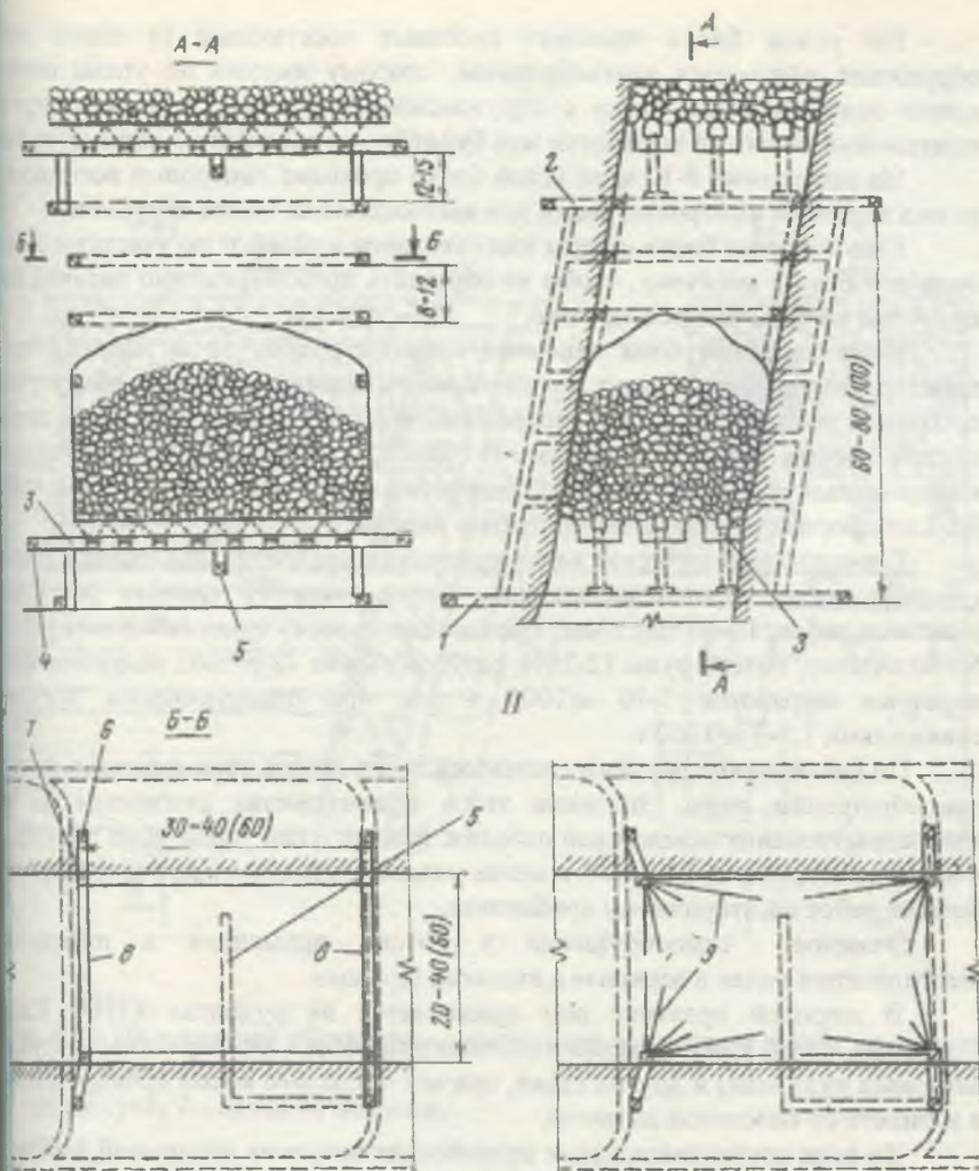


Рис. 4.10. Этажное самообрушение, — вариант с выемкой блоками:
 I — оконтуривание выработками; II — оконтуривание скважинами;
 1, 2 — откаточный и вентиляционный горизонты; 3 — скреперные или
 конвейерные штреки; 4, 5 — хозяйственный и вентиляционный орты
 горизонта доставки; 6 — смотровые восстающие; 7 — отрезные восстающие;
 8 — отрезные штреки.

По углам блока проходят отсечные восстающие (в плане контур обрушения получается кругообразным, поэтому именно по углам особенно важно ослабить связь блока с окружающим массивом), а из них нарезают подэтажные отсечные выработки или бурят пучки скважин по периметру блока.

На расстоянии 8-12 м от углов блока проходят смотровые восстающие и из них нарезают смотровые ходки для наблюдения за ходом обрушения.

При подсечке блока шпурь или скважина взрывают по участкам блока с лежачего бока к висячему, чтобы не обрушить преждевременно висячий бок, и от центра к краям по простиранию.

Если соседний блок заполнен отбитой рудой, то в направлении по простиранию подсечку ведут в отступающем порядке, с тем, чтобы улучшить дробление руды и не вызвать опережающего обрушения ее, и затем прорыва пустых пород вблизи массива. В блоке, граничащем с обрушенными вмещающими породами, подсечку подвигают от массива к обрушению, чтобы в блок не прорвались обрушенные пустые породы.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка этажного самообрушения. Производительность блока (панели), средняя за период очистных работ, 10-40 тыс.т/мес, производительность труда забойного рабочего 50-90 т/смену, потери руды 12-25%, разубоживание 12 расход подготовительно-нарезных выработок 7-10 м/1000 т или при оконтуривании обрушения скважинами 1,5-3 м/1000 т.

По сравнению с другими системами этого класса преимущество состоит в самообрушении руды. Значение этого преимущества снижается по мере совершенствования скважинной отбойки. Вместе с тем управление обрушением в части контуров и кусковатости менее надежно, отсюда ниже извлечение руды, больше работ по вторичному дроблению.

Этажное самообрушение в России применяли в пятидесятых-шестидесятых годах в варианте с выемкой блоками.

В мировой практике оно применяется на рудниках США, Канады, Германии, Чили, ЮАР (основная система разработки кимберлитовых трубок на алмазных рудниках) и других стран, причем последнее время преимущественно в варианте со сплошной выемкой.

Во всех исследовательских проработках вопросов подземной добычи руды с использованием ядерных взрывов предусматривалось как бы этажное самообрушение (в варианте без отсечных скважин и выработок) нарушенного взрывом массива.

4.6. Общая характеристика систем подэтажного обрушения

Блок делят на подэтажи (рис.4.11), каждый из которых имеет свой горизонт выпуска руды. Это - главная особенность. Подэтажи могут (но не обязательно) быть разделены в плане параллельными вертикальными плоскостями на панели, подготавливаемые каждая двумя или несколькими подэтажными

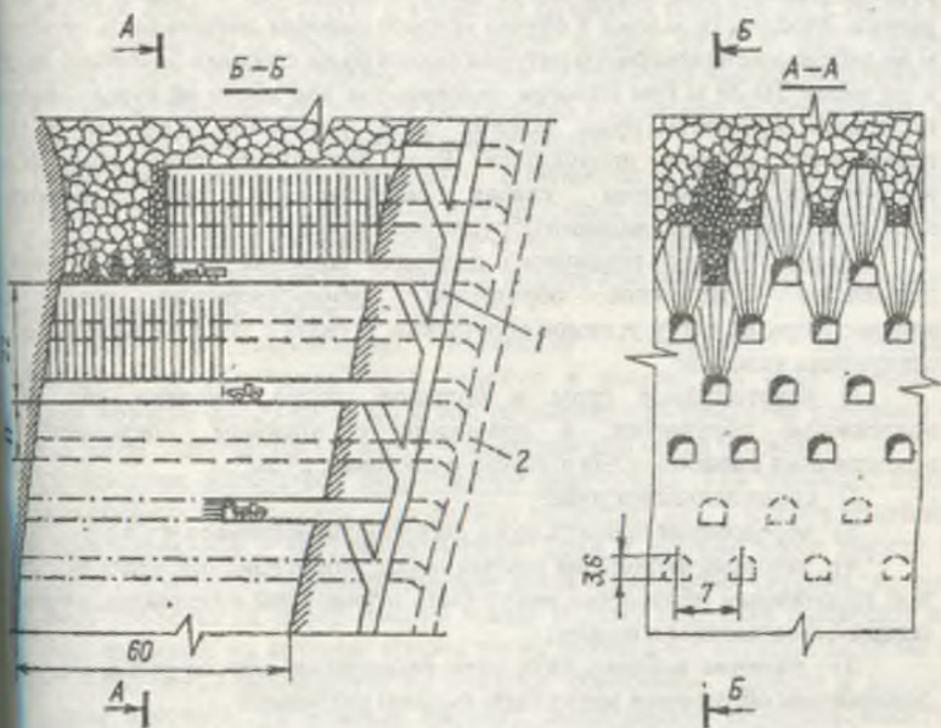


рис. 4.11. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды, шведский рудник "Кируна":

1 – рудоспуск; 2 – заезд на подэтаж.

органами, а панели по длине разделяются на секции. Отрабатывают подэтажи нисходящем порядке. В каждом подэтаже (или панели, секции) отбивают руд скважинами и выпускают под обрушенными породами.

Условия применения подэтажного обрушения. Устойчивость и крепость руды и вмещающих пород могут быть любыми, так же как и угол падения залежи. Мощность залежи в случае крутого падения должна быть не менее 3 м во избежание чрезмерного разубоживания руды слабыми боковыми породами и не менее 10-20 м при пологом падении, так как иначе не нужно деление подэтажи. Ценность руды должна быть умеренной. Обрушение земной поверхности должно допускаться. Руда не должна возгораться. Ввиду исключения допустима слабая возгораемость при обязательном профилактическом заливании обрушенного пространства.

Таким образом, технически подходит широкий диапазон условий. Применяют подэтажное обрушение преимущественно тогда, когда нецелесообразно вести этажное обрушение. В связи с этим добавляется одно из следующих условий:

- 1) неустойчивые руды и большое горное давление, так как при подэтажном обрушении, в сравнении с этажным, сокращается потребность в поддержании выработок для выпуска и доставки, руды;
- 2) слеживающаяся руда;
- 3) чередование крепких руд с легкообрушающимися и т.п.;
- 4) крупные включения пустых пород или некондиционных руд, которые при подэтажном обрушении могут быть ограничены подэтажом, панелью или секцией и оставлены в недрах;
- 5) наличие в блоке двух (или нескольких) сортов руды, которые при подэтажном обрушении могут быть выданы раздельно;
- 6) мощность рудного тела не выше средней при недостаточном угле падения;
- 7) неправильные контакты залежи при ограниченной мощности, так как подэтажное обрушение позволяет более точно совмещать выемочные контуры рудными.

Подэтажное обрушение распространено на рудниках СНГ, в частности Кривбассе при разработке руд средней крепости и на Алтын-Топканском руднике в крепких рудах. За рубежом подэтажное обрушение особенно распространено в Канаде, США, странах Скандинавии.

История развития. Первоначально применяли высоту подэтажа около шпуровую отбойку, принудительную доставку руды в очистном пространстве. На почве подэтажа укладывали деревянный настил, под защитой которого вынимали следующим подэтаж. Однако настил мог внезапно обрушиться при доставке руды. Поэтому на смену пришли варианты с самотечной доставкой руды в очистном пространстве, при которых все работы выполняются подготовительно-нарезных выработок.

Подэтажное обрушение с донным выпуском появилось в сороковых годах

Кривбассе на базе внедрения скважинной отбойки. Высоту подэтажа увеличили до 10-15 м (а затем и более), при этом деревянный настил не мог сохранить сплошность. Продолжаются попытки внедрить гибкое металлическое перекрытие (сетка с ячейками размером порядка 20 x 20 мм из проволоки диаметром 2 мм или полосового железа 40 x 4 мм), однако имеющиеся конструкции сохраняют сплошность лишь при высоте подэтажа до 10 м. Поэтому никаких настилов и перекрытий в практике не применяют, за исключением отдельных экспериментальных блоков.

Параллельно возникло подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды. Высота подэтажа первоначально при шпуровой отбойке составляла около 10 м, в последующем ее увеличили до 8-10 м, что также заставило отказаться от настила, а в шестидесятых годах. Торцевой выпуск при подэтажном обрушении вытесняет донный на большинстве рудников.

Каждый из современных вариантов подэтажного обрушения производится на базе скважинной отбойки в зажиме, на ряде рудников увеличили подэтаж до 20-40 м, но с той разницей, что комплекс нарезных и очистных работ завершается обработкой подэтажа или части подэтажа.

Определение параметров подэтажного обрушения. Как правило, слева выбирают высоту этажа, так как этаж служит несколько лет, а высота подэтажа может быть различной в различных блоках. Если в данном этаже наряду с этажным обрушением применяется еще какая-либо другая система, то она тоже может повлиять на выбор высоты этажа. Высоту подэтажа выбирают из возможных значений, на которые высота этажа делится без остатка. Если же в проектируемом этаже доминирует подэтажное обрушение, причем в каком-либо одном варианте, то сначала находят оптимальное значение высоты подэтажа $H_{\text{под}}$, а затем выбирают высоту этажа H_2 из величин, кратных $H_{\text{под}}$.

Высоту подэтажа определяют, учитывая: затраты на проходку этажных и выпускных выработок; затраты на поддержание этих выработок; затраты на отбойку (если они зависят от глубины скважин); ущерб от потерь и разубоживания руды за счет неточной отбойки по контурам залежи; ущерб от потерь и разубоживания руды при выпуске.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка.

По сравнению с этажным подэтажное обрушение может быть применено в более сложных горнотехнических условиях. Но производительность блока и производительность труда могут быть несколько (на 10-30%) ниже в связи с большим объемом подготовительно-нарезных работ. В части потерь и разубоживания руды при относительно благоприятных условиях лучшие показатели дает этажное обрушение, а в других случаях – подэтажное.

Экономическое сравнение подэтажного обрушения с системами других классов производится по величине прибыли, а с системами этажного обрушения – по руде или по минимальным затратам.

4.7. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды (рис.4.12) и в полном наименовании, система разработки подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды это - система разработки с обрушением руд вмещающих пород, при которой выемку ведут подэтажами в нисходящем порядке, в подэтаже отбивают руду скважинами в зажиме подряд по подэтажу вертикальными или крутонаклонными слоями, выпускают руду обрушенными налегающими породами непосредственно в подэтажные штреки или орты через их торцы, образующиеся по мере погашения этих выработок.

Удельное значение этой системы на рудниках СНГ пока лишь около 10%, но его предполагается довести до 20% за счет вытеснения подэтажным обрушением с донным выпуском.

Подэтаж делят по ширине на панели. Каждую панель подготавливают двумя-тремя ортами (штреками).

При выемке ортами подэтажные штреки, как правило, располагают в породах лежащего бока, поэтому выемочные орты пересекают контакт руды и пород. Этот контакт бывает ослабленным до такой степени, что проходка в этой зоне приходится с забивной крепью, как, например, на Бакырчи ГМК (Казахстан). Для таких случаев разработана и реализована технология опережающего (до начала проходки) тросоинъекционного упрочнения массива в кровле будущей выработки (авторы В.Р.Именитов, А.О.Бабаев, Д.К.Бекбергенов). Массив обрушивается скважинами, в которые после заделки тросов нагнетают под давлением цементный раствор проникающий по трещинам. В результате над будущей выработкой создается нечто железобетонного перекрытия, позволяющего вести проходку с большой безопасностью и производительностью.

Панели разбуривают из ортов (штреков) вертикальными или крутонаклонными веерами скважин на всю длину и обрушают последовательно по длине в отступающем порядке.

Через торец орта выпускают руду и по орту доставляют к рудовывозной площадке. Очередные скважины взрывают после выпуска руды от предыдущей выработки. Угол наклона забоя можно выбирать в зависимости от соотношения руды и пород. Если руда значительно больше пород, то наклон в сторону обрушения не даст мелким породам просачиваться и отбитую руду. Если же руда намного мельче пород, то наклоняют в сторону массива, чтобы руда меньше просачивалась в породы. При выемке равной крупности руды и пород забой располагают вертикально.

В виде исключения, при нарушенном рудном массиве (например, на Дегтярском медном руднике) взрывают вертикальные слои подэтажа приема, сперва верхнюю часть, не заряжая участки скважин в нижней части, затем нижнюю часть, размещая заряды в невзорванных участках скважин.

Оборудование используют самоходное либо, реже, переносное.

4.7. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды (рис.4.12) или, в полном наименовании, система разработки подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды это - система разработки с обрушением руды вмещающих пород, при которой выемку ведут подэтажами в нисходящем порядке, в подэтаже отбивают руду скважинами в зажиме подряд по длине подэтажа вертикальными или крутонаклонными слоями, выпускают руду под обрушенными налегающими породами непосредственно в подэтажные штреки или орты через их торцы, образующиеся по мере погашения этих выработок.

Удельное значение этой системы на рудниках СНГ пока лишь около 10%, но его предполагается довести до 20% за счет вытеснения подэтажного обрушения с донным выпуском.

Подэтаж делят по ширине на панели. Каждую панель подготавливают двумя-тремя ортами (штреками).

При выемке ортами подэтажные штреки, как правило, располагают в породах лежачего бока, поэтому выемочные орты пересекают контакт рудного тела. Этот контакт бывает ослабленным до такой степени, что проходить орты в этой зоне приходится с забивной крепью, как, например, на Бакырчикском ГМК (Казахстан). Для таких случаев разработана и реализована технология опережающего (до начала проходки) тросоинъекционного упрочнения массива в кровле будущей выработки (авторы В.Р.Именитов, А.О.Баранов, Д.К.Бскбергенов). Массив обуривается скважинами, в которые после закладки тросов нагнетают под давлением цементный раствор проникающий в трещины. В результате над будущей выработкой создается нечто вроде железобетонного перекрытия, позволяющего вести проходку с большой безопасностью и производительностью.

Панели разбуривают из ортов (штреков) вертикальными или крутонаклонными веерами скважин на всю длину и обрушают последовательно по длине в отступающем порядке.

Через торец орта выпускают руду и по орту доставляют к рудоспуску. Очередные скважины взрывают после выпуска руды от предыдущей отбойки. Угол наклона забоя можно выбирать в зависимости от соотношения размеров кусков руды и обрушенных пород (рис.4.13). Если руда значительно крупнее, то наклон в сторону обрушения не даст мелким породам просачиваться и отбитую руду. Если же руда намного мельче пород, то наклоняют забой в сторону массива, чтобы руда меньше просачивалась в породы. При более или менее равной крупности руды и пород забой располагают вертикально.

В виде исключения, при нарушенном рудном массиве (например, на Дегтярском медном руднике) взрывают вертикальные слои подэтажа в два приема, сперва верхнюю часть, не заряжая участки скважин в нижней части, затем нижнюю часть, размещая заряды в невзорванных участках скважины.

Оборудование используют самоходное либо, реже, переносное и

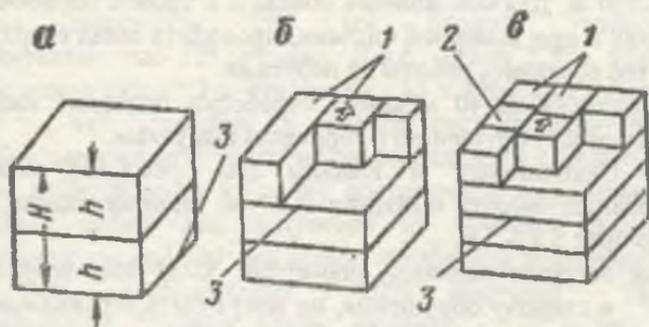


Рис. 4.12. Схемы подэтажного обрушения:
а – подэтажами; *б* – панелями 1; *в* – секциями
 2, 3 – горизонты выпуска руды.

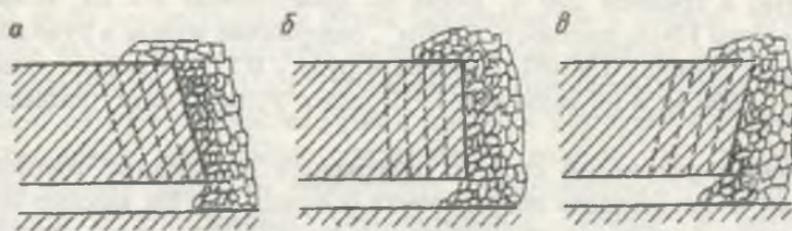


Рис. 4.13. Положение забоя при торцевом выпуске и малой
 высоте подэтажа:
а – при мелкокусковой руде; *б* – при одинаковой кусковатости
 руды и пород; *в* – при мелкокусковой породе.

полустационарное - буровые станки, передвижные вибропитатели, секционные виброконвейеры. При самоходной техника проходят наклонные заезды на подэтажи через 250-400 м. Для сокращения объемов и сроков первоочередной подготовки можно, как и при камерной системе, проходить заезд сверху вниз и по мере углубления его развешивать работы на подэтаже.

При высоте подэтажа 20-40 м схема отработки подэтажа аналогична этажному принудительному обрушению с торцевым выпуском.

На рудниках Скандинавии и Канады (см. рис.4.11) используют самоходное оборудование; высота подэтажа 5-14 м, ширина панели 6-10 м; сечение подэтажного орта 5 x 3,5 м.

Отбивают руду веерами скважин диаметром 32-51 мм; веера обычно имеют наклон 60-70° в сторону обрушения, но могут быть вертикальными и с наклоном в сторону массива (см.рис.4.13); взрывают обычно по одному, редко по два веера. Доставляют руду к рудоспускам в лежачем боку.

Производительность мощных погрузочно-доставочных машин до 1000-1500 т/смену. Нарезные работы осуществляют в основном с помощью таких же машин, что и очистные, поэтому, несмотря на увеличенный (примерно до 20%) относительный объем нарезных выработок, обеспечиваются хорошие показатели производительности труда забойного рабочего.

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском на руднике "Кируна" по состоянию на начало девяностых годов. Это шведский железный рудник производительностью около 12 млн.т/год. Разрабатывает крутые залежи мощностью в среднем 100 м, длина по простиранию 4-5 км, коэффициент крепости руды 12-16, плотность 4,6 т/м³, содержание железа в руде до 70%, во вмещающих породах 10-20%, фосфора в руде - 0,75%. Глубина разведанных запасов - 2000 м, а их величина - 750 млн.т. Рудную массу разделяют на 6 сортов.

Имеется наклонный съезд с поверхности на этажные горизонты для автомашин и самоходного оборудования (см.рис.4.11). На каждые 400-500 м длины рудного тела проходят наклонные (с уклоном 0,1) заезды сечением 5,4 x 4,5 м с этажных горизонтов на подэтажи.

Высота подэтажа была 5-6 м, затем 11 м, 14 м, а в настоящее время - 20 м. Планируется увеличение подэтажа до 30 м. Подготавливают подэтаж рудным штреком по центру залежи, затем подэтажными ортами сечением, которое было увеличено с 5 x 3,6 м до 6,0 x 4,6 м. В лежачем боку у штрека через каждые 200-250 м располагают группу из 4-6 рудоспусков для разных сортов руды.

Выемку ведут, отступая от висячего бока. Из каждого подэтажного орта пробуривают скважины по всей его длине до центрального штрека (а во вторую стадию - до штрека лежачего бока перед началом их взрывания).

Панели имеют ромбовидную форму. Увеличение высоты подэтажа без существенного снижения качества выемки полезного ископаемого стало возможным за счет высокой точности разбуривания массива и использования мощных водоземulsionных ВВ типа "Кимит". За один цикл отбивается один

скважин диаметром 57 или 105 мм. Скважины диаметром 57 мм бурятся установкой "Симба" с производительностью 300 м/смену. Л.н.с. при этом равен 1,7 м, расход ВВ - 0,22 кг/т и выход руды с 1 м скважины - 21 т. Скважины диаметром 105 мм бурятся установкой "Аму" с производительностью 125 м/смену. Л.н.с. равен 2,5 м, удельный расход ВВ - 3 кг/т и выход руды с 1 м скважины - 33 т. Особенностью конструкции веера является то, что плоскость, в которой расположены скважины, является дуговой в центральной части забоя, что сделано с целью улучшения условий стекания отбитой руды на почву доставочной выработки. Веер по существу представляет собой два полувеера из четырех скважин каждый. При традиционном куске 1000 мм выход негабарита составляет около 1%. Потери руды - 15%, разубоживание - 20%. Доставка - ПДМ "Торо-500" с электроприводом. Средняя длина доставки - 120 м при расстоянии между выпусками 200 м. Средняя сменная производительность каждой из 10 одновременно работающих ПДМ составляет 2200 т. Вентиляция забоев осуществляется по вентиляционной трубопроводной сети из полимерных труб диаметром 900-1200 мм, смонтированной от вентиляционного ствола вплоть до мест производства работ. Применяется автоматическая (на основе датчиков) система пылеподавления путем орошения, которая включается в момент начала работ в забое. Транспорт руды - рельсовый. Загрузка вагонов локомотивами, смонтированных в кровле выработки, дистанционная из подземного диспетчерского пункта на основе телевизионной системы наблюдения. Загрузка транспорта в околоствольном дворе - автоматическая. Управление движением руды осуществляется путем разделения на 5 сортов рудничного потока на основе результатов экспресс-анализа качества руды подземной лабораторией в процессе подземного транспортирования руды. В зависимости от своего качества руда в процессе разгрузки направляется на соответствующую дробильную установку, дозатор и выдается по соответствующему стволу на поверхность, где рудопотоки разного качества накапливаются в специальных усреднительных складах в оптимальных соотношениях полезных и вредных компонентов.

Производительность труда на очистных работах при поэтажном обрушении с торцевым выпуском руды и применением самоходного оборудования достигает 140 т/смену; расход подготовительно-нарезных работ - 5 - 9 м/1000 т; потери руды около 10%, разубоживание 20-30%. Численность подземных рабочих - 595 чел.

Рудник "Мальбергер" разрабатывает 7 крутых рудных тел со средней мощностью 60-80 м (максимальная мощность - 140 м.). Вмещающие породы - с высокой устойчивостью. Система разработки - поэтажное обрушение с торцевым выпуском руды, аналогично применяемой на руднике "Кируна". На руднике для выпуска и доставки руды применяют электрический погрузчик с вместимостью ковша 9 м³ с длиной кабеля 350 м и усилием внедрения ковша до 40 кН. Расчетная производительность при длине доставки 150 м - 3500

т/смену. Транспортирование руды осуществляется 45-тонными автосамосвалами, которые загружаются из рудоспусков люками с секторными затворами, управляемыми по радио из кабины автосамосвала. Длится транспортирование до дробилки - 2,3 км. Скорость движения автотранспорта - 40 км/час. Из-под дробилки двумя ленточными конвейерами дробленая руда поступает в дозаторные камеры и выдается на поверхность в 20-тонных скипах. Производительность рудника - 6 млн.т/год. Численность подземных рабочих - 514 чел.

Вариант подэтажного обрушения с фронтально-торцевым выпуском экспериментальный, имеет разновидности: с прямой подсечкой; с треугольной подсечкой.

Прямую подсечку (рис.4.14) испытывали на шведском руднике "Кируна" в крутой залежи средней мощности. Подэтажные штреки (орты) располагают через увеличенные интервалы. Подэтажи отбивают вертикальными слоями толщиной около 3 м из подсечки, которую образуют из подэтажных штреков (ортов) и продвигают вместе с обрушением слоя. Выпуск и погрузку (с помощью ПДМ) руды ведут по всей ширине подэтажа, в первую очередь освобождают проход около рудного массива, чтобы открыть забой подсечки для бурения шпуров и улучшить провентрирование.

Показатели извлечения руды улучшаются, так как гребни из отбитой руды остаются только вдоль линии забоя (но не между штреками), число подэтажных выработок сокращается. Однако бурение на подэтажах, где выпускают руду, связано с загрязнением ее буровым шламом. Создается жесткая взаимозависимость во времени бурения, взрывания и доставки руды. Уменьшается производительность ПДМ, поскольку они загружаются под углом к навалу руды. Главное же - работы ведутся под рудной консолью которая может обрушиться при наличии в ней трещин и заколов, поэтому вариант приемлем лишь при очень устойчивой руде и малом диаметре взрывных скважин.

Треугольная подсечка (см.рис.4.14) испытана на руднике "Шерегеш" Горной Шории. Торец каждого подэтажного штрека (орта) расширяют в плане как бы в воронку. Преимущества и недостатки фронтально-торцевого выпуска здесь в основном сохраняются, но консоль поддерживается рудным выступом в интервале между штреками, поэтому устойчивость ее выше, чем при прямой подсечке.

Сравнительная оценка подэтажного обрушения с торцевым выпуском Достоинства, связанные с торцевым выпуском, - это меньшие по сравнению с фронтальным выпуском затраты на подготовительно-нарезные работы, крепление и поддержание выработок; благоприятные условия для применения самоходного оборудования. Однако выпуск вертикальными или крутонаклонными слоями имеющими боковой контакт с обрушенными породами, может снизить показатели извлечения руды.

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском заслуживает предпочтительности

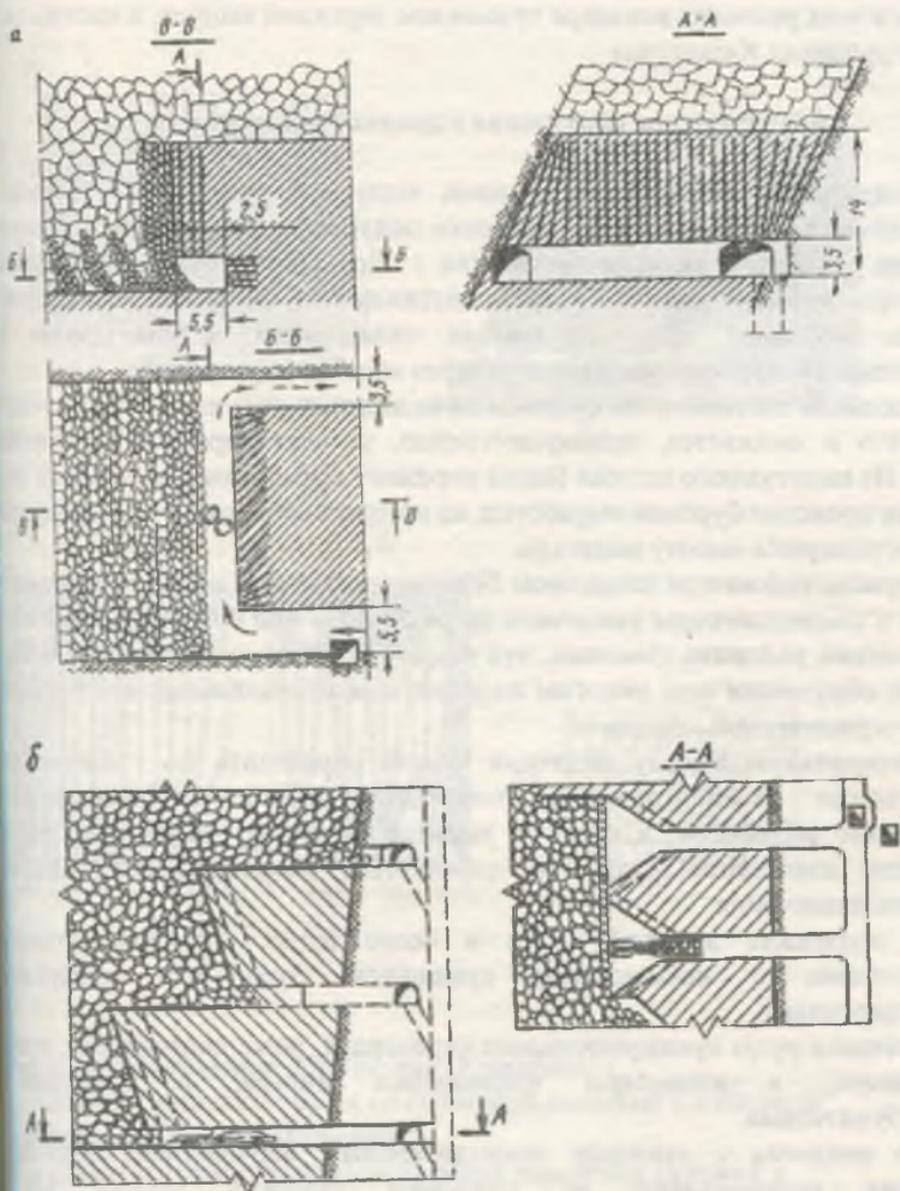


Рис. 4.14. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды:
a – с прямой подсечкой (рудник “Кируна”); *б* – с треугольной
 подсечкой (рудник “Шерегеш”).

перед донным выпуском в большинстве случаев. Исключение составляют главным образом залежи с неустойчивой рудой, при которой требуется малое сечение подэтажных штреков, позволяющее доставлять руду лишь скреперами. Но даже в этих условиях все шире применяют торцевой выпуск, в частности, на золотых рудниках Казахстана.

4.8 Подэтажное обрушение с донным выпуском руды

Подэтажное обрушение с донным выпуском руды (рис.4.15) или, в полном наименовании, система разработки подэтажным обрушением с донным выпуском руды это - система разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой выемку ведут подэтажами в нисходящем порядке, в подэтаже отбивают руду взрывными скважинами и выпускают под обрушенными налегающими породами через воронки или траншеи.

Удельное значение этой системы на подземных рудниках СНГ составляет около 10% и снижается, преимущественно, за счет перехода на торцевой выпуск. Из подэтажного штрека (орта) нарезают выработки для выпуска руды. Над ними проходят буровые выработки, из которых отбивают руду скважинами на всю оставшуюся высоту подэтажа.

Первоначально при штанговом бурении применяли высоту подэтажа 10-15 м, но в последние годы увеличили ее до 30-40 м при благоприятных горно-геологических условиях. Заметим, что высоту 15-40 м имеют иногда и блоки этажного обрушения при пологом падении или неправильной конфигурации залежей ограниченной мощности.

Оптимальную высоту подэтажа можно определить по минимальной сумме затрат на подготовительно-нарезные работы, отбойку руды и поддержание выработок, а если от высоты подэтажа существенно зависят показатели извлечения руды, то добавляется экономический ущерб от неполного извлечения.

В подэтажах высотой 20 м и более бурят скважины мощными перфораторами с независимым вращением бура или погружными пневмударниками.

Доставка руды преимущественно скреперная, реже конвейерная, причем и скреперы, и конвейеры применялись иногда; в комплексе с вибропобудителями.

По аналогии с этажным принудительным обрушением, подэтажное обрушение осуществляют со сплошной выемкой панели или компенсационными выработками.

При сплошной выемке отбивают руду вертикальными или крутонаклонными (см.рис.4.15) слоями. Наклон слоев к взорванной части подэтажа улучшает дробление руды, если он согласован с системой густых трещин, и уменьшает слеживанис. В варианте с компенсационными выработками последние представляют собой вертикальные щели.

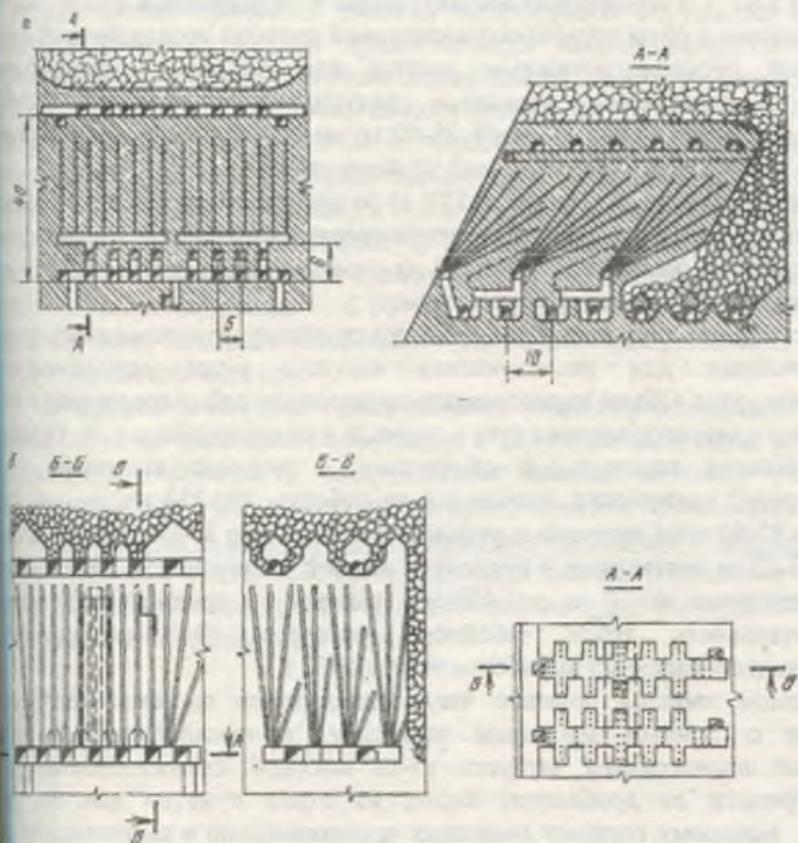


рис. 4.15. Подэтажное обрушение (Кривбасс) :

а - с донным выпуском руды со сплошной выемкой и отбойкой
 вклонными слоями с закладкой;

б - с совмещенным горизонтом бурения взрывных скважин и
 отправки руды.

Подэтажное обрушение с донным выпуском руды широко применяют только в ПО "Кривбассруда", в частности, в рудоуправлениях им. Дзержинского и им. Кирова при рудах с коэффициентом крепости 4-8 (эти руды малоустойчивы). Глубина разработки 600-1200 м, применяют буровые станки НКР-100 и КБУ-1 и скреперную доставку руды. Кондиционный кусок - 400 мм.

Скреперные орты закрепляют податливой арочной металлической крепью с затяжкой просечно-вытяжным листом или деревом. Конструктивные особенности применяемых вариантов следующие. Этаж высотой 80-90 м обрабатывают подэтажами высотой 25-40 м; меньшие значения принимают при менее устойчивой руде и большей глубине работ.

Основные варианты (см. рис. 4.15): 1) со сплошной выемкой и отбойкой в зажиме наклонными в сторону обрушения веерами скважин; 2) с вертикальной компенсационной щелью и с отбойкой из специальных выработок; 3) то же, с отбойкой из выработок для доставки руды.

В последнем случае выпускные воронки образуют скважинами из нижних предназначенных для последующего выпуска руды одновременно с обрушением руды. Объем подготовительно-нарезных работ сокращается на 20-25%, в связи с чем этот вариант стал основным в рудоуправлении им. Кирова.

Показатели подэтажного обрушения с донным выпуском в ПО "Кривбассруда" следующие. Расход ВВ на отбойку 200-250 г/т, на вторичное дробление 35-50 г/т. Скреперные установки мощностью 30 кВт при расстоянии доставки 5-25 м доставляют в рудоспуск длиной 10 м 100-150 т/смену, а при длине рудоспуска 40-60 м до 400-500 т/смену (в средней 200 т/смену). Производительность труда забойного рабочего 60 т/смену. Расход подготовительно-нарезных выработок 9-14 м/1000 т.

В целом имеется большое число недостатков системы подэтажного обрушения с донным массовым выпуском, а именно: весьма трудно соблюдение планаграммы выпуска из-за высокой слеживаемости руды и неравномерности ее дробления; выход из строя пунктов выпуска руды благодаря высокому горному давлению; проникновение в выпускаемую руду сланцеватых обрушенных пород, обладающих большой проникающей способностью или просачиваемостью. Для решения отдельных проблем, а в частности, повышения качества извлечения руды из недр, были предложены варианты применяемой системы подэтажного обрушения с объемом компенсационных камер 50-60%, вместо принятых традиционно 25-30%. Таким образом, можно уже говорить о перерождении системы подэтажного обрушения с компенсационными камерами в камерную систему разработки с последующим обрушением междукамерных и междуэтажных целиков и выпуском запасов руды второй очереди уже под обрушенными породами. Такая трансформация систем разработки в условиях шахте им. Кирова привела к снижению потерь на 4,3% и разубоживания на 0,6%.

Шахта «Молодежная» (Донской ГОК). Мощность рудного тела - 20-40 м. Рекомендована система подэтажного обрушения с донным выпуском руды.

Высота подэтажа 20-40 м; толщина отбиваемой секции — до 12 м. С целью повышения устойчивости забоя, отбойку ведут уступом. Нижний уступ высотой 10-12 м обустраивается скважинами малого диаметра и отбивается с оставлением от верхнего уступа на 3-4 м. При мощности рудного тела менее 20 м рекомендуется применять систему подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды. При этом предполагается использование и скреперных станков, включающих шарнирно складывающийся ковш и консольную балку крепления головного бочка. Высота подэтажа - до 25 м; расстояние между подставочными ортами 8-10 м. Отбойка ведется также с оставлением отпрекового целика, который погашается при использовании шпуров или скважин малого диаметра с шагом 3-4 м. Это позволит в условиях пониженной устойчивости предохранять выработку от сильного сейсмического воздействия при отбойке основных запасов скважинами большого диаметра. Шаг отбойки основной части подэтажа - 6-10 м, в зависимости от принятой высоты подэтажа. Зона козырька усиливается дополнительно установкой спаренных стальных арочных рам.

Внедрение самоходного оборудования можно предположить возможным при переходе на подэтажное обрушение с торцевым выпуском: расположение подставочных выработок в ненарушенном массиве позволит увеличить их размеры в свету до 3 x 3 м и вставлять в крепи окна для бурения,

Достоинства и недостатки подэтажного обрушения с донным выпуском противоположны указанным выше для подэтажного обрушения с торцевым выпуском. Можно полагать, что со временем оно будет вытеснено подэтажным обрушением с торцевым выпуском.

Глава 5. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства

5.1. Общая характеристика

Системами разработки с искусственным поддержанием очистного пространства называются системы, отличающиеся тем, что очистное пространство при выемке руды поддерживают закладкой или крепью, размещенной в очистном пространстве. Работы по искусственному поддержанию очистного пространства входят в цикл очистной выемки. Характерная для этого класса система разработки горизонтальными слоями с закладкой кратко представлена выше.

Классификация этих систем следующая:

Группа А. Системы разработки с закладкой:

1. Однослойная выемка с закладкой (в пологих маломощных залежах закладывают выработанное пространство на всю высоту, оставляя свободным рабочее пространство забоя).

2. Горизонтальные слои с закладкой (слои вынимают, начиная с нижнего, каждый слой после выемки закладывают и с поверхности закладку отрабатывают следующий слой).

3. Наклонные слои с закладкой (отличается наклонным положением слоев для самотечного перемещения руды и закладочного материала).

4. Вертикальные слои с закладкой.

5. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой (блок погашают горизонтальными слоями, начиная с верхнего. По мере выемки слоя заполняют его твердеющей закладкой. Создаваемый таким путем закладочный массив служит искусственной кровлей для следующего, нижележащего слоя).

6. Камерные системы разработки с закладкой.

7. Система разработки тонких жил с отдельной выемкой (жилы вынимают обособленно, а подрабатываемые до необходимой ширины очистного пространства боковые породы оставляют в очистном пространстве как закладку).

Группа Б. Системы разработки с креплением.

(Крепь устанавливают вслед за выемкой руды и оставляют на месте установки навсегда. В залежах средней мощности и мощных пространствах между элементами крепи закладывают).

Группа В. Системы разработки с креплением и последующим обрушением. (По мере выемки руды крепь передвигают, извлекают или разрушают, вызывая этим обрушение кровли в образованное очистное пространство):

1. Однослойная выемка с обрушением кровли (в маломощных пологих наклонных залежах).

2. Слоевое обрушение (блок отработывают в нисходящем порядке горизонтальными слоями под защитой искусственной кровли).

лющейся под давлением обрушенных пород).

Все эти системы относительно дороги, но могут обеспечить малые потери при обогащении руды, так как постоянные целики не оставляются, а при получении отбитой руды очистное пространство поддерживается (и, следовательно, на отбитую руду не обрушаются пустые породы).

Системы применяются главным образом при ценных рудах или в сложных горно-геологических условиях: возгораемость руд; нельзя обрушать поверхность и т.п.

Экономическое сравнение этих систем с системами других классов может вестись по удельному доходу.

На подземных рудниках СНГ ими добывают более 25% руд, в том числе практически 100% полезных ископаемых, отнесенных к разряду ценных металлов, драгоценные камни и т.п.). Удельное их значение будет возрастать за счет более широкого применения систем с закладкой.

2. Последовательность отработки месторождения при слоевой выемке

Круглые залежи мощностью до 3-4 м обрабатывают слоями высотой 2,5-3 м последовательно в восходящем или нисходящем порядке. Слои располагают горизонтально или под углом 15° , равном углу растекания закладочной смеси. Для обеспечения параллельности между поверхностями закладочного и рудного массивов применяют секционный способ закладки или подают смесь с дифференцированной консистенцией, так как обычная смесь из-за расслоения имеет переменный угол растекания.

Мощные месторождения при послышной системе обрабатывают в две очереди (рис. 5.1.) как в нисходящем порядке, так и в восходящем порядке. Мощный слой делят на заходки первой и второй очереди, располагая их одну над другой (рис. 5.2.). После извлечения заходок первой очереди аналогичным способом обрабатывают оставшиеся между ними рудные целики. По вертикали заходки располагают при работе под искусственным массивом в одной плоскости или смещают на половину их ширины.

Применяют также пирамидальное развитие фронта очистной выемки и закладки.

Таким образом, выемка залежи может быть сплошной прямым или ступенчатым ходом или стадийной по отношению к соседним выемочным блокам. Сплошная выемка по сравнению со стадийной снижает опорное давление, что особенно важно на больших глубинах. Этаж (панель, участок) обрабатывают подряд по длине, обычно от центра к флангам, вертикальными выемками, расположенными длиной вкрест простирания.

5.3. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой или,

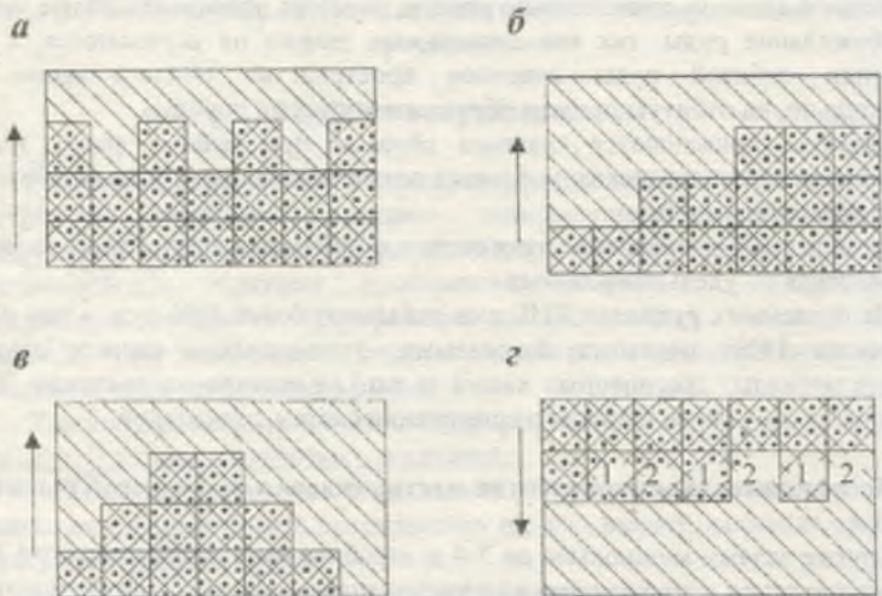


Рис. 5.1. Последовательность слоевой разработки залежей (по падению): а, б, в – восходящий порядок; г – нисходящий порядок.

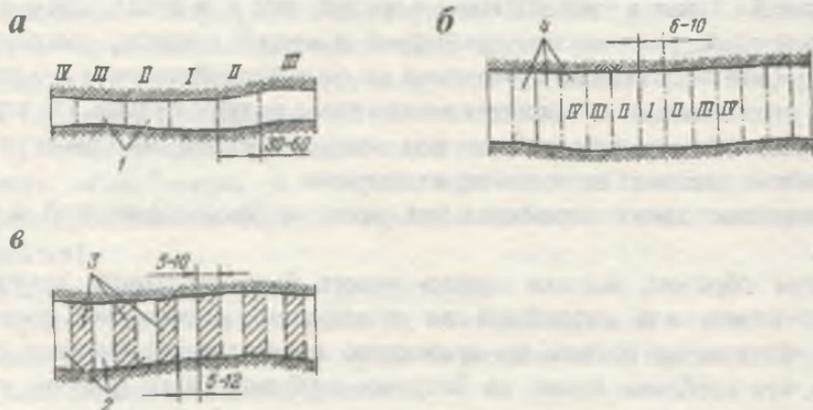


Рис 5.2. Порядок отработки залежей (в плане) при слоевой выемке с закладкой:

а - по простиранию блоками 1; б - вкрест простирания камерами 2 с оставление целиков 3; в - сплошная выемка с твердеющей закладкой в крутых залежах; 4 - секции; I, II, III, IV - порядок выемки.

ращенко, горизонтальные слои с закладкой это - система разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой выемку ведут горизонтальными (или слабонаклонными) слоями, начиная с нижнего слоя; каждый отработанный слой закладывают, поверхность закладки служит платформой для рабочих и оборудования, занятых на очистных работах (см. рис.5.3).

Закладка поддерживает бока очистного пространства. Руду отбивают на поверхность закладки и доставляют механизированным способом.

Условия применения: 1) устойчивая руда, так как под обнаженным рудным массивом работают люди; при малой мощности залежи допустима сниженная устойчивость руды, в связи с малым пролетом обнажения; 2) коковые породы любой устойчивости, на крутых залежах применение данной системы разработки наиболее целесообразно при неустойчивых боках; 3) мощность и угол падения залежи могут быть любыми, но в пологих залежах мощность должна быть не ниже средней, иначе не потребуется деление на фронты. Наиболее часто встречается эта система при высокой ценности, извлекаемости руды или при наличии над рудным телом зданий, сооружений, выходов и т.п.

Варианты с сухой породной закладкой применяются в мало- и среднемошных крутых залежах, блоки располагаются по простиранию.

Высота этажа от 35-40 до 100-120 м. Длина блока от 30 до 100 м по направлению доставки руды скрепером или легкими погрузо-доставочными машинами (рис.5.3.). На горизонте откатки в залежах малой и средней мощности по руде или во вмещающих породах проходят штрек. Блок доставляют восстающими, пройденными на границе и по середине блока.

Очистную выемку начинают с уровня почвы или кровли откаточного штрека, а иногда оставляют над ним целик толщиной 2-5 м. Отбойка руды обычно шпуровая, доставка - механизированная в рудоспуски. На поверхности очистного слоя закладки в случае необходимости устраивают настил. На бурении доставке используют переносное (перфораторы на колонках и скреперные установки) или самоходное оборудование. Последнее - преимущественно при наклонной закладке.

Увеличение высоты слоев повышает производительность работ, но, вместе с тем, увеличивает обнажение боковых пород и затрудняет контроль за состоянием кровли. Обычно высота слоя 2 - 4 м; верхний предел определяется условиями безопасности.

Обязательно соблюдение специальных мер по контролю за состоянием выходов и кровли.

Отбивают руду вертикальными или горизонтальными шпурами; при вертикальных шпурах расширяется фронт бурения, но необходима устойчивая платформа во избежание заколов.

Высота открытого пространства сразу после отбойки достигает 7-8 м. Ведут шпуры (вверх под углом 70°) буровыми установками. Выравнивают

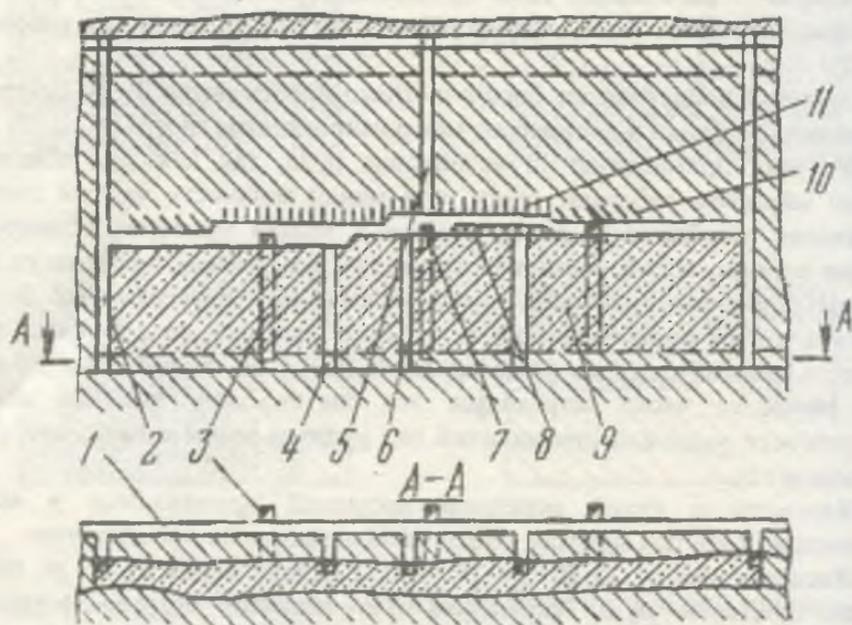


Рис. 5.3. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой с применением самоходного оборудования:

- 1 - полевой откаточный штрек; 2 - вентиляционно-ходовой восстающий; 3 - рудоспуск; 4 - ходок; 5 - закладочный восстающий; 6 - восстающий для обслуживания самоходных машин; 7 - сбойка; 8 - отбитая руда; 9 - закладка; 10 - восстающие шпур; 11 - анкера закладочный массив.

облою "контурным" взрыванием горизонтальных шпуров, л.н.с. и расстояние между этими шпурами уменьшают в 1,5 раза против обычных величин, взрывание — детонирующим шнуром без патрона - боевика.

По окончании доставки руды из слоя разбирают настил, иногда зачищают рудоспуск верхнюю часть закладки, обогащенную рудной мелочью, и производят закладку. Материал для нее подают с вышележащего горизонта по локотовому восстающему. Для разравнивания материала используют те же средства, что и для доставки руды. Иногда применяют гидравлическую закладку обесшламленными хвостами обогатительных фабрик или природным песком.

При малоустойчивых боковых породах оставляют между кровлей забоя и закладкой пространство высотой только 0,4-0,5 м, а при более устойчивых породах - на высоту слоя.

В закладке по мере повышения ее поверхности наращивают рудоспуски стальными трубами (диаметром 500-1200 мм с толщиной стенок от 5-7 до 10-15 мм при абразивной руде) или крепью, обычно срубовой, а в маломощных пластах - распорной. Трубы пропускают до износа 20-30 тыс.т руды, их скрывают рельсовым грохотом с просветами, равными 1/3 их диаметра. Иногда выкрепляют рудоспуски каменной кладкой на цементном растворе или железобетонными кольцами.

Расстояние между рудоспусками от 20-60 м при скреперной доставке и до 100 м и более при самоходных машинах.

Настил сверху закладки укладывают в каждом слое из металлических листов, деревянных щитов или старых конвейерных лент, а при разработке высокоактивных руд иногда покрывают настил брезентом. При таких настилах самоходные ПДМ могут применяться только пневматические легкого типа. На рудниках СНГ, США и Канады для снижения потерь ценных руд или для того, чтобы использовать в забое самоходное оборудование, настилы делают стальные толщиной 250-300 мм. Для этого разравнивают поверхность закладки торкретируют ее жидким раствором быстросхватывающегося бетона, пример: цемент + песок (1 : 3) + добавка 5% хлористого кальция или 1,5% минерала натрия; другой состав — 8-15% цемента, остальное - хвосты обогатительных фабрик. Бетонный настил вдвое дешевле деревянного и уже через двое суток на нем можно работать самоходным оборудованием и доставлять руду. При отсутствии или недостаточной прочности настила обогащенная рудная мелочь может теряться в закладке, потери металла составляют 20%.

При набрызгбетонных настилах толщиной 10-12 см и прочностью не менее 1,5-2 МПа могут применяться средние и тяжелые самоходные машины.

Свежий воздух с откаточного горизонта поступает в очистное пространство по одному из восстающих или по рудоспуску, свободному от руды, а загрязненный отводят по восстающему с другой стороны блока на вентиляционный горизонт.

Варианты с твердеющей закладкой применяются: при любой мощности залежей, если нельзя нарушать земную поверхность или массив вышележащих руд, во избежание потерь ценной руды, как средство управления горным давлением.

Высота этажа в крутых залежах при повсеместном применении твердеющей закладки и самоходной техники 60-80 м, но в зарубежной практике имеются примеры увеличения до 200 м. Объясняется это снижением ряда факторов, удерживающих рост высоты этажа, таких как затраты на вспомогательную доставку и на поддержание выработок.

В жильных месторождениях высота этажа ограничивается требованиями разведки.

Длина блока может быть существенно увеличена против обычных размеров и определяется эффективной длиной доставки самоходного оборудования; на отдельных зарубежных рудниках достигает 150-200 м.

При использовании ПДМ целесообразно образовывать верхнюю часть слоя закладки (0,3-0,6 м) из быстросхватывающихся смесей, обеспечивающих через 1-3 суток прочность не менее 0,7 МПа при легких ПДМ, 1 МПа при средних, 1,5 МПа при тяжелых ПДМ (типа ПД-12).

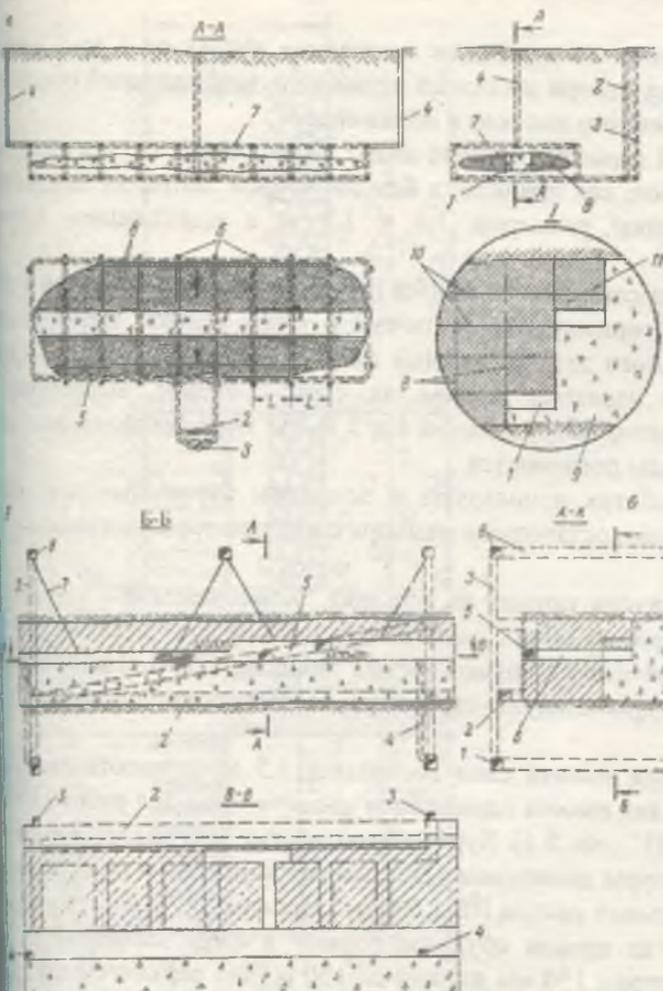
Сцепление закладочного массива с рудным массивом обычно хорошо. Рудный массив, подработанный снизу и имеющий боковой контакт с затвердевшей закладкой, достаточно устойчив. То же может относиться даже к слою толщиной лишь около 4 м, подработанному снизу, сверху контактирующему с закладкой по одну сторону.

Рассмотрим особенности системы разработки горизонтальными слоями закладкой на примере рудников Норильского комбината.

Работы ведутся на глубине 0,5 -1 км. Рудные тела пологие, мощность до 40 м, в среднем 20 м. Руды крепкие, устойчивые и средней устойчивости, легко возгорающиеся и очень ценные. Породы кровли в основном средней устойчивости и неустойчивые, обрушать их нельзя в связи с наличием над ними обводненных пород и неотработанных промышленных запасов руд. Закладка твердеющая, оборудование на очистных работах самоходное, дизельное, пневмоколесное.

Систему разработки горизонтальными слоями с закладкой применяют в следующем виде. Выемка сплошная (по предложению работников ИИКС РАН и Норильского комбината, разработанному под руководством чл. корр. РАН Д.М.Бронникова). Залежь отрабатывают от центра к флангам, забой пересекает всю залежь по длине (рис.5.4). Перпендикулярно к линии забоя пройдены полевые откаточные штреки, которыми нарезаны панели шириной 120 м (по условию эффективного использования ПДМ). Панель разделяют вертикальные ленты шириной 8 м и вынимают их горизонтальными слоями.

Угол наклона слоев в соответствии с углом растекания закладки около 30°. Разрезную ленту, а, следовательно, и другие ленты, располагают в плане возможности так, чтобы слои располагались параллельно контактам залежи



5.4. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой, — мант с твердеющей закладкой и сплошной выемкой (Норильский юбинат):

схема вскрытия, подготовки и порядок отработки месторождения
 рабочее пространство; 2 — воздухоподающий ствол; 3 — рудоподъемный
 ст; 4 — воздухоотводящие стволы; 5 — главный откаточный штрек;
 склоновые восстающие; 7 — закладочный горизонт; 8 — границы выемочных
 ; 9 — закладка; 10 — границы слоев; 11 — отбиваемый слой);
 отработка панели (1 — откаточный штрек; 2 — штрек для сообщения с
 слоями; 3 — вентиляционно-закладочные восстающие; 4 — рудоспуски;
 склон; 6 — заезды на скол; 7 — скважины для подачи закладки;
 вентиляционно-закладочные штреки).

Однако, это не всегда возможно, поэтому во многих лентах верхний и нижний слой укорочены.

Опережение выемки по вертикали в соседних лентах от 3 до 5 слоев, в зависимости от времени набора закладкой прочности, позволяющей обеспечить устойчивость искусственного массива в обнажении.

Вентиляционный горизонт в плане имеет ту же схему, что и откаточный. Рудоспуски располагают, как правило, в каждой второй ленте, их выкрепляют опалубкой с внутренним размером 1,4 x 1,9 м в подлежащем закладке пространстве.

Для перемещения самоходных машин проходят с каждой стороны залежи уклон от откаточного горизонта до ее почвы и затем рудный штрек по всей длине залежи. Из рудного штрека каждой панели проходят уклон до кровли залежи, из которого нарезают заезды на слои. Сечение выработок для перемещения самоходного оборудования 4 x 3 м. По мере закладки панельные уклоны и слоевые заезды погашаются.

На очистных работах используют в основном бурильные самоходные установки и погрузочно-доставочные машины с ковшом грузоподъемностью 8-12 т.

Кондиционный кусок принят на руднике "Комсомольском" 500 мм, на "Октябрьском" - 300 мм (в обоих случаях это связано с условиями загрузки скипов), что не соответствует возможностям мощных ЦДМ. Предполагается соорудить подземную дробильную установку и увеличить кондиционный кусок до 600-800 мм.

К началу бурения высота слоя составляет 3,5 м, а высота свободного пространства 7 м, так как высота одного слоя недостаточна для работы буровой установки "Буммер-135" (рис.5.5). Бурят вертикальные или наклонные (под 70° в сторону отбойки) шпуров диаметром 42-56 мм глубиной 3,5 м по сетке от 0,5 x 0,5 до 0,8 x 0,8 м, удельный расход ВВ 1,3 кг/м³. Производительность установки 300-400 м/смену. Когда кровля обурена, подают в слой закладочную смесь через скважину диаметром 150 мм длиной до 120 м (для верхнего слоя бурят в вторую скважину для отвода воздуха) и возводят закладку на высоту 3,5 м. Верхние полметра закладочного слоя возводят из смеси повышенной прочности - с расходом цемента 350 кг/м против 250 кг/м в основной части слоя. Через 2-3 дня по поверхности закладки могут передвигаться самоходные машины. А сбоку в очередной ленте можно вести работы, когда прочность закладки достигнет 1 МПа, что бывает через 4 дня.

После закладки взрывают шпуров - с коротким замедлением по 2-3 поперечных ряда, либо продольными рядами, начиная с ближнего ряда в заложной ленте.

В последнем случае разрыхление руды происходит за счет некоторого уплотнения закладки, причем она поглощает сейсмические волны. Длина взрывающей части ленты ограничивается по условию сеймики взрыва и составляет до 20 м. Результаты при продольных рядах хорошие и по

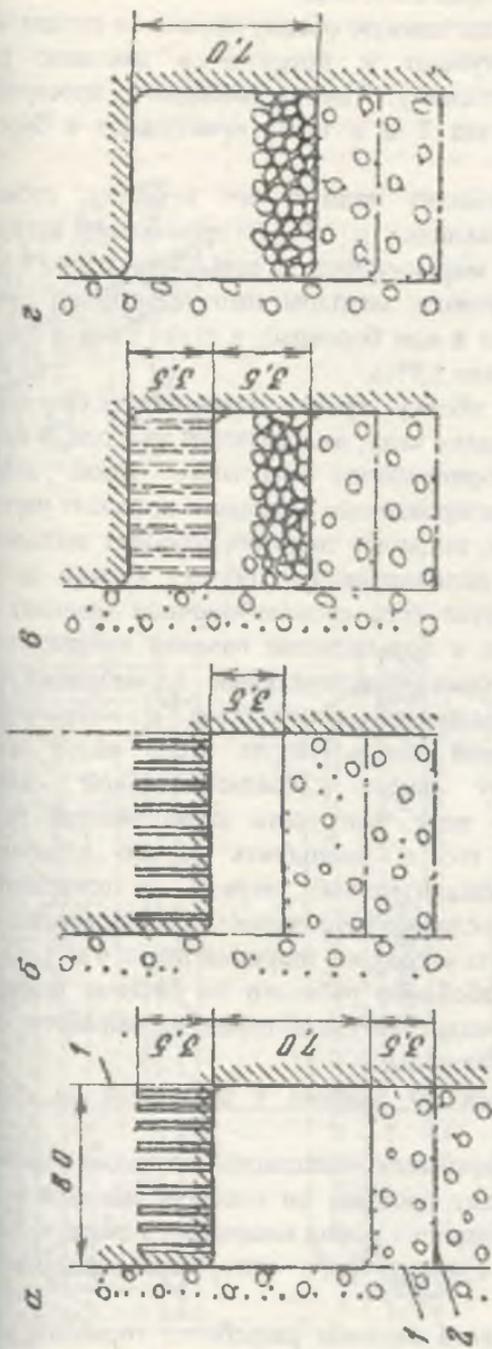


Рис. 5.5. Выемка слоя. Вертикальный разрез поперек ленты (Норильский комбинат): а — слой обуреи; б — слой заложен; в — врывание шпуров; г — оборка кровли, погрузка и доставка руды; 1 — границы лент; 2 — границы слоев.

дроблению, и по сохранению закладочного массива.

После взрывания производят тщательную оборку кровли со специальных самоходных машин. Затем приступают к погрузке и доставке руды, производительность ПДМ 500-700 т/смену. Высота свободного пространства после доставки руды снова достигает 7 м и тогда приступают к бурению шпуров.

Перед закладкой слоя производят полную его зачистку, отбивают оставшиеся "примазки" руды к закладке и т.п. и производят активировку комиссией из горняка, геолога и маркшейдера о том, "что слой готов к закладке". При этом замеряют прямым методом потери отбитой руды в накатанном слое закладки (проводят в нем борозды), в углах слоя и т.п. (все потери в сумме составляют лишь около 1,5%).

Бурение, доставку руды и оборку кровли производят бригады со специализированных участков. Закладку ведет закладочный участок. В составе добычного участка находятся горнорабочие очистного забоя, которые обеспечивают фронт работ специализированным бригадам: проводят нарезные выработки, включая сбойки на слои, подводят энергию, возводят закладочные перемычки, производят текущую дополнительную оборку кровли по мере необходимости (для этого на участке есть кровлеоборочная машина). При глубине разработки 700 м и более в большинстве панелей предварительно отработывают 4-метровыми заходками подкровельный 3,5-метровый слой: закладывают его смесью с повышенной прочностью, с металлической арматурой в нижней двухметровой части. После этого ведут выемку горизонтальными слоями снизу вверх. Предварительной выемкой подкровельного слоя преследуют цель разгрузить нижележащий рудный массив, снизить удароопасность его и уменьшить горное давление на подготовительные выработки. Дополнительные затраты на опережающую выемку не столь велики, так как по условию устойчивости кровли верхний слой в любом случае приходится вынимать заходками шириной около 4 м.

Производительность труда забойного рабочего по системе разработки составляет 60-80 т/смену, расход подготовительно-нарезных выработок очень мал - только 2 п.м или 22 м³ на 1000 т руды.

Особенности слоевой восходящей выемки с закладкой на соляных месторождениях.

Разработка технологии формирования монолитной закладки из соляных пород позволила применить вариант системы со слоевой выемкой руды с закладкой при использовании вмещающих пород висячего и лежачего боков, с механической отбойкой руды и закладочного материала (предложена и разработана И.Н.Савичем).

Технологическая схема варианта системы разработки горизонтальными слоями снизу вверх с монолитной закладкой из соли при сплошной выемке комбайном представлена на рис.5.6.

Для подготовки запасов блока к выемке проходят полевой штрек на

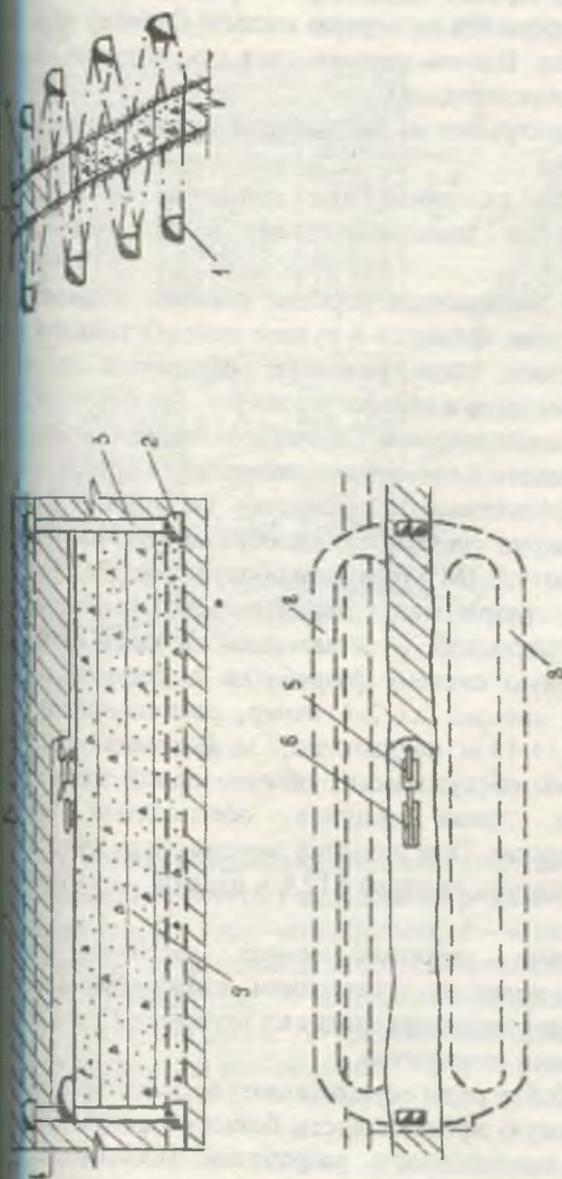


Рис. 5.6. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой (вариант со сплошной выемкой комбайном).

- 1 – откаточный шптрек; 2 – погружной орт-заезд; 3 – восстающий; 4 – рудное тело; 5 – комбайн;
 6 – самоходный вагон; 7 – выработанное пространство; 8 – маневрово-закладочные выработки;
 9 – закладочный слой.

откаточном горизонте. На флангах блока из штреков проходят орты-заезды, предназначенные для загрузки откаточных сосудов и захода комбайна на первую полосу. Из ортов-заездов, пересекающих рудное тело, проходят по руде фланговые восстающие с тремя отделениями - вентиляционно-ходовым, материальным и рудоспуском. Принят следующий порядок выемки. Комбайн проходит по орту-заезду и зарезается на первую полосу. Отбойку руды ведут на всю мощность рудного тела. Высота первого слоя 4 м, в дальнейшем она уменьшается до 3 м (высота слоя закладки).

Закладочный материал получают из вмещающих пород при проведении маневровых операций комбайна.

Сечение выработок или их длина при движении во вмещающих породах может изменяться в зависимости от необходимого объема закладочного материала.

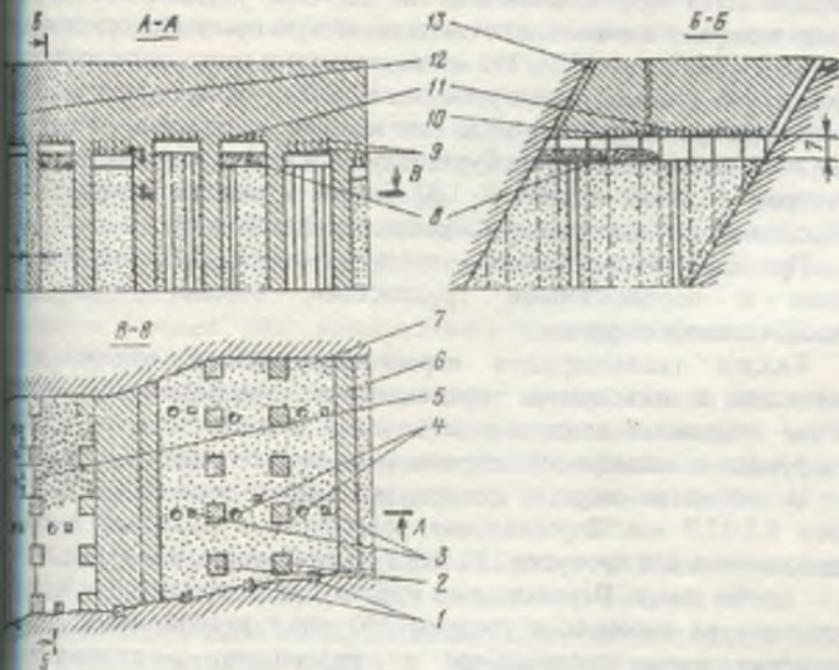
Во время движения во вмещающих породах комбайн поднимается на высоту заложеного слоя и снова врезается в рудное тело. Оставшаяся между закладкой и следующим слоем щель позволяет обеспечить нормальное проветривание забоя с выносом пыли в нерабочую зону.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой универсальна, что позволяет сочетать ее элементы с элементами, присущими другим системам разработки. Так, высокой эффективности разработки на руднике Страктон (Канада) добились, модернизируя систему таким образом, чтобы обеспечить высокопроизводительную работу ПДМ и бурового оборудования.

В результате был разработан вариант системы разработки горизонтальными слоями с закладкой и оставлением целиков (рис.5.7). Он объединяет камерно-столбовую систему разработки и слоевую выемку с закладкой (рис.5.6). Панель состоит из 2-4 камер, расположенных вкрест простирания. Ширина камер 14-15 м, целиков 6-6,7 м. Доставка отбитой руды осуществляется ПДМ. Панель обслуживается обычно одной машиной. При работе в двух камерах такая машина обеспечивает месячную производительность 15 тыс.т руды. При меньшей мощности рудного тела (15-30 м) месячная производительность машины 8Т2А в панели из четырех камер составляет 7 тыс.т.

После отработки двух смежных камер частично извлекают промежуточный ленточный целик с оставлением столбчатых квадратных целиков размерами 6 х 6 м при расстоянии между их центрами 15 м. Ленточные панельные целики отрабатывают аналогично.

Там, где возможно, отбойку руды осуществляют восходящими шпурами. Это обеспечивает более высокую эффективность, большую скорость очистной выемки и более высокую интенсивность разработки. Восстающие шпур длиной 3,7-4,7 м бурят под углом 65° к горизонту бурильными установками оборудованными двумя перфораторами. Линия наименьшего сопротивления (л.н.с.) и расстояние между шпурами равны соответственно 1,2 и 1,2-1,4 м. Расход ВВ составляет 0,227 кг/т, затраты на ВВ - 0,16 долл/т. За один прие



57. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой с
 1 – восстающие; 2 – столбчатые целики; 3 – ходки; 4 – рудоспуски;
 5 – перемычка; 6 – панельный междукамерный целик; 7 – закладочный
 8 – отбитая руда; 9 – восстающие шпурсы; 10 – металлическая
 11 – анкерная крепь; 12 – закладочная скважина;
 13 – вентиляционный восстающий.

взрывают с замедлениями до 800 шпуров. Мощные взрывы осуществляют с использованием АС-ДТ и капсулей-детонагоров типа «Анодет» или «Новакэкс». Обычно за один прием обрушается около 10 тыс.т руды и более.

Доступ забойной бригады, состоящей из трех человек, на отбитый слой осуществляется через ходовые восстающие. Они удаляют заколы, закрепляют кровлю анкерами и навинчивают металлическую сетку. Полосу сетки размером 1,5 x 1,5 м с ячейками 102 x 102 мм поднимают к кровле и ее край укладывают внахлестку с кромкой ранее уложенной сетки. Прикрепляют ее с помощью дополнительных опорных плит и гаек к ранее установленным анкерам. Затем через вновь уложенную сетку бурят шпуры, в которые устанавливают анкер диаметром 19,5 мм и длиной 1,83 м. До установки анкеров кровля при необходимости поддерживается деревянными стойками.

При неустойчивой кровле, когда установка анкерной крепи с сеткой связана с определенными трудностями, отбойку руды производят горизонтальными шпурами.

Каждая расположенная вкрест простирания камера оборудуется восстающим и несколькими рудоспусками, наращиваемыми в закладочном массиве стальными сварными сегментами диаметром 1,52-1,83 м. Вода, дренируемая из закладочного массива, не должна попадать в рудоспуск.

Большинство сварных рудоспусков имеют диаметр 1,83 м и толщину стенок 9,5-12,7 мм. Вертикальные рудоспуски с толщиной стенок 9,5 мм предназначены для пропуска 150 тыс.т рудной массы, а наклонные под углом 60° – до 40 тыс.т. Вертикальные рудоспуски с толщиной стенок 12,7 мм рассчитаны на перепуск в среднем 300 тыс.т рудной массы. Фактическое количество руды, пропущенное по рудоспуску, в отдельных случаях превышало 600 тыс.т.

Сверху рудоспуски перекрываются погрузочными кольцами, спроектированными соответственно для скреперной доставки и доставки ПДМ.

Износ стенок рудоспусков с точностью до 0,254 мм контролируется звуковыми датчиками.

Вокруг столбчатых целиков после отработки очередного слоя сооружения перемычек заливается закладочный материал для создания рабочей платформы при отработке следующего слоя. Для создания более твердой почвы очистных забоев поверхностный слой упрочняется смесью в массовом отношении цемента к песку 1:8. Гидравлическая смесь подается в скважинам и распределяется по слою с помощью армированных шлангов.

В результате очистной выемки получают очень тонкие целики расположенные по вертикали между лежащим и висющим боками. Преимуществом варианта является то, что значительная часть рудного тела отрабатывается с высокой производительностью, устраняется относительно дорогое и трудоемкое извлечение с применением нисходящих слоев закладкой. Поэтому очистная выемка с меньшими затратами обеспечивается.

максимальную механизацию работ и может быть закончена за короткий срок. Недостатком данной системы разработки является безвозвратная потеря руды в отходах, которые должны располагаться вертикально в определенном порядке, независимо от содержания полезных компонентов.

На руднике было выполнено сравнение системы разработки с применением столбчатых целиков с обычным вариантом отработки горизонтальными слоями с закладкой, включающий последующую спускающую слосвую выемку целиков. Оказалось, что суммарное разубоживание и потери руды составили соответственно 5 и 14% в первом случае и 7 и 0% - во втором. Суммарные издержки на добычу одной тонны руды составили в первом случае 8,5, а во втором 12,5 долларов. Был сделан вывод, что ущерб от потерь окупается прибылью за счет увеличения производительности труда. Наиболее выгодно применение рассматриваемого варианта очистной выемки при разработке сравнительно бедных участков сторождения.

Отработка каждого слоя конструктивно и технологически сходна с мерно-столбовой системой разработки.

Охрана труда. Ширина лент или камер ограничивается по условию устойчивости кровли. Высота слоя принимается обычно 2,5 м, при использовании самоходного оборудования может быть увеличена до 3,5 м при дополнительных специальных мерах контроля за состоянием кровли и боковых поверхностей свободного пространства.

Все ходки должны быть перекрыты лядами, а рудоспуски - решетками. Необходимы ежесменные осмотр и оборка кровли перед началом работ.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка системы разработки горизонтальными слоями с закладкой. При крепкой руде в сторождениях средней и большой мощности: производительность блока (меры, ленты) от 1500-3000 до 4000-6000 т/мес при использовании самоходного оборудования; производительность труда забойного рабочего от 20 до 60-80 т/смену и больше при твердеющей закладке и самоходном оборудовании; потери руды (при плотном настиле или твердеющей закладке) 1-2 до 5%; разубоживание руды от 1-3 до 10% за счет подработки вмещающих пород при неправильных контурах и за счет засорения закладкой; средний расход подготовительно-нарезных выработок 2-5 м/1000 т.

Таким образом, эта система разработки при обычных способах закладки является более трудоемкой, чем системы предшествующих классов, а при твердеющей закладке и использовании самоходного оборудования дает высокую производительность труда, но требует увеличенных затрат на добычу. Потери и разубоживание руды минимальны и практически недостижимы при обычных системах разработки этого и других классов.

К основным направлениям усовершенствования относятся: применение твердеющей закладки из дешевых местных материалов или гидравлической закладки с бетонными настилами; повышение использования самоходного

оборудования. На практике применяются множество вариантов данной системы разработки. Еще раз отметим ее универсальность и возможность применения в широком диапазоне горнотехнических условий, когда ее использование экономически целесообразно.

5.4. Система разработки наклонными слоями с закладкой

Система разработки наклонными слоями с закладкой или, сокращенно, наклонные слои с закладкой это - система разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой выемку руды ведут наклонными слоями, начиная с нижнего слоя; каждый отработанный слой закладывают, рудную массу и закладочный материал перемещают в очистном пространстве преимущественно самотеком по поверхности закладки.

Таким образом, эта система (рис.5.8.) отличается от предыдущей наклонным положением слоев. В связи с этим закладка возможна лишь сухая.

Необходимые условия: 1) устойчивая руда; 2) малоустойчивые боковые породы (при устойчивых лучше применить камерную систему или систему с отбойкой из магазинов); 3) мощность залежи любая; 4) угол падения не менее $60 - 70^{\circ}$ и правильные контуры залежи, чтобы обеспечить по всей площади слоя необходимый угол (истинный) наклона; 5) ценная руда. Сочетание всех этих условий встречается редко.

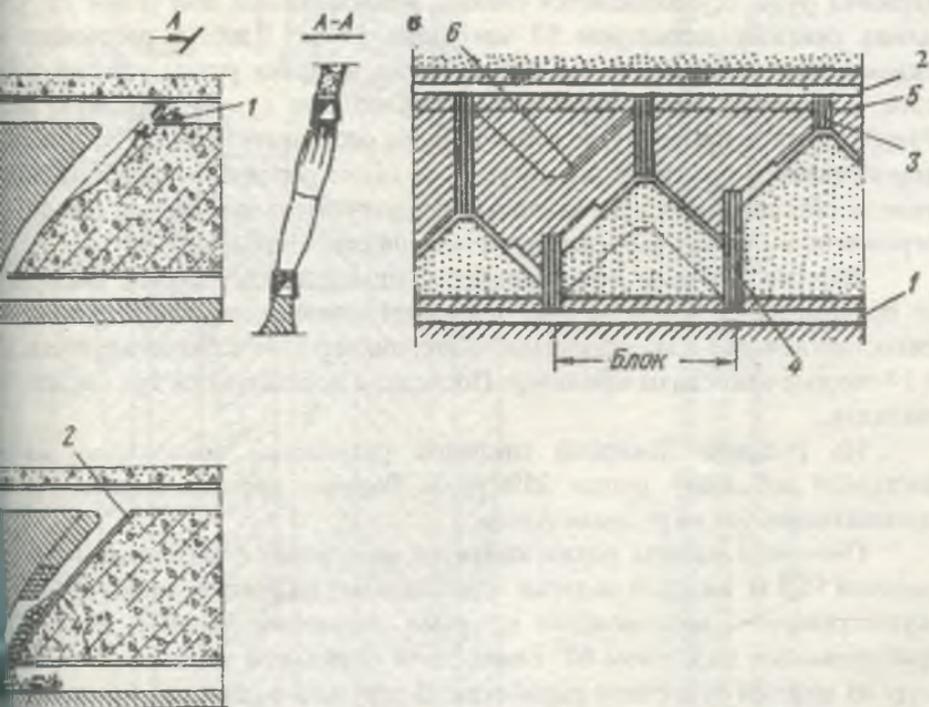
Выемка обычно сплошная (см.рис.5.8а,б); забой продвигают по длине (участка), восстающий в этаже требуется только один (разрезной); отбойка шпуровая; руду, скатывающуюся по откосу, погружают и отвозят самоходным оборудованием; закладку доставляют до откоса самоходным оборудованием по вентиляционному горизонту.

При переносном оборудовании применяют выемку блоками, закладку подают на откос из восстающего (рис.5.8в). В блоке выпимают сначала треугольники в основании, затем - наклонные слои постоянной длины (основная стадия), после чего погашают треугольную потолочину.

Преимущества наклонных слоев, заключающиеся в самотечной доставке руды и закладке по очистному пространству, снижаются по мере совершенствования механизации работ при горизонтальных слоях. Выемка наклонными слоями имеет жесткие условия применения, работы по устройству настила на наклонной поверхности менее удобны, твердеющая и гидравлическая закладка неприменимы.

Эта система применяется редко, главным образом при отсутствии благоприятных условий для гидравлической и твердеющей закладки.

Характерный вариант этой технологии применен на руднике Авока (Ирландия). Рудник Авока разрабатывает медную руду с бедным содержанием Угол падения рудного тела 55° , мощность 7-9 м. Связь между этажами и подэтажами обеспечивается спиральным съездом поперечным сечением 5,5 м, который пройден в лежачем боку залежи с уклоном 1 : 8.



5.8. Система разработки наклонными слоями с закладкой:
 вариант со сплошной выемкой и самоходным оборудованием, стадия
 закладки;
 также, стадия доставки руды (1 – самоходный вагон; 2 – настил;
 ЦДМ);
 вариант с выемкой блоками, разрез по простиранию, проекция на
 вертикальную плоскость (1, 2 – откаточный и вентиляционный штреки;
 3 – блоковый восстающий для спуска закладки;
 4 – рудовыпускной восстающий; 5 – граница подштрекового целика;
 6 – граница выемки слоями постоянной длины).

Схема отработки рудного тела показана на рис.5.9. Подэтажные выработки проводят через 15 м по высоте и расширяют на полную мощность рудного тела. При этом извлекается около 20% руды. На флангах рудного тела проходят отрезные восстающие, от которых начинают очистные работы. Отбойка руды осуществляется слоями, наклоненными под углом 75° . Средняя длина скважин диаметром 57 мм равна 18 м. Л.н.с. и расстояния между скважинами составляют 1,5-2,4 м. После выпуска руды, отбитой в каждом слое, с верхней подэтажной выработки подают сухую породную закладку. Разубоживание при выпуске отбитой руды составляет около 5%. Для закладки выработанного пространства могут быть также использованы обесшамленые хвосты обогащения. Сухая закладка предпочтительнее, так как она не требует ограждений и может быть легко доставлена самоходными ПДМ.

Вариант системы обеспечивает минимальное обнажение всячего бока не превышающее 4-6 м по простиранию. Применяемое оборудование: ПДМ с емкостью ковша $3,8 \text{ м}^3$, погрузчик «Катерпиллер 944» с емкостью ковша $1,53 \text{ м}^3$ и 17-тонные самосвалы «Вольво». Последние используются для доставки сухой закладки.

На руднике Локербай системой разработки наклонными слоями закладкой добывают около 35% руды. Вариант системы подобен варианту, применяемому на руднике Авока.

Очистные работы подвигаются по восстанию с разбивкой на подэтаж высотой 15,3 м. Каждый подэтаж отработывают по простиранию. Отбойка руды осуществляется восстающими шпурами диаметром 54 мм и длиной 12,2 м пробуренными под углом 60° самоходной бурильной установкой на колесном ходу из нижней подсечной выработки. В результате образуется наклонный по углу 62° слой. Л.н.с. равна 1,07 м. Расстояние между шпурами в ряду – 1,22 м.

В качестве ВВ используется смесь АС-ДТ. Одновременно взрываются два ряда скважин. После выпуска отбитой руды выработанное пространство наклонного слоя заполняется пустыми породами. Последние доставляются самоходными ПДМ по верхней подсечной выработке. При взрывании очередного комплекта скважин эти пустые породы уплотняются, образуя наклонную поверхность раздела с обрушенной рудой. Отбитая руда убирается на нижней подсечной выработке машинами типа «ST-8» и доставляется к ближайшему рудоспуску. После выпуска всей отбитой руды снова подается закладочный материал и взрывается очередной слой руды.

Вариант безопасен, так как горнорабочие находятся в выработке небольшого поперечного сечения. Он обеспечивает также размещение пустых пород, получаемых при проведении подготовительных выработок.

5.5. Система разработки вертикальными слоями с закладкой

Система разработки вертикальными слоями с закладкой или, сокращенно, вертикальные слои с закладкой – это система с искусственным поддержанием

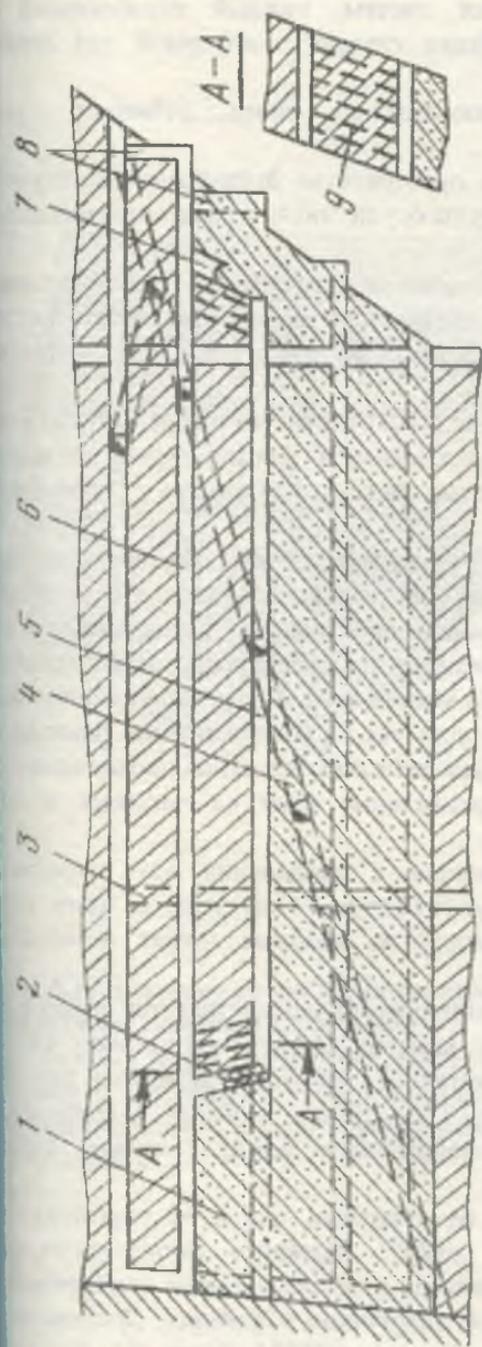


Рис. 5.9. Система разработки наклонными слоями с сылкой закладкой на руднике Авока (Ирландия): 1 — сылочная закладка; 2 — отбитая руда; 3 — восстающий для перелуска руды и закладки; 4 — уклон; 5 и 6 — соответственно нижняя и верхняя подсечки; 7 — слой, заполняемый породой, подаваемой с верхней подсечной выработки; 8 — отрезные восстающие; 9 — скважины.

очистного пространства, при которой выемку ведут вертикальными слоями, начиная с нижнего, высота которых существенно превышает их ширину (обычно 4-5 м) и составляет не менее 10-12 м или равна высоте подэтажа. Как и в других вариантах слоевых систем, каждый отработанный слой закладывают, а поверхность закладки служит платформой для отработки следующего слоя.

Руду, в отличие от горизонтальных слоев, отбивают рядами параллельных веерных скважин.

Поскольку высота очистного пространства превышает допустимую по ЕПБ, погрузку и доставку по нему руды осуществляют радио или дистанционно управляемыми ПДМ.

Эта система возникла благодаря появлению оборудования с дистанционным управлением. При дальнейшей модернизации был предложен вариант, позволяющий осуществлять погрузку руды под защитой консоли из соседней ленты.

Таким образом, эта система (рис.5.10) отличается от предыдущих в одном случае высотой слоя, в другом технологией формирования закладочного массива. Рассмотрим особенности этой системы на примере рудника Блайберг (Австрия).

На нижнем подэтаже проводят нижние подсечные выработки, из которых вертикально бурят веерные скважины на всю высоту слоя. После отбойки и выпуска руды из слоя выработанное пространство закладывают с таким расчетом, чтобы оставалось необходимое рабочее пространство для ведения работ по обустройству следующего по высоте слоя. Такая организация позволяет проводить подсечной штрек лишь один раз на самом нижнем подэтаже. При высоте этажа 50 м, что соответствует пяти подэтажам, из проходческих работ добывается только 5% руды. Вертикальные слои на смежных по высоте подэтажах располагают уступно.

Подготовка подэтажа начинается с проведения двух параллельных штреков на расстоянии 30 м друг от друга. При этом в плане подэтаж разбивается на три части, в каждой из которых может отрабатываться несколько камер.

Бурение шпуров при проведении штреков осуществляется перфораторами с пневмоподдержками. В очистных камерах для бурения веерного комплекта скважин применяются бурильные установки на гусеничном ходу типа «Белер ОТС 1102» и «Атлас Копко Вит 10 ОТ». Длина скважин диаметром 42 мм достигает 18 м. Слои руды, расположенные между главными штреками, обустраиваются с двух сторон.

При взрывной отбойке, как на очистных, так и на подготовительных работах применяются ВВ типа «АМС Ламбрит» производства фирмы «Динамит-Нобель» и электродетонаторы с полусекундным замедлением типа «Олекс». Зарядка осуществляется зарядчиком «Эрцберг». Доставка отбитой руды к центральному рудоспуску производится ПДМ «Эймко-912 В» с ковшем

A-A

Б-Б

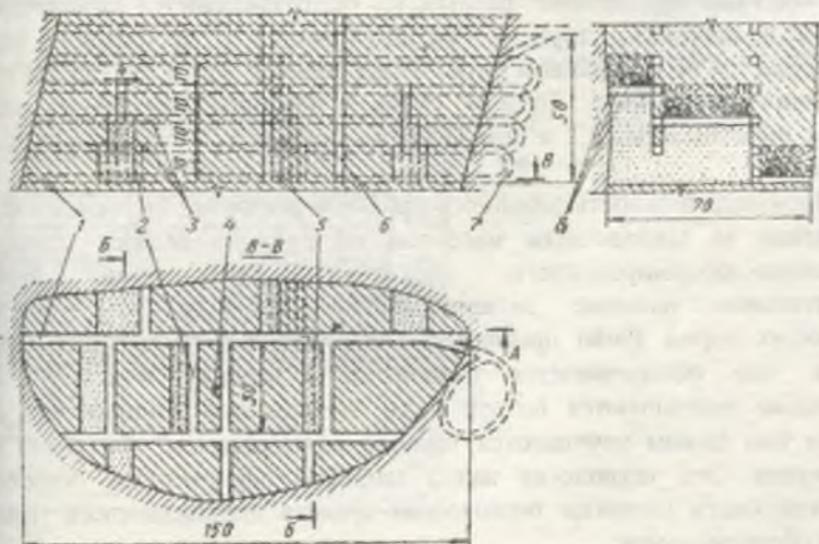


Рис. 5.10. Система разработки вертикальными слоями с закладкой на руднике Блайберг (Австрия):

1 – этажный штрек; 2 – нижняя подсечная выработка; 3 – подэтажные штреки; 4 – рудоспуск; 5 – вертикальные слои, заполненные затвердевающей смесью; 6 – закладочный восстающий; 7 – съезд; 8 – скважины.

емкостью $1,7 \text{ м}^3$. Производительность доставки равна 45-50 т/час при среднем ее расстоянии 80 м. В целях безопасности сначала погрузка руды осуществляется под защитой кровли из подэтажных выработок, что позволяет убирать 75-80% руды. В дальнейшем ее грузят машиной «Атлас Копко» с дистанционным управлением.

Для закладки выработанного пространства применяется смесь цементного раствора, дробленых известняка и доломита с крупностью кусков 4-60 мм. Расход цемента составляет $50-60 \text{ кг/м}^3$ закладки, или 18-22 кг/т руды. Прочность такого закладочного материала через 10-14 суток затвердевания допускает ведение взрывных работ в соседнем слое. Цементный раствор с водоцементным отношением равным 1:1 приготавливается на поверхности и подается в шахту по трубам. Его смешивание с дроблеными породами осуществляется на деревянном лотке перед подачей его в бункер для готового закладочного материала. Отсюда смесь с помощью дизельных машин с кузовом, вместимостью $1,2 \text{ м}^3$ или ПДМ доставляется к отработанному слою и загружается.

Производительность забойного рабочего достигает 26 т/смену. С целью наблюдения за закладочным массивом на руднике ведется контроль его напряженно-деформированного состояния. При этом отмечается положительное влияние затвердевающей закладки на устойчивость вмещающих пород. Опыт применения на руднике этой системы разработки показал, что обеспечивается безопасность ведения очистной выемки, значительно уменьшаются потери руды, повышается концентрация горных работ, и тем самым улучшаются технико-экономические показатели работы предприятия. Эта технология имеет широкие перспективы, особенно при соответствующем развитии технических средств дистанционного управления горным оборудованием.

5.6. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой

Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой или, в полном наименовании, система разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой - это система разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой блок отработывают горизонтальными (слабонаклонными) слоями, начиная с верхнего; каждый слой вынимают под искусственной кровлей из затвердевшего закладочного массива и заполняют твердеющей закладкой по мере отработки (рис.5.11).

Эта система разработки предназначена для выемки неустойчивых ценных руд, особенно при высокой возгораемости руд или при необходимости поддержания земной поверхности. Крутые залежи могут быть любой мощности, пологие должны иметь мощность не ниже средней (для деления на слои по вертикали). Вмещающие породы могут быть любой устойчивости. Отработывают слой обычно заходками, которые проходят из ортов (штреков).

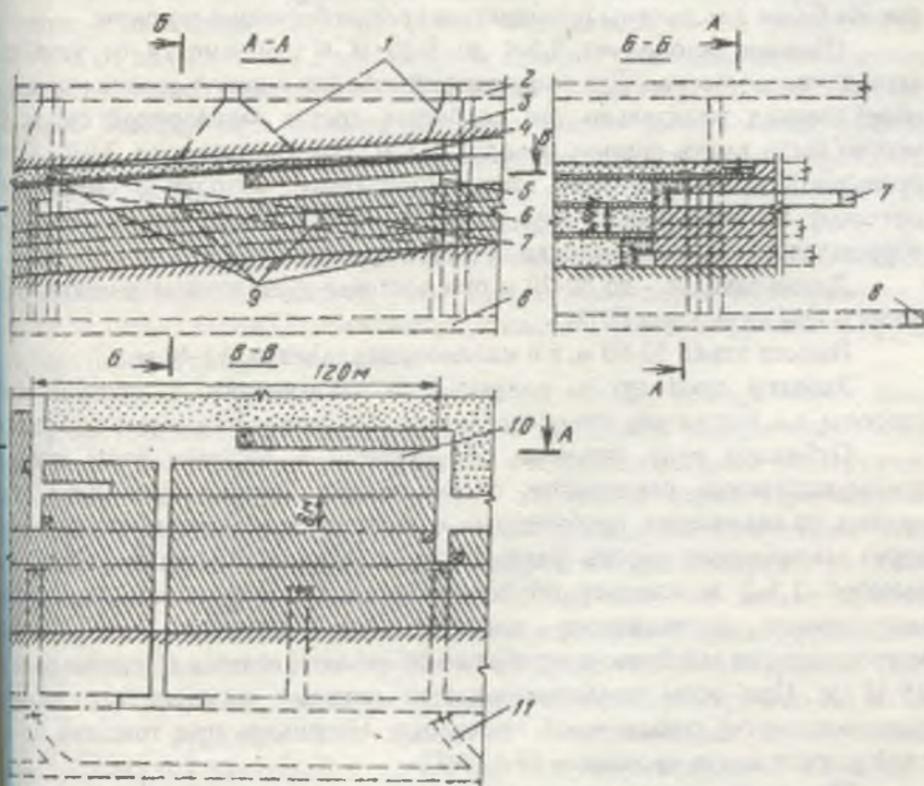


рис. 5. 11. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, Фрильский комбинат:

- 1 – закладочные скважины; 2 – вентиляционный закладочный горизонт;
- 3 – вентиляционный восстающий; 4 – слой в стадии закладки;
- 5 – вентиляционный орт; 6 – рудоспуск; 7 – уклон; 8 – транспортный горизонт; 9 – орты для заезда на слой; 10 – разрезной штек;
- 11 – откаточный орт.

нарезанных по границам блока.

Высота первого слоя 3-3,5 м, следующих слоев от 3-3,5 до 7-8 м. При высоте более 3 м должны применяться кровлеоборочные машины.

Ширина заходок от 3,5-4 до 8-10 м в зависимости от устойчивости закладочного массива. Для эффективной отбойки и использования самоходного оборудования желательно так подбирать состав закладочной смеси, чтобы можно было иметь ширину заходок 6-8 м. Наклон заходок - $3-10^0$ - доли превышать угол растекания закладочной смеси. Заходки в смежных слоях смещают по отношению друг к другу, чтобы затвердевший материал обрушался по границам заходки при ее подработке.

Длина заходок - до 50-70 м при доставке руды пневматическими ПДМ до 90 м при дизельных ПДМ.

Высота этажа 50-60 м, а в маломощных залежах 35-40 м.

Заходки проходят с подъемом, а закладывают с противоположной стороны, т.е. под уклон, что обеспечивает заполнение их смесью под кровью.

Отбивают руду шпурами. На бурении и доставке руды используют преимущественно самоходное оборудование. Закладочную смесь обычно подают по скважинам, пробуренным с вентиляционно-закладочного горизонта через закладочный массив. Закладывать заходку, особенно нижнюю ее часть высотой 1,5-2 м, следует по возможности без перерывов для получения монолитного закладочного массива. Так, например, на Тишинском месторождении заполнение отработанной заходки ведется секциями длиной 15-18 м. При этом предусматривается создание нижнего слоя (будущего подкровельного) повышенной прочности. Например, при толщине 0,5-0,6 м слой должен иметь прочность 10-12 МПа.

При очень ценных рудах перед закладкой целесообразно укладывать почву пленку из синтетических материалов, чтобы исключить попадание рудной мелочи в закладку. Рядом с заложеной заходкой обычно можно начать работы через 5-7 суток, а снизу - не раньше чем через две недели.

На рудниках Германии нисходящая слоевая выемка с твердой закладкой применена как в обособленных пологих и наклонных залежах (заменив слоевое обрушение), так и в крутых тонких жилах.

В первом случае глубина разработки 300-400 м. Сечение заходок 4 х 4 м их закрепляют деревом, неполными дверными окладами вразбежку. При выемке заходок применяют самоходные бурильные установки и погрузочно-доставочные машины - ковшовые дизельные с ковшом 1,5 м и пневматического типа "Каво-300". Закладка набирает прочность 3 МПа через 12 дней и разрешается работать рядом с закладкой при прочности не менее 1,5 МПа. Арматуру не применяют. Предполагают перейти на менее прочную закладку в верхней части слоя высотой около 2 м.

В жилах работают на глубине около 1700 м, ширина заходок около 4 м. Закладочный материал тот же, что и на меньших глубинах.

На одном из рудников рассматриваемой системой разрабатывают

глубине около 150 м крутую залежь мощностью от 5 до 40 м, коэффициент крепости руды 10-18, твердеющую закладку применяли без арматуры (т.е. бетонную, а не железобетонную). Состав закладочной смеси: цемента 170 кг, гесса 900 кг, воды 450 л в 1 м³ закладки. Прочность закладочного массива на сжатие через 7 дней превышала 1 МПа, через 28 дней - 3-3,5 МПа и достигала 4-5 МПа. Выемку вели с помощью самоходного оборудования заходками сечением 4 x 4 м, закрепляли их неполными дверными окладами через 1-1,5 м. Эта крепь почти не имеет несущей способности и может лишь "сигнализировать" об опасности обрушения. Заходки во всех слоях расположены по простиранию залежи, но в каждом слое смещены по мощности по отношению к вышележащему слою. При невыполнении этого условия был случай выпадения бетона вышележащей заходки. Производительность труда на чистых работах около 7 м³/смену.

На глубинах 500-1000 м и более вести выемку без крепления заходок можно, как правило, либо при увеличенной прочности закладочных смесей и при образовании в нижней части слоя как бы железобетонной конструкции за счет укладки в заходке металлических элементов перед заполнением ее закладкой. Эти элементы могут быть подвешены к металлическим лежням вышележащего слоя. На почве (перед закладкой их) целесообразно укладывать металлическую сетку с ячейками 50 x 50 мм или 100 мм из проволоки толщиной 2-5 мм поверх лежней из рельсов или бревен; лежни прикрепляют к лежням вышележащего слоя тросами, которые могут выдержать тяжесть оползшей части закладочного массива толщиной примерно до 0,8 м. Лишь на отдельных рудниках есть варианты с забоем-лавой и передвижной механизированной опалубкой из шитов или воздушнонаполненных оболочек.

При разработке небольших обособленных залежей руд средней крепости, при применении легких ПДМ и площади блока 1000-1500 м² производительность блока 7-10 тыс. т/мес; производительность труда забойного рабочего 30 т/смену; расход подготовительно-нарезных выработок 8-12 м/1000 т; потери руды 3-5%; взрывопожароопасность 8-10%.

Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой применяется пока лишь на отдельных рудниках, но имеет определенные перспективы в связи с увеличением глубины разработки и возможно, в частности, в связи с предстоящим вовлечением в эксплуатацию богатых железных руд КМА, расположенных на глубине 500 м и более в виде очень мощных (до 400 м и более) залежей малоустойчивых руд под обводненными породами.

Вариант нисходящей слоевой выемки с применением железобетонных перекрытий. Применен во Франции при разработке крутой залежи мощностью 10 м; руда богатая, средней устойчивости. Боковые породы у контактов, в шахтах шириной примерно по 1 м. слабые, а далее - устойчивые. При выемке руды засорение руды боковыми породами должно быть сведено к минимуму.

Полная закладка слоев заменена железобетонными потолочинами в каждом слое. При толщине слоя 4,5 м толщина потолочины составляет 1,5 м.

Несущая часть потолочины толщиной около 0,5 м представляет собой железобетонное перекрытие, армированное металлической сеткой. Сетка крепится анкерами длиной около 2,5 м к бокам очистного пространства. Состав твердеющей смеси: песок 1150 кг/м³; щебень крупностью до 20 мм - 1150 кг/м³; цемент 150 кг/м³, вода 7% по массе. Смесь полусухая, ее утрамбовывают вибрационным катком. Выше несущей части потолочины смесь не армируют и не утрамбовывают, назначение ее - смягчить удары и сотрясения от возможных падений отслоившихся со стенок кусков породы. Кровля должна иметь устойчивость не ниже средней, при которой верхний слой блока можно отработать без крепления. Это необходимо, чтобы уложить на почве сплошную металлическую сетку и возвести сплошные по площади перекрытия. Кровля может быть закреплена штангами.

Вариант позволяет намного (в рассмотренном примере - в 3 раза) сократить объем закладочных работ против полной закладки. Пригоден для выемки крутых залежей малой и средней мощности в которой бока залежи являются стенками блока.

5.7. Последовательность отработки залежи камерными системами с закладкой

Как мы уже отмечали, все варианты системы разработки предполагающие выемку камерных запасов с последующей закладкой выработанного пространства отнесены нами к 3 классу.

Коренным отличием вариантов систем с закладкой от их вариантов естественным поддержанием очистного пространства является то, что в вариантах с закладкой в конечном итоге, осуществляется отработка залежи полным, за редким исключением, замещением рудного массива искусственными т.е. конструктивные потери не превышают 10%. В связи с этим, при определении параметров блоков и камер 1, 2 и т.д. очереди исходят обеспечения безопасной работы рудника, по условию устойчивости искусственного массива - пролетов и вертикальных обнажений.

В связи с этим, рассчитывают устойчивые размеры пролетов вертикальных обнажений искусственного (или естественного, если он менее устойчив) массива, которые и принимают как основные параметры камер.

При выборе очередности выемки камер учитывают, что закладочная смесь твердеет медленно, поэтому для более полного использования вяжущих свойств нормативный срок формирования искусственного массива увеличивают до 3-6 месяцев. Применяют двух-, трех- и многостадийную выемку. На крутых залежах мощностью до 10-20 м, когда камеры располагаются по простиранию, отработку ведут в две стадии - смежные первичные камеры разделяют камерой второй очереди. Если используют комбинированную закладку, то сокращают длину первичных камер.

Искусственные целики по высоте размещают в шахматном порядке. Камеры первой очереди можно отрабатывать в любой последовательности, в том числе вести добычу руды одновременно в двух близлежащих камерах.

Под охраняемой территорией применяют только сплошную гвердеющую закладку. Крутые залежи мощностью свыше 15-20 м отрабатывают камерами вкрест простирания. После выемки камер первой очереди, которую ведут также через один целик твердеющей закладкой, последующую отработку ведут так, чтобы разделительный массив между действующими камерами состоял не менее, чем из двух искусственных целиков в целях обеспечения их устойчивости взрывному нагружению. Поэтому междукамерные целики отрабатывают в две стадии, сначала камеру второй очереди, затем камеры третьей очереди. Имеется опыт отработки двух смежных вторичных камер через один искусственный целик шириной 15 м. Такая последовательность обеспечивает повышение концентрации горных работ, но при этом требуется более качественное возведение искусственного массива, которое достигается путем улучшения точности дозирования исходных материалов.

При двухрядном и многорядном расположении камер (рис.5.12) возникают еще две последующие стадии – отработка панельного целика, которую также ведут камерами, извлекаемыми через один междукамерный целик (камеры четвертой и пятой очередей).

Схема восходящей отработки месторождения отличается иной последовательностью выемки запасов камер (рис.5.13). В первую стадию отрабатывают камеры через один целик в пределах всего нижнего слоя, затем логичным образом извлекают запасы из вышележащего второго этажа, располагая камеры в одной вертикальной плоскости с камерами нижнего этажа. Заключение извлекают в два приема продольный (междублоковый или панельный) целик нижнего этажа, затем вышележащего. Оставшиеся запасы в освоении блоков нижнего этажа отрабатывают другой системой.

Несмотря на большое число стадий, эта схема размещения действующих камер имеет много преимуществ. Главное из них – возможность снизить требования к прочности и однородности закладочного массива, уменьшить стоимость закладочных работ, подавать в закладку всю шахтную породу без выноса ее на поверхность и дополнительного дробления, сократить уровень пыления закладочным материалом, исключить самообрушение закладки.

Недостаток этой схемы – необходимость повторного проведения некоторых нарезных выработок, причем по закладочному массиву.

При разработке весьма мощных залежей этаж подразделяют на 2-3 ряда камер с увеличенной шириной целика между ними.

Если $v_{II} \leq 15-18$ м, то камеры по длине (простиранию) целика, если $v_{II} \geq 20$ м, то камеры (первичные и вторичные) поперек (вкрест простирания).

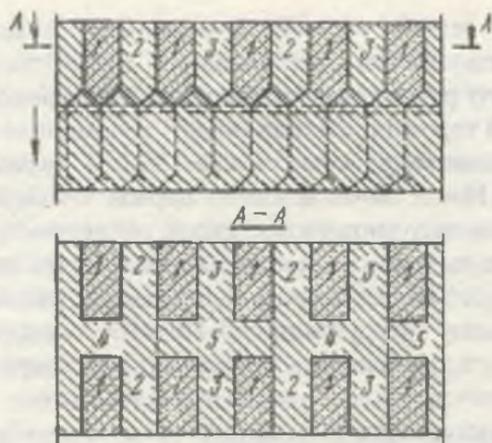


Рис. 5.12. Последовательность извлечения камер (1 - 5), расположенных вкрест простирания.

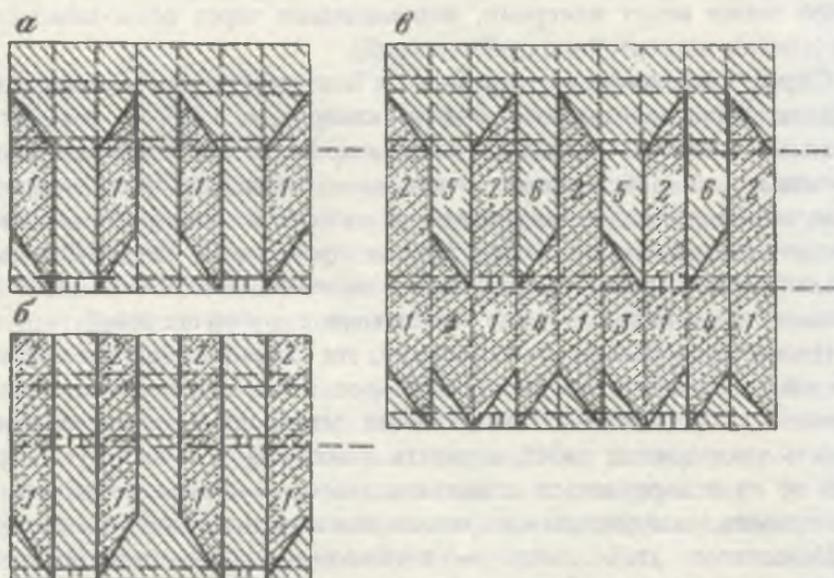


Рис. 5.13. Восходящая схема выемки мощных залежей камерной системой:

а - первая стадия; *б* - вторая стадия; *в* - 3 - 6 стадии;
1 - 6 - последовательность обработки камер.

5.8. Камерные системы разработки с закладкой выработанного пространства

Эти системы и применяют при разработке пологих, наклонных и крутопадающих месторождений без ограничений по мощности, в основном с устойчивыми рудами и породами. Иногда, при неустойчивой кровле, работы ведут под защитой искусственной потолочины, формируемой при пережающей отработке подкровельного слоя руды.

Отбойка и очистная выемка руды осуществляется также как и в вариантах этих систем с естественными целиками.

При применении камерных систем с закладкой, в зависимости от принятых технологий и параметров системы, закладочная смесь может быть породной, твердеющей, гидравлической или комбинированной (разнопрочной).

В качестве породной части закладки используют вмещающие породы скального, а иногда висячего бока.

При такой технологии используют возможность управления горным давлением за счет перераспределения объемов пустот, создаваемых при разработке. Точнее, переход от одной большой неустойчивой полости к ряду меньших, но устойчивых выработок или камер.

Комбинированные технологии закладки позволяют сформировать разнопрочные закладочные массивы, обеспечивающие нормативные характеристики при существенном снижении себестоимости процесса. Это значительно расширяет область применения систем с закладкой.

Закладку твердеющими смесями производят как с вентиляционно-закладочного горизонта через скважины, так и непосредственно из трубопроводов, слив которого расположен в наивысшей точке закладываемой камеры (применяют при разработке наклонных рудных тел).

В варианте камерной системы разработки с поэтажной выемкой и закладкой, применяемом на Тишинском руднике, сокращение удельного расхода проходческих работ осуществляется на основе применения плоских камер и новых технических решений по непрерывному образованию в базе отрезных щелей взрывом плоских скважинных зарядов в зажатой среде закладку без проходки отрезных восстающих, увеличение длины камер при сохранении устойчивости ее поперечных пролетов за счет сплошной послойной отбойки руды и временного поддержания стенок камер уплотненной замагазинированной рудой.

Непрерывное оформление в блоке отрезной щели шириной 2,5-3 м, ориентированной по простиранию рудного тела, у одного из его боков или по контакту с закладочным массивом осуществляют путем послойной отбойки камер в зажатой среде на замагазинированную руду. Вслед за разделкой отрезной щели производят выемку руды камерами вкрест простирания рудного тела из доставочных выработок, являющихся одновременно буровыми и вентиляционными. Камеры обрабатывают с разделкой в каждой из них

отрезных щелей взрыванием скважин в зажатой среде на закладку. Данный способ позволяет сократить объем проходки отрезных восстающих в 5-8 раз и повысить производительность ПДМ на 25-30% за счет обеспечения постоянного фронта погрузочно-доставочных работ.

Возможна также сплошная выемка руды с оставлением между отбиваемыми слоями руды и закладываемым выработанным пространством барьера из отбитой уплотненной руды.

При определении возможности разделки отрезных щелей путем уплотнения закладки взрывом и образования в результате этого компенсационного пространства в пределах 10-15%, исходили из того, что напряжения, возникающие при отбойке в зажатой среде слоя руды скважинными зарядами, значительно (в 50-80 раз) превышают предел прочности горных пород на сжатие, а, следовательно, и закладки, обладающей меньшей прочностью.

Установлено, что закладка при 8-11-дневном сроке твердения имеет наиболее благоприятное сочетание пластических и прочностных характеристик. В этот момент и производится взрыв с целью уменьшения разрушения закладки и достижения наибольшего ее уплотнения. Плоские заряды формируют из скважин диаметром 105 мм с параллельным и веерным их расположением. Для повышения эффективности разработки применяют сплошную выемку путем непрерывного магазинирования уплотненной руды в камерах с помощью послышной ее отбойки и частичного выпуска до 15-20% перед взрыванием очередного слоя. После полной отбойки руды в камере осуществляют ее интенсивный выпуск и закладку выработанного пространства. Этот вариант позволил удлинить камеры до 30-35 м и снизить на 1/3 проходку отрезных восстающих.

5.9. Камерные системы с закладкой при разработке пологих и наклонных залежей

Изучение камерных систем с закладкой мы начинаем с сопоставления их с подобными системами I класса, что позволит более точно установить различия между ними.

Рассмотрим камерную столбовую систему со взрыводоставкой руды и закладкой выработанного пространства. Она наиболее точно отражает различия между вариантами, применяемыми в I и 3 классах (рис.5.14.).

Вы уже знаете, что для достижения оптимальных показателей взрыводоставки, да и других показателей по системе, наиболее существенное значение, кроме природных условий, имеет ширина камеры.

В случае если применяют вариант с естественным поддержанием очистного пространства, то стремятся оставить как можно меньше целика, чтобы снизить потери. Если бы при применении варианта с закладкой мы

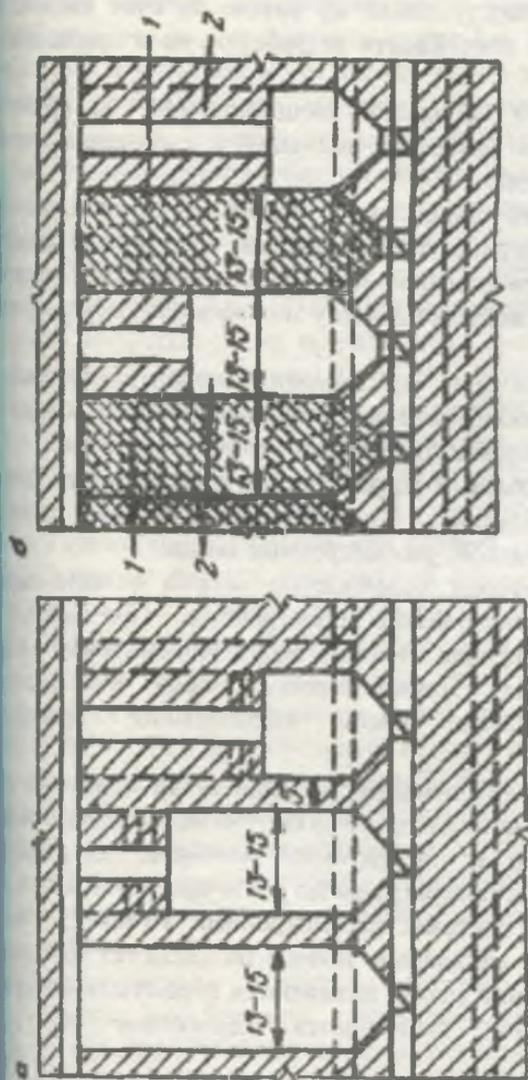


Рис. 5.14. Системы разработки с доставкой руды силой взрыва ВВ:

а — с оставлением междукамерных целиков; *б* — без оставления целиков с последующей закладкой камер;
1 — первичные камеры; *2* — вторичные камеры.

приняли параметры вторичных камер, соответствующие размерам естественных целиков, то совершенно определенно не только ухудшили бы показатели отброса рудной массы, но и существенно увеличили удельный объем подготовительно-нарезных работ.

Это дополнительное подтверждение нашим рассуждениям о том, что, несмотря на, казалось бы, минимальные различия этих систем в 1 и 3 классах, они существенно отличаются между собой не только за счет наличия или отсутствия процесса закладки и стадийности разработки, но и принимаемыми параметрами.

При разработке залежей небольшой мощности (4-5 м) применяют варианты двустадийной выемки камерами, носившей в свое время название «однослойной выемки с закладкой».

При использовании этого варианта с твердеющей закладкой руду вынимают штрекообразными выработками-заходками, рудная стенка заходки играет роль опалубки. Так отрабатывают маломощные участки Талнахского месторождения. При породной закладке выемку можно вести забоем-лавой по всей ширине панели.

Отбивают руду шпурами или скважинами уменьшенного диаметра. Доставляют руду самоходным оборудованием или скреперами, а в забое-лаве используют скребковый конвейер или многоковшовое скреперование.

Вслед за выемкой закладывают выработанное пространство. Технико-экономические показатели близки к показателям системы разработки горизонтальными слоями с закладкой, рассмотренные выше.

К этой системе с некоторой условностью можно отнести вариант, отличающийся креплением призабойного пространства. Применяется при мягких рудах и неустойчивой кровле. Выемку ведут забоем-лавой; в горный комплекс входят комбайн для механической отбойки и передвижная механизированная крепь. Позади крепи выработанное пространство закладывают.

С освоением технологии твердеющей закладки стали применять новые варианты камерно-столбовой системы разработки – с монолитной закладкой очистного пространства камер и последующей выемкой междукамерных целиков. Это позволило снизить потери руды до 4-5% против 15-30% и более при традиционных вариантах системы, рассмотренных в главе 3. При этих вариантах системы пологие и наклонные залежи разделяются на камеры и сплошные междукамерные целики (далее называются первичные и вторичные камеры). Ширина их обычно принимается одинаковой по условию устойчивости пород кровли.

В рудных залежах мощностью до 7-8 м первичные и вторичные камеры отрабатываются одним слоем при одинаковой технологии выемки. Отбойка шпуровая. Доставка руды с использованием ПДМ и скреперных установок в пологих рудных телах, в наклонных чаще применяют скреперную доставку. Обработка вторичных камер ведется после затвердевания закладочной смеси.

вичных. Закладка вторичных камер осуществляется смесью обычно с ышим содержанием вяжущего. Применяется также гидравлическая задка. Для проветривания в каждой камере проходят вентиляционный рек, располагая его, как правило, под висячим боком с тем, чтобы при олке он не засыпался рудной массой.

Пологие рудные залежи мощностью свыше 10-12 м отрабатываются стующим образом. Первичная камера отрабатывается обычно в два слоя. ота верхнего слоя при этом не менее 7 м. Вторичные камеры в этом случае ходимо отрабатывать без захода людей в очистное пространство, так как ладка первичных камер не может обеспечить поддержание кровли в той пени, которая отвечает требованиям техники безопасности. В некоторых чаях отрабатывают вариантом камерной системы с донным выпуском руды. ажно, такой вариант при ограниченной мощности рудного тела юзэффективен из-за большого расхода выработок для выпуска руды под мерой и высоких (до 30%) потерь отбитой руды в гребнях между лусковыми отверстиями. Наиболее приемлемым является вариант системы с рцевым выпуском руды, примененный на рудниках Жезказганского ГМК редложен П.А.Кузнецовым). Суть его состоит в следующем. По оси камеры о почве залежи проходится буровой штрек, из которого бурятся веера скважин а всю высоту камеры и отбиваются последовательно в отступающем порядке о мере выпуска отбитых запасов руды из камеры через торец этого штрека. ри этом определенная часть руды при отбойке отбрасывается от забойной енки и накапливается в основании камеры. Выпуск этой руды в последующем роизводится на полевой траншейный штрек, пройденный под буровым на астоянии 6-8 м. Штрек оформляется в траншею, через торец которого и осуществляется выпуск. Траншея образуется слоями по 4-6 м по мере выпуска ей порции руды, приходящейся на слой. При этом отбитая порода асплогаается непосредственно в самой траншее. При последующем выпуске ередней порции руды определенная часть породы попадает в разубоживание. величина разубоживания составляет 3-7% и зависит как от шага образования траншей, так и от ширины и высоты камеры. С увеличением шага образования траншей доля породы, поступающей в разубоживание, сокращается при некотором возрастании потерь отбитой руды. Высота камеры, оправдывающая аздание полевой траншеи, по данным Жезказганского ГМК, должна быть не менее 10-12 м.

Рассмотренным вариантом системы с торцевым выпуском руды елесообразно отрабатывать также первичные камеры в пологих залежах шностью свыше 14-15 м, когда применение камерно-столбовой системы с емкой слоями становится затруднительным из-за необходимости вести естные работы не менее чем в трех слоях.

В наклонных (свыше 30°) залежах применяют вариант со ыводоставкой руды и последующей закладкой как в первичных, так и во вторичных камерах. Размеры камер и в этом случае принимаются одинаковыми

по условию устойчивости пород всяческого бока залежи. Подготовка и технология очистной выемки в камерах (кроме закладки) осуществляется также, как и при варианте камерно-столбовой системы разработки со взрыводоставкой, рассмотренном в главе 3. Закладку очистного пространства производят через верхний торец наклонных камер, за счет чего обеспечивается практически идеальное заполнение всех пустот. Применение варианта системы с закладкой при тщательной зачистке почвы камер позволяет свести до минимума потери руды.

5.10. Камерные системы с закладкой при разработке крутопадающих месторождений

Как и в вариантах 1 класса, в 3 классе отбойка руды может быть этажной и подэтажной.

Возможны варианты, предусматривающие отработку этажа по падению в 2, а иногда и 3 этажа (шага). В этом случае в каждом подэтаже осуществляют выпуск руды и последующую закладку выработанного пространства (рис. 5.15).

Камерные системы с этажной и подэтажной отбойкой обеспечивают высокую производительность труда, небольшие потери руды и разубоживание. Область их применения – мощные крутые и пологие залежи различной формы, представленные устойчивыми рудами и породами. Применение твердеющей закладки позволяет обрабатывать все запасы блока одной системой. Недостаток системы: многостадийность отработки, что увеличивает фронт очистной выемки и требует большего объема подготовленных запасов.

При отработке массивных залежей месторождение делят на этажи, панели, блоки. Высота этажа около 60 м. Ширина панели равна длине камеры и принимается обычно по условиям скреперной доставки. С переходом на самоходное оборудование и вибровыпуск длину камеры увеличивают. По границам панелей (блоков) и в камерах второй (и т.д.) очереди проводят рудный и полевые штреки, которые соединяют между собой ортами-заездами через каждые 100-150 м. Панель (блок) делят на камеры первой и второй очередей. Ширина камеры зависит от устойчивости рудного и искусственного массивов и составляет от 10 до 15 м. Действующие камеры разделяют двумя рудными или искусственными целиками. Допустима отработка камер через один искусственный целик при массе одновременно взрываемого заряда до 5 тонн.

На участках мощностью 15-60 м камеры ориентируют вкрест простирания. В основании блока проводят орты для скреперования или откаточные орты с погрузочными камерами для вибролюков или погрузочных машин. Руду отбивают в направлении от центра к флангам встречным взрыванием вееров скважин (рис. 5.16), что обеспечивает дополнительное дробление руды. Ширина камер 15 м, высота 60 м. Оси камер нижнего этажа смещают на половину ширины верхних камер с целью придания кровле сводчатой формы и снижения потерь руды. Ширину камер уменьшают до 8-9 м.

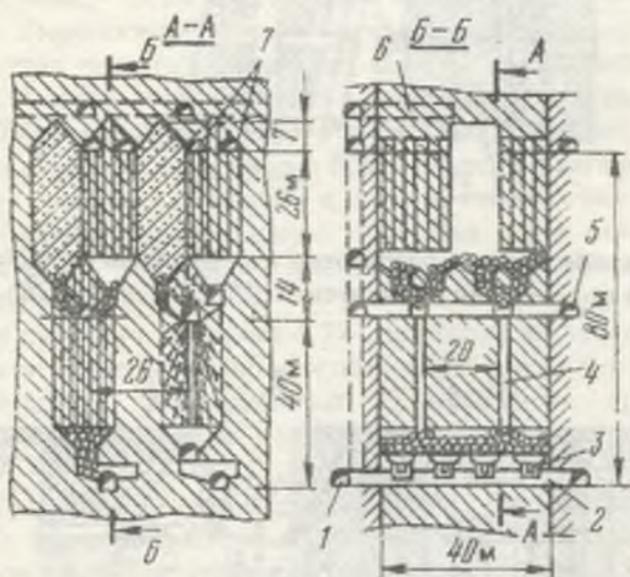


Рис. 5.15. Камерная система разработки с подэтажной выемкой при твердеющей закладке:

1 – штрек откаточный основного горизонта; 2 – погрузочный орт; 3 – камера ВДПУ; 4 – рудоспуск; 5 – штрек промежуточного горизонта; б – закладочный орт; 7 – буровые орты.

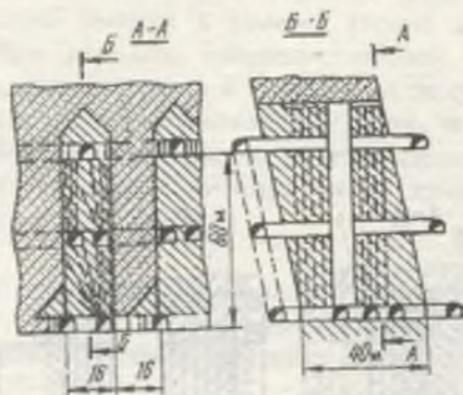


Рис. 5.16. Камерная система разработки с подэтажной отбойкой и закладкой при применении на выпуске ПДМ (Гайский ГОК).

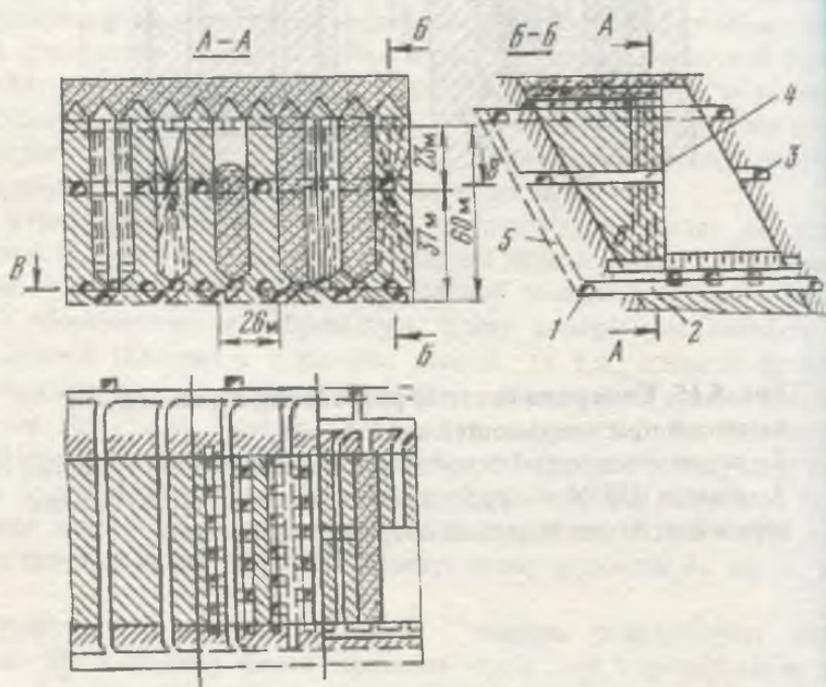


Рис. 5.17. Этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой, вибровыпуском руды и расположением камер вкрест простирания:

1 – откаточный штрек; 2 – погрузочный орт; 3 – подэтажный штрек; 4 – буровой орт; 5 – блоковый восстающий.

зависимости от устойчивости рудного массива. Производительность труда забойного рабочего 5-8 м³/смену, потери руды 4-5%, разубоживание 5-6%.

Этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой, вибровыпуском руды и расположением камер вкрест простирания приведена на рис.5.17. Для подготовки участка проводят два полевых откаточных штрека, соединяемых между собой погрузочным ортом. Для проветривания служит восстающий. Подэтажные полевые штреки соединяют буровым ортом. Из откаточного орта проводят камеры для ВДПУ, траншейный орт и отрезной восстающий. В начале руду отбивают в направлении к висячему боку, затем к лежащему. Отбитая руда поступает в выпускную траншею, создаваемую по мере отбойки руды, затем с помощью ВДПУ грузится в вагоны. Потолочину не оставляют, ее отбивают совместно с днищем вышележащего горизонта при отработке основных запасов камеры. Отработка этажа ведется в несколько стадий. Камеры заполняют закладочным материалом с верхнего вентиляционного штрека.

Потери руды не превышают 5-7%, при таком же уровне разубоживания протяженность подготовительно-нарезных выработок 3-4 м на 1000 т руды. Производительность труда достигает 85 т/чел-смену, продолжительность отработки камеры 7-8 месяцев, на закладочные работы затрачивается около 1 месяца.

Иногда подэтажную выемку с закладкой выработанного пространства производят с формированием искусственного основания камеры. Обычно это делают при разработке неустойчивых или среднеустойчивых руд.

В одном из вариантов (рис.5.18) при подготовке к очистной выемке этажа в два этапа, определив последовательность разработки, начинают подготовительно-нарезные работы. Они, для данных условий, включают проведение полевого откаточного штрека, в кровле которого оборудуют погрузочную камеру со скреперной лебедкой, соединенную с ортами скреперования. В целике, соответствующем по размерам параметрам камер той очереди, проводят рудный восстающий, которым соединяют с помощью боков откаточный полевой штрек с подэтажным и верхним буровыми ортами.

Сначала обрабатывают нижнюю часть камеры. В подсечном пространстве оборудуют орт скреперования и выпускные воронки. Для этого обшивают досками орт скреперования, а остальное пространство заполняют твердеющей закладкой, оставляя под кровлей зазор высотой 1,2 м. В затвердевшем искусственном массиве проводят выпускные воронки. Затем от отрезного восстающего образуют взрывным методом отрезную щель. Руду отбивают комплектами параллельных скважин, выбуриваемых из заходов бурового орта в направлении сверху вниз. Отбитую руду скрепером перемешают к погрузочной камере полевого штрека. После отработки нижнюю камеру заполняют твердеющей закладкой, оставляя под кровлей свободный слой высотой 6 м, в котором вновь обшивают орт скреперования, затем оборудуют новое искусственное основание для верхней камеры. Орт скреперования

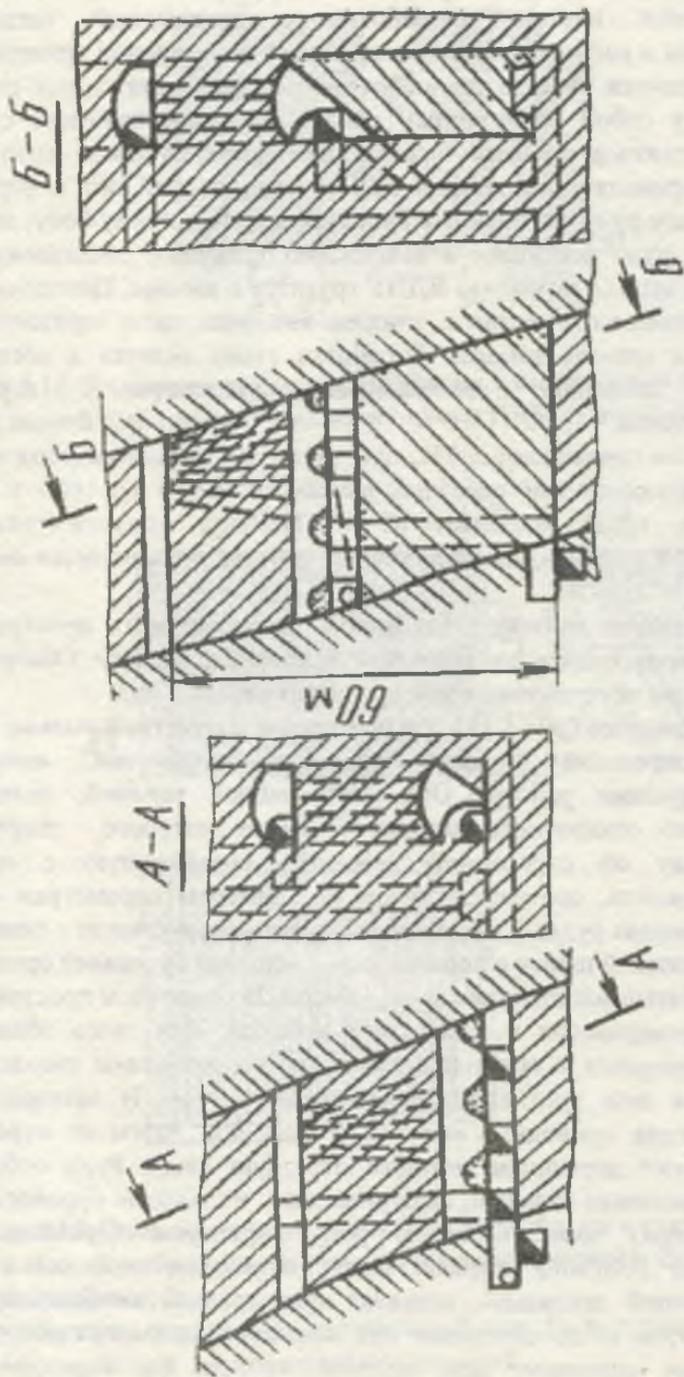


Рис. 5.18. Камерная система разработки с подэтажной выемкой при искусственном основании камеры.

соединяют наклонным рудоспуском с восстающим, проведенным в смежном двухкамерном целике. В остальном технология разработки такая же, как в одной камере.

Камерная система разработки с закладкой

В отличие от вариантов камерной системы разработки, рассмотренных в разделе 3.4, данная система характеризуется тем, что блоки или выемочные участки этажа, разделенные на первичные и вторичные камеры, обрушаются сразу на высоту этих блоков без оставления рудной столбины или междуэтажного целика, и кровлей камер служит массив монолитной закладки отработанного вышележащего этажа. Кроме того, выемка вторичных камер ведется с обнажением по бокам массива закладки. Это и служит главным признаком, по которому система отнесена к классу систем с искусственным поддержанием очистного пространства.

Условия применения. Руда и вмещающие породы устойчивые, угол падения залежи любой, мощность крутых рудных тел от 2-3 м до мощных, пологих и наклонных от 15-20 м (при меньшей мощности предпочтительней камерно-столбовая система разработки с закладкой, не требующая устройства дорогостоящего основания блока для выпуска и доставки руды). Руда должна быть ценной и средней ценности. Требуется сохранение налегающего горного массива.

В основном, можно выделить вариант системы применительно к условиям крутых залежей малой и средней мощности, в которых камеры одной стороной располагают по простиранию (рис.5.19).

Параметры системы. Размеры первичных и вторичных камер обычно принимают одинаковыми. В крутых залежах малой и средней мощности длину камер принимают порядка 30-50 м, высоту в зависимости от устойчивости вмещающих пород 50-60 м и более. В мощных залежах ширину камер по условию устойчивости кровли из монолитной закладки принимают до 15 м, высоту 50 м и более.

Подготовка аналогична применяемой при камерной системе (см. 3.4) и в случае принудительного обрушения (см.4.3 и 4.4) и заключается в проведении работ для выпуска и доставки руды, разбуривания рудного массива камерами, а также для сообщения и проветривания.

Что касается конструкции рудовыпускной части основания камер, то наиболее предпочтителен траншейный вариант, при котором появляется возможность применения погрузо-доставочных машин с дистанционным управлением для полной зачистки почвы камер от отбитой руды. При такой конструкции обеспечивается более высокое извлечение руды из продольных камерных траншей при отработке нижележащего этажа.

Очистная выемка. При отбойке стремятся оконтуривать стенки вторичных камер как можно ровнее, чтобы при выемке вторичных камер минимальным было засорение закладкой, так как попадание в рудную массу закладки, особенно на цементной основе, заметно снижает извлечение металла

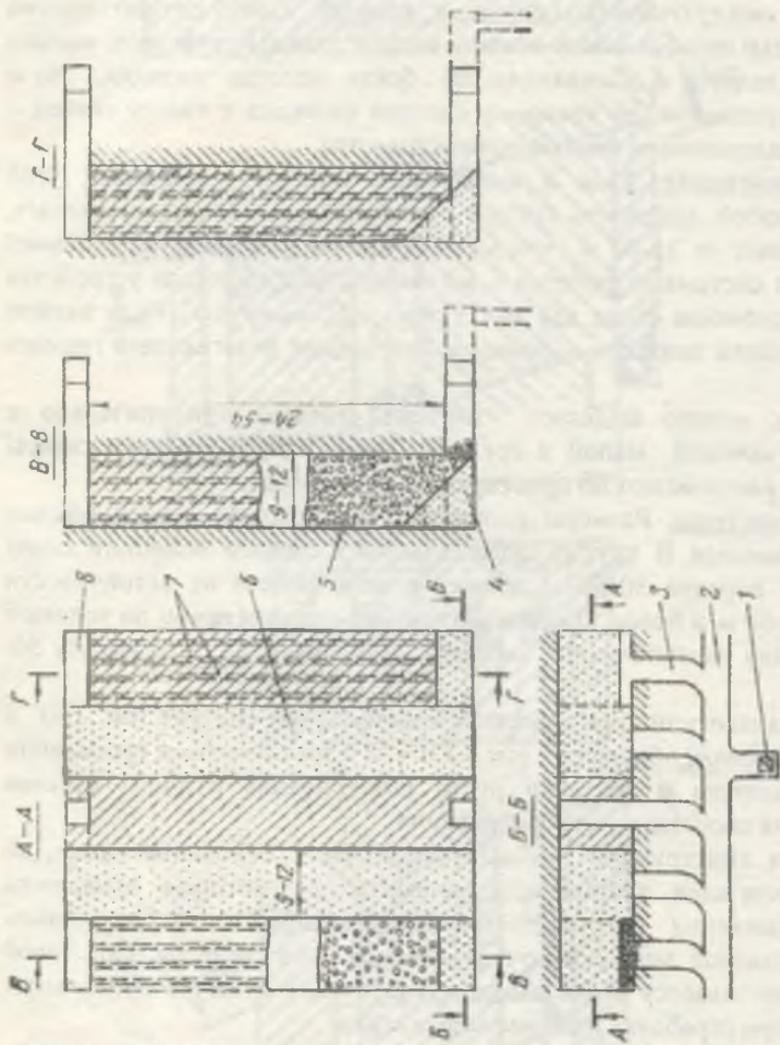


Рис. 5.19. Камерная система разработки со сплошной выемкой руды и закладкой выработанного пространства:
 1 - рудопуск; 2 - полевой штрек; 3 - кваршлаг; 4 - искусственное днище; 5 - отбитая руда; 6 - закладочный массив; 7 - скважины; 8 - верхняя подсечка.

ентрат при обогащении. Это достигается, в частности, расположением рывающих взрывных скважин вдоль плоскости стенок первичных камер. Гбойки во вторичных камерах во избежание подрыва закладки ных камер взрывные скважины при веерном расположении рывают до контуров камер на 1,0-1,5 м, а при параллельном ожении оконтуривающие скважины пробуривают на таком же нии от закладки. Приконтурный рудный слой, нарушенный взрывами, вается от закладки и самообрушается.

Механизация доставки — любая.

Закладку первичных камер и нижней части вторичных на высоту 8-12 м с повышенным содержанием вяжущих веществ, чтобы обеспечивалась димая устойчивость этих массивов при их последующем обнажении. юю часть вторичных камер обычно заполняют смесью с пониженным ганием вяжущего.

Технико-экономическая характеристика. Производительность труда того рабочего 30-55 т/смену, разубоживание 3-5%.

Система получает все более широкое распространение, благодаря прежде хорошим показателям извлечения.

5.11. Система разработки тонких жил с отдельной выемкой

Системой разработки тонких жил с отдельной выемкой называется с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой атывасмые боковые породы отбивают отдельно и оставляют в отанном пространстве как закладку.

Эта система (рис.5.20) применяется в месторождениях мощностью менее 4 м, которые отрабатывают с подрывкой вмещающих пород с тем, чтобы ть минимально необходимую ширину очистного пространства (по лам безопасности не менее 0,6 при крутом падении залежи — не менее , обычно 1-1,3 м - при пологом), а при большей мощности ее можно атривать как вариант с сухой закладкой из вмещающих пород.

Помимо указанного в наименовании этой системы признака, во всем ном она аналогична системе разработки горизонтальными слоями с кой в крутых залежах или однослойной выемке с закладкой в пологих ах.

Руда может быть устойчивой и пониженной устойчивости. Контакты жил ы быть четкими и правильными. Благоприятна различная крепость руд и ых пород.

Применение оправдывается только при весьма ценной руде. Система остранена в Германии, Румынии, Чехословакии. В СНГ эта система няется редко.

При крутом падении подрабатывают бок жилы с той стороны, с которой а более четкий и правильный контакт или зальбанд, породы

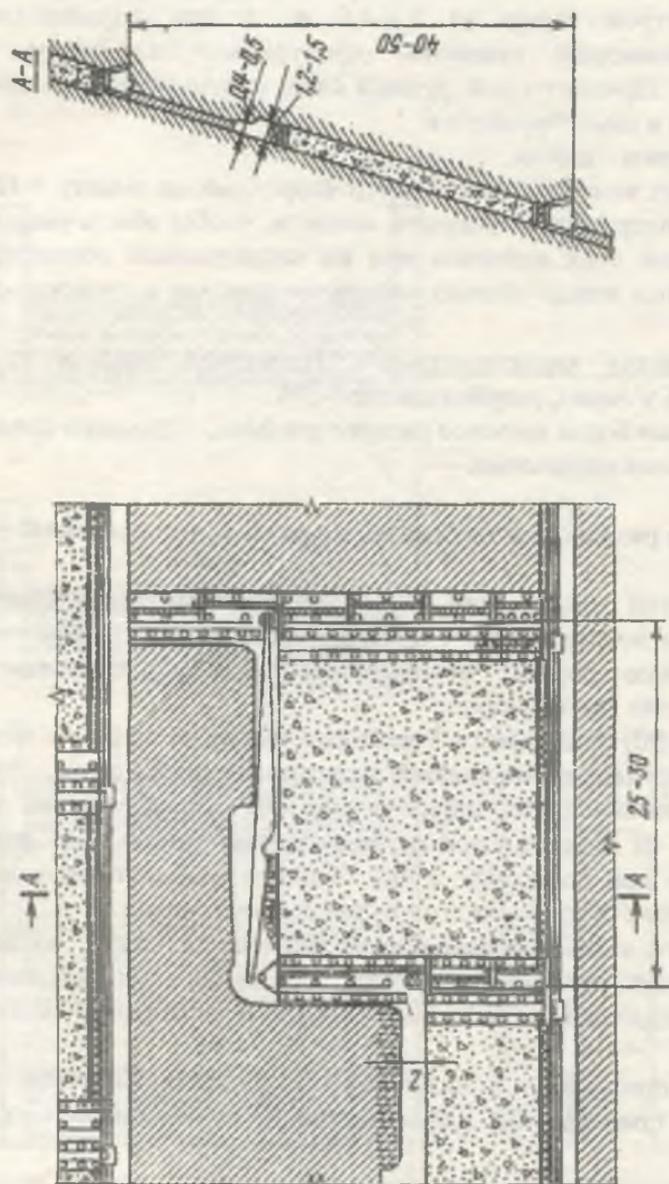


Рис. 5.20. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой.

отличаются по крепости от руды и т.п. С опережением на слой отбивают руду, если она слабее, или пустую породу в ином случае.

Шпуры применяют уменьшенного диаметра, а при малой крепости руды породы в шпуре рассредотачивают.

В отдельных случаях, при очень ценной и кусковатой руде, которую можно непосредственно направлять на металлургический передел, сначала подрабатывают боковые породы, а руду только рыхлят (шпуры, например, диаметром 32 мм располагают через 0,8 м, закладывают в них по 50-100 г ВВ). Штуфную руду отсортировывают в забое вручную.

Подрабатываемую породу оставляют в закладке; излишек породы, если не получается, выдают из блока.

Ширина подработки боковых пород из условий полной закладки выработанного пространства

$$M_n = M_r \frac{K_3}{(K_p - 1) * K_n}, \text{ м}$$

где M_r - мощность жилы, м; K_p - коэффициент разрыхления породы в укладке (0,75 - 1,5); K_3 - коэффициент заполнения выработанного пространства закладкой (0,75 - 0,8, например, в связи с выкреплением в очистном пространстве восстающего); K_n - коэффициент использования породы для закладки, учитывающий, что верхняя часть слоя закладки, обогащенная рудной пылью, может быть счищена в рудоспуск, $K_n = 0,85-1$.

При распространенных значениях $K_p = 1,45$, $K_3 = 1$ и мощности жилы 0,3, 0,4, 0,5 м необходимая ширина подработки боковых пород составит (с округлением) соответственно 0,4, 0,55, 0,7 м, а общая выемочная мощность составит 0,7, 0,95, 1,2 м.

При большей выемочной мощности или при мощности жилы менее 0,3 м получается избыток отбитой породы, который выдают из блока.

При выемочной мощности 1-1,3 м и более доставляют руду мощными скреперными установками с емкостью скрепера 0,15 м³; производительность около 25 т/смену. Расположение поверхности закладки и настила по нормали к контактам залежи благоприятствует скреперованию, так как у лежачего бока скапливается отбитая масса.

Рудоспуски выкрепляют в закладке металлическими трубами диаметром 40-500 мм или деревянными трубами диаметром около 700 мм.

Иногда руду и породу скреперуют в отдельные рудо- и породоспуски, последние оборудуют пневмолюком или вибропитателем.

В связи с узкой поверхностью закладки настил выполняют особенно тщательно. Используют железные листы или старые конвейерные ленты. При деревянном настиле укладывают на закладку доски, на них парусину или пластик и сверху опять доски для защиты парусины. Производительность труда рабочего по укладке деревянного настила около 10 м³/смену. После уборки

руды счищают с парусины рудную мелочь в рудоспуски и снимают верхний слой закладки (на глубину 20 - 30 см), обогащенный просыпавшейся рудной мелочью. Иногда вместо устройства настила бетонируют поверхность закладки (как при выемке горизонтальными слоями с закладкой).

Долгое время повсеместно стремились уменьшить до предела выемочную мощность. В семидесятых годах наметилась иная тенденция - увеличить выемочную мощность жилы до 1,2-1,3 м с тем, чтобы облегчить условия механизации работ и за счет этого снизить затраты.

В пологих залежах разрабатывают блок по восстанию. Руду доставляют к рудоспускам скреперами и конвейерами - скребковыми или иногда (в Германии) передвижными пластинчатыми.

При мощности крутой жилы около 0,3 м производительность блока составляет 100-200 т/мес; производительность труда забойного рабочего 0,8-2 т/смену (1,5-2 м³/смену по горной массе), редко до 3 - 4 т/смену; расход крепежного леса 0,008 - 0,04 м³/т; потери руды 7-15%; разубоживание 15-50%. При благоприятных условиях разубоживание составляет около 15% (для сравнения: при совместной выемке руды и подрабатываемых пород - 50-80%).

В связи с раздельной отбойкой, уменьшением объема цикла, значительным объемом немеханизированных работ по разравниванию закладки, устройству, разборке и зачистке настилов и т.п. система с раздельной выемкой одна из самых малопродуктивных и дорогих по расходам на очистную выемку.

Целесообразность применения ее можно определить сравнением с другой приемлемой в этих условиях системой по условию максимальной прибыли.

5.12. Системы разработки с креплением

Отличительные особенности этих систем: 1) применение крепи, поддерживающей породы извне и, следовательно, размещаемой в выработанном пространстве (в отличие от штанговой крепи, размещаемой в массиве поддерживаемых пород); 2) оставление крепи на месте ее установки в выработанном пространстве и после выемки руды, чем определяется использование только деревянной крепи.

Применяют эти системы при неустойчивой руде. Вынимают блок сравнительно небольшими частями шириной до 1,5-3,5 м и вслед за выемкой регулярно устанавливают крепь - распорную (в маломощных залежах), в виде крепежных рам или, реже, станковую.

В месторождениях мощных и средней мощности вместе с крепью необходимо применять закладку, иначе пространственная решетка из крепи не сможет противостоять горному давлению.

Условия применения. В мощных и средней мощности залежах системы с креплением применяются только при неустойчивой руде, так как в иных случаях могут быть использованы системы с закладкой, которые также

обеспечивают полную выемку руды. Вмещающие породы могут быть любой прочности. В маломощных залежах, где возможна распорная крепь, системы с распоркой могут применяться и при устойчивой руде, если боковые породы прочные.

Мощность и угол падения залежи могут быть любыми. Ценность руды высокая.

Системы с креплением обеспечивают малые потери и разубоживание руды даже в сложных горнотехнических условиях. Наряду с этим системам с креплением присущи самые низкие показатели производительности труда, интенсивности выемки и себестоимости добычи, а также большой расход древесины (около 15% выработанного пространства заполняют крепью), опасность загрязнения рудничной атмосферы при гниении крепи, усложнение ведения хозяйства, опасность в пожарном отношении.

На Бестюбинском месторождении (ГОК "Каззолото") в связи с изменением горно-геологических условий на смену системам с креплением приходят системы с простой и усиленной распорной крепью, особенно вариант с кучным магазированием на коротких настилах. Расстояние между распорками 1-1,2 м по восстанию и 1,2-1,5 м - по падению рудного тела; расстояние между предохранительными полками по падению - 4-5 м.

5.13. Общая характеристика систем разработки с креплением и последующим обрушением

Удельное значение этих систем на подземных рудниках СНГ составляет около 10%.

Маломощные пологие и наклонные залежи обрабатывают сразу на всю мощность, в остальных случаях выемку ведут горизонтальными или наклонными слоями, начиная с верхнего слоя.

Вынимают руду частями небольшой высоты и ширины. Выработанное пространство регулярно закрепляют вслед за выемкой руды, а затем с большим отставанием от выемки крепь передвигают, или извлекают, или оставляют, а выработанное пространство заполняется обрушенными вмещающими породами (рис.5.21).

Обрушение пород снижает давление на крепь у забоя и предотвращает полное самообрушение больших масс пород, подработанных на обширных участках.

Запрещается применять эти системы в том случае, если требуется выемка земную поверхность, а также при наличии в налегающих породах глин, неосушенных песков, суглинков, а также карстов, заполненных водой или газом. Исключения возможны, если соотношение высоты залежи или толщи пород (или водоупорной толщи) с выемочной мощностью

си достаточно велико для того, чтобы обрушение кровли не вызвало пения земной поверхности или сквозных нарушений в водоупорной е.

В связи с креплением эти системы относятся к числу сравнительно их, но потери и разубоживание руды могут быть сведены к минимуму, так извлекают отбитую руду под защитой крепи, а если блок погашают ойпо, то рудная мелочь просыпается в нижележащие слои, вынимаемые е.

5.14. Столбовая система разработка с обрушением

Столбовой системой разработки с обрушением называют применяемую в мощных пологих и наклонных залежах систему разработки с ственным поддержанием очистного пространства, при которой вынимают одним слоем, рабочее пространство у забоя поддерживают крепью, по выемки руды крепь передвигается вслед за забоем (или извлекают, а у ставят тогда новую крепь), вызывая этим обрушение кровли позади крепи (рис.5.21).

Налегающие породы должны быть неустойчивыми или средней чивости.

Шахтное поле (рис5.22) разделяют штреками на прямоугольные блоки, ваемые иногда столбами, откуда и происходит наименование этой системы аботки. (Лишь в отдельных случаях при небольшой площади залежи еняют сплошную выемку, т.е. вынимают запас шахтного поля как бы м столбом).

Блок отрабатывают обратным ходом по длине. Кровлю у забоя ерживают гидравлической передвижной крепью шитового типа либо видуальной металлической или, все реже, деревянной крепью. По мере ки механизированную крепь передвигают вслед за забоем, а видуальную извлекают. При мощности залежи до 1,5-2 м и средней чивости кровли обрушают взрывными скважинами нижний слой кровли дной 3-4 м из расчета заполнения обрушенными породами всего зовавшегося пространства.

Столбовая система с обрушением особенно широко применяется на ганцевых и калийных рудниках, встречается на рудниках цветных металлов ри разработке пластовых залежей железных руд во Франции (Лотарингия) и мании.

Параметры. Для сокращения подготовительных работ размеры блоков жны быть максимальными. Однако они ограничиваются по условию аточно интенсивной отработки блока, чтобы не развивалось большое давление и обеспечивалась требуемая производительность шахты. рина блоков, кроме того, ограничивается с точки зрения виводительности доставки руды и составляет от 20-40 до 60-80 м при торонней выемке блока и до 100-120 м на калийных шахтах. Длина столба

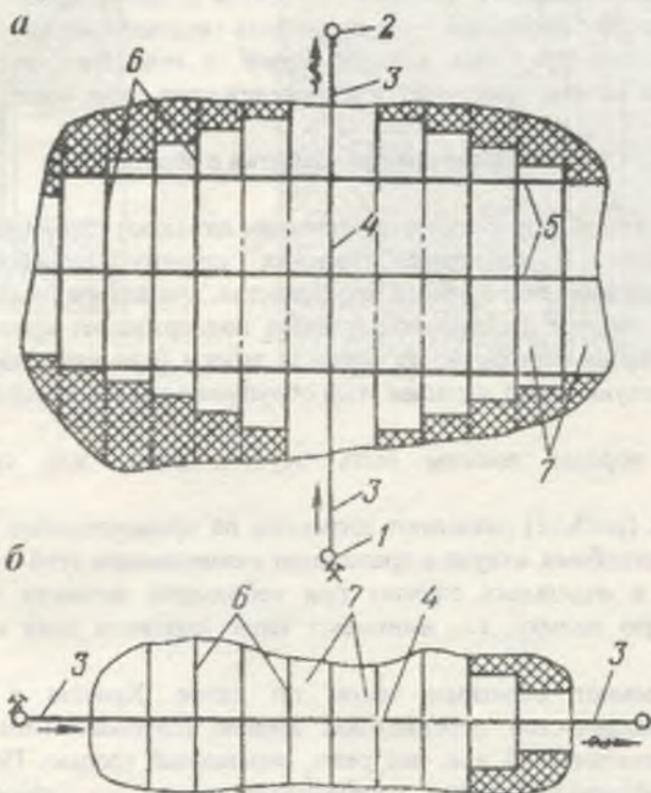


Рис. 5.22. Столбовая система с обрушением, – схемы подготовки:

a – панельная; *б* – беспанельная;

1 – основной ствол; *2* – вентиляционный ствол; *3* – квершлаг;

4 – главный штрек; *5* – панельные штреки; *6* – выемочные штреки; *7* – столбы.

калийных шахтах 1200-1500 м, на марганцевых 300-750 м и на сталлических рудниках 50-100 м.

Подготовка. Шахтное поле в горизонтальных залежах (см. рис.5.22) доставляют основным, панельным и выемочным штреками (панельная подготовка), а при относительно небольшой ширине залежи — основным и выемочным штреком (беспанельная подготовка). Основные и панельные штреки чаще парные (см. рис.5.21) или вообще групповые, причем один из штреков - вентиляционный - служит для отвода загрязненного воздуха.

Выемочные штреки обычно одинарные. В пологих (но не горизонтальных) и наклонных месторождениях столбы располагают в основном длиной по падению, выемочные штреки заменяют наклонными восстающими.

Очистная выемка. Соседние столбы обрабатывают с опережением на расстоянии 10 - 15 м для снижения горного давления. Вынимают руду забоем-лавой или заходками (см. рис.5.21).

При выемке заходками ширина их составляет 2,5-6 м, в зависимости от устойчивости кровли. Мягкие руды отбивают с помощью комбайнов или скреперами с бурением электро- или пневмосверлами, а при более крепкой руде - пневматическими перфораторами. Доставляют руду обычно конвейерами, ленточными или скребковыми, при шпуровой отбойке погружают руду на конвейер погрузочной машиной.

По мере выемки заходку закрепляют металлическими или деревянными рамами с затяжкой кровли, иногда со штанговым креплением кровли (рудники старингии).

В отработанных заходках производят посадку кровли. Для этого устанавливают стойки с помощью каната и лебедки или разрушают деревянную крепь взрывом, высверливая в стойках отверстия и закладывая в них поперек шпуров ВВ.

На венгерском бокситовом руднике "Кинчетбанья" применяли оригинальный вариант (по материалам М.Л.Жигалова). Рудное тело имеет мощность от 1,5 до 20-30 м, обычно 7-8 м; угол падения $10-15^{\circ}$. Руды богатые, преимущественно мягкие, но с пропластками крепкого доломита. Кровля - доломиты и известняки. Столбы располагают по восстанию, длина 150-300 м, ширина 80-100 м. Выемка - двусторонняя от наклонного восстающего штреками - штреками сечением 4,2 x 3,2 м, пройденными у почвы залежи, с давлением 3-метровых междуштрековых целиков. Выше штреков остается часть рудного тела толщиной обычно 4-5 м. Штреки закрепляют рамами из металлических стоек и шарнирно-соединенных переключателей, изготовленных из легких сплавов на алюминиевой основе. Руду в кровле и боках штрека бурят скреперами шпуров и обрушают обратным ходом, извлекая предварительно крепь. Кровля обрушается с отставанием на 5-8 м, и, таким образом, отбитая руда размещается под необрушенной частью кровли. Вынимают эту руду погрузочно-доставочными машинами с дистанционным

управлением, которое осуществляют из закрепленной части выработки. Используют мощные дизель-электрические ковшовые машины. Отвозят руду в наклонный восстающий, по которому скреперной установкой мощностью 100 кВт доставляют до этажного штрека, оборудованного ленточным конвейером, участки залежи с увеличенной мощностью обрабатывают слоями высотой 6-8 м, начиная с верхнего слоя. Каждый слой вынимают так, как сказано выше. После выемки столба приостанавливают работы на участке на 0,5 года, за это время породы обрушенной кровли уплотняются до состояния массива.

Выемка лавами производительнее, но требует более устойчивой кровли. На границе столба проходят разрезной штрек, из которого открывают лаву.

При механической отбойке используют механизированные щитовые комплексы (с гидрофицированной крепью при необходимости плавной посадки кровли).

При взрывной отбойке в лавах у забоя оставляют как бы "буфер" из взорванной массы во избежание разлета кусков, что затруднило бы доставку руды, повысило ее потери и вызвало бы повреждение крепи. Для создания этого "буфера" применяют переносные щиты из металлических стержней или барьеры из деревянных брусьев, либо доставляют руду с противоположной стороны от навала.

При скреперной доставке используют многосекционные скреперы.

Крепь металлическая.

При взрывной отбойке также внедряют комплексы; в комплекс входят бурильная машина, погрузочные средства, конвейер, крепь, щит для предохранения крепи от ударов взорванной рудой. Такой комплекс создан, в частности, на золотых рудниках ЮАР. Бурильную машину монтируют на конвейере, руду подвижным лемехом погружают на цепной конвейер длиной 40 м, состоящий из 1,5-метровых секций - решеток. Приводы лемеха и конвейера - гидравлические для уменьшения габаритов приводных головок в связи с малым свободным местом на концах забоя. Масло в эти приводы подает насос с электродвигателем 30 кВт. Конвейер и податливую крепь с секционным щитом передвигают гидродомкратами.

При выдержанной мощности и длине лавы порядка 30 м иногда применяют отбойку скважинами, выбуриваемыми параллельно забою лавы (трест "Чиатурмарганец" в порядке эксперимента; рудники "Конрад", Польша, "Уайт-Пайн", США).

Проветривание при наличии парных штреков осуществляется сквозной струей (см. рис.5.21), а при одинарных штреках воздух подают в забой вентиляторами по трубам.

Охрана труда. Не допускается отставание крепи от забоя больше определенной величины, зависящей от устойчивости кровли (при слабой кровле -1,3 м). При извлечении крепи могут находиться в заходке только рабочие-посадчики. В случае задержки обрушения кровли нельзя работать в смежном забое до проведения обрушения.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка. При крепких рудах и механической отбойке обеспечивается высокий уровень механизации работ, производительность столба достигает 25 тыс.т/мес, производительность труда забойного рабочего – 75-85 т/смену. При крепкой и буровзрывной отбойке производительность столба 6-10 тыс.т/мес, производительность труда забойного рабочего 12-25 т/смену. Потери руды 7-10%, разубоживание от 2-5 до 20%. При сравнении с панельно-столбовой и панельно-столбовой системами снижаются потери руды, но возникают дополнительные затраты на крепь. Против однослойной выемки с закладкой руды меньше, но обрушаются налегающие породы.

Особенности столбовой системы разработки с обрушением при добыче марганцевых руд. В Никопольском (около 80% запасов марганцевых руд СНГ) и Чиатурском бассейнах разрабатывают горизонтальные пластообразные слои марганцевых руд осадочного происхождения.

В Никопольском бассейне пласты мощностью 1,1-3,1 м залегают в устойчивых песчано-глинистых породах на глубине 50-100 м. Коэффициент крепи руд преимущественно 2-3, редко до 6. На шахтах производительностью 250-400 тыс.т/год применяют электровозную откатку и штрековые стволы, а при производительности 1,2 - 2,2 млн.т/год - конвейерный транспорт от забоя до поверхности, включая подъем по наклонному стволу. Панельной и панельные штреки крепят жесткой или ограниченно-податливой кольцевой металлической крепью, выемочные штреки - кольцевой металлической крепью из СВП-27. Около 85 % руды в бассейне доставляют комбайнами КЛЗС и Л-65, более 90% руды погружают комбайнами типа МБЛ и грузочными машинами ПШН-1с.

Выемку ведут заходками и в опытно-промышленном масштабе — лавами с шитовыми механизированными комплексами из расчета расширения их применения в будущем.

На Чиатурском месторождении породы кровли более устойчивы, руда имеет коэффициент крепости 4-5. Выемку ведут главным образом лавами.

Вариант с выемкой лавами. Длина столба 700-1000 м, ширина 50-100 м при комбайновой отбойке и конвейерной доставке или 20-30 м при взрывной отбойке и скреперной доставке, применяемой в более крепких породах.

При мягких рудах и неустойчивой кровле в Никопольском бассейне используют механизированные комплексы 20КП. В комплекс входят штрековый конвейер с установленным на нем шнековым комбайном КШ-1Г, насосная станция, передвижная гидравлическая крепь оградительно-поддерживающего типа. Между выемочными штреками в конце столба ведут выработку, в которой монтируют комплект. Отбивают руду полосами шириной 0,63 м на всю мощность пласта и грузят на конвейер лемехом.

В тресте "Чиатурмарганец" при добыче руд с коэффициентом крепости 4 также применяют механизированные шитовые комплексы (типа

ОКМР), но комбайны КШ-1Г используют только для погрузки отбитой руды на скребковый конвейер. Отбойка же производится шпуровыми зарядами, бурение шпуров - электрическими буровыми установками типа КБЭ-1. Отбитую руду грузят с помощью ленточных перегружателей ИИМ-1 в электровозный транспорт.

Вариант с выемкой заходками. Применяется главным образом при слабой обводненной кровле, сложной гипсометрии пластов. Длина столба 300-600 м, ширина 40-80 м при двусторонней выемке и 20-40 м при односторонней, применяемой для доработки столбов. Дальнейшее увеличение сдерживается недостаточной интенсивностью разработки, выбывающей большое горное давление. Ширина заходки 2,5-3,5 м.

В каждой панели очистные работы ведут в одном, двух или трех соседних столбах с опережением не менее 10-70 м.

В Никопольском бассейне руду с коэффициентом крепости 1-3 отбивают комбайнами МБЛМ и МБЛД, а доставляют ленточными забойными конвейерами. Внедряют более производительные комбайны КМШ.

Закрепляют заходки металлическими или деревянными рамами через 0,7-1 м, кровлю и бока затягивают опалубкой.

При мощности пласта менее 1,5 м подрывают породы почвы и оставляют их в выработанном пространстве или выдают из шахты.

При комбайновой выемке производительность столба 6000-9000 т/мес, производительность труда забойного рабочего 17-20 т/смену. Объем подготовительно-нарезных работ 6-7 м/1000 т. Расход металла при металлическом креплении 0,3-0,5 кг/т. Потери руды 10-12%, разубоживание 2-7%.

Особенности столбовой системы разработки с обрушением при добыче калийных солей.

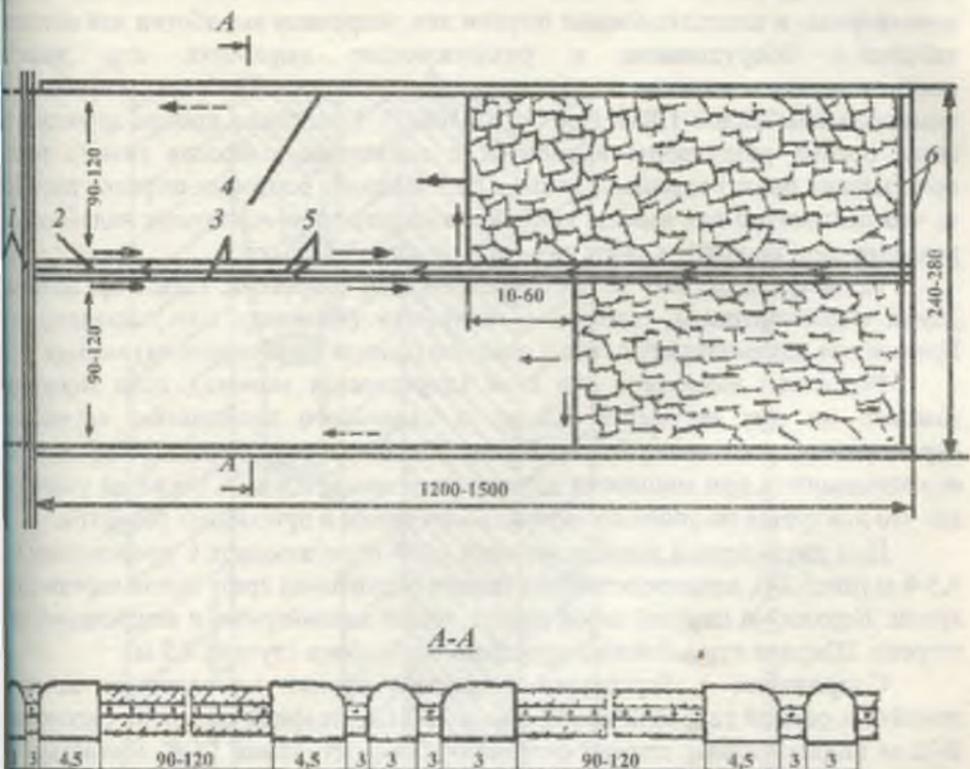
Обрушение кровли над калийным пластом допустимо лишь в том случае, если возникающие водопроводящие трещины не достигают водоносного горизонта.

На Старобинском месторождении (ПО "Беларуськалий") последнее время считали водозащитной толщей только пласты каменной соли и исходили из того, что для обрушения кровли соотношение высоты этой толщи и выемочной мощности залежи должно быть не менее 40. На основании более поздних исследований считают, что имеющиеся под водоносным горизонтом глинисто-мергелистые породы большой мощности практически водонепроницаемы.

Поэтому столбовая система разработки с обрушением может применяться почти на всем Старобинском месторождении.

Условия Старобинского и вообще калийных месторождений освещены выше.

При столбовой системе с обрушением на рудниках, разрабатывающих Старобинское месторождение, длина столба 1200-1500 м и более; выемку ведут забоем-лавой, длина лавы 100 м, лавы спаренные (рис.5.23). От выработок



к. 5. 23. Схема подготовки столбов, ПО «Беларуськалий»
 - главный конвейерный, транспортные и вентиляционный штреки;
 - панельный конвейерный штрек; 3 – конвейерные штреки лавы;
 - вентиляционный штрек лавы; 5 – конвейерные сбойки; 6 – разрезной штрек.

главного направления проходят панельный конвейерный штрек, а также конвейерные и вентиляционные штреки лав, разрезные выработки для монтажа забойного оборудования и разгружающие выработки для защиты вентиляционных штреков лав от опорного давления. Проходят выработки с помощью комбайнов ПК-8 или "Урал-10КС". Крепление кровли штангами и меры против разрушения выработок и внезапных выбросов газа (а также организация работ) освещены выше в гл.3. Ширина бортовых штреков лавы 4,5 м, что достаточно для выхода комбайнов на штреки и исключает надобность в разделке ниш по концам забоя лавы при очистной выемке.

Проветривают лаву за счет общешахтной депрессии. Пласт представлен двумя сильвинитовым слоями с галитовым (каменная соль) пропластком. Применяют как раздельную, так и валовую (вместе с пропластком) выемку.

Раздельно вынимают оба слоя (двухслоевая выемка), если мощность каждого из них не менее 0,8 м, а галитового пропластка, служащего перекрытием, - не менее 0,5 м. Выемкой одного слоя (однослоевая выемка) ограничиваются при мощности другого слоя менее 0,8 м, а также на участках, где это диктуется по условию охраны сооружений и природных объектов.

При двухслоевой выемке верхний слой отрабатывают с опережением на 4,5-6 м (рис 5.24), непосредственная кровля обрушается сразу после передвижки крепи. Верхний и нижний забои имеют общие конвейерные и вентиляционные штреки. Ширина призабойного пространства в обоих случаях 4,5 м.

Сопряжения с бортовыми штреками крепят комплектами из трех линейных секций гидравлической крепи 2М81Э. Впереди забоев на расстоянии 8-12 м поддерживают штреки гидравлическими стойками ГСК. Приводную и натяжную головки забойного конвейера верхней лавы устанавливают на передвижных эстакадах с регулируемой высотой. В конвейерном штреке для доставки руды из забоев на панельный конвейерный штрек вмонтируют промежуточный скребковый конвейер СП-80.

Очистные работы в верхнем и нижнем слоях ведут независимо друг от друга. В цикле очистных работ: выемка полосы сильвинита комбайном с погрузкой на конвейер; перегон комбайна в исходное положение и передвижка конвейера на новую полосу; передвижка гидрокрепи; установка крепи на концевых частях верхней лавы.

В каждом слое применяют две односторонние лавы, чтобы не затрачивать время на перемонтаж погрузочного лемеха комбайна. Используют гидромеханизированные комплексы 1КМ-97Д; в комплекс входят: крепь МК-97; узкозахватный комбайн МК-67, работающий с рамы забойного конвейера СП-80; насосная станция с трубопроводами и электрооборудование. Применяют также приобретенные в Германии комплексы "ВДВ".

Комплекс обслуживается бригадой, в смену выходят два машиниста и четыре горнорабочих очистного забоя.

Валовую выемку применяют при мощности сильвинитовых слоев менее 0,8 м или галитового пропластка - менее 0,5 м. Высочная мощность обычно

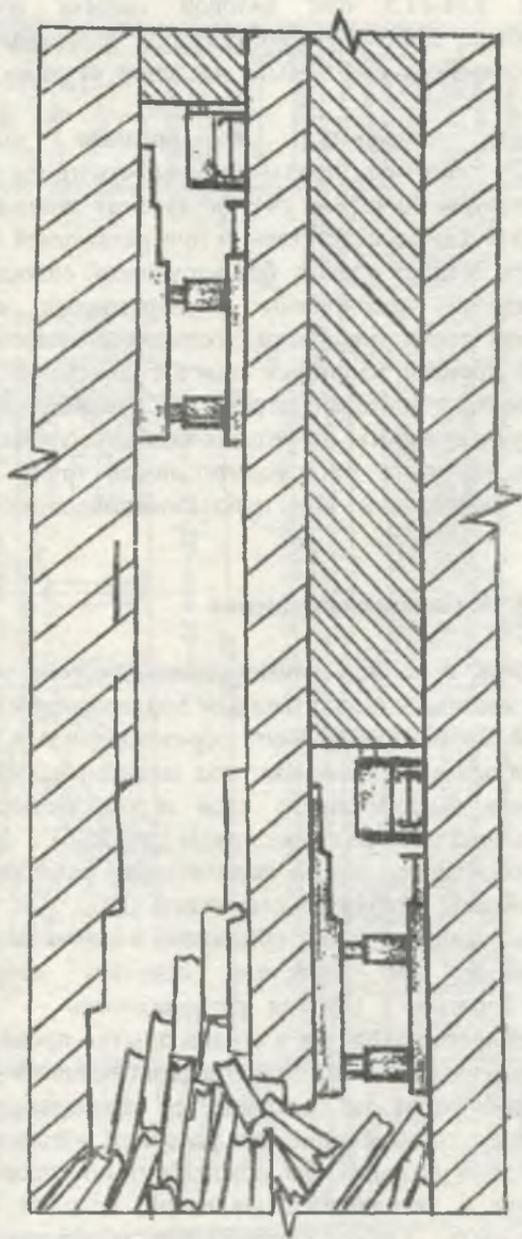


Рис. 5.24. Вариант двухслоевой выемки (Старобинское месторождение).

1,9-3,2 м. Лаву подготавливают конвейерным и вентиляционным штреками (рис.5.25).

Очистной комплекс КМ-81Э при валовой выемке состоит из гидромеханизированной крепи 2М81Э, узкозахватного комбайна КМ-3М, скребкового трехцепного конвейера КМ-81-02Б, насосной станции СНУ-5 и электрооборудования.

Показатели системы разработки в среднем следующие: производительность лавы 25 тыс.т/мес., производительность труда забойного рабочего 80 т/смену, потери руды 20-40% за счет оставления околоштрековых целиков, разубоживание 2,8 и 21% соответственно при отдельной и валовой выемке. Земная поверхность оседает плавно, без нарушений сплошности, но для устранения заболачивания необходимы мелиоративные меры. По сравнению со столбовой системой разработки угольных месторождений, в связи с более устойчивой кровлей калийных пластов очистные комбайны выходят из лав непосредственно в бортовые штреки увеличенной ширины, что ликвидирует трудоемкие ручные работы по разделке ниш; увеличена ширина призабойного пространства, в итоге производительность труда забойного рабочего примерно вдвое выше, чем при использовании комплексов на угольных шахтах.

5.15. Слоевое обрушение

Слоевое обрушение или, в полном наименовании, система разработки слоевым обрушением это - система с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой блок отработывают горизонтальными слоями в нисходящем порядке, а каждый слой вынимают под защитой искусственного перекрытия при погашении вышележащего слоя и опускающегося под давлением обрушающихся пород по мере выемки руды (рис.5.26).

В системе слоевого обрушения можно выделить две разновидности: с креплением рамами или стойками; с гибким перекрытием.

Первая разновидность появилась давно, приемлема в широком диапазоне горно-геологических условий, но перестала отвечать современным требованиям технического прогресса. Другая разновидность — с гибким перекрытием - уже более полвека находится в стадии опытно-промышленных испытаний, все менее интенсивных. В принципе эта разновидность допускает высокий уровень механизации работ, но созданные ее варианты приемлемы только в жестко ограниченных горнотехнических условиях, в том числе при отвесных стенках блока. В этих условиях она может быть противопоставлена нисходящей слоевой выемке с твердеющей закладкой, если не требуется сохранять земную поверхность. Гибкое перекрытие обойдется дешевле твердеющей закладки.

Варианты слоевого обрушения с креплением рамами или стойками. Блок

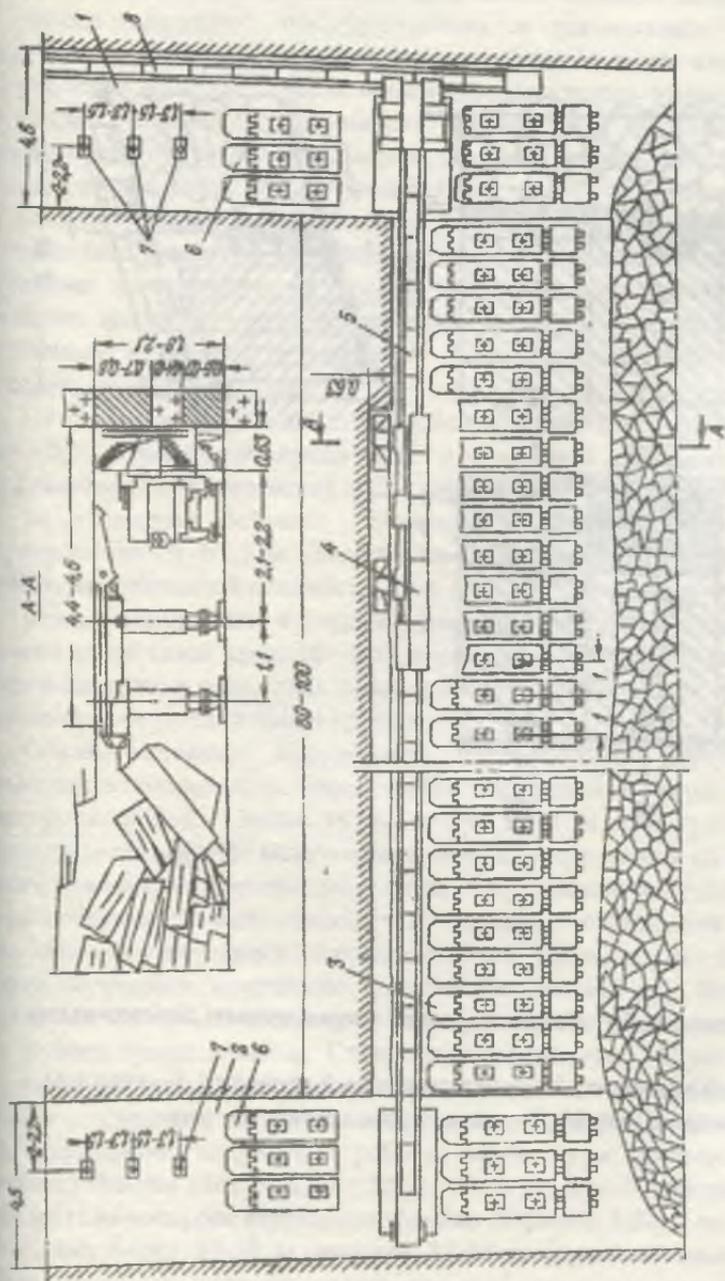


Рис. 5.25. Забой-лава при валовой выемке калийных пропластков, — вариант с комплексом МК — 81, план:
 1 — конвейерный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — крепь 2М81Э; 4 — комбайн КШ — 3М; 5 — конвейерный
 КМ — 81 — 02Б; 6 — крепь сопряжения 2М81Э; 7 — гидростойки ГСК; 8 — промежуточные конвейерный СП — 63.

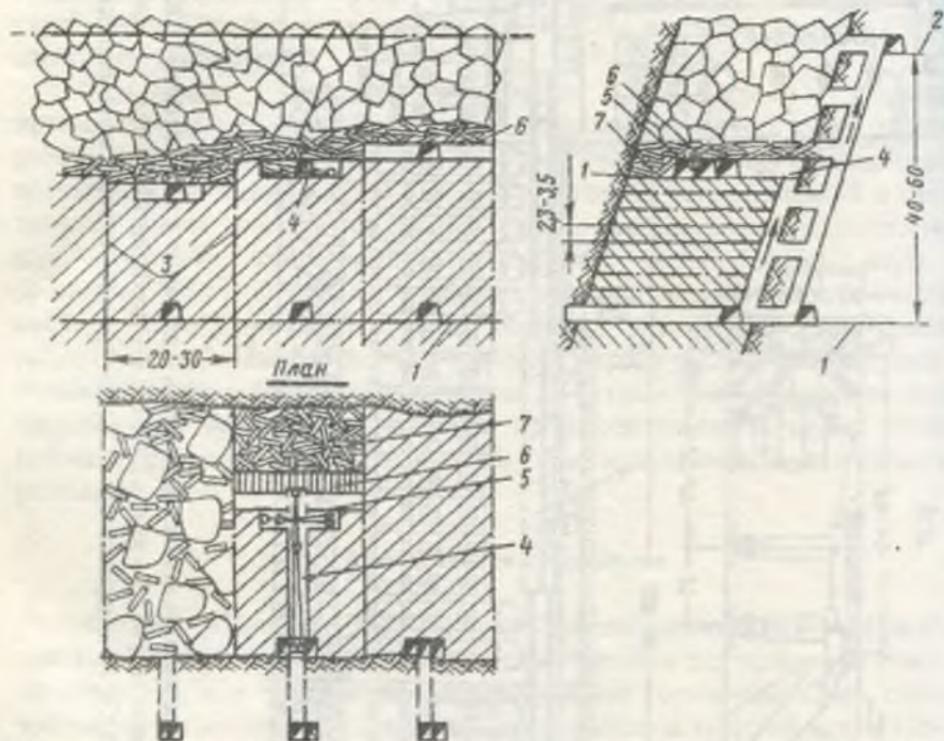


Рис. 5.26. Слоевое обрусение, вариант с креплением деревянными рамами:

1 – откаточный горизонт; 2 – вентиляционный горизонт; 3 – границы блоков; 4 – слойный штрек; 5 – заходки; 6 – настил; 7 – мат.

разделяют по высоте на слои, что дает возможность обрабатывать месторождения с любым углом падения и любой большой мощностью.

Этажи погашают последовательно в нисходящем порядке. Этаж разделяют на блоки. Блок вынимают горизонтальными слоями, начиная с верхнего слоя (рис.5.26). Слои обрабатывают узкими полосами-заходками с креплением (крепь поддерживает настил, уложенный в заходках вышележащего слоя). В отработанных заходках укладывают на почве настил. Затем крепь обрушают или извлекают (если она металлическая). В результате над рудой образуется так называемый мат, т.е. толща из обрушенной крепи и настилов, накопившаяся при выемке вышележащих слоев руды. Процесс разрушения или извлечения крепи, сопровождающийся опусканием мата, называется посадкой мата. Налегавшие породы опускаются и заполняют выработанное пространство над матом. Выемку второго и последующих слоев производят под защитой мата.

От состояния мата зависят безопасность работ, потери и разубоживание руды. При деревянной крепи мат достаточной толщины (около 3 м) накапливается после погашения трех слоев.

Во избежание больших обнажений и разрыва мата руду отбивают шпурами глубиной 1-1,5 м. Доставляют руду преимущественно скреперными установками небольшой мощности.

Слабые вмещающие и покрывающие породы обрушаются сами. В слепых залежах с устойчивой кровлей часть пород обрушают принудительно, взрывая заряды в шпурах и скважинах после выемки верхнего слоя по всей площади намечаемого обрушения пород кровли.

Обычно слоевым обрушением обрабатывают неустойчивые руды. Устойчивость вмещающих пород малая или средняя. Угол падения залежи может быть любой. Мощность не менее 1,5-2 м при крутом падении во избежание заклинивания мата в выемочном пространстве и не менее 4-5 м при пологом падении по условию деления на слои. Должно допускаться обрушение земной поверхности. Благоприятствуют слоевому обрушению малая крепость руды, легкообрушающиеся породы всяческого бока, крутое падение залежи. Слоевое обрушение применяют при добыче ценных руд цветных и редких металлов.

Высота этажа 50-60 м. Слои - горизонтальные. (С целью применения ленточной доставки руды были попытки наклонного расположения слоев, но при этом ухудшалось качество настилов, не удавалось сохранять сплошность мата, затруднялись крепежные работы, крепь хуже противостояла горному давлению.) Высота слоя от 2,3 до 3,5 м, часто 3-3,2 м. В каждом слое проходят трек (орт) из которого открывают заходки шириной 2,5-3,5 м.

Длина блока 30-50 м, ширина 12-30 м (применительно к скреперной доставке).

Очистная выемка включает отбойку (шпурами) и доставку руды, крепление заходок, укладку настила, посадку мата.

Забои проветриваются нагнетанием в забой свежего воздуха вентилятором по трубам.

При возгораемости руд обязательно применяют профилактическое заиливание обрушенных пород.

Охрана труда. Во время посадки мата разрушением крепи людям запрещается находиться в блоке. Если посадку производят извлечением (вытягиванием лебедкой за канат) крепи, то нельзя находиться в обрушаемой заходке и в соседней с ней.

В случае задержки обрушения налегающих пород запрещается работать в смежных заходках и в нижнем слое под пустотой до проведения обрушения.

Подрыв кровли разрешается производить только с электрическим способом инициирования зарядов или с применением детонирующего шнура.

Между работающей заходкой и обрушенным пространством должно находиться не менее одной и не более трех заходок, которые должны быть закреплены.

При выемке первого слоя должна быть создана над настилом породная подушка толщиной не менее 6 м, при необходимости ее образуют взрыванием скважинных зарядов в кровле.

Варианты слоевого обрушения с гибким перекрытием. В верхней части блока отработывают с креплением монтажный слой и на почве его сооружают перекрытие для нижележащих слоев (рис.5.27).

Перекрытием может служить, например, крупная сетка из полосового железа (что требует ручного труда по монтажу), на нее из рулонов укладывают проволочную сетку.

На руднике "Принц Леопольд" (Конго) под стальные полосы подкладывают еще шарнирно-соединенные в полосы металлические верхняки перпендикулярно забою лавы. Это повышает прочность гибкого перекрытия и позволяет отработывать под ним до пяти слоев без его замены.

Выемка руды наиболее эффективна траншеями под защитой гибкого перекрытия без крепления траншей (так называемая щитовая система разработки). Гибкое перекрытие оборудуют из нескольких слоев бревен с канатной обвязкой. Междутраншейные целики (выступы) взрывают шпурами из траншей. Затем под траншеями образуют траншеи в очередном слое и в них выпускают руду из взорванных целиков вышележащего слоя. Потом разбуривают и взрывают целики данного слоя и т.д.

Варианты с гибким перекрытием приемлемы лишь для отработки блоков с вертикальными стенками.

Технико-экономическая характеристика и оценка. Слоевое обрушение применимо в сложных горнотехнических условиях, включая мощные залежи неустойчивых руд. Вместе с тем, несмотря на длительное применение и настойчивые попытки усовершенствования оно и сейчас, за редким исключением, применяется в том же виде, что и в тридцатых годах, с переносным оборудованием, деревянной крепью, деревянным настилом,

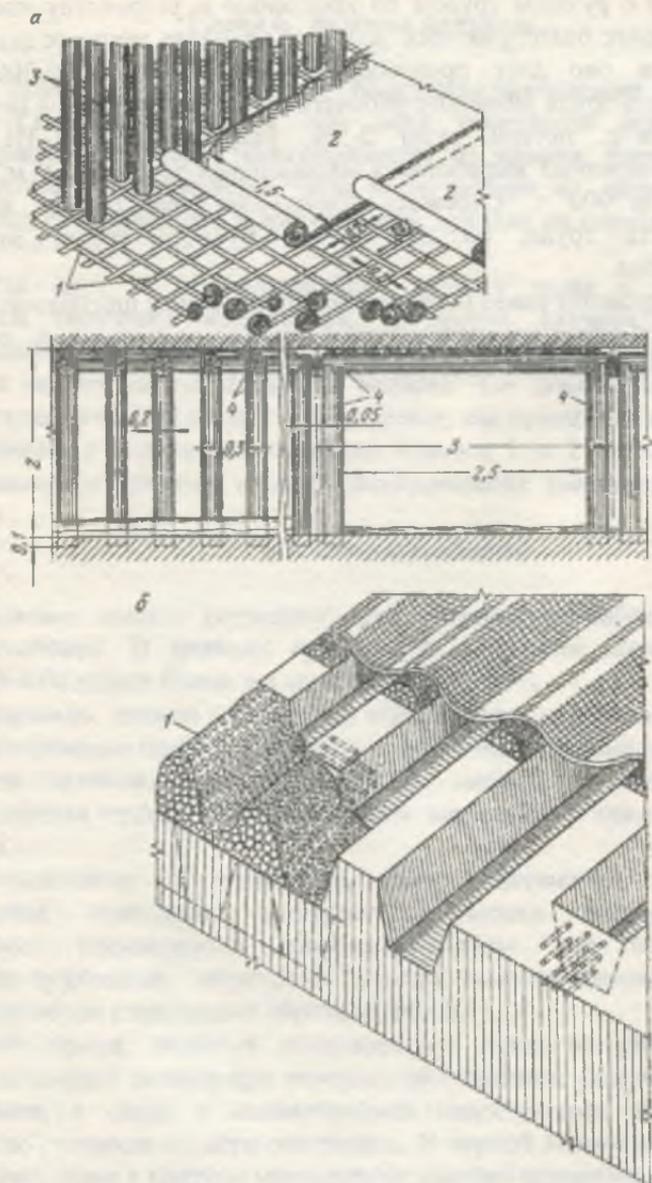


Рис. 5.27. Слоевое обрушение, вариант с гибким перекрытием и траншейной выемкой:

a – крепление монтажного слоя и гибкое перекрытие (*1* – полосовое железо; *2* – проволочная сетка; *3* – стойки рам; *4* – рамы);
б – выемка слоя (взорванная руда).

преимущественно с ручным трудом по креплению и устройству настилов. В этом виде в наиболее благоприятных для него условиях мощных залежей руд средней крепости оно дает производительность блока 1500-3000 т/мес, производительность труда забойного рабочего 8-15 т/смену, расход крепежного леса 0,03-0,05 м³/т, потери руды 2-5%, разубоживание 1-3%. Расход подготовительно-нарезных выработок в маломощных залежах 5-9 м/1000 т, в мощных - 2-4 м/1000 т. Слоевому обрушению свойственны невысокая производительность труда, большой объем ручного труда. Затруднено проветривание забоя.

Слоевое обрушение ранее было распространено, но с шестидесятых годов его применяют все реже; при неустойчивой руде заменяют его, в основном, нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой.

Глава 6. Выемка целиков

Как правило, месторождения полезных ископаемых разрабатывают ступенчато. Т.е. изначально, та или иная технология очистной выемки предусматривает разделение месторождения на панели, блоки, очередность выемки которых определяется чаще всего исходя из потребности и цен, сложившихся по отношению к добываемому металлу на определенный период времени.

Иногда идут на избирательную выемку руды с более высоким содержанием полезного компонента. В других случаях, во избежание обрушения руды, перед обрушением руд и вмещающих пород стремятся иметь как можно больше камерных запасов. Т.е. объемы выемки руды из блока на первой и второй стадии не совпадают, как правило, и мы отмечали это ранее, различие в параметрах очистных единиц 1 и 2 стадии приводит к существенному ухудшению технико-экономических показателей по системе разработки

6.1. Общие сведения

Временные целики оставляют при системах разработки камерной и шурфово-столбовой. В целиках при малой и средней мощности залежей остается 15-40% запаса блока, а в мощных - до 40-65%.

Как правило, целики необходимо отрабатывать сразу вслед за камерами, так как накопление целиков влечет за собой деконцентрацию горных работ и деформацию целиков, что затрудняет их выемку, а также образование большого объема пустот, что увеличивает вероятность внезапных массовых обрушений.

По сравнению с отработкой камер системами с естественным поддержанием очистного пространства выемка целиков отличается худшими показателями извлечения руды или более высокими материально-трудовыми затратами. Методы выемки целиков могут быть классифицированы следующим образом (табл.6.1).

Долгое время, включая послевоенные годы, на рудниках цветных металлов вынимали целики при камерах, заполненных сыпучей закладкой. В дальнейшем, в связи с выявившимися недостатками этого метода, на большинстве рудников от него отказались. В черной металлургии и начиная с пятидесятых годов в цветной металлургии широко применяют методы выемки целиков с обрушением руды и вмещающих пород. С конца шестидесятых годов на рудниках цветной металлургии снова получает распространение выемка целиков с искусственным поддержанием очистного пространства, но теперь не при камерах, заполненных твердеющей закладкой. Этот же метод выемки целиков появляется в 70-х годах и на отдельных железных рудниках. В пятидесятых годах на руднике Тырнаузского вольфрамо-молибденового комбината начали вынимать камеры в расчете на заполнение их сыпучей

закладкой, возможно - с инъекционным упрочнением твердеющим раствором. На фосфатных рудниках вынимают целики с обрушением руды и вмещающих пород

Таблица 6.1

Классификация методов выемки целиков

Классы (признак – способ поддержания очистного пространства)	Методы выемки (признак – состояние камер к началу выемки целиков)
1. Выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород (с массовым обрушением)	1. Выемка целиков при открытых камерах 2. Выемка целиков при замагазинированных камерах 3. Выемка целиков при обрушенных камерах
2. Выемка целиков с искусственным поддержанием очистного пространства	1. Выемка целиков при камерах, заполненных сыпучей закладкой

6.2. Выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород

С обрушением руды и вмещающих пород вынимают целики при открытых, замагазинированных и обрушенных камерах. Эти методы по условиям применения имеют те же ограничения, что и системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород: допустимость обрушения дневной поверхности, пожаробезопасность, неслеживаемость и умеренная ценность руд.

Выемка целиков при открытых камерах - это выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород, которая осуществляется после камерной системы разработки и заключается в том, что в открытые камеры обрушают одним взрывом, обычно с помощью скважин, один или несколько соседних междукамерных целиков вместе с поддерживаемым ими междуэтажным целиком (либо только междукамерные целики, если нет междуэтажного, или только междуэтажный целик, если нет междукамерного). После этого выпускают руду под налегающими обрушенными породами.

Этот метод также называют обрушением целиков при открытых камерах.

Целики вынимают этажным обрушением с отбойкой скважинами (рис.6.1). Система разработки блока в целом приближается к этажному принудительному обрушению с вертикальными компенсационными камерами. Разница лишь в том, что подчиняют конструкцию очистного блока преимущественно задаче отработки камер, поэтому принимают максимальные размеры камер и минимальные размеры целиков по условию устойчивости. (Тогда как при этажном принудительном обрушении вынимают камерами)

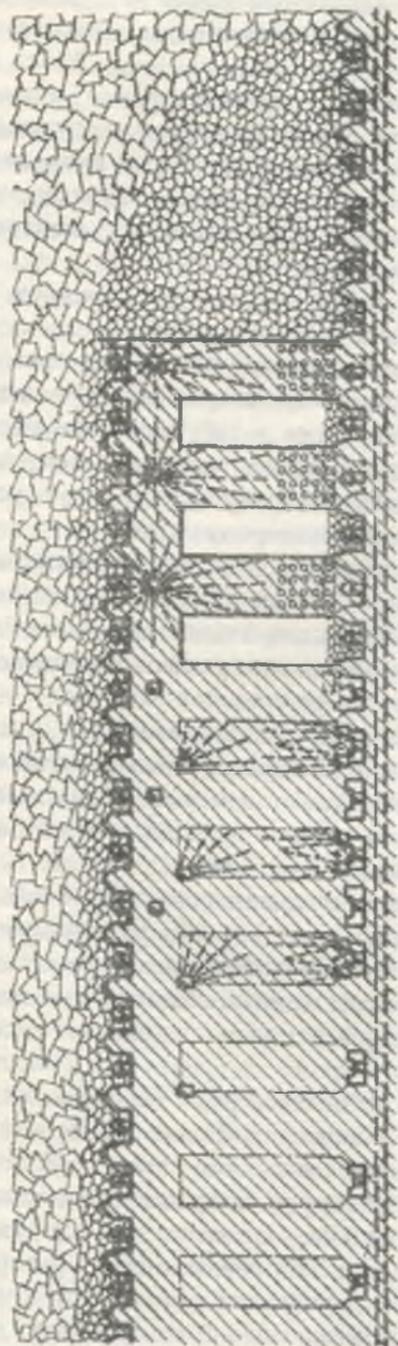


Рис. 6.1. Камерная система разработки, вариант с обрушением целиков при открытых камерах (схема развития работ, разрез по простиранию).

минимально необходимый компенсационный объем и строят конструкцию очистного блока таким образом, чтобы стадия массового обрушения была наиболее эффективной.)

Скважинную отбойку в целиках применяют как этажную, так и подэтажную. При этажной отбойке скважины имеют увеличенный диаметр, основные ее достоинства в данном случае: не требуется проходить в целиках подэтажные орты, что позволяет уменьшить ширину целиков, повышает их устойчивость; улучшается дробление руды взрывом; уменьшается число скважин, что повышает надежность взрыва.

Основание вышележащего блока обычно разбуривают скважинами уменьшенного диаметра из бывших добычных выработок.

Минная отбойка в целиках как основной способ встречается редко. При минной отбойке заряды размещают в карманах с последующей забутовкой. Применять минную отбойку без карманов и забутовки нецелесообразно, так как, если ограничиться на подэтаже одним минным ортом, заряды могут сработать лишь в какую-либо одну сторону, а при двух минных ортах потребовалось бы значительно увеличить ширину целика.

Образование выпускных выработок под целиками осуществляется таким же образом, как и под обрушаемой частью блока. При системе этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами, скважины или ципуры для образования выпускных воронок взрывают мгновенно, а скважины в целиках - с коротким замедлением по комплектам.

Все работы в подлежащих обрушению целиках - подготовительно-нарезные и бурение скважин из расположенных в целиках выработок, - должны быть произведены до окончания выемки камеры (ЕПБ), после окончания выемки камер можно производить только бурение скважин из выработок, расположенных вне целика, и зарядание скважин.

Обрушенная из целиков руда заполняет лишь часть блока по высоте, и навал руды может иметь различную толщину над различными выпускными отверстиями. В крутых залежах обрушенные породы, заполняющие вышележащий этаж, в момент посадки междуэтажного целика падают вместе с рудой, частично перемешиваясь с ней, и глубоко проникают в блок у висячего бока.

Расположение обрушенной из целиков руды исследовалось (в МГИ под руководством В.Р.Именигова) моделированием действия взрыва в эквивалентных материалах. Установлено, что при недостаточно крутом падении значительная часть (40-50%) руды задерживается на лежащем боку на высоте приблизительно $\frac{2}{3}$ высоты блока. В связи с тем, что руда при падении засоряется налегающими породами и неравномерно распределяется по простиранию залежи, возникают дополнительные потери и разубоживание руды, суммарно равные 10-15 % запаса целика. К этому следует добавить около 10% за счет того, что в обрушаемом междуэтажном целике имеются выпускные выработки, которые уже заполнены пустой породой при отработке

вышележащего этажа. В итоге потери и разубоживание обрушенной из целиков руды при угле падения залежи $60-70^\circ$ составляет в средних условиях суммарно $50-70\%$ (или $30-40\%$ по отношению к запасу блока).

Остановимся на порядке обрушения целиков. В первую очередь взрывают барьеры в целиках, расположенных между открытыми камерами.

В отношении оставшихся целиков - междуэтажного и крайнего (контактирующего с обрушением) междукамерного - следует исходить из того, что руда расположится благоприятнее для выпуска, если сначала обрушить междукамерный целик. Междуэтажный целик взрывают в первую очередь лишь тогда, когда запас его намного больше. При выпуске руды обрушенные пустые породы могут проникнуть в блок со стороны соседнего отработанного блока. Одной из защитных мер является отставание в выпуске через крайние отверстия для создания защитного барьера из отбитой руды. Но если обрушенные породы более текучи, чем отбитая руда, то они проникают через нее. В таких случаях защитный барьер можно создавать из массива руды за счет неполного обрушения по высоте крайнего вертикального целика. Оставшуюся нижнюю часть целика взрывают по окончании выпуска основной массы руды.

При недостаточно крутом падении залежи необходимо устраивать промежуточные горизонты выпуска или подрабатывать треугольник пород выжачего бока для придания ему более крутого наклона.

Имеет значение число обрушаемых за один прием соседних целиков. При увеличении его уменьшается число боковых контактов руды с обрушенными породами, но удлиняется срок стояния целиков, они растрескиваются и в результате увеличивается выход крупных кусков; возрастают "омертвленные" временно средства, затраченные на подготовку целиков; увеличивается сейсмическое действие взрыва.

С учетом сказанного обрушать за один прием до четырех-пяти целиков имеет смысл при следующих условиях: большая текучесть обрушенных пород, что усиливает влияние бокового стояния; отсутствие жестких ограничений величины взрыва по условиям сеймики.

При менее устойчивой руде и уплотняющихся обрушенных породах лучше обрушать за один прием один-два целика. Условия применения обрушения целиков при открытых камерах примерно те же, что и для систем этажного принудительного обрушения. Что касается разграничения областей применения камерной системы с этажным обрушением целиков, с одной стороны, и системы этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами - с другой, то выбор между ними сводится, по существу, к выбору относительного объема камер, точнее к выбору между максимально возможной и минимально необходимой его величинами. Поскольку методы отбойки и доставки руды в камерах и целиках в основном одинаковы, то относительный объем камер в технически возможных пределах следует выбирать с точки зрения потерь, которые происходят главным образом при выпуске из целиков. Камерами обеспечивается надежная выемка

руды с минимальными потерями и разубоживанием руды, что имеет решающее значение при неблагоприятных условиях для выпуска руды под обрушенными породами. В то же время при больших камерах обрушенная из целиков руда уже в момент обрушения засоряется налегающими породами и неравномерно распределяется по площади блока, что снижает извлечение ее при выпуске. При бедной руде даже небольшое ее разубоживание делает невыгодным ее выпуск, поэтому извлечение руды, выпускаемой под обрушенными породами, очень низкое. С этих позиций и следует подходить к сравнительной оценке рассматриваемых систем в различных условиях.

В очень мощных залежах камерный запас не превышает 30-40% объема блока, поэтому различие между камерной системой с этажным обрушением целиков и системой этажного принудительного обрушения становится незначительным. При средней мощности залежей и устойчивых породах камерный запас может быть увеличен до 70-80% и более в обособленных залежах. Эту возможность следует реализовать, т.е. извлечь камерной системой основную часть блока с минимальными потерями и разубоживанием. В остальных случаях в пользу увеличения камер говорит наличие неблагоприятных условий для выпуска руды под налегающими обрушенными породами - таких, как слеживаемость руд, текучие налегающие породы, недостаточно крутое падение залежи и т.п. - и бедная руда.

Выемка целиков при замагазинированных камерах - это выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород, которая осуществляется при камерной системе разработки после заполнения камер отбитой рудой и отличается тем, что руду, замагазинированную в камерах и обрушенную из целиков, выпускают одновременно под обрушенными налегающими породами. Этот метод выемки целиков называют также обрушением целиков при замагазинированных камерах. Применяется он редко, в основном при неустойчивых боковых породах, что не позволяет оставлять камеры открытыми во избежание обрушения боков.

Выемка целиков при обрушенных камерах. Так называется выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород, которая осуществляется после камерной системы разработки и заключается в том, что сперва в открытые камеры обрушают взрывом руду из потолочин, затем по мере выпуска этой руды происходит заполнение камер обрушенными вмещающими породами, а после этого вынимают междукамерные целики поэтажным обрушением или реже этажным обрушением, т.е. взрывают их на полную высоту скважинами в зажиме и выпускают руду под налегающими обрушенными породами (рис. 6.2).

Потолочину обрушают скважинами или сосредоточенными зарядами, обычно вместе с основанием вышележащего блока. Для верхнего комплекта скважин уменьшают л.н.с. приблизительно в 1,5 раза, так как на междуэтажный целик налегают обрушенные породы, в которые переходит (и бесполезно теряется) часть энергии взрывной волны.

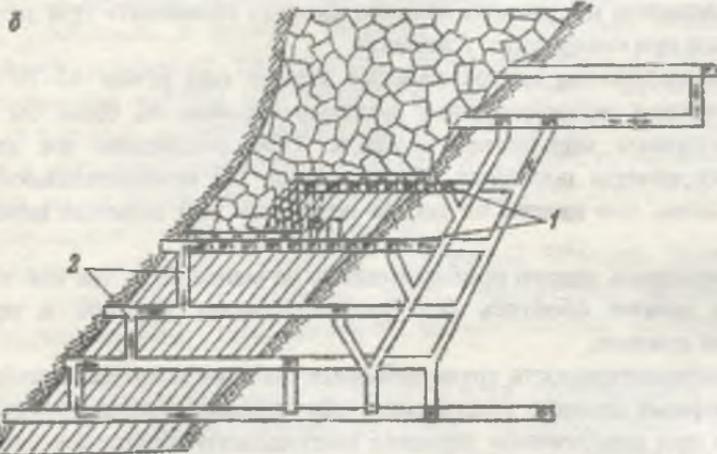
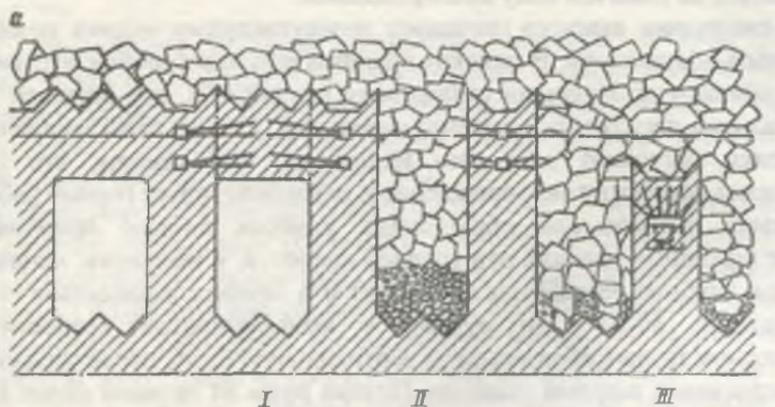


Рис. 6.2. Выемка целиков при обрушенных камерах :
а-порядок разработки (*I*- потолочина разбурена ; *II*- выпуск руды
 потолочины ; *III*-подэтажное обрушение междукамерного целика) ;
б- вариант подэтажного обрушения междукамерного целика
 (1- полевые скреперные штреки ; 2-вентиляционные сбойки).

Взорванную руду выпускают под обрушенными породами через выработки камер. Более половины этой руды теряется, так как при обрушении она частично смешивается с падающей вместе с ней породой, а при выпуске задерживается на лежащем боку месторождения.

По окончании выпуска погашают междукамерные целики поэтажным или этажным обрушением. В целиках обычной ширины (приблизительно до 15 м) руду отбивают штанговыми скважинами (см. рис. 6.2), при большей ширине бурят скважины погружными пневмоударниками. Потери руды составляют 30-40%, целики погашают в 2 раза медленнее, чем камеры, что снижает интенсивность отработки месторождения и деконцентрирует горные работы.

Выемка целиков при обрушенных камерах широко применялась в Кривбассе в мощных залежах руд средней крепости, в частности, на шахте им. Ленина при глубине разработки около 900 м в залежах мощностью 15-30 м с углом падения $50-70^{\circ}$ и рудами с коэффициентом крепости 7. В междукамерном целике образовывали вертикальную щель, после чего взрывали его вертикальными всерами скважин. Потери руды из целиков около 35% (по блоку 18,5%), засорение руды 8-15%.

Подэтажное обрушение целиков следует применять при слеживаемости руд, а также при следующих условиях:

1) недостаточно крутое падение залежи под углом $45-70^{\circ}$. При более крутом падении дополнительные полевые воронки не были бы нужны и в случае этажного обрушения целиков. При наклонном же падении для заполнения камеры породами потребовалось бы принудительное обрушение висячего бока, что далеко не всегда возможно при наличии междукамерных целиков;

2) мощность залежи приблизительно не менее 20 м, так как при меньшей мощности можно обойтись без дополнительных воронок и при этажном обрушении целиков.

Производительность труда забойных рабочих и интенсивность отработки междукамерных целиков поэтажным обрушением приблизительно в 1,5 раза ниже, чем при аналогичном варианте поэтажного обрушения блоков. Потери руды из потолочин составляют 50-70%, из междукамерных целиков — около 30%. Экономическое сравнение с обрушением целиков при открытых камерах можно производить по величине максимальной прибыли.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка выемки целиков с обрушением руды и вмещающих пород. Показатели производительности труда и производительности блока при обрушении целиков в большинстве случаев такие же, как при соответствующих системах разработки блока: камерной, этажного принудительного обрушения или поэтажного обрушения. Ухудшаются эти показатели при обрушении целиков крупными кусками, а также при высоких потерях руды, снижающих выход рудной массы. Потери и разубоживание руды из целиков составляют в сумме 50-90%, а по отношению к запасу блока - 30-50%.

Глава 7. Выбор систем разработки и методика их экономического сравнения

7.1. Выбор параметров системы разработки

Под параметрами системы разработки имеются в виду размеры мощного блока и его элементов: высота блока (этажа); высота подэтажа, т. е. ширина и длина блока; ширина камер и целиков; толщина потолочины и оования блока; ширина рудовыпускных выработок и, соответственно, стояние между ортами для доставки руды.

Многие параметры являются кратными числами по отношению к другим. В таких случаях необходимо соблюдать рациональную соподчиненность в выборе взаимосвязанных параметров, причем в одних случаях выбираются в первую очередь более крупные параметры, как, например, высота этажа; после этого определяются параметры составляющих частей — высота подэтажа (камера) с учетом того, чтобы в этаже размещалось целое число подэтажей. В других случаях в первую очередь выбирают размеры составных частей, например камер и целиков, так как они в большей мере диктуются горно-техническими условиями, в первую очередь, устойчивостью обнажения и целиков, а также условиями размещения рудовыпускных и доставочных выработок по ширине камеры или целика. И лишь после этого выбирают размер блока, в который должно входить целое число камер и целиков. Далее здесь имеется в виду соподчиненность выбора, т. е. параметр, выбираемый во вторую очередь, округляется с таким расчетом, чтобы укладывался без остатка в приоритетный параметр или был кратным ему.

При выборе параметров системы разработки нередко доминируют технико-экономические соображения, а именно, часть параметров целесообразно принимать максимальными, или, наоборот, минимальными по техническим факторам.

Так, при поддержании кровли пологой залежи постоянными целиками (панельно-столбовая система разработки) чаще целесообразно оставлять целики минимальной ширины через максимальные интервалы по условию прочности кровли и целиков. Этим будут обеспечены и наименьшие потери руды, и наиболее благоприятные условия для выемки камер в связи с возможно более широким фронтом работ в забое.

При камерной выемке следует стремиться к максимальным размерам камер и по ширине, и по высоте. Этим также будут обеспечены наименьшие потери руды, если целики вынимают с повышенными потерями руды, как, например, при совместном обрушении руды и вмещающих пород; могут быть обеспечены и наименьшие затраты по выемке запаса блока (камеры и целики), если извлекают целики дорогостоящими методами, например, для выемки целиков предварительно закладывают камеры.

После выбора ширины камеры выбирают ширину рудовыпускных

выработок, чтобы по ширине камеры их размещалось целое число, обычно две. Хотя нередко здесь вступает в силу и обратная связь. Так, по условию размещения оборудования для выпуска руды, например, вибропитателей определенного типоразмера, ширина выпускных выработок часто не может быть меньше 10 м, а увеличивать ее сверх этой величины невыгодно из-за повышенных потерь руды в гребнях между выпускными выработками. В этом случае остается выбирать ширину камер между значениями 10, 20, 30 и 40 м, т.е. принимать ближайший меньший размер против максимально допустимого по условию устойчивости рудного массива и вмещающих пород. Следует заметить, что ширина выпускных выработок при данных средствах механизации определит и толщину основания блока, и расстояние между ортами горизонта доставки (при разработке вкрест простирания).

Толщину потолочины (горизонтального целика, отделяющего камеру от вышележащего этажного горизонта) целесообразно принимать минимально допустимой по условию ее устойчивости, так как при извлечении потолочины обычны большие потери руды.

Высоту слоя (при выемке горизонтальными слоями) целесообразно принимать максимальной по условиям устойчивости обнаженных боковых пород и возможности эффективного контроля за состоянием кровли и приведения ее в безопасное состояние.

Ширина выпускных выработок обычно наиболее выгодна минимальная по условию размещения оборудования для выпуска и доставки руды, о чем сказано выше.

В этих и подобных случаях экономические расчеты были бы излишними, однако, по многим параметрам выбор их определяется экономическими соображениями: наивыгоднейшим является экстремальное значение, определение которого и входит в задачу оптимизации.

Важнейший из параметров - высота блока. Высоту блока, а, следовательно, и высоту этажа при крутом падении залежи устанавливают с точки зрения данной системы разработки тогда, когда эта система доминирует в рассматриваемом этаже. Увеличение высоты этажа сокращает число этажных горизонтов и околоствольных выработок, а также проводимых в основаниях блоков выработок для выпуска и доставки руды, например при этажном принудительном обрушении. Кроме того, возрастает количество руды, приходящееся на один пункт выпуска, один пункт погрузки составов и т.п., что позволяет использовать более мощное оборудование.

С другой стороны, с увеличением высоты этажа, во-первых, повышаются расходы на поддержание выработок откаточных, рудовыпускных, восстающих и т.п. в связи с увеличением срока их службы и длины восстающих. Этот недостаток особенно ощутим при неустойчивых породах и большом горном давлении. За известным пределом он становится решающим даже при крепких рудах, если применяется этажный донный выпуск частые взрывания для ликвидации заторов приводят к преждевременному разрушению

довыпускных выработок.

Во-вторых, увеличиваются также затраты времени на перемещение бочков в блоке, возрастают расходы на доставку материалов и оборудования в бой.

В-третьих, в случае неправильного (непостоянство мощности и угла падения) залегания рудных тел, особенно тел маломощных, разведочные данные, получаемые при проходке этажных выработок, становятся менее надежными.

В-четвертых, если выпускают руду под налегающими обрушенными породами, то при углах падения залежи меньше 75° часть отбитой руды остается в потерях на лежащем боку, и эта часть тем больше, чем больше высота этажа. Для уменьшения этих работ проводят дополнительные работы, например, проходят выпускные выработки в лежащем боку на промежуточных уровнях, что повышает материально-трудовые затраты и не вполне устраняют повышенные потери руды.

Горно-технические условия, при которых указанные недостатки менее заметны, можно считать благоприятными для большой высоты этажа. Это - очень крутое падение залежи, при котором меньше запас руды в этаже и значительно меньше срок поддержания выработок, а, кроме того, снижаются потери отбитой руды на лежащем боку; устойчивые породы и относительно большое горное давление; правильное залегание рудных тел; средняя плотность рудных тел или большая мощность, если это не вызывает повышенного горного давления, при этажном выпуске руды - хорошее ее обложение при отбойке.

Отметим, что высота этажа кратна и высоте подэтажа (слоя). Что же здесь выбирается в первую очередь, а какой параметр является подчиненным и выбирается применительно к найденному оптимальному значению главного параметра? Учтем, что этаж служит многие годы, а подэтажи могут быть различными в различных выемочных блоках. Поэтому очевидно, что по степени важности и долговременности в первую очередь необходимо выбрать высоту этажа, а затем подэтажа; последняя будет кратной величиной. Так при высоте этажа 80 м высота подэтажа может составлять 13,3 м, 16 м, 20 м, 26,6 м. Первичного же параметра величина может при его расчете изменяться непрерывно.

Помимо высоты этажа это же, как уже говорилось, относится, например, к расстоянию между ортами для погрузки и доставки руды; тогда "вторичной", кратной величиной будет размер блока по простиранию залежи, кратный избранному расстоянию между ортами. Например, при расстоянии между ортами (по осям) 20 м, блок может иметь размер 40, 60 и 80 м.

Неблагоприятны для большой высоты менее крутое падение, малая плотность и неправильное залегание рудных тел, неустойчивые руда и вмещающие породы, большое горное давление, крупная кусковатость отбитой руды в случае этажного выпуска.

Высота этажа, за отдельными исключениями, изменяется от 40-50 до 80-150 м, в зависимости от того, насколько благоприятны или, наоборот, неблагоприятны условия и имеется тенденция к увеличению высоты этажа. В последующих главах даются методики оптимизации высоты блока с учетом того, какие из перечисленных факторов существенны при данной системе разработки, и оптимизации других параметров, специфичных для данной системы.

Общими в указанных случаях прослеживаются следующие зависимости: увеличение параметра сокращает подготовительно-нарезные работы, но увеличивает затраты на поддержание выработок, а иногда и на доставку материалов и оборудования.

Соображения по численной оценке влияющих факторов изложены выше.

Если не поддающиеся численной оценке факторы в каком-либо случае играют решающую роль, то следует выбирать величину параметра на основании инженерного опыта и практических данных.

Дадим еще одно пояснение к численным оценкам. Если величина изменяется дискретно, то определение оптимального ее значения возможно по методу вариантов, т.е. экономическим сравнением вариантов с различным значением оптимизируемого параметра.

При возможности непрерывного изменения должна быть найдена зависимость критерия эффективности от оптимизируемого параметра. Если не удастся выразить искомую зависимость в аналитической форме, то можно первоначально воспользоваться методом вариантов: принять 4 (минимальное число точек, по которым можно строить кривую) варианта значения параметра, а затем соединить на графике полученные точки плавной кривой (это называется графо-аналитическим методом). По этой кривой может быть найдено оптимальное значение параметра, соответствующее минимальному или максимальному значению критерия эффективности в зависимости от его содержания (например, затраты или прибыли).

7.2. Порядок выбора системы разработки и влияющие факторы

При выборе системы разработки первоначально отбирают все системы, технически приемлемые в рассматриваемых условиях. Затем из этих систем по логическим соображениям отбирают конкурентоспособные, т.е. те системы, которые по сравнению с другими заведомо лучше по каким-то показателям и не проигрывают ни по одному из других показателей. В итоге остаются (обычно две-три) конкурентоспособные системы, сравнение которых требует численных оценок. Наиболее выгодную из них определяют путем экономического сравнения между собой. При окончательном выборе учитываются дополнительные соображения, которые не могли получить численную оценку, такие как (сравнительно) более высокая безопасность, надежность, комфортность, концентрация горных работ, соответствие требованиям

нического прогресса, возможности получения необходимого оборудования
п.

На многих рудниках задача экономических расчетов сводится к ограничению областей применения дешевой и дорогой систем разработки в зависимости от содержания полезного компонента, изменяющегося на данном месторождении в широких пределах.

Заметим, что процедура выбора упрощается по мере накопления опыта, осуществляющим выбор. Опытный инженер нередко может сразу выбрать конкурентоспособные системы, а иногда сразу определить наиболее годную систему.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки, условно делят на постоянные (учитываемые в любых случаях) и переменные, которые движутся как ограничения в частных случаях, преимущественно благоприятных.

Постоянные факторы - устойчивость руды и вмещающих пород, влажность и угол падения рудного тела.

Переменные факторы: возгораемость руд, слеживаемость руд, необходимость сохранения земной поверхности; наличие над месторождением водоненных песков и глин; наличие в рудном теле включений пустых пород и забалансовых руд; характер контактов залежи (в отношении их четкости и навальности); большая глубина разработки; отсутствие дешевых материалов для монолитной закладки, исключающее целесообразность применения систем закладкой в ряде случаев; обособленное залегание небольших рудных тел. Иногда же можно отнести и ценность руды, учитываемую в экономическом сравнении систем.

Для действующего предприятия имеются дополнительные соображения в пользу системы разработки, включающую наиболее освоенную рудником прогрессивную технологию и механизацию работ. Да и для нового предприятия переменными горнотехническими условиями существенным дополнительным фактором в пользу той или иной системы может оказаться однотипность технологии.

7.3. Определение систем разработки, приемлемых по постоянным факторам

Влияние устойчивости руды и вмещающих пород. Устойчивость пород имеет множество градаций, выделим в крупном плане лишь следующие.

1. Устойчивая руда и устойчивые вмещающие породы. При этом технически приемлемы все системы разработки, кроме этажного обрушения и столбовой системы с обрушением (при системах с обрушением руды и вмещающих пород и с обрушением только вмещающих пород должна искусственно создаваться предохранительная породная подушка).

2. Устойчивая руда и неустойчивые вмещающие породы. Системы с естественным поддержанием очистного пространства применимы лишь в мощных и средней мощности залежах: при условии оставления предохранительной рудной корки около слабых боковых пород.

Независимо от мощности залежи при средней устойчивости вмещающих пород применима система с отбойкой из магазинов или камерная система в вариантах с магазинированием руды. Все остальные системы, кроме этажного самообрушения, применимы без ограничений.

3. Неустойчивая руда (вмещающие породы - любой устойчивости). Применимы системы с обрушением руды и вмещающих пород в вариантах, предназначенных для неустойчивых руд; системы с креплением и последующим обрушением вмещающих пород; нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой; системы с креплением (вместе с закладкой в мощных залежах).

Влияние мощности и угла падения залежей. Мощность залежи при крутом падении ограничивает - ширину очистного пространства, а при пологом - высоту бока. Поэтому рассмотрим влияние мощности залежи отдельно при крутом и отдельно при пологом падении.

При крутом падении технически приемлемы:

- камерная система - как правило, только при средней и большой мощности в связи с применением взрывных скважин; с отбойкой из магазинов - в принципе при любой мощности залежи, однако практически только при малой (но выемочная мощность должна быть не менее 1-1,3 м во избежание заклинивания руды);
- с простой распорной крепью - при малой мощности;
- системы этажного обрушения - в мощных залежах;
- подэтажное обрушение - при мощности не менее 2-3 м (во избежание чрезмерного разубоживания руды вмещающими боковыми породами; если же последние устойчивы, то при меньшей мощности выгоднее применить какую-либо из систем с естественным поддержанием очистного пространства);
- системы разработки горизонтальными и наклонными слоями с закладкой - при любой мощности;
- система разработки тонких жил с отдельной выемкой - при мощности не более 0,3-0,4 м (по экономическим соображениям);
- нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой - при любой мощности;
- системы с креплением - при любой мощности (при большой и средней мощности крепление применяют вместе с закладкой);
- слоевое обрушение - при мощности не менее 1,5-2 м (во избежание заклинивания мата между стенками выработанного пространства).

При пологом и наклонном падении технически приемлемы:

- панельно-столбовая и камерно-столбовая системы - в основном при средней и малой мощности, причем в последнем случае, целики могут быть

искусственными (в мощных залежах резко возрастают потери руды в постоянных целиках и снижается безопасность работ под обнаженной кровлей);

- системы разработки с этажным выпуском руды - камерная, с отбойкой из магазинов, этажного обрушения - в мощных залежах (так как при меньшей мощности слишком велик относительный объем полевой подготовки для выпуска и доставки руды),

- системы с делением блоков на горизонтальные (или слабонаклонные) слои: горизонтальные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение - при большой и средней мощности (так как в ином случае залежь может быть отработана по мощности одним слоем);

- все системы с однослойной выемкой - с закладкой, с усиленной распорной крепью, столбовая с обрушением - в маломощных залежах.

7.4 Ограничения в выборе системы разработки по переменным факторам. Возгораемость руд

Наиболее интенсивно разогревается отбитая руда в связи с большой поверхностью окисления.

В классе систем с естественным поддержанием очистного пространства может ограничиваться применение системы с отбойкой из магазинов и вариантов других систем разработки, предусматривающих магазинирование руды, но только при особенно высокой возгораемости руды, так как отбитая руда находится в очистном пространстве ограниченный срок.

Системы с обрушением руды и вмещающих пород, как правило, неприменимы. Отдельные исключения (кроме этажного самообрушения) возможны при малой возгораемости руды и при условии обязательного профилактического заливания обрушенного пространства.

В классе систем с искусственным поддержанием очистного пространства слоевое обрушение, как правило, неприменно, за исключением отдельных случаев при малой возгораемости руды и профилактическом заливании.

Системы с закладкой и с креплением применимы при условии полной и плотной закладки инертным материалом.

Наиболее надежную гарантию от пожаров дает применение твердеющей закладки, с которой сочетаются системы разработки камерная и камерно-столбовая в вариантах с последующей закладкой, горизонтальные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой. (Системы же с обрушением руды и вмещающих пород, а также слоевое обрушение в отечественной практике применяли при возгорающихся рудах в те годы, когда еще не получила массового применения твердеющая закладка).

Слеживаемость руд ограничивает или исключает применение систем разработки, при которых в очистном пространстве скапливаются большие количества (в объеме подэтажа и больше) отбитой руды, выпуск которой

занимает несколько недель. Нельзя применять магазинирование руды, этажное обрушение, а также выемку целиков массовым обрушением. При подэтажном обрушении ограничиваются высота подэтажа и размер обрушаемой секции.

Необходимость сохранения земной поверхности и вообще поддержания налегающих пород исключает системы разработки (и методы выемки целиков), предусматривающие обрушение вмещающих пород. При остальных системах разработки применяют постоянные целики увеличенных размеров или производят полную и плотную закладку выработанного пространства. В мощных залежах закладка должна быть твердеющей.

В отдельных случаях при необходимости сохранения земной поверхности допускается обрушение вмещающих пород. Это относится к большой глубине разработки при малой мощности залежей, особенно в случаях пологого и наклонного падения. Поверхность остается ненарушенной, если отношение глубины залегания H к мощности залежи M превышает известный предел в средних условиях при пологом залегании $H : M \geq 200$.

Особо стоит вопрос о сохранении водонепроницаемости и, следовательно, сплошности пород, отделяющих залежи от водоносного горизонта, что требуется, например, при разработке калийных месторождений. В этом случае предел $H : M$ может быть меньше. Например, на руднике ПО Беларуськалий $H : M > 40$ (H - высота водоупорной толщи из каменной соли).

Большая глубина разработки. Наибольшая глубина очистных работ на рудниках СНГ составляет около 1 км (рудник "Октябрьский" Норильского ГМК, рудники им. Ленина и им. К.Либкнехта производственного объединения "Кривбассруда", рудники СУБР и Дарасунского РУ - до 800-850 м) и интенсивно возрастает.

В мировой практике имеются примеры ведения работ на более значительных глубинах: в Чехословакии - 1,6 км, в Канаде - 2-2,6 км, в США - 2,5 км, в Индии - 3,5 км, в Южной Африке - 3,8 км.

Ограничения в выборе системы разработки связаны с горным давлением на больших глубинах. Особая опасность больших глубин - горные удары. Удароопасность в средних условиях возникает при глубине работ более 600 м. Месторождения с удароопасными породами могут быть подразделены на следующие группы:

- 1) залежи небольших размеров, при которых опорное давление передается окружающему массиву за их пределами;
- 2) залежи значительных размеров на глубинах от 0,6-0,8 до 1-1,5 км;
- 3) залежи значительных размеров на глубинах более 1-1,5 км.

В первой группе даже на больших глубинах возможны в основном такие же системы разработки, как и на меньших глубинах (но при уменьшении камер, увеличении целиков и т.п., если это требуется в связи с большим горным давлением). Так на Криворожском руднике им. Ленина, разрабатываемом на глубине до 1000 м крутые обособленные залежи руд средней мощности с коэффициентом крепости 7 и крепкими вмещающими породами вынимают

камерной системой около половины запаса в этаже высотой 80 м.

Для второй группы, к которым относятся месторождения значительных размеров на глубинах от 0,6-0,8 до 1-1,5 км, главное требование - это сплошная выемка без оставления пустот и целиков, без образования таких участков массива, в которых может концентрироваться опорное давление. Соответственно исключается или жестко ограничивается применение всех систем разработки, при которых образуются камеры и целики.

В этой группе наибольшую сложность представляет разработка месторождений мощных и средней мощности. В соответствии с условием безцеликовой выемки здесь исключаются все системы с естественным поддержанием очистного пространства. Системы с обрушением руды и вмещающих пород приемлемы лишь при крутом падении, дающем возможность перепуска обрушенных пород из верхних этажей. При пологом, наклонном и недостаточно крутом падении обрушение вмещающих пород раннего отставало бы от очистной выемки, а это создавало бы высокие концентрации опорного давления. В качестве искусственного поддержания очистного пространства наиболее приемлема твердеющая закладка, снижающая концентрацию напряжений в окружающем массиве пород. Система горизонтальных слоев с закладкой применима при достаточно устойчивой руде.

Для третьей группы месторождений (значительных размеров на глубинах более 1-1,5 км) ограничения еще более жесткие. Системы с естественным поддержанием очистного пространства исключаются. По системам с обрушением руды и вмещающих пород мировая практика не дает примеров их применения в рассматриваемых условиях.

Из числа систем с искусственным поддержанием очистного пространства система разработки горизонтальными слоями с закладкой, при которой люди работают под обнаженной кровлей, как правило, неприемлема, тем более в залежах мощных и средней мощности. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой возможна в основном в вариантах с применением металлической арматуры.

Системы с креплением и последующим обрушением, как правило, неприемлемы по тем же соображениям, что и с обрушением руды и вмещающих пород.

Характер контактов рудного тела (т.е. степень их правильности и четкости) влияет тем существеннее, чем меньше мощность залежи. Неправильные контакты неблагоприятны для отбойки из магазинов и для выемки наклонными слоями с закладкой. В тонких жилах неправильные или четкие контакты исключают раздельную выемку руды и подрабатываемых вмещающих пород и, следовательно, исключают систему разработки с раздельной выемкой.

Четкие контакты менее благоприятны для систем разработки (и способов выемки целиков) с обрушением руды и вмещающих пород, так как в этом случае потери и засорение руды влекут за собой более высокие потери металла

и разубоживание руды, чем при расплывчатых контактах.

Наличие в налегающих породах пльвунов, неосушенных песков суглинков, карстов, заполненных водой или газом. При этих условиях Правилами безопасности запрещается применять системы разработки и методы выемки целиков, вызывающие обрушение вмещающих пород.

Особо остановимся на наличии пльвунов или неосушенных песков и суглинков, могущих образовать пльвун - насыщенный водой грунт, обладающий высокой подвижностью.

Пльвун очень опасен. Он просачивается в обрушенные скальные породы, над ним на какое-то время образуется пустота, в ней обрушаются вышележащие породы и надавливают на пльвун. В пльвуне давление распространяется по закону, близкому к гидростатическому, т.е. примерно одинаково во все стороны, тогда как в обрушенных скальных породах боковое давление гораздо меньше. Поэтому пльвун раздвигает себе канал в толще обрушенных пород и прорывается в горные выработки.

В практике рудников прорыв происходил через толщу отбитой руды и обрушенных пород высотой 40-60 м и более, а иногда до 250 м (Заводской рудник Зырянского комбината). Пльвун распространяется по выработкам подобно пасте, выжимаемой из тубика, на расстояние до 100-150 м по горизонтали со скоростью около 7 км/час и более. По дороге срывает крепь и арматуру со стенок выработок, загибает концы штанговой крепи, скручивает составы вагонов и т.п.

Возможности прорыва пльвуна особенно велики при обрушении руды и вмещающих пород, вызывающем резкое и неравномерное по площади опускание пород.

Пески относительно чистые (содержание илистых фракций до 10-20%) и осушенные до состояния естественной влажности (содержание воды до 17% по весу) не обладают текучестью; угол естественного откоса их не более 40-45°. Поэтому сами по себе они не представляют опасности.

Иначе обстоит дело в отношении глин, а также песков со значительной примесью глины. Осушить их полностью практически невозможно. Кроме того, поверхность слоя глин неровная или станет неровной в процессе опускания; в углублениях скопится вода и образуется пльвун. Прорыву пльвуна способствует крупная кусковатость обрушенных пород и неравномерное опускание их поверхности. Последнее вызывается, в частности, обрушением целиков в открытые камеры. А если при этом, как бывает при относительно небольших глубинах, часть вытесняемого из камер воздуха прорывается через толщу пород вверх, то это сразу же образует канал, по которому устремится пльвун.

Помимо пльвунной опасности, наличие глин в покрывающих породах может резко ухудшить извлечение руды при выпуске; глина обгоняет в своем движении скальные породы и появляется в воронках вскоре после начала выпуска руды. Так происходит в нескольких этажах до глубины 200-300 м и

более.

Наиболее жесткие ограничения относятся к крутым залежам, где глины опускаются вслед за понижением работ.

Особо следует выделить месторождения, над которыми глины и пески находятся под обводненной толщей наносов. Почти ни одно из таких месторождений в мировой практике не разрабатывали системами с обрушением руды и вмещающих пород. Не может в большинстве случаев существенно изменить условия и предварительное осушение наносов, поскольку какой-то статический напор останется, тем более при неровной кровле прослоя глин. Причем при обводненных наносах опасны не только глины, но даже и чистые пески, так как при избыточной влажности (30 % влаги по весу) они приобретают плавунные свойства. Среди мощных месторождений указанные условия имеются на железорудных месторождениях (Белозерском, КМА, Соколовском), у части полиметаллических месторождений (Зырянском) и др. Все эти месторождения разрабатываются или намечены к разработке с применением твердеющей закладки для того, чтобы предотвратить обрушение налегающих пород и разрыв сплошности водоносной толщи. При устойчивых рудах применяют камерно-столбовую или камерную систему, отработанные камеры заполняют твердеющей смесью, затем вынимают междукammerные целики как "вторичные камеры" и заполняют их твердеющей смесью полностью или в нижней части, а остальную часть тогда закладывают сыпучим материалом. Применяют и горизонтальные слои с закладкой (твердеющей). При слабых рудах применяют нисходящую слоевую выемку с твердеющей закладкой.

Имеются, однако, исключения, согласовываемые с Госгортехнадзором. На одном из рудников месторождение залегает под 100-метровой толщей наносов, пески над рудой обводнены на высоту около 30 м. Месторождение осушают и затем отрабатывают сравнительно небольшими участками размером 250 x 250 м. Осушение ведут дренажными скважинами с поверхности по контуру участка и веерами восходящих скважин по сетке 5 x 5 м из подземных выработок. Залежь под осушенной площадью отрабатывают поэтажным обрушением с торцевым выпуском руды, т.е. без образования пустот и, следовательно, без резких опусканий поверхности отбитой руды. За длительный период такой работы прорывов плывуна не было. Рассматривалась возможность испытания такой схемы на Соколовском руднике, где применение твердеющей закладки встретило особые затруднения (камеры обрушаются в связи с недостаточной устойчивостью руды и вмещающих пород, а нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой слишком дорога для сравнительно бедных железных руд).

Перейдем к системам с креплением и последующим обрушением. Отработка пологих маломощных залежей столбовой системой с обрушением вызывает сравнительно малое смещение налегающих пород и при известном соотношении между расстоянием до водоупорного горизонта и мощностью

пласта (порядка 40 : 1) применяется и под обводненными наносами, о чем сказано выше в связи с требованием сохранения дневной поверхности.

Прошел опытно-промышленные испытания на шахтах Марганецкого ГОКа способ электрохимического закрепления обводненных глинистых песков, суглинков и глин. В массив подают без давления соответствующие электролиты, катализаторы и добавки; при наложении поля постоянного электрического тока происходят необходимые изменения свойств обводненных пород: они практически перестают фильтровать воду и могут служить гидроизоляционными завесами. Расходы на применение этого способа умеренные.

Можно полагать, что в каких-то условиях электрохимическое закрепление обводненных пород позволит применить системы с обрушением руды и вмещающих пород и системы с креплением и последующим обрушением.

При наличии в рудном теле включений пустых пород и забалансовых руд оставление их в недрах не обеспечивают такие высокопроизводительные системы, как панельно-столбовая, камерная, с отбойкой из магазинов и этажного обрушения. Получаемое в результате совместной отработки безрудных включений так называемое конструктивное разубоживание руд достигает 20-30%. Целесообразно или нет применять высокопроизводительные системы разработки, можно определить экономическим сравнением с обеспечивающими разделяющую выемку более дорогими системами по условию максимальной прибыли. Помимо очевидных статей дохода и убытков необходимо учитывать, что при более трудоемких системах, во-первых, также неизбежно конструктивное разубоживание, хотя и в меньшем объеме - порядка 5-10%; во-вторых, может сократиться производительность рудника не только по руде, но и по металлу; в-третьих, снизится концентрация работ, что дополнительно уменьшит производительность труда.

Отсутствие дешевых местных материалов для твердеющей закладки влияет на выбор системы разработки в тех случаях, когда применение твердеющей закладки не является единственным технически приемлемым решением, но другие возможные системы разработки повышают потери и разубоживание руды, как, например, системы с обрушением руды и вмещающих пород, или имеют большую трудоемкость.

Одним из таких случаев является разработка мощных залежей руд рядовой ценности в условиях, когда допустимо обрушение земной поверхности. В этом и подобных случаях лишь при наличии дешевых местных материалов расходы, связанные с применением твердеющей закладки, могут окупиться за счет более полной и чистой выемки руды, снижения горного давления, улучшения вентиляционной схемы, более надежного управления качеством руды, сохранения земной поверхности, уменьшения длины квершлагов (в связи с приближением ствола к месторождению). Поэтому для правильного выбора системы разработки необходимо располагать сведениями о

заличи близости хвостов обогатительных фабрик, песка и глины (инертных материалов), а также цемента, шлаков, зол (вяжущих материалов).

Обособленное залегание и небольшие размеры рудных тел по простиранию и падению. В этом случае рудное тело обрабатывают одним блоком. При небольшом запасе блока становится невыгодным использование самоходного оборудования на слоях (подэтажах). Поэтому невыгодными оказываются и те системы разработки со слоевой и подэтажной выемкой, которые дают лучшие результаты по сравнению с конкурирующими системами лишь при использовании самоходного оборудования. Примерами могут служить нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой и подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды.

В практике известны случаи, когда разрабатывая обособленные залежи неустойчивых руд при запасе залежи более 30-50 тыс. т применяют нисходящую слоевую выемку с твердеющей закладкой в варианте с самоходным оборудованием, а при меньшем запасе - слоевое обрушение (с переносным оборудованием).

Ценность руды. Из числа приемлемых по техническим факторам систем разработки отдают предпочтение при ценной руде системам, дающим более полное извлечение руды, а при бедной руде - дешевым системам (подробнее это рассмотрено ниже в связи с экономическим сравнением систем разработки).

Тема
3.2 [24] Особенности выбора систем разработки месторождений с неустойчивыми горно-геологическими условиями

Большинство рудных месторождений имеют разнообразные горно-геологические условия, поэтому применение - какой-либо одной системы разработки во всем шахтном поле часто невозможно или нецелесообразно. В таких случаях необходимо разделить (мысленно) месторождение на более или менее однотипные по горно-геологическим условиям участки, каждый из которых может быть отработан какой-либо одной системой. Для этого сначала составляют известное представление о возможных системах разработки и границах областей их применения на рассматриваемом руднике. Критерием могут быть, например, степень устойчивости руды, угол падения или мощность залежей или все это вместе в определенных сочетаниях. Так, при малой и средней мощности пологие залежи должны быть отделены от крутых (в которых имеется возможность самотечной доставки руды по очистному пространству), а среди тех и других должны быть выделены участки с неустойчивыми и устойчивыми боковыми породами. Если часть месторождения располагается, например, под требующей сохранения земной поверхностью, то для этой части система разработки должна выбираться отдельно. Возможны и другие признаки.

Для разделения месторождения на участки с однотипными условиями можно нанести на разрезе по простиранию (или на плане для пологих залежей)

изогипсы принятых критериев.

Для каждого участка выбирают систему разработки отдельно. Взаимосвязь определяется наличием пограничных блоков. Для небольшого участка месторождения может быть принята система разработки, близкая по технологии и механизации производственных процессов к системам разработки основной части месторождения, даже если она и не является наилучшей для горно-геологических условий именно данного участка.

7.6. Методика отбора конкурентоспособных систем разработки

Для участка или всего месторождения с постоянными горно-геологическими условиями отбор конкурентоспособных систем ведется в две стадии.

Первая стадия - постепенное исключение неприемлемых систем разработки в результате последовательного рассмотрения постоянных и переменных факторов в определенном порядке. При рассмотрении каждого из факторов последующие факторы еще не принимаются во внимание (условно считаются еще неизвестными). Системы разработки, оказавшиеся неприемлемыми по какому-то фактору, исключаются из дальнейшего рассмотрения.

Вторая стадия - из числа оставшихся систем в пределах каждого класса выбираются заведомо лучшие по каким-либо показателям при постоянстве других показателей, например, более дешевые и производительные при одинаковых показателях потерь и разубоживания руды. В результате отбора обычно остаются две-три системы разработки, из которых одна более производительная, а другая дает более полное извлечение руды.

Рассмотрим несколько примеров.

Пример 1. Исходные условия и первая стадия отбора путем постепенного исключения привели к системам, указанным в табл. 7.1.

В общем случае системы с закладкой производительнее систем с креплением и слоевого обрушения при тех же величинах потерь и разубоживания руды. Поэтому для дальнейшего сравнения останутся только системы подэтажного обрушения и система разработки горизонтальными слоями с закладкой. Выбор между ними зависит от ценности руды и основывается на экономическом сравнении по условию максимальной прибыли. Причем при очень ценной руде и без расчетов ясно, что предпочтительнее система с закладкой, а при очень бедной руде - системы подэтажного обрушения.

Пример 2. После первой стадии отбора осталось несколько систем (табл. 7.2).

Из 2 класса остались этажное самообрушение и подэтажное обрушение с донным выпуском. Выбор между ними зависит главным образом от соотношения затрат на проведение выработок для выпуска и доставки руды

меньше при этажном самообрушении) и затрат на поддержание этих работок, которые сократятся при подэтажном обрушении. Здесь нужен внимательный экономический расчет по условию минимальных затрат. Предположим, что результаты расчета будут в пользу подэтажного обрушения.

В 3 классе показатели извлечения руды при всех оставшихся системах будут примерно одинаковыми, поэтому отбор может основываться на величине издержек производства. Учтем дополнительный переменный фактор - наличие дешевых местных материалов для твердеющей закладки. Тогда в 3 классе и без расчетов следует предпочесть нисходящую слоевую выемку с твердеющей закладкой.

Остались таким образом, подэтажное обрушение и нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, между которыми требуется экономическое сравнение по величине максимальной прибыли.

Пример 3 (табл. 7.3).

Вторая стадия отбора в пределах 1 и 2 классов систем усложнена тем, что в камерной системе итоговые показатели отработки блока зависят от метода выемки целиков. Такие случаи будут рассмотрены отдельно в связи с экономическим сравнением систем разработки.

В 3 классе по аналогии с предыдущими примерами предпочтительнее системы разработки горизонтальными или наклонными слоями с закладкой. Выбор одной из них возможен на основе экономического сравнения по величине приведенных затрат.

Пример отбора технически приемлемых систем разработки

Условия: устойчивая руда, устойчивые породы лежачего бока и неустойчивые породы всячего бока, мощность залежей 3-5 м, угол падения 60-70°.

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (1 класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (2 класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (3 класс)
Постоянные: 1. Устойчивые руды и породы лежачего бока, неустойчивый всячий бок	Панельно-столбовая, камерно-столбовая, камерная*, с отбойкой из магазина	Этажное принудительное обрушение, подэтажное обрушение	Все
2. Мощность залежи 3-5 м, угол падения 60-70°	—	Подэтажное обрушение	Горизонтальные слои с закладкой, наклонные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение
Переменные: Ограничений нет			

* с оставлением предохранительной рудной корки у всячего бока

Пример отбора технически приемлемых систем разработки.

Условия: неустойчивая руда, неустойчивые породы, мощность залежи 40-80 м, угол падения $60-80^\circ$, контакты залежи неправильные и нечеткие; для монолитной закладки имеются поблизости дешевые материалы

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (1 класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (2 класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (3 класс)
<p>Постоянные:</p> <p>1. Неустойчивые руда и вмещающие породы</p>	—	Этажное самообрушение, подэтажное обрушение	Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, системы с креплением и последующим обрушением, системы с креплением
<p>2. Мощность залежи 40-80 м, угол падения $60-80^\circ$</p>	—	То же	Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение
<p>Переменные:</p> <p>Неправильные и нечеткие контакты залежи</p>	—		То же

Пример отбора технически приемлемых систем разработки.

Условия: устойчивые руды и вмещающие породы, мощность залежи 50-70 м, угол падения 0-20°

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (1 класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (2 класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (3 класс)
Постоянные: 1. Устойчивые руды и вмещающие породы	Все	Этажное принудительное обрушение, системы подэтажного обрушения	Системы с закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение
2. Мощность 50-70 м, угол падения 0-20°	Камерная	Этажное принудительное обрушение, системы подэтажного обрушения	Горизонтальные слои с закладкой, наклонные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение
Переменные: Ограничений нет			

7.7 Порядок экономического сравнения систем разработки

С точки зрения экономической оценки почти все системы разработки могут быть разделены на две основные категории.

1 категория - относительно дешевые системы разработки, дающие в известных условиях повышенные потери руды. Это основная часть систем 1 класса, т.е., системы с естественным поддержанием очистного пространства при оставлении постоянных целиков или при выемке целиков с обрушением руды и вмещающих пород, и все системы 2 класса - с обрушением руды и вмещающих пород.

2 категория - сравнительно дорогие системы разработки, обеспечивающие малые потери руды (при правильном ведении работ). Это все системы с искусственным поддержанием очистного пространства при выемке блоков или целиков, т.е. все системы 3 класса и часть из 1 класса, т.е. камерно-столбовая и камерная системы с выемкой целиков при заложенных камерах.

При относительно бедной (или, наоборот, очень ценной) руде опытному специалисту и без расчетов ясно, что выгоднее более дешевая (или, наоборот, обеспечивающая более полное извлечение руды) система разработки. Иногда вопрос может быть решен по аналогии с практикой другого рудника.

В первых двух из приведенных выше примеров отбора систем экономическое сравнение с учетом ценности руды должно быть применено к системам разработки разных классов.

Более сложный случай - разработка мощных залежей с устойчивыми породами, в которых возможно применение камерной системы разработки с оставлением временных целиков. Этот случай иллюстрируется последним примером, где в результате отбора останутся относительно дешевые системы разработки: этажное принудительное обрушение и камерная система в варианте с массовым обрушением целиков; а также системы, дающие малые потери и разубоживание руды: камерная система в варианте с выемкой целиков при заложенных камерах и система разработки горизонтальными слоями с закладкой.

Принцип сравнения системы этажного принудительного обрушения и камерной системы в варианте с массовым обрушением целиков изложен выше. Камерная система в варианте с выемкой целиков при заложенных камерах в подавляющем большинстве случаев должна рассматриваться применительно к твердеющей закладке перед выемкой целиков; тогда потери и разубоживание руды будут такими же малыми, как и при выемке горизонтальными слоями с закладкой, сравнение возможно по величине приведенных затрат.

В результате останутся, например, этажное принудительное обрушение и система разработки горизонтальными слоями с закладкой, которые должны сравниваться между собой по максимальной прибыли.

7.8 Методика экономического сравнения систем разработки и их вариантов

Требования охраны окружающей среды в части сохранения дневной поверхности, водоемов и т.п. и другие требования, не имеющие пока что общепринятых численных оценок, должны учитываться дополнительно по специальным методикам и общим соображениям.

С экономической точки зрения системы разработки различаются между собой главным образом материально-трудовыми затратами по подготовке и очистной выемке и показателями извлечения руды, а также затратами на транспорт и вспомогательные процессы, зависящие от концентрации горных работ. Это же относится и к вариантам одной и той же системы разработки. Поэтому далее говорим сразу о сравнении и систем разработки, и вариантов системы.

Сравнительная экономическая оценка систем разработки исследовалась М.И.Агашковым, П.И.Городецким, Р.П.Каплуновым, О.А.Байконуровым, В.А.Шестаковым и другими учеными. Существует несколько методик экономической оценки систем разработки, примерно равноценных по результатам, но различающихся по сложности; примем одну из наиболее простых. Сущность этой методики следующая. К расчетам прибегают лишь в тех случаях, когда явное преимущество одной системы или варианта перед другими не очевидно. Это имеет место, когда одна система лучше по одним показателям, а другая - по другим.

В качестве критерия сравнения различных систем разработки пользоваться будем максимизацией приведенной прибыли или минимизацией суммы приведенных затрат и ущерба от потерь и разубоживания руды.

Поясним некоторые понятия. Определение "приведенная" по отношению к прибыли имеет то же значение, что и в "приведенных затратах", т.е. учитывает одновременность затрат: из дохода вычитается величина E_n^* к, как оплата за банковский кредит.

Дополнительно к принятому экономическому критерию необходимо учитывать как самостоятельный показатель производительность труда, поскольку подготовка квалифицированного горнорабочего и обустройство его жизни в рудничном поселке обходится сравнительно дорого, а в экономических расчетах это не учитывается. Поэтому, если производительность труда при одной из систем разработки намного выше, чем при другой, то этой системе может быть отдано предпочтение, даже несмотря на несколько более высокие приведенные затраты (или меньшую приведенную прибыль).

В экономическом сравнении систем, разработки фигурируют следующие их показатели:

С - материально-трудовые затраты на выемку 1 т рудной массы;

П - потери полезного компонента;

Р - разубоживание руды;

E_n - ставка по банковскому кредиту на рассматриваемый период времени;
 K - удельные капиталовложения на отработку 1 т рудного запаса в год, руб.

Если одна из систем разработки лучше других по всем этим показателям или хотя бы по одному из них при равенстве остальных показателей, то ясно, что именно она заслуживает предпочтения, и дальнейшие расчеты не нужны. Иногда не требуется определять даже и сами эти показатели, так как соотношение их в пользу одной из систем очевидно и без цифр.

Возьмем пример отработки камеры со шпуровой отбойкой слоями снизу вверх в залежи крутого падения с правильными контурами и устойчивыми породами. Можно бурить шпуровые или с поверхности замагазинированной руды (система с отбойкой из магазинов), или с поверхности закладки, для чего потребуется по мере выемки руды закладывать камеру (система горизонтальных слоев с закладкой). Первая система дешевле, потери и разубоживание при обеих системах в рассматриваемых условиях приблизительно равны, поэтому очевидно преимущество отбойки из магазинов.

Однако довольно часто требуется и определение показателей, и дальнейшие расчеты.

В оптимизационных расчетах можно пользоваться как абсолютными величинами по этажу, панели, блоку, участку, так и удельными - на 1 т погашаемого запаса. Удобнее пользоваться удельными величинами, как более наглядными.

С точки зрения сравнения технических решений возможны различные случаи, рассмотрим их по отдельности, начиная с более простого.

Индексами 1 и 2 обозначим первую и вторую сравниваемые системы разработки (или варианты систем) и относящиеся к ним показатели.

1-ый случай. Системы разработки различаются между собой по величине приведенных затрат, но не имеют существенного различия по потерям и разубоживанию руды:

$$E_n K_1 + C_1 \neq E_n K_2 + C_2; \quad \Pi_1 \approx \Pi_2; \quad P_1 \approx P_2$$

В этом случае достаточно сопоставить системы только по сравнительным приведенным затратам и отдать предпочтение более дешевой системе, т.е. условие выбора

$$E_n K + C \rightarrow \min \quad (7.1)$$

Так, предположим, что варианты системы разработки камер различаются способом бурения взрывных скважин штанговым или шарошечным оборудованием и связанными с этими элементами системы разработки. При штанговом бурении лучше дробится руда и, следовательно, выше производительность доставки руды; но, с другой стороны, в связи с уменьшенной глубиной скважин больше объем буровых выработок. Различны и затраты на бурение. Показатели же извлечения примерно одинаковы при обоих вариантах. Значит, для выбора достаточно определить, какой из вариантов дешевле.

Аналогичный пример: параллельное и всерное расположения скважин.

C_d - ценность конечного (товарного) продукта, полученного из 1 т рудной массы, руб/т; C - цена продукта при рыночной системе, а при плановой системе, устанавливающей оптовую цену по среднеотраслевой, принимается замыкающая цена продукта (себестоимость в наименее благоприятных условиях отрасли или региона плюс нормативная прибыль), руб/т; β - выход конечного продукта из рудной массы в долях единицы; $E_n K_{рм}$ - недополученная прибыль на других предприятиях, отрасли, руб/т (рудной массы); $K_{рм}$ - удельные капитальные затраты на добычу 1 т рудной массы в год, руб/год; $C_{доб.р.м.}$ - себестоимость добычи рудной массы, руб/т; C_t - себестоимость поверхностного транспорта, отнесенная к 1 т рудной массы (если товарный продукт - концентрат, то учитывают транспорт рудной массы с рудника на обогатительную фабрику, а если продукт - металл, то добавляют еще транспорт концентрата, полученного из 1 т рудной массы), руб/т; C_n - себестоимость переработки 1 т рудной массы (обогащение или обогащение плюс металлургический передел), руб/т.

Выход товарного продукта из рудной массы

$$\beta = \frac{A_{рм}(1-P)}{A_{из}} \eta \quad (7.5)$$

где $A_{рм}$, $A_{из}$ - содержание полезного компонента в руде и в конечном продукте;

η - извлечение полезного компонента при переработке (в долях единицы).

Заметим, что если товарным продуктом является рудная масса, то

$$C_t = 0, C_n = 0, \beta = 1.$$

При полиметаллической руде расчет можно вести по одному из металлов (основному, например, свинцу), на который условно пересчитывают и все остальные извлекаемые из руды металлы (цинк, медь и т.п.). Коэффициенты пересчета известны из геологической или проектной документации, они зависят здесь от соотношения цен цинка (или меди и т.п.) и свинца, себестоимости переработки, извлечения металла при переработке и т.п.

Для определения ценности товарного продукта при нескольких его видах, например при нескольких концентратах, можно также пользоваться величинами средневзвешенной цены товарных продуктов и суммарного их выхода, которые для действующего предприятия определяются по отчетной документации.

Если системы разработки дают существенно различную производительность блока, то в связи с определяемой этим различной концентрацией горных работ следует учитывать затраты на транспорт и вспомогательные работы. Это значит, что в формулу (7.3) надо подставлять не частковую, а шахтную себестоимость. В остальных случаях можно определять себестоимость добычи только по блоку.

3-ий случай. Условия те же, что и во втором случае. Особенность состоит в том, что в техническом отношении варианты различаются между собой лишь одним-двумя элементами (это может иметь место при выборе варианта или

параметра системы). Воспользуемся примером обработки панельно-столбовой системой пологой залежи с устойчивыми породами. Для поддержания кровли могут быть оставлены навсегда столбообразные целики либо возведены искусственные бетонные опоры. При искусственных опорах требуются дополнительные затраты на их возведение и на выемку руды, которая осталась бы в целиках при другом варианте, зато потери руды снижаются. Во всем же остальном сравниваемые варианты одинаковы. Сравнение здесь может основываться на минимальной сумме сравнительных убытков при разработке данного участка месторождения. Эта сумма определяется для каждого варианта как приведенные сравнительные затраты суммарно по элементам, которыми варианты отличаются между собой. Расчет ведется на 1 т запаса, учитываются затраты только по добыче руды.

$$E_n K + C + Y_{np} \rightarrow \min \quad (7.6)$$

4-ый случай. Один из сравниваемых вариантов (или одно из значений параметра) системы разработки обеспечивает меньшие потери руды, а другой - меньшее разубоживание, но оба примерно равноценны по материально-трудовым затратам:

$$E_n K_1 + C_1 \approx E_n K_2 + C_2; \quad \Pi_1 < \Pi_2; \quad P_1 < P_2$$

В этом случае сравнение основывается на минимальных сравнительных условных потерях руды, которые равны действительным потерям плюс условные потери, эквивалентные разубоживанию по величине экономического ущерба

$$\Pi + P_k \rightarrow \min \quad (7.7)$$

где k - коэффициент перевода разубоживания в условные потери, эквивалентные по экономическому ущербу.

Этот случай имеет место, если при изменении варианта системы разработки или его параметров потери руды снижаются за счет увеличения разубоживания, например при спрямлении выемочного контура с подрывкой вмещающих пород, при дополнительном выпуске разубоженной рудной массы в случае применения систем с обрушением руды и вмещающих пород и т.п.

Коэффициент перевода разубоживания в условные потери равен частному от деления удельного (на 1%) экономического ущерба от разубоживания на удельный экономический ущерб от потерь руды. Следовательно, этот коэффициент тем больше, чем беднее вмещающие породы, и тем меньше, чем богаче руды. Содержание металла в руде и породах удобно оценивать в сравнении с промминимумом.

Приближенно можно записать условие так:

$$K = \frac{A_{\min} - A_{np}}{A_{pyo} - A_{\min}} \quad (7.8)$$

- $A_{руд}$ - среднее содержание металла в руде;
 - то же, во вмещающих породах, разубоживающих руду;
 - минимальное промышленное содержание металлов.

Для более общих выводов удобно пользоваться не абсолютными значениями содержания металлов в руде и породах, а их соотношением с $A_{мин}$. Соответственно получим

$$k = \frac{1 - \frac{A_{пор}}{A_{мин}}}{\frac{A_{руд}}{A_{мин}} - 1} \quad (7.9)$$

Подсчитанные по формуле (7.9) значения коэффициента различных случаев приведены в табл.7.4. Условие оптимизации для 4-го случая в явном виде

$$\Pi + P \frac{1 - \frac{A_{пор}}{A_{мин}}}{\frac{A_{руд}}{A_{мин}} - 1} \rightarrow \min \quad (7.10)$$

Особо, не по этой формуле, должны рассматриваться случаи, в которых разубоживание жестко ограничено технологией переработки руд.

Таблица 7.4.

Приближенные значения: коэффициента к переводу разубоживания руды в условные потери металла, эквивалентные по экономическому ущербу.

$\frac{A_{руд}}{A_{мин}}$	$\frac{A_{пор}}{A_{мин}}$		
	0	0,25	0,5
1,25	4	3	2
1,5	2	1,5	1
2,0	1	0,75	0,5
3,0	0,5	0,37	0,25
5,0	0,25	0,19	0,12

7.9. Выбор системы разработки на ЭВМ

Осуществляется в соответствии с изложенными выше методиками отбора экономически приемлемых систем разработки и их экономического сравнения. Для этого создаются одна или две базы данных.

Первая - база данных по ограничениям, которая представляет собой

двумерный массив из значений всех участвующих в процессе отбора постоянных и переменных факторов ($i = 1, 2, \dots, N$) для каждой системы разработки ($j = 1, 2, \dots, K$).

Такие факторы как мощность рудного тела, угол падения рудного тела оцениваются как минимальным, так и максимальным значениями. Например: ϕ_1 - мощность рудного тела, минимальная; ϕ_2 - то же, максимальная; ϕ_3 - угол падения рудного тела, минимальный и т.д.

Факторам, которые количественно не оцениваются (слеживаемость, допустимость обрушения налегающих пород и т.д.) присваиваются численные значения в зависимости от их наличия или отсутствия. Например ϕ_9 - возгораемость руд, принимает значение "1" при ее наличии и "0" - при ее отсутствии.

Некоторые факторы могут также принимать условные значения, связанные с его характеристикой. Например, если ϕ_6 - устойчивость руды, то он может принимать значения 0, 1, 2, 3, 4 для руд соответственно неустойчивых, малоустойчивых, средней устойчивости, устойчивых и весьма устойчивых.

При расчетах, введенные условия конкретного месторождения (мощность, угол падения, устойчивость руды и т.д.) сравниваются с ограничениями по каждой системе разработки и в случае непрохождения по какому-либо фактору эта система разработки отбрасывается. В программе расчета это выглядит следующим образом:

```
for j = 1 to K do
begin
if ( m >=  $\phi_1[j]$  ) and ( m <=  $\phi_2[j]$  ) and
( l >=  $\phi_3[j]$  ) and ( l <=  $\phi_4[j]$  ) and ...
then writeln (имя базы данных ограничений, j);
end;
```

Здесь j - порядковый номер системы разработки в базе данных ограничений, а K - их общее число; $\phi_1[j]$, $\phi_2[j]$, ..., $\phi_N[j]$ - численные значения ограничений по j -й системе разработки.

Для экономического сравнения отобранных систем разработки необходимые их показатели (потери, разубоживание, показатели по добыче и переработке рудной массы и т.д.) могут браться из соответствующей базы данных показателей или рассчитываться по специальным методикам применительно к конкретным горно-геологическим и горно-техническим условиям разработки.

8.1. Состав технико-экономических показателей и общая структура их расчетов

Технико-экономические показатели; системы разработки (в дальнейшем - осто ТЭП) необходимы для количественной оценки системы разработки в туральных показателях (трудоемкость, машиноёмкость, энергоёмкость, материалоемкость, производительность, извлечение полезного компонента и д.) и, в итоге, - в денежном выражении.

ТЭП используются при сравнении систем разработки между собой в процессе их отбора. ТЭП необходимы при планировании и управлении горными работами, при расчетах показателей деятельности производственных единиц, начиная с забоя и кончая горнодобывающим или орноперерабатывающим предприятием.

Существует большое число ТЭП - несколько десятков, которые в той или иной степени используются в проектной, научно-исследовательской работе. На производстве практическое применение находят около десятка ТЭП. Ниже рассматриваем основные ТЭП, причем последний из них ранее не приводился как характерный для систем разработки, но здесь учитывается нами для использования в инженерных расчетах:

1. Производительность выемочной единицы (блок, панель), тыс.т/мес.;
2. Удельный расход ПНВ, в том числе полевых, в метрах на 1000 т погашаемых запасов или в % к объему погашаемых запасов;
3. Производительность труда рабочего по системе разработки, т/чел.-см.;
4. Показатели извлечения - потери и разубоживание руды, доли единицы или проценты;
5. Себестоимость добычи по системе разработки (Франко-люк), руб/т. рудной массы.

Дополнительно могут быть введены расходные показатели по материалам для систем разработки, характерных с точки зрения их использования (расход леса или металла для систем с деревянным или металлическим креплением, расход вяжущего для систем с твердеющей закладкой и т.п.).

Для получения любых ТЭП, включая и упомянутые, необходимо сконструировать систему разработки применительно к конкретным горно-геологическим условиям, рассчитать параметры ее конструктивных элементов, основных и вспомогательных процессов, скомпоновать и увязать все это в пространстве и времени.

Общая последовательность расчета упомянутых основных ТЭП представлена на рис.8.1

1. Оценка максимально допустимой производительности выемочной единицы с учетом плановой производительности рудника и колебаний качества

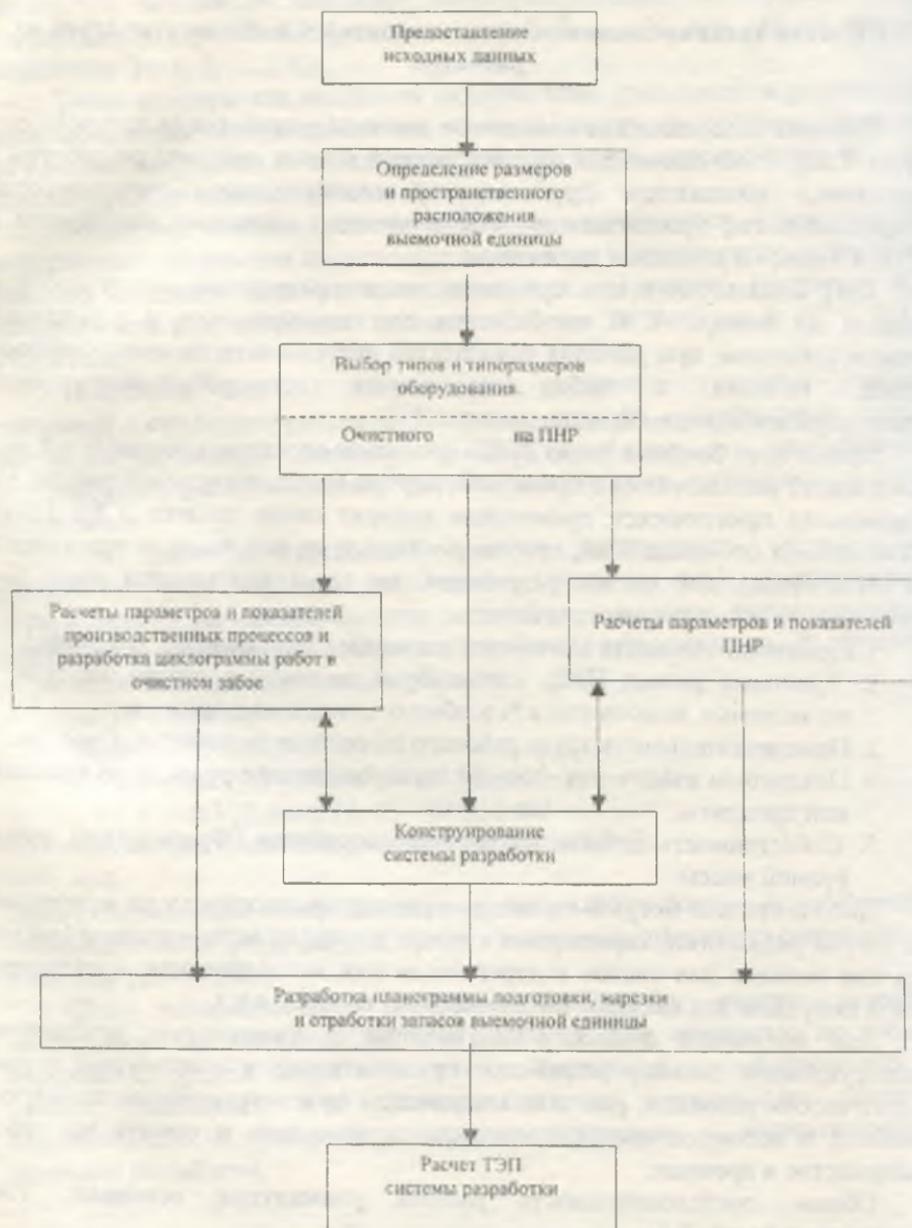


Рис.8.1. Блок-схема расчетов параметров и показателей системы разработки

руды;

2. Определение размеров и пространственного расположения выемочных единиц;

3. Выбор типов и типоразмеров оборудования на очистных и подготовительно-нарезных работах;

4. Расчет параметров БВР (удельный расход ВВ, л.н.с., расстояние между скважинами, шпурами, удельный расход бурения, сечения буровых выработок и эксплуатационная производительность бурового и зарядного оборудования);

5. Расчет выпуска, погрузки, доставки руды (сечения доставочных выработок, эксплуатационная производительность погрузочно-доставочного оборудования с учетом возможности его многозабойного использования);

6. Разработка циклограммы очистных работ и определение фактической производительности выемочной единицы.

7. Конструирование системы разработки (размещение и взаимоувязка в пространстве всех типов выработок: буровых, рудоприемных, доставочных, закладочных, вентиляционных, материально-ходовых и других вспомогательных);

8. Определение параметров и показателей подготовительно-нарезных работ (протяженность и объемы выработок, трудоемкость и время выполнения ПНР);

9. Разработка планограммы очистных и подготовительно-нарезных работ в выемочной единице. При этом учитывается стадийность отработки запасов, продолжительности работ по подготовке и проведению массовых взрывов, закладке выработанного пространства, время набора прочности закладочным массивом и т.п. Проходка нарезных выработок увязывается с графиком отработки выемочной единицы, определяются составы бригад и организация их работы;

10. Расчет технико-экономических показателей по системе разработки.

8.2. Методика расчета технико-экономических показателей

1. Ограничение производительности выемочной единицы.

С целью стабилизации качества рудной массы и обеспечения достаточной надежности технологической схемы рудника в целом производительность блока

$$P_{\text{бл}} < \frac{P}{N_{\text{бл}}}, \text{ т/сут.} \quad (8.1.)$$

где P - плановая производительность рудника по рудной массе т/сут, $N_{\text{бл}}$ - число выемочных единиц (блоков, панелей), находящихся одновременно в очистной выемке, принимаемое равным 2-3 при незначительном, 4-5 при среднем и 6-10 при резком колебании качества рудной массы.

2. Определение размеров и пространственного расположения выемочных единиц (блоков, панелей, забоев), обнажения и различных видов целиков.

При разработке крутых залежей: высота блока $H_{\text{бл}}$ зависит от высоты этажа H ; размер блока вкрест простирания рудного тела $B_{\text{бл}}$ зависит от его мощности; размер блока по простиранию рудного тела $L_{\text{бл}}$ зависит от размеров камер, слоев, целиков в этом направлении и от их числа, включаемых в один блок.

При разработке наклонных залежей: выемочная мощность зависит от мощности рудного тела; размер блока по падению (по восстанию) определяется высотой этажа, углом падения рудного тела и в пределах этажа может делиться на панели; размер блока по простиранию рудного тела - см. выше.

При разработке пологих залежей (панель приобретает статус блока): высота панели (блока) определяется мощностью рудного тела; размеры панели (блока) в двух взаимно-перпендикулярных направлениях (длине и ширине шахтного поля) определяются соответствующими размерами камер, целиков и их числом.

Во всех случаях определяющими для размеров блоков (панелей) являются допустимые размеры очистного пространства (камеры, ленты, заходки), которые зависят от устойчивости естественных и искусственных обнажений, от условий их стояния (величина горного давления, угол наклона, время стояния, динамическая, в т.ч. и сейсмическая обстановка и т.п.) и от технологических ограничений. Например, при двухстороннем скреперовании в две стороны общая длина очистного пространства в этом направлении не должна превышать двойной максимальной длины скреперования, а именно 60-80 м. Существуют ограничения по длине камеры, закладываемой твердеющей смесью, в связи с требованиями по интенсивности и последовательности закладки и с учетом угла растекания смеси; имеются ограничения по длине взрыводоставки и т.п..

При наличии днища в виде рудоприемных выработок окончательная длина камер принимается кратной расстоянию между пунктами выпуска, но не более соответствующей предельной площади обнажения.

Как размеры обнажения, так и размеры целиков рассчитываются по формулам и методикам, известным из дисциплины, изучающей процессы подземной добычи руд.

Рекомендации по расположению выработок и камер относительно контакта руды с вмещающими породами даются в разделе 8.3.

3. Выбор типов и типоразмеров оборудования на очистных работах и ПНР.

Осуществляется на основе инженерного опыта, опыта работы передовых предприятий, нормативной документации или научных разработок, с учетом выемочной мощности рудного тела, устойчивости массива горных пород. При этом необходимо стремиться к максимальной унификации оборудования для очистных и нарезных работ.

4. Расчет параметров БВР.

По известным методикам определяются: удельный расход ВВ, л.н.с., стояние между шпурами, скважинами, удельный расход бурения. Составляется паспорт БВР.

По практическим или справочным данным принимают или по известным методикам рассчитывают для рассматриваемых условий возможную эксплуатационную производительность буровой техники, а также зарядных аппаратов или ручного заряжания.

С учетом габаритов принятого бурового оборудования, схемы бурения рассчитывают или принимают типовые сечения буровых выработок.

5. Расчет выпуска, погрузки и доставки руды.

На основе передового опыта, нормативной документации или научных рекомендаций обосновывают конструкцию и параметры основания блока (пелли). При этом учитывается возможность последующей его отработки (работки). По известным методикам рассчитывают производительность погрузки и доставки рудной массы с учетом типа и типоразмеров транспортного оборудования.

При определении производительности доставки учитывают возможность погрузочно-разгрузочного обслуживания. Выбирая схему размещения рудоспусков, принимают во внимание возможность обслуживания ими нескольких приемных единиц.

6. Разработка циклограммы очистных работ по забою. Производится по составляющим процессам очистной выемки (бурение, заряжание и взрывание, выветривание, выпуск и погрузка рудной массы) на период от одного взрыва до другого. Взрывание, как правило, осуществляют в конце смены с тем, чтобы выветривание осуществлялось в междусменный перерыв.

Форма этой циклограммы показана в табл.8.1.

Организация и взаимосвязь работ в цикле.

Работы	Продолжительность, час														
	1 смена				П	2 смена				П	3 смена				П
	1	2	3	4 5 6		1	2	3	4 5 6		1	2	3	4 5 6	
Погрузка	=====					=====									
Доставка									
Бурение						-----					-----				
Заряжание														
Взрывание и проветривание											-----				
Вторичное дробление	=====														

Для условий примера, изображенного в табл.8.1, продолжительность цикла определяется суммарным временем погрузки (доставки) рудной массы, бурением шпуров и их заряжением; процессы погрузки и доставки рудной массы ведутся параллельно, с ними одновременно ведутся работы по вторичному дроблению, проветривание забоя после взрыва осуществляется в междусменный перерыв.

Рассматривается, как правило, несколько возможных, наиболее рациональных с точки зрения максимального использования во времени дорогостоящего оборудования вариантов организации очистных работ. При этом учитывается возможность и целесообразность использования каждого типа оборудования в нескольких забоях, близость расположения которых зависит от конструкции системы разработки.

Для каждого варианта организации работ определяется коэффициент использования каждого типа машин во времени $K_{ив}$ и с учетом удельных затрат по каждому процессу оценивается его эффективность в целом. Методика оценки организации работ разработана Барановым А.О., в которой критерием выбора наилучшего варианта являются суммарные удельные затраты по таким статьям затрат как "амортизация оборудования" и "заработная плата".

Конкурентоспособные варианты могут отличаться друг от друга: числом одновременно работающих машин одного типа; числом забоев, одновременно обслуживаемых одной или несколькими машинами; значениями параметров отдельных производственных процессов; конструктивными параметрами очистного забоя; типоразмерами добычной техники и т.п.

По результатам расчетов выбирают вариант, обеспечивающий наименьшие удельные сравнительные затраты, подсчитывают среднесменную производительность забоя и общую трудоемкость работ цикла (число человеко-

мен).

7. Конструирование системы разработки.

При этом система выработок должна обеспечить:

- 1) отбойку руды;
- 2) выдачу отбитой руды из блока и погрузку ее в рудоспуск или транспортные средства;
- 3) доставку материалов и оборудования в забой (включая подачу закладки в выработанное пространство);
- 4) доступ людей на рабочие места;
- 5) проветривание всех рабочих мест и обеспечение запасных выходов из забоев.

При конструировании системы следует стремиться к обеспечению наименьших затрат на подготовительно-нарезные работы. Для этого стремятся выработки проходить в руде (если это допустимо) и планировать выполнение каждой выработкой максимально возможного числа функций из упомянутых выше.

Из других общих правил конструирования можно упомянуть следующие: расположение буровых выработок следует принимать таким, чтобы они: во-первых, позволяли вести эксплуатационную разведку (что особенно важно при невыдержанных элементах залегания и содержании полезных компонентов) и, во-вторых, обеспечивали максимальную длину выбуривания из них скважин, не превышающую 80-90% предельной паспортной длины для данного оборудования; применять главным образом восходящие скважины, а нисходящие - в случае их возможного выхода в подсечное пространство; предусматривать создание специальных выработок (ниш, сбоек, заездов), способствующих значительному улучшению организации погрузочных и доставочных работ путем исключения встречных трасс движения машин, снижению числа тупиковых забоев, требующих индивидуального проветривания; соблюдать минимальные размеры целиков между соседними выработками и не превышать допустимую изрезанность основания блока выработками различного назначения.

8. Определение параметров и показателей ППВ в блоке.

В соответствии с конструкцией системы разработки, которая должна быть достаточно подробно изображена в проекциях, вводятся параметры всех имеющихся в блоке ППВ (табл.8.2): наименование выработки (графа 1), ее сечение в проходке (графа 2) S , длина (графа 3) L и число этих выработок в блоке (графа 4). Сечения выработок в проходке определяются с учетом параметров принятой добычной и проходческой техники, требуемых зазоров согласно правилам ТБ и проверяются по допустимым скоростям движения воздушной струи.

Рассчитывается суммарная длина ППВ в блоке $\sum L$ (графа 5).

Определяется объем каждой выработки V отдельно - по руде и по породу, а также - в целом (графы 6-8).

Параметры ПНВ в выемочной единице

Параметр	№ графы	Обозначение
Наименование выработки	1	Наименование
Площадь сечения, м ²	2	S
Длина выработки, м	3	L
Число выработок на блок	4	N
Общая длина выработок на блок	5	$\sum L$
Объем выработок на блок, м ³		
По породе	6	V _п
По руде	7	V _р
всего	8	$\sum V$
Погашаемые запасы блока, т	9	Q _{пнв}
Проходческий комплекс	10	N _к ^{пнв}
Норма выработки, м ³ /чел.-смену	11	H _в
Трудоемкость работ, чел.-смен	12	T _{тпр}
Стоимость проходки, руб/м	13	C _{пр}
Стоимость выработки, руб.	14	C _{пнв}

как правило, каждому проходческому комплексу присваивается свое цифровое или буквенное обозначение, которое заносится в таблицу, а расшифровывается под ней.

Осуществляется подсчет погашаемых запасов блока при проходке ПНВ Q_{пнв} (графа 9);

Определяется трудоемкость проходческих работ T_{тпр} (графа 12) в зависимости от объема выработок и комплексных норм выработки H_в (графа 11).

$$T_{тпр} = \frac{\sum V}{H_v}, \text{ чел.-смен, (8.2),}$$

Нормы выработки рассчитываются по специальным методикам, берутся на предприятии или принимаются по соответствующим нормативным справочникам в зависимости от категории горных пород на буримость, взрываемость, от площади поперечного сечения выработок C_{пнв} (графа 14) с учетом стоимостей проходки C_{пр} (графа 13), взятых на предприятии, по нормативной литературе или рассчитанных по соответствующим методикам.

9. Разработка планограммы очистных и подготовительно-нарезных работ в блоке (панели).

Разрабатывается с первоочередных ПНР, охватывает все стадии очистной

мки в увязке с текущими ПНР, учитывает постепенный набор и снижение производительности блока соответственно в начале и конце его отработки. В зависимости от принятой системы разработки может включать в себя: образование отрезной щели, подсечного пространства; очистную выемку запасов камер и целиков; закладку выработанного пространства; набор требуемой прочности; возведение мата; обрушение погашающих пород; доработку запасов руды в основании блоков или отживших целиках и т.п. (табл.8.3).

Определяется продолжительность отработки блока (панели) и суточная его производительность $P_{бл}$. Число блоков (панелей), одновременно находящихся в очистной выемке

$$N_{об} = \text{trunc} \left(\frac{K_{до} * P * K_{рез}}{N_{сут} * P_{бл}} \right) + 1, \quad (8.3),$$

P - производительность рудника по рудной массе, т/год;
 $K_{рез}$ - коэффициент резерва производительности (при $N_{ре} < 4-5$ $K_{рез} = 1,2-1,3$;
 $N_{ре}$ от 4-5 до 9-10 $K_{рез} = 1,15-2$; при $N_{ре} > 9-10$ $K_{рез} = 1,1-1,15$); $N_{сут}$ - число рабочих дней в году; $K_{до}$ - доля очистных работ в общей добыче рудной массы.

$$K_{до} = 1 - \frac{Q_{прп}}{Q_{прп} + (B - Q_{прп}) * K_{л}}, \quad (8.4),$$

$Q_{прп}$ - количество балансовых запасов блока, извлеченных при ПНР, т (см. табл.8.2, графа 9); B - погашаемые запасы блока, т; $K_{л}$ - коэффициент лечения рудной массы при очистной выемке.

Определяется списочный состав рабочих по очистным и проходческим работам в зависимости от времени отработки блока и трудоемкости соответствующих видов работ. При этом обязательно рассматривается возможность многозабойного обслуживания в масштабе рудника. В первую очередь это относится к бригадам, занятым на взрывных, закладочных, проходческо-нарезных работах.

Таблица 8.3

Календарный план отработки блока.

Процесс, вид выемки	Трудоемкость работ, чел-см.	Число выходов в сутки	Срок выполнения, сут.	СУТКИ			
				20	40	60	...
ПНР первоочередные							
Очистная выемка (запасы камер)							
Работы ПНР							

Очистная выемка (целики)				
Текущие ПНР				
...				
Итого				

1. Расчет ТЭП

Удельный расход ПНВ

$$V_{\text{пнв}} = 100 \frac{V}{V_{\text{бл}}}, \% \quad (8.5)$$

где $V_{\text{бл}}$ – объем блока, м^3 ; V – объем ПНВ блока, пройденных по породе, руде или всего, м^3 (табл.8.2, графы соответственно 6, 7 или 8).

Удельный расход ПНВ, $\text{м}/1000 \text{ т}$

$$l_{\text{пнв}} = 1000 \frac{\sum L}{B}, \quad (8.6)$$

где $\sum L$ – общая длина всех выработок в блоке, м (графа 5).

Потери руды по блоку

$$П_{\text{бл}} = 1 - \frac{Q_{\text{пнр}} + (1 - П)(B - Q_{\text{пнр}})}{B}, \quad (8.7)$$

где $Q_{\text{пнр}}$ – погашаемые запасы блока подготовительно-нарезными работами, т (графа 9).

Коэффициент извлечения рудной массы по блоку

$$K_o = \frac{Q_{\text{пнр}} + D_{\text{ор}}}{B}, \quad (8.8)$$

где $D_{\text{ор}}$ – извлечение рудной массы очистными работами

$$D_{\text{ор}} = \frac{1 - П}{1 - P} (B - Q_{\text{пнр}}), \quad (8.9)$$

Разубоживание по блоку

$$P = 1 - \frac{1 - П_{\text{бл}}}{K_o}, \quad (8.10)$$

Доля очистных работ в добыче рудной массы

$$K_{\text{оч}} = \frac{D_{\text{ор}}}{D_{\text{ор}} + Q_{\text{нпр}}}, \quad (8.11)$$

Производительность рабочего очистного забоя

$$P_{\text{ор}} = \frac{D_{\text{ор}}}{T_{\text{ор}}}, \quad \text{т/чел-смен}, \quad (8.12)$$

где $T_{\text{ор}}$ – общая трудоемкость работ в блоке, связанная с очистной выемкой, чел-см.

Производительность рабочего по системе разработки, включая проходческую группу, т/см

$$P_{\text{др}} = \frac{D_{\text{ор}} + Q_{\text{нпр}}}{T_{\text{ор}} + T_{\text{нпр}}}, \quad \text{т/чел-смен}, \quad (8.13)$$

где $T_{\text{нпр}}$ – общая трудоемкость ПНР в блоке, чел-см. (табл.8.2, графа 12).

Себестоимость добычи по системе разработки (блоковая себестоимость или франко-люк), определяем прямыми затратами на основные производственные процессы очистной выемки (отбойка, доставка, вторичное дробление и поддержание очистного пространства) и на ПНР. Представляя себестоимость добычи C_d суммой удельных затрат по основным статьям – заработной плате, амортизации оборудования, материалам и энергии, получаем

$$C_d = Y_3 + Y_a + Y_2 + Y_m + Y_{\text{пнв}}, \quad \text{руб/т}, \quad (8.14)$$

где Y_3 – удельные затраты по статье «зарплата»

$$Y_3 = \frac{N_{\text{см}} N_p T_c K_i K_n}{P_{\text{бл}}} = \frac{Z_3}{P_{\text{бл}}}, \quad \text{руб/т}, \quad (8.15)$$

где $N_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки; N_p – явочная численность рабочих i -го разряда на блок (табл.8.4, графа 16), чел; T_c – тарифная ставка по i -му разряду, руб/смену (графа 17); K_i – коэффициент, учитывающий увеличение зарплат по всем статьям, кроме поясного (районного) коэффициента $K_{\text{и}}$; Z_3 – суточный фонд зарплат, руб. (графа 18); $P_{\text{бл}}$ – производительность блока, т/сутки.

Y_a – удельные затраты по статье “амортизация”

$$Y_a = \frac{C_a H_a}{N_d P_{ai}} = \frac{Z_a}{P_{ai}}, \text{ руб/т, (8.16)}$$

где C_a – цена единицы оборудования (с учетом транспортных и монтажных расходов), руб. (графа 12); H_a – годовая норма амортизации, 1/ед. (графа 13); N_d – число рабочих дней в году; Z_a – суточная амортизация по блоку, руб. (графа 15).

Y_3 – удельные затраты по статье «энергетические затраты»

$$Y_3 = \frac{N_m N_v Q_3 T_3 \Pi_3}{P_{ai}} = \frac{Z_3}{P_{ai}}, \text{ руб/т, (8.17)}$$

где N_m – численность однотипных механизмов в блоке; Q_3 – часовой расход энергоносителя (графа 7), един/час; T_3 – чистое время работы механизма в смену, час. (графа 6); Π_3 – цена энергоносителя, руб/ед. (графа 10); Z_3 – суточная стоимость энергоносителя, руб. (графа 11)

Y_m – удельные затраты по статье «материалы»

$$Y_m = \frac{Q_m \Pi_m}{P_{ai}} = \frac{Z_m}{P_{ai}}, \text{ руб/т, (8.18)}$$

где Q_m – суточный расход определенного материала в блоке един/сут (табл.8.5, графа 4); Π_m – цена материала, руб/ед. (графа 3); Z_m – суточные затраты на расходуемые материалы в блоке, руб/сут. (графа 5).

$Y_{пнв}$ – удельные затраты на ПНВ

$$Y_{пнв} = \frac{C_{пнв}}{K_a B}, \text{ руб/т, (8.19),}$$

где $C_{пнв}$ – суммарные затраты на проходку всех ПНВ (табл.8.2, графа 14); K_a и B – см. выше.

Расходные параметры берутся по отчетным данным предприятия, по результатам расчетов процессов очистной выемки, из литературных источников в соответствии с применяемой системой разработки.

Таблица 8.4

Удельные затраты по статьям «амортизация оборудования»,
«энергетические затраты» и «зарботная плата».

Параметр	№ графы	Пример
Процесс ^{*)}	1	Доставка
Марка оборудования	2	ПД-5
Число единиц оборудования на блок	3	4
Вид энергоносителя, единица расхода	4	Дизтопливо, л
Мощность привода, единица измерения	5	200 л.с.
Чистое время работы в течение смены, час	6	5
Расход энергоносителя: единиц/час	7	40
единиц/смену	8	200
Общий расход энергоносителя, единиц/смену	9	800
Цена энергоносителя, руб/единицу	10	0,05
Суточная стоимость энергоносителя, руб ^{**)}	11	120
Полная цена единицы оборудования, руб	12	200000
Норма амортизации, годовая	13	0,4
Суточная амортизация единицы, руб	14	262
Суммарная суточная амортизация, руб ^{**)}	15	1048
Численность рабочих, явочная	16	12
Среднесменный заработок, руб	17	20
Суммарный суточный заработок, руб ^{**)}	18	240

*) последовательно рассматриваются все процессы очистной выемки и все типы оборудования, используемого в каждом процессе.

**) в конце таблицы подсчитывается суммарное значение по всем рассмотренным процессам.

Удельные затраты по статье «материалы»

Процесс Материал	Единица измерения	Цена единицы, руб.	Расход материала, един/сут	Суммарные затраты, руб/сут.
1	2	3	4	5
Бурение				
Заряжание				
Взрывание				
Доставка				
Вторичное дробление				
Крепление				
Вспомогательные работы				
Всего:				Сумма

Пример.

Рассчитать основные технико-экономические показатели для следующих исходных данных:

система разработки - подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды;

средняя горизонтальная мощность рудного тела $M = 50$ м;

средний угол падения рудного тела $\alpha = 60^\circ$;

содержание металла: в руде $A_{руд} = 1,8\%$, в породе $A_{пор} = 0,1\%$ и минимальное промышленное $A_{мин} = 0,5\%$;

изменчивость качества руды - средняя;

руда и вмещающие породы - устойчивые;

высота этажа $H_э = 60$ м;

высота подэтажа $H_{пэ} = 15$ м;

коэффициент крепости руды $F_p = 10$;

плотность руды $G_p = 3$ т/куб.м;

производительность рудника $P = 3$ млн.т/год;

число рабочих дней в году $M_{сут} = 305$;

число смен в сутки на ИПР и очистных работах $N_{см} = 3$;

продолжительность смены $T_{см} = 6$ ч;

коэффициент, характеризующий сыпучие свойства руды $m = 0,65 \text{ м}^{-1}$.

Примем ряд исходных положений, которые определяют дальнейшие расчеты и конструкцию системы разработки:

этаж обслуживается одним автоуклоном, необходимым для реализации вспомогательных процессов (доставка людей, оборудования, материалов и подача свежей струи воздуха на подэтажи);

порядок отработки шахтного поля - от центра к флангам последовательно блоками;

порядок обработки этажа - нисходящий последовательно подэтажами с отставанием нижележащих подэтажей от смежных вышележащих не менее, чем на 3 ленты; максимальное отставание не ограничено;

в состав ПНВ не входят следующие выработки, которые отнесены к горно-капитальным: откаточный штрек; квершлаг, пройденные от откаточного штрека до засечки лежачего бока залежи через расстояния, равные длине блока.

1. Максимально возможная производительность блока.

Для средней изменчивости качества руды согласно (8.1)

$$P_{\text{бл}} < \frac{P}{4+5} = 0,60 \div 0,75, \text{ млн.т/год}$$

2. Размеры блока: высота $H_{\text{бл}} = H_3 = 60$ м; ширина $B_{\text{бл}} = M = 50$ м; длина $L_{\text{бл}}$ - зависит от схемы и параметров доставки, горно-геологических и горнотехнических факторов.

Определение длины блока. По существу сводится к определению оптимального расстояния между рудоспусками. Схема доставки: пункт выпуска (торец орта, погашаемого в процессе обработки запасов руды) - доставочный штрек (он же и буровой) длиной 60 м - полевой доставочный штрек лежачего бока залежи - рудоспуск. Учитывая, что и руды и породы лежачего бока - устойчивые, а рудное тело - весьма мощное, принимаем ПДМ марки ПД-8. Для принятой схемы подготовки и выбранной марки ПДМ определим оптимальное расстояние между рудоспусками $L_{\text{р.с.}}$. При этом принимаем следующие исходные данные: грузоподъемность ПДМ - 8 т, стоимость одной машино смены ПД-8 - 80 руб., коэффициент использования ПДМ во времени - 0,9; средняя скорость движения ПДМ с грузом - 150 м/мин., без груза - 200 м/мин. Себестоимость проходки рудоспуска сечением 2 м x 2,75 м при крепости руды 14-16 принимаем равной 550 руб/м. Учитывая среднюю ценность руды принимаем ориентировочно коэффициент добычи равный 1, т.е. $(1-P)/(1-P)=1$.

$$L_{\text{р.с.}} = \sqrt{\frac{240 \cdot 6 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 550 \cdot 1}{80 \left(\frac{1}{150} + \frac{1}{200} \right) \cdot 50 \cdot 3}} = 200 \text{ м.}$$

Сечения выработок с учетом габаритов ПДМ и требуемого количества подаваемого воздуха по ним принимаем для доставочных полевых штреков - 14 м², для буро-доставочных ортов - 12 м², для уклонов - 16 м².

3. Выбор типов и типоразмеров оборудования на очистных работах и ПНР.

Принимаем следующее оборудование на процессах очистной выемки (кроме доставки, т.к. оно уже выбрано в п.2):

для бурения скважин - самоходный буровой станок-автомат для бурения скважин диаметром 51-65 мм "Моноринг", оборудованный одним

гидроперфоратором со средней производительностью бурения по рудам указанной крепости 150 м/смену и стоимостью одной машино смены 180 руб.;

для зарядания скважин - самоходную зарядную установку типа "Ульба" с производительностью зарядания 1200 кг/смену и стоимостью одной машино смены 130 руб.;

для вторичного дробления - самоходную буробойную установку (СББУ) на базе ПД-8 с производительностью 180 т/смену и стоимостью одной машино смены 80 руб.;

для крепления выработок - самоходная набрызгбетонная установка (СНБУ) на базе ПД-8 с производительностью 120 м²/смену и стоимостью одной машино смены 90 руб.;

для вспомогательных работ - самоходная тележка (СТ) на базе ПД-8 со стоимостью одной машино смены 80 руб.

На ПНР принимаем:

для проведения горизонтальных выработок и наклонных съездов — комплекс самоходной буровой каретки для бурения шпуров типа "Миниматик", доставочной машины ПД-8;

для проведения восстающих - комплекс КПВ;

для образования отрезных восстающих - самоходный буровой станок для бурения скважин увеличенного диаметра типа БШ-145.

4. Расчет параметров БВР.

Размеры обуриваемого забоя определим исходя из основного требования, предъявляемого к отбитому и выпускаемому слою руды с точки зрения выпуска с наименьшими суммарными потерями и разубоживанием руды. Это достигается в случае вписывания фигуры выпуска, соответствующей выпуску чистой руды, в контуры слоя выпускаемой руды. При расположении доставочных выработок друг под другом ширина забоя

$$B_1 = \sqrt{\frac{H_{выр}}{m}} + B_{выр}, \text{ м}$$

где $B_{выр}$ - ширина доставочной выработки, м.

При шахматном расположении доставочных выработок, форма забоя приобретает сложную конфигурацию, а ширина забоя

$$B_2 = \frac{0,51g\beta + \sqrt{0,251g^2\beta + 4m(H_{сз} + H_{выр})}}{2 \cdot m} + B_{выр}, \text{ м}$$

где β - угол наклона образующей треугольника потерь между смежными доставочными выработками; $H_{выр}$ - высота доставочной выработки, м.

В наинем случае, при шахматном расположении буро-доставочных выработок:

$$B_3 = \frac{0,5 \operatorname{tg} \beta + \sqrt{0,25 \operatorname{tg}^2 60 + 40,65(15+3)}}{2 * 0,65} + 4 = 10,0 \text{ м.}$$

Расчетами, которые не приводятся, определены следующие параметры выработки: максимальное расстояние между скважинами - 1,8 м; л.н.с. - $W = 1,2$ м; удельный расход ВВ на отбойку $Q_{вв} = 0,42$ кг/т., вместимость скважины диаметром 51 мм $Q_6 = 2,0$ кг/м коэффициент разрыхления руды $K_p = 1,35$.

В соответствии с найденной шириной забоя составлен паспорт БВР, а размеры веера скважин сведены в табл.8.6.

Таблица 8.6

Параметры веера скважин

№ скважины	Угол наклона скважины, град.	Длина скважины $L_{скв}, \text{ м}$	Длина заряда ВВ $L_{зар}, \text{ м}$	Масса заряда ВВ, м
1	60	6,0	5,5	11
2	66	8,5	6,0	12
3	72	12,5	10,5	21
4	78	12,0	11,0	22
5	84	17,0	10,5	21
6	90	20,0	19,0	38
7	96	17,0	10,5	21
8	102	12,0	11,0	22
9	108	12,5	10,5	21
10	114	8,5	6,0	12
11	120	6,0	5,5	11
Всего	-	132,0	106,0	212

Коэффициент использования скважин

$$K_p = \frac{\Sigma L_{зар}}{\Sigma L_{скв}} = \frac{106}{132} = 0,8.$$

Удельный расход бурения (м/т)

$$L_b = \frac{Q_{вв}}{K_p Q_b} = \frac{0,42}{0,8 * 2} = 0,263 \text{ м/т.}$$

Сечения буровых выработок, которые одновременно являются и отставочными, определены выше, в п.2.

5. Расчет выпуска и механизированной доставки руды.

Для расчета показателей извлечения руды при выпуске под обрушенными породами в системах с торцевым выпуском руды требуется значение толщины

выпускаемого слоя руды $D_{сл}$, которая связана с толщиной отбиваемой секции $D_{сек}$ следующим соотношением

$$D_{сл} = D_{сек} * K_p, \text{ м}$$

где K_p – коэффициент разрыхления руды при отбойке на зажимающую среду.

Толщина отбиваемой секции

$$D_{сек} = K_n \frac{B_1 - B_{выр}}{K_p}, \text{ м}$$

где K_n – коэффициент, учитывающий влияние забойной стенки массива на форму и положение фигуры выпуска ($K_n = 0,55-0,65$). Таким образом, при $K_p=1,35$ и $K_n=0,55$, получаем

$$D_{сек} = 0,55 \frac{10 - 4}{1,35} = 2,44 \text{ м.}$$

При полученном значении л.н.с., равной 1,2 м, для получения толщины выпускаемого слоя руды, близкой к оптимальной, необходимо отбивать за один взрыв число вееров, равное

$$N_v = \frac{D_{сек}}{W} = \frac{2,4}{1,2} = 2$$

В итоге получаем фактическую толщину отбиваемой секции

$$D_{сек} = N_v * W = 2 * 1,2 = 2,4 \text{ м.}$$

А толщину отбитого и выпускаемого в дальнейшем слоя руды

$$D_{сл} = D_{сек} * K_p = 2,4 * 1,35 = 3,3 \text{ м.}$$

Таким образом, запасы руды отбиваемой секции

$$V_{сек} = (H_{пз} * V_3 - H_{выр} * V_{выр}) * D_{сек} * G_p, \text{ т}$$

G_p – плотность руды, т/м^3 .

Для нашего примера

$$V_{сек} = (15 * 10 - 12) * 2,4 * 3 = 993,6 \text{ т.}$$

Предельное засорение в дозе выпуска согласно (4.12)

$$P_{\text{з.р.}} = \frac{1,8 - 0,5}{1,8 - 0,1} = 0,765$$

и соответствующие значения потерь Π и разубоживания P руды (расчет производится)

$$\Pi = 12\% \text{ и } P = 12\%.$$

Расчет производительности доставки. При найденном ранее оптимальном расстоянии между рудоспусками, равном 200 м, среднее расстояние доставки

$$L_{\text{ср}} = 0,5(0,5L_{\text{р.}} + L_{\text{н}}) = 0,5(0,5 \cdot 200 + 60) = 80 \text{ м.}$$

Производительность доставки,

$$P_{\text{д}} = \frac{60T_{\text{ср}}OK_{\text{в}}K_{\text{с}}}{L_{\text{в}} + L_{\text{р}} + T_{\text{в}} + T_{\text{р}} + T_{\text{с}}} = \frac{60 \cdot 6 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 1}{80 \cdot \frac{150}{150} + 80 \cdot \frac{200}{200} + 0,6 + 0,2 + 0,5} = 117 \text{ т/смену.}$$

6. Разработка циклограммы очистных работ по забою.

Определим время, необходимое для выполнения работ одной установкой, а также возможную производительность добычи, которую может обеспечить та или иная установка при полном использовании времени.

Продолжительность бурения скважин двух вееров

$$T_{\text{бур}} = \frac{\Sigma L_{\text{бур}}}{V_{\text{бур}}} = \frac{132 \cdot 2}{150} = 1,76 \text{ смены.}$$

Производительность буровой установки по добыче

$$P_{\text{бур}} = \frac{P_{\text{з.р.}}}{L_{\text{в}}} = \frac{150}{0,263} = 570 \text{ т/смену.}$$

Продолжительность зарядки скважин

$$T_{\text{зар}} = \frac{L_{\text{зар}}}{P_{\text{зар}}} = \frac{106 \cdot 2}{1200} = 0,18 \text{ смены.}$$

Производительность зарядной установки по добыче

$$P_{\text{зар}} = \frac{P_{\text{з.р.}}}{Q_{\text{зар}}} = \frac{1200}{0,42} = 2800 \text{ т/смену.}$$

$$P_{\text{в.ср}} = \frac{1,8 - 0,5}{1,8 - 0,1} = 0,765$$

и соответствующие значения потерь Π и разубоживания P руды (расчет е производится)

$$\Pi = 12\% \text{ и } P = 12\%.$$

Расчет производительности доставки. При найденном ранее оптимальном расстоянии между рудоспусками, равном 200 м, среднее расстояние доставки

$$L_{\text{ср}} = 0,5(0,5L_{\text{р}} + L_{\text{н}}) = 0,5(0,5 * 200 + 60) = 80 \text{ м.}$$

Производительность доставки,

$$P_{\text{д}} = \frac{60T_{\text{в.ср}}QK_1K_2}{L_V + L_V + T_{\text{н}} + T_{\text{р}} + T_{\text{с}}} = \frac{60 * 6 * 8 * 0,9 * 1}{80 + 80 + 200 + 0,6 + 0,2 + 0,5} = 117 \text{ т/смену.}$$

6. Разработка циклограммы очистных работ по забою.

Определим время, необходимое для выполнения работ одной установкой, а также возможную производительность добычи, которую может обеспечить та или иная установка при полном использовании времени.

Продолжительность бурения скважин двух вееров

$$T_{\text{бур}} = \frac{\Sigma L_{\text{сваж}}}{V_{\text{бур}}} = \frac{132 * 2}{150} = 1,76 \text{ смены.}$$

Производительность буровой установки по добыче

$$P_{\text{бур}} = \frac{P_{\text{бур}}}{L_{\text{б}}} = \frac{150}{0,263} = 570 \text{ т/смену.}$$

Продолжительность зарядания скважин

$$T_{\text{зар}} = \frac{L_{\text{зар}}}{P_{\text{зар}}} = \frac{106 * 2}{1200} = 0,18 \text{ смены.}$$

Производительность зарядной установки по добыче

$$P_{\text{зар}} = \frac{P_{\text{зар}}}{Q_{\text{зар}}} = \frac{1200}{0,42} = 2800 \text{ т/смену.}$$

Продолжительность доставки рудной массы, отбитой за один взрыв, смен

$$T_{\text{дос}} = \frac{E_{\text{вск}} K_{\text{в}}}{P_0} = \frac{993,6 * 1}{1170} = 0,85 \text{ смены.}$$

Рассмотрим несколько возможных вариантов организации очистных работ. При этом первоначально оговорим ряд ограничений технологического и технического характера, свойственных рассматриваемому варианту системы разработки.

1-е ограничение. Обуривание двух смежных вееров скважин может производиться только одной установкой последовательно, т.к. размещение двух и более установок для одновременного обуривания двух смежных вееров (расстояние между которыми 1,2 м) невозможно.

2-е ограничение. В буродоставочном орте не могут находиться одновременно 2 ПДМ и более, т.к. размеры выработки не позволяют осуществлять их разминовку. При работе 2-х и более ПДМ их разминовка возможна только на доставочном штреке. В этом случае производительность доставки рассчитывается с учетом времени простоя ПДМ в ожидании выезда другой ПДМ из буродоставочного орта.

3-е ограничение. Основные процессы очистной выемки (бурение, зарядание, доставка, вторичное дробление кусков, которые не могут быть отвезены к специальному месту производства вторичного дробления) могут осуществляться только последовательно. Это является характерной особенностью варианта подэтажного обрушения с торцевым выпуском из буродоставочной выработки.

4-е ограничение. Взрывание вееров осуществляется в конце смены с тем, чтобы проветривание забоя осуществлялось в междусменный перерыв (2 часа).

Учитывая рассмотренные ограничения, предложим несколько возможных вариантов организации работ в очистном забое, циклограммы которых изображены на рис.8.2.

Вариант А. Один забой обслуживается одной буровой, одной зарядной и одной доставочной установкой (рис.8.2а). Суммарная продолжительность цикла - 2,8 смены. Округляем до 3-х смен. В период бурения и зарядания (2 смены) ПДМ обслуживает еще 2 забоя. Следовательно, для ПДМ $K_{\text{ив}} = 5,1/6 = 0,85$. На период зарядания и доставки рудной массы (6,2 часа) буровой станок простаивает и для него $K_{\text{ив}} = 10,6/18 = 0,59$.

Вариант Б. Один забой обслуживается одной буровой, одной зарядной и двумя доставочными установками (рис.8.2б). Суммарная продолжительность цикла 2,5 смены. В период бурения и зарядания (2 смены) 2 ПДМ обслуживают еще 4 забоя. Производительность доставки ПДМ снижается из-за увеличения времени рейса в связи с добавлением времени ожидания одной ПДМ на доставочном штреке, пока вторая ПДМ находится в буродоставочном орте. Для

нашего примера время простоя составит около 0,4 мин (расчет не приводится) и производительность доставки составит соответственно

$$P_d = \frac{1170 * T_{\text{ц}}}{T_{\text{ц}} + 0,4} = 990 \text{ т/смену},$$

где $T_{\text{ц}}$ - время цикла без времени ожидания (т.е. при работе одной ПДМ), рассчитанное нами ранее и равное 2,2 мин.

Продолжительность доставки

$$T_{\text{дос}} = \frac{993,6 * 1}{2 * 990} = 0,5 \text{ смены}.$$

При таком значении $T_{\text{дос}}$ коэффициент использования ПДМ во времени очень близок к единице ($K_{\text{ув}} = 1$). В период зарядания и доставки (4,1 часа) буровой станок простаивает, т.к. перегонять на это время в другой забой нецелесообразно и поэтому

$$K_{\text{ув}} = \frac{10,6}{15} = 0,71.$$

Вариант В. Один забой обслуживается одной буровой, одной зарядной и одной ПДМ, которая обслуживает еще один забой (например, с целью усреднения качества рудной массы). Суммарная продолжительность цикла (рис.8.2в) - 4 смены. В период бурения и зарядания (2 смены) одна ПДМ обслуживает 2 забоя и

$$K_{\text{ув}} = \frac{5,1}{6} = 0,85.$$

В период доставки (2 смены) буровой станок работает во втором забое и

$$K_{\text{ув}} = \frac{10,6}{12} = 0,88.$$

Полученные показатели, промежуточные и результирующие данные по рассмотренным вариантам сведены в табл.8.7.

Нами не учитывались удельные затраты по процессу зарядания, т.к. в силу большой производительности зарядная установка обслуживает несколько забоев (от 3 до 4 для наших схем) и ее использование во времени практически не зависит от технологической схемы очистного комплекса.

Удельные затраты по вторичному дроблению руды и по креплению выработок не учитываются в связи с тем, что эти процессы ведутся параллельно с процессами бурения и доставки и не влияют на организацию работ в целом.

В рассматриваемом примере мы не учитывали удельные затраты по статье "заработная плата", так как при использовании дорогостоящего самоходного оборудования, как в нашем случае, эти затраты сравнительно малы и не оказывают существенного влияния на окончательную оценку вариантов.

Вариант А

Процесс	1 смена	2 смена	3 смена	4 смена	5 смена	6 смена
Бурение	=====	====		=====	====	
Заряжание		=:			==	
Доставка			=====			=====

Вариант Б

Процесс	1 смена	2 смена	3 смена	4 смена	5 смена	6 смена
Бурение	=====	====	:==	=====	==	
Заряжание		=:			:==	
Доставка			=:			==:

Вариант В

Процесс	1 смена	2 смена	3 смена	4 смена	5 смена	6 смена
Бурение	=====:	=====			=====:	=====:
Заряжание		==				=
Доставка			==:	==:		

Рис.8.2. Циклограммы работ в очистных забоях по вариантам А, Б и В (см. в тексте).

Параметры и показатели различных вариантов
организации работ в очистном забое

Индекс варианта	Процесс	Марка машин	Стоимость машинно смены, руб/см	K _{об}	Производительность, т/смену		Удельные затраты, руб/т
					Расч.	Факт.	
А	Бурение Доставка	Моноринг ПД-8	130	0,59	570	340	0,38
			80	0,85	1170	990	0,08
Сумма удельных затрат по варианту А							
Б	Бурение Доставка	Моноринг ПД-8	130	0,71	570	400	0,32
			80	1,00	1170	1170	0,07
Сумма удельных затрат по варианту Б							
В	Бурение Доставка	Моноринг ПД-8	130	0,88	570	500	0,26
			80	0,85	1170	990	0,08
Сумма удельных затрат по варианту В							
0,34							

Таким образом, наилучшим оказался вариант В, обеспечивающий наиболее полное использование во времени самого дорогостоящего оборудования в данной технологической схеме – для самоходного бурового станка.

Для этого варианта общая трудоемкость работ цикла с учетом всех основных и вспомогательных процессов

$$T_{ц} = T_{б} + T_{з} + T_{д} + T_{вл} + T_{к} + T_{вр}, \text{ чел-смен}$$

где $T_{б}$, $T_{з}$, $T_{д}$, $T_{вл}$, $T_{к}$, $T_{вр}$ - трудоемкости процессов бурения, зарядки и взрывания, доставки, вторичного дробления, крепления и вспомогательных работ соответственно, чел-смен.

Для нашего случая

$$T_{ц} = 2 * (2+3) * (0,6+1) * (1+1) * (0,2+3) * (0,1+1) * 0,2 = 7,5 \text{ чел-смен.}$$

Общая трудоемкость работ в блоке

$$T_{бл} = \frac{T_{ц} B K_{вн}}{B_c} = \frac{7,5 * 1800000 * 0,92}{993,6} = 12500 \text{ чел-смен.}$$

Среднемесячная производительность очистного забоя

$$P_{эф} = \frac{B_{сет} K_{в}}{t_y} = \frac{993,6 * 1}{4} = 248,4 \text{ т/смену.}$$

7. Конструирование системы разработки.

Конструирование основывается на исходных положениях, изложенных в начале этого раздела.

8. Расчет параметров и показателей ПНР в блоке.

Результат расчетов, а также параметры приходящихся на блок выработок сведены в табл.8.8.

9. Разработка программы очистных и подготовительно-нарезных работ в блоке.

При системе подэтажного обрушения осуществляется одностадийная выемка запасов, отсутствуют расчеты, связанные с закладкой выработанного пространства, с отработкой целиков.

Запасы блока

$$Q_{бл} = H, Ml_{оп} G_p = 60 * 50 * 200 * 3 = 1800000 \text{ т.}$$

Доля очистных работ в общерудничной добыче рудной массы согласно 8.4.

$$K_{оч} = 1 - \frac{145440}{145440 + 1654560 * 1} = 0,92.$$

Требуемое число забоев, находящихся в одновременной очистной выемке согласно 8.3.

$$N_{оч} = \text{trunc} \left(\frac{0,92 * 3000000 * 1,25}{3 * 305 * 248,4} \right) + 1 = 16.$$

Общее число блоков $N_{бл}$ по условию усреднения (см.п.1) не должно быть меньше 4-5, следовательно, число забоев в блоке, находящихся в очистной выемке при $N_{бл} = 4$

$$N_{\text{зоб}} = \frac{N_{\text{ар}}}{N_{\text{ав}}} = \frac{16}{4} = 4.$$

Плановая производительность блока (см. п. 1)

$$P_{\text{бс}} = \frac{P_{\text{ав}}}{N_{\text{зоб}}} = \frac{0,75}{305} = 2460 \text{ т/сут.}$$

Плановая производительность забоя

$$P_{\text{зс}} = \frac{P_{\text{бс}}}{N_{\text{зоб}}} = \frac{2460}{4} = 615 \text{ сут.}$$

Время отработки блока

$$t_{\text{бл}} = \frac{Q_{\text{бл}}}{P_{\text{бс}}} = \frac{1800000 * 0,92}{2460} = 674 \text{ сут или } 26,5 \text{ месяцев.}$$

Средняя скорость подвигания забоя

$$V_2 = \frac{L_{\text{зсв}}}{t_{\text{з}}} = \frac{2,4}{4} = 0,6 \text{ м/смену}$$

Время отработки одной ленты (выемочная единица, соответствующая асти блока, обрабатываемой с одного буродоставочного орта)

$$t_1 = \frac{M}{V_2} = \frac{50}{0,6} = 84 \text{ смены или } 28 \text{ суток.}$$

Трудоемкость очистной выемки одной ленты

$$T_1 = \frac{T_{\text{л}}}{4 * 20} = \frac{12500}{80} = 157 \text{ чел-смен.}$$

Среднесуточная численность рабочих, приходящаяся на один забой

$$N_1 = \frac{T_1 N_{\text{л}}}{t} = \frac{7,5 * 3}{4} = 5,6 \text{ чел.}$$

Очистные забои блока располагаются на 2-х смежных подэтажах, по 2 смежных забоя на каждом подэтаже. Последовательное расположение забоев на подэтаже необходимо как с точки зрения создания благоприятных условий для обрушения налегающих пород, так и для реализации многозабойного обслуживания. С точки зрения показателей извлечения руды при выпуске целесообразно располагать смежные забои в одну линию с тем, чтобы уменьшить длину контакта слоя выпускаемой руды с боковыми обрушенными породами. Это, однако, требует более жесткого графика организации работ, исключая отставание одного забоя от другого.

Время проходки буродоставочного орта (БДО) при сменной численности проходчиков $N_{\text{пр}} = 2$

$$t_{\text{ор}} = \frac{T}{N_{\text{пр}} N_{\text{су}}} = \frac{90}{2 * 3} = 15 \text{ суток}$$

Продолжительность проходки отрезного восстающего

$$t_{\text{пр}} = \frac{4}{2 \cdot 3} = 0,67 \text{ суток или 2 смены.}$$

График отработки блока показан на рис.8.3. При составлении календарного плана учтен заложенный в расчеты резерв производительности по добыче рудной массы ($K_{\text{рез}} = 1,25$) путем введения в планограмму работ дополнительного, резервного времени между отработками смежных лент.

Общий резерв времени

$$T_{\text{о}} = t_{\text{пр}} \frac{N_{\text{л}}}{N_{\text{эф}}} = 674 - 28 \frac{80}{4} = 114 \text{ суток.}$$

В расчете на каждую ленту

$$T_{\text{л}} = \text{trunc} \left(\frac{T_{\text{о}}}{N_{\text{л}}} \right) = \text{trunc} \left(\frac{114 \cdot 3}{4} \right) = 4 \text{ смены.}$$

Таким образом, по всем лентам, резерв времени составляет $80 \cdot 4 = 320$ смен и остающийся резерв времени для блока в целом

$$T_{\text{бл}} = 342 - 320 = 22 \text{ смены или 7,3 суток.}$$

Численность рабочих на каком-либо процессе в целом по руднику $N_{\text{пр}}$ определяется согласно циклограмме работ (рис.8.2в)

$$N_{\text{пр}} = N_{\text{ср}} \left[\text{trunc} \left(\frac{T_{\text{пр}} \cdot N_{\text{ср}}}{t_{\text{ц}}} \right) + 1 \right] \text{ чел.},$$

где $T_{\text{пр}}$ – трудоемкость рассчитываемого процесса в пределах одного цикла продолжительностью $t_{\text{ц}}$.

Согласно этой формуле по процессу бурения:

$$N_{\text{бу}} = \left[\text{trunc} \left(\frac{3,9 \cdot 16}{4} \right) + 1 \right] = 48 \text{ чел.}$$

заряжания и взрывания

$$N_{\text{зв}} = 3 \left[\text{trunc} \left(\frac{1,8 \cdot 16}{4} \right) + 1 \right] = 24 \text{ чел.}$$

доставки рудной массы

$$N_{\text{дм}} = 3 \left[\text{trunc} \left(\frac{0,95 \cdot 16}{4} \right) + 1 \right] = 12 \text{ чел.}$$

вторичного дробления руды

$$N_{\text{др}} = 3 \left[\text{trunc} \left(\frac{0,2 \cdot 16}{4} \right) + 1 \right] = 3 \text{ чел.}$$

крепления выработок

$$N_{\text{кр}} = 3 \left[\text{trunc} \left(\frac{0,3 \cdot 16}{4} \right) + 1 \right] = 6 \text{ чел.}$$

вспомогательных работ

$$N_{\text{сп}} = 3 \left[\text{trunc} \left(\frac{0,2 * 16}{4} \right) + 1 \right] = 3 \text{ чел.}$$

Общая численность рабочих на рассмотренных процессах очистной выемки

$$N_{\text{ро}} = N_{\text{р}} = 48 + 24 + 12 + 3 + 6 + 3 = 96 \text{ чел.}$$

Численность рабочих на ПНР $N_{\text{пнр}}$ определяется с учетом трудоемкости этих работ (табл.8.8, графа 12) $T_{\text{пнр}}$ и продолжительностью отработки блока $t_{\text{бл}}$

$$N_{\text{пнр}} = N_{\text{св}} \left[\text{trunc} \left(\frac{T_{\text{пнр}} N_{\text{дт}} K_{\text{пец}}}{N_{\text{св}} I_{\text{дт}}} \right) + 1 \right] = 3 \left[\text{trunc} \left(\frac{9253 * 4 * 1,1}{3 * 674} \right) + 1 \right] = 63 \text{ чел.}$$

10. Расчет ТЭП.

Удельный расход ПНВ согласно (8.5) по руде

$$V_{\text{пнв}} = 100 \frac{48480}{600000} = 8,08\%$$

по породе

$$V_{\text{пнв}} = 100 \frac{24860}{600000} = 4,14\%$$

и, согласно (8.6)

$$I_{\text{пнв}} = 1000 \frac{6930}{1800000} = 3,85 \text{ м/1000 т}$$

Потери руды по блоку согласно (8.7)

$$P_{\text{дт}} = 1 - \frac{145440 + (1 - 0,12)(1800000 - 145440)}{1800000} = 0,11$$

Коэффициент извлечения рудной массы по блоку согласно (8.8)

$$K_{\text{д}} = \frac{145440 + 1654560}{1800000} = 1.$$

Разубоживание по блоку согласно (8.10)

$$P_{\text{дт}} = 1 - \frac{1 - 0,11}{1} = 0,11.$$

Доля очистных работ в добыче рудной массы согласно (8.11)

$$K_{\text{от}} = \frac{1654560}{1654560 + 145440} = 0,92.$$

Производительность рабочего очистного забоя согласно (8.12)

$$P_{\text{оп}} = \frac{1654560}{12500} = 132 \text{ т/чел-смену.}$$

Производительность рабочего по системе разработки, включая проходческую группу согласно (8.13)

$$P_{cp} = \frac{1654560 + 145440}{12500 + 9253} = 83 \text{ т/чел-смену.}$$

Себестоимость добычи по системе разработки. Данные, необходимые для расчета удельных затрат по различным статьям, сведены в табл.8.9, табл.8.10 и табл.8.11.

Удельные затраты по статье “заработная плата” согласно (8.15)

$$Y_p = \frac{1800}{9860} = 0,183 \text{ руб/т.}$$

Удельные затраты по статье “амортизация” согласно (8.16)

$$Y_a = \frac{8370}{9860} = 0,850 \text{ руб/т.}$$

Удельные затраты по статье “энергетические затраты” согласно (8.17)

$$Y_e = \frac{460}{9860} = 0,047 \text{ руб/т.}$$

Удельные затраты по статье “материалы” согласно (8.18)

$$Y_m = \frac{4000}{9860} = 0,405 \text{ руб/т.}$$

Удельные затраты на ПНВ согласно (8.19)

$$Y_{пнв} = \frac{2977590}{1 \cdot 1800000} = 1,654 \text{ руб/т.}$$

Себестоимость добычи по системе разработки согласно (8.14)

$$C_d = 0,183 + 0,850 + 0,047 + 0,405 + 1,654 = 3,139 \text{ руб/т.}$$

В заключении стоит сказать, что приведенный расчет является учебным и в значительной степени упрощенным, горно-геологические условия – условны, а стоимостные параметры соответствуют уровню цен 1980-1985 годов.

8.3 Частные методики расчета параметров систем разработки

Оптимизация расположения элементов системы разработки относительно контакта “руда - порода”.

Указанная оптимизация должна решаться при конструировании систем разработки в целом ряде случаев, а, в частности, при расположении очистных камер по простиранию наклонного рудного тела с горизонтальной почвой для нормального перемещения по ней механизмов и людей; необходимости придания боковой стенке очистной камеры (как правило, у лежачего бока залежи) такого угла наклона, при котором сводятся к минимуму потери отбитой руды, остающиеся при отработке наклонных рудных тел камерной системой разработки или системами разработки 2-го класса; размещении рудоприемных выработок на контакте руды и вмещающих пород при разработке наклонных и пологих залежей.

В общем виде задача оптимизации расположения какой-либо выработки относительно контакта руды и породы решается следующим образом:

определяются объемы (или соответствующие площади если задача может

решаться в плоскости) теряемой руды V_p (или S_p) и прихватываемых пород V_n (или S_n) в зависимости от оптимизируемого параметра - величины заглубления выработки в породы x ;

$$V_n = f(x); \quad V_p = \xi \zeta(x);$$

составляется общее выражение целевой функции, в качестве которой принят суммарный экономический ущерб от конструктивных потерь и засорения руды;

$$Y_{n,p} = V_n Y_n^* \gamma_p + V_p Y_p^* \gamma_n \rightarrow \min,$$

где Y_p^* и Y_n^* - экономический ущерб соответственно от потерь 1 тонны руды и засорения 1 тонной породы, руб/т; γ_p и γ_n - плотность в массиве соответственно руды и породы, т/м³; (см.раздел 1.7).

Вычисляется первая производная по оптимизируемой величине x и приравняется к нулю;

$$\frac{dY_{n,p}}{dx} = 0;$$

полученное выражение преобразуется в формулу для вычисления

$$x = x_{opt} = F(\text{par}) * P_{p,np},$$

где $F(\text{par})$ - функция геометрических параметров рудного тела и выработки, а $P_{p,np}$ - предельное засорение руды, определяемое по формулам 4.12 или 4.14 (см.гл.4).

Например, для рядовой руды, при $\gamma_p = 3$ т/м³; $\gamma_n = 2,5$ т/м³; $Y_n^* = 4$ руб/т; $Y_p^* = 3$ руб/т согласно 4.14

$$P_{p,np} = \frac{4 * 3}{4 * 3 + 3 * 2,5} = 0,615$$

а для богатой руды при $Y_n^* = 12$ руб/т и при прочих равных условиях

$$P_{p,np} = \frac{12 * 3}{12 * 3 + 3 * 2,5} = 0,827.$$

Приведем результаты расчетов для четырех случаев.

1 случай.

Оптимальное заглубление горизонтальной почвы очистной камеры в породы. Задача решается в плоскости.

Площадь участка засоряющих пород

$$S_a = \frac{x^2}{2 \operatorname{tg} \alpha}, \text{ м}^2$$

где α – угол падения залежи, градус.

Площадь участка теряемой руды

$$S_p = \frac{1}{2} (B \operatorname{tg} \alpha - x) \left(B - \frac{x}{\operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ м}^2$$

где B – ширина очистной камеры, м

Оптимальное заглубление

$$X_{\text{опт}} = B \operatorname{tg} \alpha P_{\text{р.пр}}, \text{ м}$$

Например, для рядовых руд, при $P_{\text{р.пр}} = 0,615$; $\alpha = 15^\circ$ и $B = 6$ м, получаем

$$X_{\text{опт}} = 6 \operatorname{tg} 15^\circ * 0,615 = 0,98 \text{ м,}$$

а для богатых руд, при $P_{\text{р.пр}}$ и при прочих равных условиях, имеем

$$X_{\text{опт}} = 6 \operatorname{tg} 15^\circ * 0,827 = 1,33 \text{ м.}$$

2 случай.

Оптимальное заглубление наклонной стенки очистной камеры в породы лежащего бока. Задача решается в плоскости.

Площадь участка засоряющих пород

$$S_n = \frac{x^2 \operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{2(\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \alpha)}, \text{ м}^2$$

где α – см. выше; β – угол наклона стенки очистной камеры, градус ($\beta > \alpha$).

Площадь участка теряемой руды

$$S_p = \frac{\left(h - \frac{x \operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \alpha} \right)^2}{2 \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \alpha}}, \text{ м}^2$$

где h – вертикальная высота камеры.

Оптимальное заглубление

$$X_{\text{опт}} = h \left(\frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} - \frac{1}{\operatorname{tg} \beta} \right) P_{\text{р.пр}}, \text{ м}$$

В частности, для рядовых руд, при $P_{\text{р.пр}} = 0,615$; $\alpha = 30^\circ$ и $h = 50$ м имеем:
для камерной системы разработки при $\beta = 45^\circ$

$$X_{\text{опт}} = 50 \left(\frac{1}{\operatorname{tg} 30^\circ} - \frac{1}{\operatorname{tg} 45^\circ} \right) * 0,615 = 22,4 \text{ м;}$$

для системы разработки 2-го класса при $\beta = 60^\circ$

$$X_{opt} = 50 \left(\frac{1}{\operatorname{tg} 30} - \frac{1}{\operatorname{tg} 60} \right) * 0,615 = 35,5 \text{ м.}$$

3 случай.

Оптимальное заглубление воронки в горизонтальный контакт руды с дой. Задача решается в объеме.

Объем пород в контурах воронки

$$V_p = \frac{\pi x^3}{3 \operatorname{tg}^2 \beta}, \text{ м}^3$$

где β угол наклона образующей воронки к горизонту, град., (как правило, до 65 градусов).

Объем участка теряемой руды, остающиеся в массиве межвороночного гранства для случая, если круглые воронки с максимальным диаметром D отся друг друга в своей верхней части

$$V_n = D^2 \left(\frac{D \operatorname{tg} \beta}{2} - x \right) - \frac{\pi}{3 \operatorname{tg}^2 \beta} \left[\left(\frac{D \operatorname{tg} \beta}{2} \right)^3 - x^3 \right], \text{ м}^3$$

Оптимальное заглубление

$$X_{opt} = \frac{D \operatorname{tg} \beta}{\sqrt{\pi}} P_{p,op}^{0,5}, \text{ м}$$

Например, для рядовой руды, при $P_{p,op} = 0,615$; $\beta = 60^0$ и $D = 8$ м

$$X_{opt} = \frac{8 \operatorname{tg} 60}{\sqrt{\pi}} * 0,615^{0,5} = 6,15 \text{ м,}$$

а для богатой, при $P_{p,op} = 0,827$ и тех же размерах воронки

$$X_{opt} = \frac{8 \operatorname{tg} 60}{\sqrt{\pi}} * 0,827^{0,5} = 7,11 \text{ м.}$$

4 случай.

Оптимальное заглубление траншеи в горизонтальный контакт руды с дой. Задача решается в плоскости.

Площадь пород в контурах траншеи

$$S_p = \frac{x^2}{\operatorname{tg} \beta}, \text{ м}^2$$

где β – угол наклона боковой стенки траншеи, град

Площадь теряемой руды в междутраншейном целике при максимальной ширине траншеи в верхней части

$$S_n = D \left(\frac{D \operatorname{tg} \beta}{2} - x \right) - \left(\frac{D^2 \operatorname{tg} \beta}{4} - \frac{x^2}{\operatorname{tg} \beta} \right), \text{ м}^2$$

Оптимальное заглубление

$$X_{opt} = \frac{D \operatorname{tg} \beta}{2} P_{p,op}, \text{ м}$$

Например, для рядовой руды, при $P_{p,op} = 0,615$; $\beta = 60^0$ и $D = 11$ м

$$X_{пр} = \frac{11rg60}{2} * 0,615 = 5,85 \text{ м,}$$

а для богатой, при $P_{пр} = 0,827$ и прочих равных условиях

$$X_{ов} = \frac{11rg60}{2} * 0,827 = 7,86 \text{ м.}$$

Параметры НПВ и очистных работ в блоке

ПНВ	S	L	N	L	V _n	V _p	V	Q _p	N _i	H ₀	T	C _{пр}	C _{гид}
1	2	3	4	5	6	7	8	9	1	11	12	13	14
Автокран	16	600	1/	100	1600		1600		1	10	160	600	60000
Породоспуск	6	90	6	15	90		90		1	6	15	540	810
Квершлаг п/з	14	90	1/	15	210		210		1	9	24	520	780
Штрек п/з	14	200	6	800	11200		11200		1	9	1244	520	416000
Вентиляционный восстающий	6	60	6	60	360		360		2	6	60	560	33600
Рудоспуск	6	90	4	90	540		540		2	6	90	540	48600
Сбойка п/з	14	90	90	90	1260		1260		1	9	140	520	46800
Буродоставочный орт	12	60	1	4800	9600	4800	57600	144000	1	8	7200	470	2256000
Отрезной восстающий	0,5	12	1	960		480	480	1440	3	1,5	320	120	115000
Итого по ПНВ	-	-	-	6930	24860	48480	73340	145440	-	-	9253	-	2977590
Очистные работы	-	-	-	-	-	551520	551520	1654560	-	-	-	-	-
Всего по блоку	-	-	-	6930	24860	600000	624860	1800000	-	-	-	-	-

*1 - проходческий комплекс ПД-8 и «Миниматик»;

2 - проходческий комплекс КПВ;

3 - проходческий буровой станок БШ-145.

Расшифровку обозначений и соответствующих глав см. табл.

Таблица 8.9

Параметры ПНВ и очистных работ в блоке
(наименования приведенных обозначений см. по табл.8.2)

ПНВ	S	L	N	L	V _в	V _с	V	Q ₀	N _к	H _в	T		C _{пр}	C _{пр} ^{max}
											11	12		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
Автоуклон	16	600	11/6	100	1600		1600		1	10	160	600	60000	
Породелуск	6	90	1/6	15	90		90		1	6	15	540	810	
Квершлаг п/э	14	90	1/6	15	210		210		1	9	24	520	780	
Штрек п/э	14	200	4	800	11200		11200		1	9	1244	520	416000	
Вентиляционный восстающий	6	60	1	60	360		360		2	6	60	560	33600	
Рудолуск	6	90	1	90	540		540		2	6	90	540	48600	
Сбойка п/э	14	90	1	90	1260		1260		1	9	140	520	46800	
Буродоставочный орт	12	60	80	4800	9600		57600	144000	1	8	7200	470	2256000	
Отрезной восстающий	0,5	12	80	960			480	1440	3	1,5	320	120	115000	
Итого по ПНВ	-	-	-	6930	24860	48480	73340	145440	-	-	9253	-	2977590	
Очистные работы	-	-	-	-	-	551520	551520	1654560	-	-	-	-	-	
Всего по блоку	-	-	-	6930	24860	600000	624860	1800000	-	-	-	-	-	

Таблица 8.10

Удельные затраты

1.	Процесс	Дост. ПД-8		Бурение		Заряжание		Вт. др.		Крепл.		Всего.		Сумма
		4+2=6	диз/т	8+2=10	диз/т	Ульба	4+2=6	диз/т	1+1=2	диз/т	1+1=2	диз/т	СТ	
2.	Марка оборудования													
3.	Число единиц оборудования (осн.+ резерв)													
4.	Вид энергоносителя													
5.	Мощность привода, единиц	200	100											
6.	Чистое время работы в течение смены, час	5,2	5,3											
7.	Расход энергоносителя, единиц/час	40	20											
8.	Расход энергоносителя, единиц/смену	280	106											
9.	Суммарный расход энергоносителя, единиц/смену	1120	848											
10.	Цена энергоносителя, руб./единицу	0,05	0,05											460
11.	Стоимость энергоносителя, руб./смену	168	127											
12.	Полная цена единицы оборудования, руб.	180	350											
13.	Норма амортизации, годовая	0,4	0,4											8370
14.	Суточная амортизация единицы, руб.	240	460											
15.	Суммарная суточная амортизация, руб.	1440	4600											
16.	Численность рабочих, явочная	12	48											
17.	Среднесменный заработок, руб.	20	18											
18.	Суммарный суточный заработок, руб.	240	864											12000

Удельные затраты по статье «материалы»

Процесс	Материалы	Единица измерения	Цена руб.	Суточный расход, ед/сут	Суммарные затраты, руб/сут.	Процесс	Трудоёмкость, чел-см		Сутки
							Число выходов в сутки	Продолжительность, сутки	
Бурение	Бурсталь	Кг	0,4	250	100				
	Тв. сплав	Кг	24	40	960				
Заряжание взрывание	ВВ	Кг	0,25	5400	1350				
	СВ	Компл.	7	20	140				
Доставка	резина	Компл.	8000	0,1	800				
Крепление	Металлич.	Т	110	1	110				
	Крепь								
	Крепёжный лес	м ³	30	4	120				
	Цемент	Т	120	2,5	300				
	песок	м ³	15	8	120				
Всего									4000
№ забоя	Процесс		Число выходов в сутки	Продолжительность, сутки	Сутки				
						10	20	30	40
						100			

1,2	Проведение БДО Проведение ОВ Очистная выемка Резерв времени	90 4 132 -	6 6 4,7 -	15 0,67 28 1,3	= = = = = = =
3,4	Проведение БДО Проведение ОВ Очистная выемка Резерв времени	90 4 132 -	6 6 4,7 -	15 0,67 28 1,3	= = = = = = = =
5,6	Проведение БДО Проведение ОВ Очистная выемка Резерв времени	90 4 132 -	6 6 4,7 -	15 0,67 28 1,3	= = = = = = = =
7,8	Проведение БДО Проведение ОВ Очистная выемка Резерв времени	90 4 132 -	6 6 4,7 -	15 0,67 28 1,3	= = = = = = = =

Рис. 8.3. Календарный план организации очистных и текущих ПНР

Оглавление

Предисловие	2
Введение	3
Глава 1. Общие сведения, основные понятия и характеристики систем разработки	6
1.1. Требования к системе разработки	6
1.2. Основные показатели систем разработки	8
1.3. Вводные сведения о подготовке и нарезке выемочных блоков и терминология	10
Глава 2. Классификация систем разработки	44
2.1. Вводные сведения	44
2.2. Понятие о делении систем разработки на классы	46
2.3. Принятая классификация систем разработки	53
Глава 3. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства	60
3.1. Общая характеристика	60
3.2. Сплошная система разработки	63
3.3. Камерно-столбовая система разработки	69
3.4. Камерная система разработки	89
3.5. Системы разработки с отбойкой из магазинов	109
3.6. Другие системы с естественным поддержанием очистного пространства	115
Глава 4. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	126
4.1. Общая характеристика	126
4.2. Общая характеристика систем этажного принудительного обрушения	127
4.3. Этажно-принудительное обрушение со сплошной выемкой	130
4.4. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами	140
4.5. Этажное самообрушение	142
4.6. Общая характеристика систем подэтажного обрушения	148
4.7. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды	152
4.8. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды	158
Глава 5. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства	162
5.1. Общая характеристика	162
5.2. Последовательность отработки месторождения при слоевой выемке	163
5.3. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой	163
5.4. Система разработки наклонными слоями с закладкой	178
5.5. Система разработки вертикальными слоями с закладкой	180
5.6. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой	184
5.7. Последовательность отработки залежи камерными системами с закладкой	188
5.8. Камерные системы разработки с закладкой выработанного пространства	191
5.9. Камерные системы с закладкой при разработке пологих и наклонных залежей	192
5.10. Камерные системы с закладкой при разработке крутопадающих месторождений	196
5.11. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой	203
5.12. Системы разработки с креплением	206
5.13. Общая характеристика систем с креплением и последующим обрушением	207
5.14. Столбовая система разработки с обрушением	209

5.15. Слоевое обрушение	218
Глава 6. Выемка целиков	225 ✓
6.1. Общие сведения	225 ✓
6.2. Выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород	226 ✓
Глава 7. Выбор систем разработки и методика их экономического сравнения	233
7.1. Выбор параметров системы разработки	233 ✓
7.2. Порядок выбора систем разработки и влияющие факторы	236 ✓
7.3. Определение систем разработки, приемлемых по постоянным факторам	237 ✓
7.4. Ограничение в выборе системы разработки по переменным факторам.	
Возгораемость руд	239 ✓
7.5. Особенности выбора систем разработки месторождений с непостоянными горно-геологическими условиями	245 ✓
7.6. Методика отбора конкурентоспособных систем разработки	246 ✓
7.7. Порядок экономического сравнения систем разработки	251 ✓
7.8. Методика экономического сравнения систем разработки и их вариантов	252 ✓
7.9. Выбор систем разработки на ЭВМ	257 ✓
Глава 8. Расчеты параметров и показателей систем разработки	259
8.1. Состав технико-экономических показателей и общая структура их расчетов	259
8.2. Методика расчета технико-экономических показателей	261
8.3. Частные методики расчета параметров систем разработки	286